

# **Universidad Nacional de Ingeniería**

**PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA GEOLOGICA,  
MINERA Y METALURGICA**



## **FLOTACION DE MOLIBDENITA A PARTIR DE CONCENTRADOS DE COBRE**

### **TESIS**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO  
METALURGISTA**

**IVAN RAMIRO QUIROZ NUÑEZ**

**Lima • Perú • 1980**

A MIS PADRES Y HERMANAS

## AGRADECIMIENTO

LA REALIZACION DE ESTA TESIS NO HUBIERA SIDO POSIBLE SIN EL AUSPICIO DEL INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO. MI RECONOCIMIENTO PARA TODO SU PERSONAL Y EN ESPECIAL PARA EL QUE FUE MI COORDINADOR DE TESIS EL ING. VENANCIO ASTUCURI.

ASIMISMO MI PROFUNDO AGRADECIMIENTO A MIS PROFESORES UNIVERSITARIOS DEL DEPARTAMENTO DE METALURGIA DE LA UNI. A LOS INGENIEROS OSCAR MEDINA Y JULIO UZA, MIS ASESORES QUE AUTORIZARON Y REVISARON ESTE TRABAJO.

FINALMENTE AGRADEZCO A LOS INGENIEROS JOSE VIDALON HENRY WALQUI Y SAUL RAMIRES, DEL INGEMMET POR SU CONSTANTE APOYO EN LA REALIZACION DE ESTA TESIS.

# INDICE DE TESIS

TITULO: FLOTACION DE MOLIBDENITA A PARTIR DE CONCENTRADOS DE COBRE

CAPITULO PRIMERO: INTRODUCCION

Exposición de motivos y alcance del estudio.

CAPITULO II IMPORTANCIA DEL MOLIBDENO

2.1 Importancia de la recuperación de subproductos de cobres porfiríticos y concentrados de molibdenita en el Perú.

2.2 Usos del molibdeno.

2.3 Requerimientos de molibdeno en el Perú.

CAPITULO III FUENTES, RESERVAS Y PRODUCCION DE CONCENTRADOS DE MOLIBDENO.

3.1 Yacimientos y Distribución Geográfica.

3.2 Reservas de molibdeno.

3.2.1 En el Perú

3.2.2 En el mundo

3.3 Producción de concentrados de molibdeno.

3.3.1 En el Perú

3.3.2 En el mundo

CAPITULO IV RECUPERACION DE MOLIBDENITA DE YACIMIENTOS PORFIRITICOS DE COBRE

4.1 Introducción: Importancia de los yacimientos porfiríticos de cobre en la producción de concentrados de molibdenita

4.2 Estrategia de obtención de molibdenita a partir de cobres porfiríticos.

4.2.1 Liberación de especies minerales.

4.2.2 Flotación colectiva cobre molibdeno.

4.2.3 Pretratamiento del concentrado bulk obtenido.



- 4.2.4 Flotación selectiva de molibdenita deprimiendo sulfuros de cobre.
  - 4.2.4.1 Reactivos empleados.
  - 4.2.4.2 Factores que condicionan la elección de un reactivo.
  - 4.2.4.3 Pérdidas de moly en la flotación selectiva.
- 4.2.5 Eliminación de impurezas del concentrado de moly.

## CAPITULO V

### DESCRIPCION DE LOS PROCESOS FISICOQUIMICOS DE SEPARACION DE MOLIBDENITA POR FLOTACION A PARTIR DE CONCENTRADOS DE COBRE

- 5.1 Estructura y propiedades de la molibdenita.
  - 5.1.1 Forma de cristalización y tipos de enlaces.
  - 5.1.2 Propiedades de interacción con el agua.
  - 5.1.3 Influencia de los cationes calcio en las propiedades superficiales de la molibdenita.
- 5.2 Mecanismos de flotación colectiva cobre molibdeno.
  - 5.2.1 Adsorción de los reactivos de flotación.
- 5.3 Flotación selectiva de la molibdenita: Mecanismos de depresión de los sulfuros de cobre.
  - 5.3.1 Reactivos depresores.
  - 5.3.2 Mecanismos de depresión.
- 5.4 Eliminación de impurezas del concentrado de moly

## CAPITULO VI

### ESTUDIO DE LA MATERIA PRIMA: CONCENTRADOS COBRE-MOLIBDENO

- 6.1 Procedencia de los concentrados de cobre.
  - 6.1.1 Características del yacimiento del cual provienen los concentrados, cobre-molibdeno materia del estudio.
  - 6.1.2 Descripción de las características del mineral de cabeza.
  - 6.1.3 Tratamiento metalúrgico usado para obtener el concentrado cobre-molibdeno.

## 6.2 Determinación de la composición de los concentrados cobre-molibdeno.

6.2.1 Análisis químicos

6.2.2 Análisis de malla

6.2.3 Análisis mineralógicos (Especies principales de la materia prima).

6.2.4 Determinación de la forma como se distribuye la molibdenita. Comentarios sobre la liberación.

6.2.5 Características respecto a la flotación de los componentes del concentrado o materia prima.

## 6.3 Conclusiones

## CAPITULO VII

## TECNOLOGIA DE LA FLOTACION DE MOLIBDENITA-A PARTIR DE CONCENTRADOS DE COBRE: TRABAJO EXPERIMENTAL.

### 7.1 Introducción

### 7.2 Diseño de los experimentados

7.2.1 Nociones fundamentales del método empleado.

7.2.2 Planificación de las pruebas: justificación de la selección de variables a estudiar.

7.2.3 Esquema del equipo utilizado

7.2.4 Pruebas con Ferrocianuro de potasio: Diseño de experimentos. Condiciones de operación. Resultado de las pruebas. Observaciones sobre las pruebas. Análisis de los resultados.

7.2.5 Pruebas con Asmol: Diseño del experimentado. Condiciones de operación. Resultados de las pruebas. Observaciones sobre las pruebas. Análisis de los resultados.

7.2.6 Pruebas con sulfhidrato de sodio. Diseño del experimento. Condiciones de operación. Resultados de las pruebas. Observaciones sobre las pruebas. Análisis de los resultados.

### 7.3 Análisis comparativo de los resultados.

CAPITULO VIII                    INGENIERIA DE DISEÑO DE UNA PLANTA DE FLOTACION DE MOLIBDENITA.

- 8.1 Parámetros considerados para el diseño de una planta de flotación de molibdenita.
- 8.2 Flow Sheet tentativo.
- 8.3 Balance de materiales en las operaciones.
- 8.4 Selección del equipo adecuado.

CAPITULO IX                    : ANALISIS ECONOMICO DEL PROYECTO

- 9.1 Introducción: consideraciones de demanda y tamaño de planta.
- 9.2 Estimación de la inversión.
  - 9.2.1 Capital fijo.
  - 9.2.2 Capital de trabajo.
- 9.3 Cálculo de los costos de producción.
- 9.4 Cálculo de los ingresos. Valorización de los concentrados.
- 9.5 Balance económico.
- 9.6 Evaluación del proyecto.

CONCLUSION

BIBLIOGRAFIA

# CAPITULO PRIMERO

## INTRODUCCION

### EXPOSICION DE MOTIVOS Y ALCANCE DEL ESTUDIO

El trabajo que a continuación presento como tesis para obtener el Grado de Ingeniero Metalurgista, fue auspiciado por el Instituto Geológico Minero Metalúrgico (INGEMMET), como parte de sus tareas sobre la investigación de la Metalurgia Extractiva del Molibdeno, aspecto que para el Perú que cuenta con grandes reservas del metal, adquiere importancia singular por la trascendencia de sus aplicaciones actuales y futuras en la industria.

El molibdeno es un metal relativamente nuevo. Antiguamente se confundió su sulfuro (molibdenita) con el grafito con el que tiene muchas semejanzas, conociéndose a ambos con la palabra griega "Molibdos", que significa plomo. Sólo en 1778, Scheele diferenció entre los dos, estableciendo además, que la molibdenita se trataba de un sulfuro, mientras que en 1782 P.J. Helm, redujo el óxido molíbdico con carbón, obteniendo un polvo metálico al que llamó Molybdenum. Un siglo después (1893) Henri Moissan (Francia) obtuvo el metal 99.9% puro.

Como consecuencia de todo este proceso, en 1894 se aplicó por primera vez industrialmente en Francia para la fabricación de planchas metálicas blindadas usadas en armas.

Si bien su primera explotación industrial en la Mina Knaben (Noruega) data de principios del siglo XVIII, recién en 1913 se empleó industrialmente la flotación para recuperar la molibdenita.

La separación selectiva de este sulfuro a partir de concentrados de cobre fue desarrollada en 1933 por Anaconda y 28 años después en 1961, se instaló la planta de moly de Toquepala en el Perú.

Desde entonces la producción de concentrados de molibdenita en nuestro país ha permanecido estacionaria, pero en esta década del 80, se explotarán yacimientos porfiríticos de cobre que recuperarán moly como subproducto, por lo que nuestro país se prepara tecnológicamente para lograr su adecuada explotación y beneficio.

Partiendo de esta realidad, se ha realizado este trabajo, que pretende abarcar en forma general los aspectos involucrados en el beneficio de la molibdenita (moly), mena principal de molibdeno, que en el Perú se encuentra asociada a yacimientos porfiríticos principalmente.

En una primera parte (capítulos II y III) se hace una revisión somera de la importancia, usos, reservas y producción del molibdeno, incidiéndose especialmente en los datos disponibles sobre concentrados de molibdenita.

En los capítulos IV y V, se fundamenta la estrategia de obtención de concentrados de molibdenita y los fenómenos fisicoquímicos involucrados en la flotación colectiva cobre-molibdeno, y en la flotación selectiva de la moly, deprimiendo los sulfuros de cobre.

En una tercera parte, se realiza un estudio experimental comparativo de tres de los principales reactivos depresantes de los sulfuros de cobre usados en la flotación selectiva de la molibdenita, a fin de establecer para cada caso los principales parámetros que influyen en su recuperación.

Finalmente, se concluye con el diseño de una planta y el análisis económico involucrado, sin pretender hacer el estudio de instalación de una planta concreta, sino establecer las pautas generales que deberán seguirse en cuanto al flujo de los materiales y equipo adecuado.

Se espera que el trabajo realizado, sea de utilidad como una guía elemental para la realización de proyectos en los que el objetivo sea el beneficio de minerales de molibdeno, provenientes de yacimientos porfiríticos.

-----

## CAPITULO II

### IMPORTANCIA DEL MOLIBDENO

#### 2.1 IMPORTANCIA DE LA RECUPERACIÓN DE SUBPRODUCTOS DE COBRES PORFIRÍDICOS Y CONCENTRADOS DE MOLIBDENITA EN EL PERÚ

Nuestro país posee una gran cantidad de yacimientos del tipo porfirítico, donde los minerales valiosos más importantes son los de cobre, por lo que este metal será el fin principal de una industria extractiva.

Acompañando el cobre se tiene minerales secundarios que son menas de molibdeno, renio, wolfranio, selenio, telurio, o minerales nativos de oro y plata.

En los yacimientos porfiríticos del sur del país, actualmente en explotación se ha prestado atención al molibdeno y a los subproductos que pueden recuperarse en lodos anódicos de la refinación del cobre blister ignorándose por completo el renio, azufre, hierro (pirita) que en todos los casos representan cantidades comerciales.

El caso de estos dos últimos elementos es singular. En el Perú no se ha estudiado su recuperación por requerirse de tecnología, inversión y mercados que no se tienen. De este modo son desechados en enormes volúmenes de relaves finamente molidos (aproximadamente 70% de -200 mallas) en forma de pirita y azufre nativo, que de ser aprovechados diversificarían nuestra industria química y metalúrgica. \*

El renio es un metal que puede ser obtenido exclusivamente de yacimientos porfiríticos encontrándose siempre asociado a la molibdenita de cuyos humos de tostación se recupera.

Su uso en catálisis, hace que su demanda sea estacionaria al no consumirse, permaneciendo sus precios constantes en periodos prolongados de tiempo, o marcando ligeros decensos por saturación del mercado. Se espera que el descubrimiento de nuevas aplicaciones aumente su demanda.

El molibdeno cuya recuperación en concentrados de molibdenita es motivo de este trabajo, es un subproducto que adquiere primordial importancia en las plantas de cobre del Perú y del mundo que lo contienen. Su demanda nunca satisfecha se incrementa debido a sus usos estratégicos.

Su beneficio en el Perú no ha sido suficientemente optimizado llegándose a recuperaciones globales que oscilan en el 40%. Teniendo en cuenta que el precio de una libra de concentrado de moly es de 8.84\$ (diciembre 1979) este subproducto incrementa en forma fundamental los ingresos de las plantas que lo recuperen.

Es también totalmente cierto que en los periodos en que los precios de cobre caen a niveles inferiores a los normales los precios del molibdeno y naturalmente del oro y plata no sufren estas bajas por lo que los millones de dólares obtenidos por su recuperación alivian las planillas de una planta.

Sintetizando, se puede decir que la recuperación de subproductos del tratamiento de los cobres porfiríticos y del molibdeno en particular, cobra trascendencia por los siguientes motivos:

Incrementa el valor agregado que puede obtenerse por la venta de concentrados o metales mejorando el aprovechamiento integral de nuestros recursos mineros.



- Crea fuentes de trabajo - nunca tan necesarias a nuestro país - a todo nivel: investigadores, ingenieros, técnicos, constructores y trabajadores en general.

- Diversifica la economía del cobre, originando estudios, acelerando proyectos en marcha, extendiéndose a otros elementos presentes en las menas.

- Teniendo en cuenta las elevadas inversiones para la explotación de yacimientos de cobre del tipo porfirítico, se hace más factible aprovechar adecuadamente los subproductos, obtener nuevos metales refinados o productos finales (p.j.  $\text{MoO}_3$  empleado en la fabricación de ferromolibdeno) que redundan en forma multiplicadora en la economía del país al aumentar sus posibles usos en aplicaciones industriales.

A continuación se presenta los elementos valiosos asociados a los pórfidos de cobre peruanos (1)

	<u>Elemento</u>	<u>Relación o Ley promedio</u>
1)	Molibdeno	$\text{Cu/Mo} = 91.56$ (promedio)
2)	Plata	0.08 - 0.24 OZ/Tc
3)	Tungsteno	+ 0.02 (En Santa Rosa)
4)	Torio	Poca información
5)	Renio	1.3 kg. por Tn de Mo. (promedio)
6)	Selenio	450 gr. de selenio por tonelada fina de cobre
7)	Teluro	0.17 lb de teluro por tonelada de cobre.
8)	Oro	$\text{Cu/Au} = 150,000$
9)	Titanio	$\pm 0.3\%$ Rutilo (Estimación promedio)
10)	Bismuto	Estudios iniciales

CUADRO 3.1

CAT (*)	Producción Año 2,000		Reservas Actuales		Producción acumulada al año 2,020		Reservas por exceso o por defecto TMF.	Recursos indicados	Producción T.M.F.			
	TMF	%	TMF	%	TMF	%			1980	1985	1990	1995
1	1250	17.5	35,948	14.8	29,010	19.6	+6,988		1100	1140	1170	1210
2	4830	67.5	183,889	77.8	99,620	67.2	+89,269		2440	4420	4560	4690
3	1070	14.9	17,710	7.3	19,210	13.0	-1,500		140	960	990	1030
4	10	0.1	103	0.1	340	0.2	-237		10	10	10	10
TOTAL :	7160	100.	242,700	100.	148,180	100.	94,520	734,000	3690	6530	6730	6940

\* Categoría indica el nivel de producción.

CUADRO TOMADO DE POTENCIAL DE RECURSOS MINERALES DEL PERU

MINERO PERU OCTAVO CONGRESO MUNDIAL DE MINERIA.

## 2.2 USOS DEL MOLIBDENO

Los usos industriales del molibdeno son consecuencia directa de sus características físicas y químicas. Las principales propiedades que determinan su utilidad práctica son:

- Alto punto de fusión (2610 °C), que permite su uso en paredes refractarias de hornos de atmósfera inerte por soportar temperaturas extremas.

- Baja densidad (10.22 g/cm<sup>3</sup>) relativa a elementos de propiedades similares como el Wolfranio, Tantalio y Renio.

- El más bajo de los coeficientes de dilatación térmica entre los metales, por lo que es utilizado como aleante de piezas que soportan cambios bruscos de temperatura.

- Excelentes propiedades térmicas y eléctricas (ver tabla 2-1) (2).

TABLA 2-1

Número atómico	42
Peso atómico	92.95
Densidad	10.2 gr/cc
Punto de fusión	2620 °C
Punto de ebullición	5,680 °C (?)
Conductibilidad térmica	0.346 $\frac{\text{cal}}{\text{seg} \times \text{cm} \times ^\circ\text{C}}$ 17 °C
Coeficiente de dilatación térmica	$4.9 \times 10^{-6} (^\circ\text{C})^{-1}$
Resistencia eléctrica	$5.2 \times 10^{-6} \text{ -- cm}^{-1} (10^\circ\text{C})$ $24.6 \times 10^{-6} \text{ -- cm}^{-1} (800^\circ\text{C})$

Las aleaciones comerciales son por su volumen, el mayor-

de los usos a que se destina el molibdeno. Se emplea en una variedad de aplicaciones de ingeniería, donde se requiere resistencia a altas temperaturas y a la corrosión. Es el caso del hierro y acero a los que da propiedades de resistencia al calor y a la corrosión, sin que para lograrlo, se emplee molibdeno de alta pureza, sino en la mayoría de los casos ferro molibdeno e inclusive óxido de molíbdico.

Una seria limitación del molibdeno y sus aleaciones, es su comportamiento frente a la oxidación. Si bien no se oxida con aire o agua a temperaturas moderadas, por encima de 500°C el  $\text{MoO}_3$  comienza a sublimar y a 600 °C la volatilización es importante. La existencia del  $\text{MoO}_3$  fundido por encima de 800 °C conduce a una oxidación violenta en atmósfera ordinaria.

Otra desventaja del molibdeno, es su poca ductibilidad a baja temperatura, que lo hace inferior a otros metales refractarios como el Tantalio, Columbio (Cb) y Vanadio de buena ductibilidad.

Para 1978, el consumo de molibdeno se distribuyó en los siguientes usos (3)

Aleaciones de acero	47%
Aceros inoxidable	20%
Aceros de herramientas	9%
Hierro fundido	7%
Super aleaciones	3%
Molibdeno metal	4%
Química	9%
Otros	1%

Aleaciones de acero; El contenido de molibdeno puede va-

riar entre 0.1 - 30%. Su principal efecto es aumentar la templeabilidad de los aceros al disminuir la velocidad de transformación de la austenita a perlita, permitiendo temple en aceite que endurecen a los aceros en forma más pareja.

Pertenecen a este tipo de aleaciones, los aceros estructurales, utilizados en chasis de automóviles, aviones, ferrocarriles, equipo utilizado para impactos, piezas de alta dureza, y otros.

El molibdeno, juntamente con el níquel, cromo, manganeso da una variedad de aceros aleados, con características diferentes para cada caso. Así:

- Aceros al Mo - Mn, 0.2%-0.3%. El molibdeno evita tensiones produciendo endurecimiento uniforme.

- Aceros C - Mo en los que el Mo mejora la microestructura facilitando el tratamiento térmico.

- Aceros Ni - Mo con 1.5% - 37.5% de Ni y 0.2% - 0.3% de Mo. Son sumamente duros y resistentes.

- Aceros Cr - Mo empleados en automotores. Son forjables y soldables.

- Aceros Ni - Cr - Mo. En este caso el molibdeno aumenta la resistencia a la temperatura. Se emplean en turbinas a gas y motores.

Aceros Inoxidables: Siempre tienen más de 1% de Mo. Esta característica mejora su resistencia a la corrosión. Se atribuye esto a la formación de carburos que se distribuyen entre los granos de la aleación elevando su resistencia a la

corrosión. Se atribuye esto a la formación de carburos que se distribuyen entre los granos de la aleación elevando su resistencia a la oxidación.

Aceros de herramientas: El molibdeno aleado, elimina las propiedades quebradizas que aparecen en aceros que trabajan a alta temperatura (450 - 600°C) comunicándoles dureza por la formación de carburos dobles con fierro, mejorando en general las propiedades mecánicas.

Estos aceros se emplean en máquinas de perforación, pulimento y corte a alta velocidad.

Hierro fundido: El molibdeno en el hierro fundido mejora la distribución del grafito, aumentando la resistencia de la fundición. En un porcentaje mayor al 1.5% de Mo, dificulta el trabajo mecánico por lo que en un rango de 0.25 a 1.25% es el adecuado.

Super aleaciones: Se incluyen en este tipo, a las aleaciones de alto contenido de molibdeno.

Si se trata de aceros, tienen en forma general propiedades de dureza, resistencia al desgaste, tenacidad y resistencia superficial.

El molibdeno a sus aleaciones con Cr, Ni, Co, W, Ti, Al aporta propiedades de resistencia mecánica a alta temperatura. Son usadas en la industria electrónica y electrotérmica. Su desventaja es la oxidación del molibdeno a alta temperatura.

Molibdeno metal: Se usa aprovechando su alta conductividad térmica y bajo calor específico, en resistencias para hor

nos eléctricos, tubos para industrias químicas, etc.

Química; El molibdeno tiene un uso extendido como catalizador en reacciones orgánicas, por la especial característica de sus capas electrónicas externas, que al hallarse incompletas facilitan su cambio de valencia pudiendo ceder o aceptar electrones.

- Como lubricante sólido, la molibdenita pura por su estructura lámina y menor coeficiente de fricción es superior al grafito.

Puede usarse en amplios rangos de temperatura (de 40 a 400°C), a presiones elevadas y alto vacío, por que al ser un sólido, su viscosidad no varía con estas condiciones.

Pigmentos de molibdeno usados en tinta de imprenta, colorantes de plásticos, esmaltes, etc. (4,5)

### 2.3 REQUERIMIENTOS DE MOLIBDENO EN EL PERÚ

Los concentrados peruanos de molibdenita son exportados en su totalidad, principalmente a países Europeos.

No existe demanda en el país, o no se tiene datos sobre ella, siendo el año 1974 el último en que se reportó un consumo mínimo en la Siderúrgica de Chimbote (6).

Sin embargo, el Perú consume molibdeno en productos elaborados y aceros especiales, que se importan en su totalidad.

### 2.4 PRECIOS DE LOS CONCENTRADOS DE MOLIBDENO

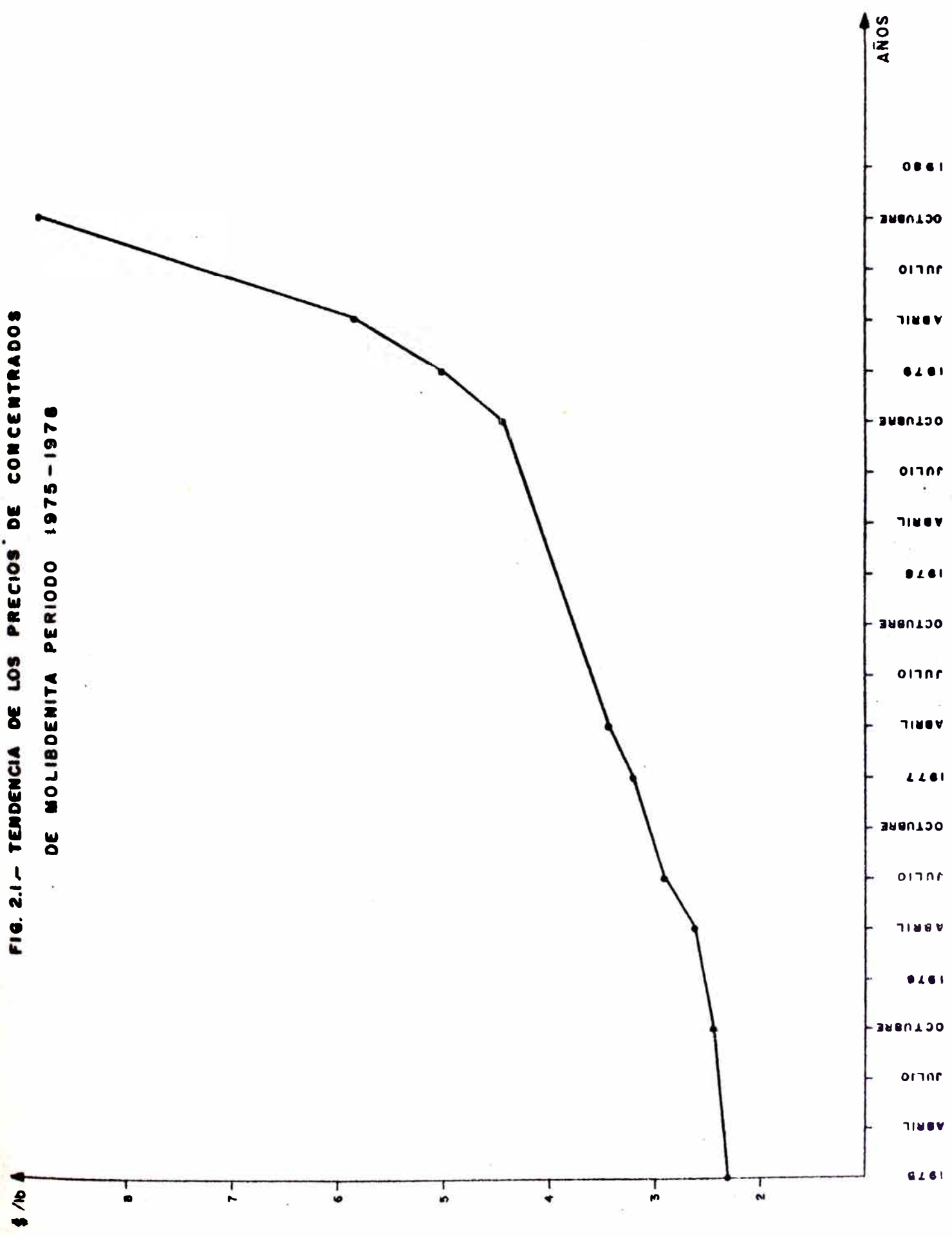
Con datos proporcionados por el Ministerio de Industria-

Comercio e Integración, fue confeccionado el gráfico que se muestra en la Fig. 2.1 para las fluctuaciones de precios de concentrados de molibdeno.

-----



FIG. 2.1.- TENDENCIA DE LOS PRECIOS DE CONCENTRADOS DE MOLIBDENO PERIODO 1975-1978



## CAPITULO III

### FUENTES, RESERVAS Y PRODUCCION DE CONCENTRADOS

#### DE MOLIBDENO

##### 3.1 YACIMIENTOS Y DISTRIBUCIÓN GEOGRÁFICA

En el Perú el molibdeno se presenta asociado a los siguientes yacimientos (7):

- Tipo diseminado o porfiríticos, que se caracterizan por su baja ley de cobre - molibdeno y sus dimensiones aproximadamente iguales. El depósito puede tener forma vertical o de disco plano, pudiendo ser hipógeno, hidrotermal siempre relacionado a rocas intrusivas (8). Las especies minerales que se presentan en este tipo de yacimientos son la calcopirita, -pirita y en menores proporciones calcocita, bornita, trazas - de molibdenita, oro, plata, selenio, renio.

En el Perú se conocen más de 45 yacimientos porfiríticos (9) agrupados en tres regiones: La Norte (p.j. Michiquillay) Centro (Morococha) y Sur (Cuajone, Toquepala, Quelloveco).

Los depósitos diseminados porfiríticos, son los más importantes en cuanto a reservas de molibdeno en el Perú (90 - 95% del total), aunque su mineralización no es constante. Las leyes más elevadas corresponden a los ubicados en la región - central.

- Yacimientos de cobre en Skarn, contienen trazas de molibdenita. Se presentan en la zona sur oriental (mesozoica - intrandina). Se carece de información sobre las leyes.

Grandes yacimientos de cobre en Skarn como Antamina y Cobriza no presentan molibdenita (10).

- Yacimientos filonianos con cuarzo, abundantes en el Perú dentro de rocas intrusivas. Aparecen en pequeños volúmenes que se caracterizan por su alta ley. Tienen relativa importancia económica por su escaso volumen mineralizado.

- Otros tipos de yacimientos, donde se incluyen al cuerpo cilíndrico de turmalina y cuarzo con mineralización de cobre-molibdeno de la mina Turmalina (Piura), y los yacimientos con vetas de tungsteno de la parte sur oriental (Cabanillas Puno).

## 3.2 RESERVAS DE MOLIBDENO

### 3.2.1 EN EL PERU

Existen en la naturaleza, varias especies mineralógicas de molibdeno. La Wulfenita  $PbMoO_4$ , Powellita  $Ca(MoW)O_4$  que juntamente con un ferromolibdato  $Fe_2(MoO_4)_3 \cdot H_2O$  no son susceptibles de ser beneficiadas por presentarse en mínimas proporciones.

La molibdenita,  $MoS_2$  es la más importante de las especies y la única fuente actual de molibdeno.

Un potencial de recursos peruanos de molibdeno, basado en las reservas de molibdenita fue evaluado para el año 1974 dando los siguientes resultados: (6)

FUENTE	RESERVAS TON FINAS	RECURSOS INDICADOS	POTENCIAL PARCIAL ACTUAL
Yacimientos de molibdeno (filoniano)	4,644	18,595	28,239
Yacimientos porfiríticos Cu/Mo = 91.56	238,056	715,555	953,611
TOTAL	242,700	734,158	976,856

VALORES EN TONELADAS METRICAS

Las reservas actuales sobrepasarán en 84, 130 TM, la producción acumulada al año 2,000. Con esto será posible prolongar la producción de molibdeno hasta el año 2,020.

De las reservas evaluadas, un porcentaje mayoritario corresponde a yacimientos de tipo porfirítico de los cuales se conocen más de 45 en el país.

La mayoría de ellos, se encuentran en la fase de estudios preliminares, conociéndose por lo tanto muy poco sobre sus leyes de molibdenita.

Algunos yacimientos principales, han sido evaluados determinándose los datos que se detallan en el siguiente cuadro.

YACIMIENTO	LOCALIZACION	RESERVAS ESTIMADAS		
		MINERAL 10 <sup>6</sup> Tm	C 10 <sup>3</sup> Tm	M Tm
Toquepala (13)	Moquegua	390	4,000	80,000
Quellaveco (14)	Moquegua	313	2,700	60,000
Cuajone (15)	Moquegua	470	4,700	150,000
Michiquillay (9)	Cajamarca	575	4,000	150,000
Santa Rosa	Arequipa	250	2,750	-
Toro Mocho (9) (11)	Junin	380	2,700	72,000
Pashpap		50	450	10,000
Ferrobamba (9)	Apurímac	6	-	-
Chalcobamba (9)	Apurímac	21	-	-
El Aguila	Ancash	-	-	-

Juntamente a las reservas de molibdeno citadas, se hace necesario mencionar que tanto en nuestro país como en el mundo en general, los cobres morfíricos son la única fuente de renio, \*\* que es un indicador importante de la mineralización principal de los pórfidos (16).

Si existe muy poco renio (1-10 ppm en la molibdenita), el principal mineral será el sulfuro de molibdeno. Si en el depósito se encuentra de 100 a 2000 ppm en la molibdenita, las especies principales por su abundancia serán sulfuros de cobre.

Los pórfidos peruanos deben contener de 300 a 600 ppm de renio por tm de molibdenita, por predominar el cobre. - Luis Briceño (12) de las siguientes reservas peruanas de renio, tabuladas al año 1974:

	Reservas Peruanas TM	Reservas Mundiales TM	%	Potencial Actual del Perú	Potencial de Recursos recuperables en el mundo	Producción peruana 1973
Renio	320	1,725	18.55	1,300	7,260	S.D.

### 3.2.2 EN EL MUNDO

Las reservas mundiales de molibdeno, están localizadas en elevado porcentaje en el Hemisferio Occidental (América). Los Estados Unidos, Chile, Canadá, Perú y México, en ese orden, son los países que tienen mayores reservas.

Europa con excepción de Yugoslavia y Bulgaria, tiene pocos recursos. Otro tanto ocurre con Africa, Australia y Japón.

En Asia, Irán, Birmania, Corea del Norte, tienen recursos importantes, al igual que Nueva Guinea y Filipinas - donde se localizan yacimientos porfiríticos.

Los recursos de la Unión Soviética y China son escasos haciendo entre los dos, un porcentaje menor al 9% del total mundial.

El profesor Alexander Sutulov (17) da las siguientes cifras sobre la distribución mundial de reservas.

#### Hemisferio Oeste:

	Reservas	Reservas Potenciales	Total de Recursos
Estados Unidos	3'800,000	12'200,000	16'000,000
Canadá	750,000	3'750,000	4'500,000
Chile	2'015,000	2'455,000	4'500,000
Perú	230,000	370,000	600,000
Otros	100,000	1'400,000	1'500,000
	<u>6'925,000</u>	<u>20'175,000</u>	<u>27'100,000</u>

CIFRAS EN TONELADAS METRICAS

Hemisferio Este:

	Reservas	Reservas Potenciales	Total de Recursos
URSS	1'000,000	1'500,000	2'500,000
Europa	50,000	450,000	500,000
Africa		50,000	50,000
Asia	250,000	500,000	750,000
Oceanía	15,000	150,000	165,000
	<u>1'315,000</u>	<u>2'650,000</u>	<u>3'965,000</u>
TOTAL:	8'240,000	22'825,000	31'065,000

Del total de reservas mundiales de molibdeno, un 17% proviene de yacimientos porfiríticos de cobre, El 78% corresponde también a yacimientos porfiricos donde el mineral principal es la molibdenita (Climax, Henderson, Cuesta en USA Bors Mountain, Endaco y British Columbia en Canadá).

Un 5% restante proviene de metamorfismo de contacto, rocas silicatadas adjuntas a rocas igneas intrusivas, -pigmatitas, etc.

King y sus colaboradores (18), estiman que los recursos mundiales de molibdeno son de  $30 \times 10^6$  Tm en depósitos porfíricos. De este total,  $24.5 \times 10^6$  Tm de molibdeno provienen de depósitos en los cuales la molibdenita es la única o más importante especie mineral  $5.5 \times 10^6$  Tm corresponden a los cobres porfiríticos.

### 3.3 PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS DE MOLIBDENO

#### 3.3.1 EN EL PERU

La producción promedio anual entre 1950-1969 fue de 228,622 Kg. finos de molibdeno contenidos en concentrados de molibdenita.

Entre 1955-1962 la producción fue descontinuada a excepción del año 1958 en que se produjo 1,175 Kg finos de molibdeno.

En 1973 la producción, (647,000 Kg de molibdeno contenidos en concentrados de  $\text{MoS}_2$ ) provenía de las siguientes zonas mineras:

Toquepala Southern Peru Copper Corporation 593,172 Kgs.

Turmalina, mina situada en Piura, produjo 51,490 Kgs. finos.

Otras minas de Lima y Apurímac contribuyeron con 2,338 kgs. finos (6).

En 1974, se tenía el siguiente análisis de infor-



mación sobre la producción:

El molibdeno provenía principalmente de su recuperación como subproducto de la explotación del cobre. El yacimiento Turmalina y minas pequeñas como Aguila, producían molibdeno como coproducto principal. La clasificación de acuerdo a la producción anual era como sigue:

Categoría	No.de Unidades Mineras	Escala de Producción Anual TM finas	Tipo de Yac. Involucrado
1	1	más de 1000	Porfiríticos
2	5	entre 500 y 1000	Porfiríticos
3	4	entre 100 y 500	Porfiríticos (vetas)
4	1	menos de 100	vetas

La estimación de las posibilidades de incremento en la producción de molibdeno en el año 1995 indican que se producirá 6,940 Tm finas provenientes del tratamiento de minerales de cobre de las cuales se recuperará molibdenita como subproducto (ver cuadro 3.1).

En los primeros meses de 1978, el Gobierno peruano, aprobó la construcción de la planta de recuperación de molibdenita de Cuajone (perteneciente a la Southern Peru) que tendrá una capacidad de 2,400 Ton/día para tratar concentrados provenientes de esta mina (19).

### 3.3.2 EN EL MUNDO

La producción de concentrados de molibdenita tiene una tendencia similar a la distribución de reservas mundiales. El Hemisferio Occidental y los Estados Unidos de Norteamérica con sus gigantes Climax y Henderson ocupan el primer lugar de producción de concentrados de Moly, seguidos de Chile y Canadá haciendo de América productora del 87% del total mundial.

Entre 1970 a 1974, la producción mundial de molibdeno (contenido en concentrados de molibdenita) es citada por el profesor Alexander Sutulov (17) que da las siguientes cifras (Toneladas métricas de molibdeno).

	1970	1971	1972	1973	1974	Promedio	%
USA	50,614	49,815	50,972	52,663	50,954	51,004	61.9
CANADA	15,350	12,875	12,951	13,814	13,455	13,689	16.0
URSS	7,727	8,000	8,227	8,500	8,818	8,254	10
CHILE	5,700	6,348	5,891	4,940	9,757	6,527	8.0
CHINA	-	-	1,500	1,500	1,500	1,500	1.8
PERU	608	810	768	723	750	732	0.9
OTROS	899	799	792	551	345	677	0.8
<b>TOTAL</b>	<b>80,900</b>	<b>78,647</b>	<b>81,101</b>	<b>83,691</b>	<b>85,579</b>	<b>82,383</b>	<b>100</b>

CUADRO TOMADO DE "MOLYBDENUM AND RHENIUM 1778 - 1977"  
ALEXANDER SUTULOV - CONCEPCION CHILE 1976.

En Marzo de 1979 se tenía el siguiente cuadro de producción de molibdeno en países no comunistas (3) (En miles de libras).

	1975	1976	1977	1978
USA	106	113	122	127
CANADA	32	31	33	32
CHILE	23	23	24	25
OTROS	2	3	3	3
TOTAL	163	171	182	187

Para el año 1978 la producción se incrementó en un 3% respecto al año anterior. Este incremento constituyó el resultado neto de un aumento de la producción de productos primarios y una disminución en la obtención de molibdeno como subproducto de cobre por la depresión de los precios de este metal durante 1978. Para fines de 1979 se espera un gran incremento en la producción, sin llegar a una satisfacción total de la demanda.

Si bien no se tienen datos recientes de la actual distribución de la producción respecto al origen del yacimiento, en 1976 se tenía la siguiente tendencia:

	Minerales Primarios de molibdeno	Cobres Porfirí- ticos	Otros	Total
USA	34,000	20,000	500	54,500
CANADA	6,900	6,400	200	13,500
CHILE	-	10,000	-	10,000
URSS	2,000	4,500	2,000	8,500
CHINA	-	-	1,500	1,500
PERU	-	750	-	750
OTROS	300	200	250	750
DISTRIBUCION PORCENTUAL	48.5	46.5	5.0	100

(\* CIFRAS EN MILES DE TONELADAS FINAS)  
 CUADRO TOMADO DE "MOLYBDENUM AND RHENIUM"  
 ALEXANDER SUTULOV.

Estos datos dan al Perú una producción exclusiva-  
 mente proveniente de los cobres porfiríticos lo cual no es  
 cierto (Ver producción de concentrados de molibdeno en el Pe-  
 rú Sección 3.3.1).

-----

## CAPITULO IV

### RECUPERACION DE MOLIBDENITA DE YACIMIENTOS DE COBRE PORFIRITICOS

#### 4.1 INTRODUCCIÓN: IMPORTANCIA DE LOS YACIMIENTOS PORFIRITICOS DE COBRE EN LA OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS DE MOLY

De los datos disponibles para 1976 (17) un 48.5% del molibdeno obtenido mundialmente provenía de yacimientos porfiríticos que tenían molibdenita como especie principal. Un 46.5% era aportado por yacimientos porfiríticos de cobre en los que la Moly era recuperada como subproducto, mientras que sólo un 5% provenía de otros tipos de yacimientos.

Para 1978 (3), se produjeron 95 millones de lb. de molibdeno contenidas en 216 millones de lbs. de concentrados de molibdenita. Esta producción provino del tratamiento de 540 millones de toneladas cortas de minerales que se distribuían a

90% correspondía a yacimientos porfiríticos de cobre, mientras que sólo un 8% correspondió a minerales en los que la especie principal era la molibdenita. El 2% restante correspondía a otro tipo de yacimientos.

La situación peruana para el año 1974 (6) presentaba las siguientes características que no han variado notablemente hasta la fecha.

La principal producción de Moly, se obtiene por su recuperación como subproducto en el yacimiento porfiríticos de Quepala mientras que un porcentaje mucho menor lo aportan o-

tras minas como Turmalina y Aguila.

En 1980, se espera que la producción de concentrados de Moly obtenidos como subproducto, se incremente al entrar en funcionamiento la planta de molibdenita de Cuacone. Respecto a las reservas peruanas de molibdeno; están asociadas a grandes yacimientos de cobre porfiríticos, no conociéndose porfiridos en los que la especie principal sea la molibdenita.

Con esta realidad la tecnología para la recuperación de Moly en nuestro país deberá ser orientada a la obtención de concentrados de  $MoS_2$  como subproducto del beneficio de minerales de cobre provenientes de yacimientos porfiríticos.

Este capítulo pretende explicar la estrategia de obtención de molibdenita, partiendo de minerales porfiríticos en los que las especies de cobre sean las principales.

## 4.2 ESTRATEGIA DE OBTENCIÓN DE MOLIBDENITA A PARTIR DE YACIMIENTOS PORFIRÍTICOS DE COBRE

Para recuperar por flotación sulfuros de cobre y molibdenita de yacimientos porfiríticos, es posible aplicar cualquiera de las siguientes alternativas (20)

- 1) Flotar primero molibdenita y luego cobre
- 2) Flotar cobre y luego molibdenita
- 3) Flotar cobre y molibdenita juntos, para luego separar los mediante una flotación selectiva.

En nuestro país se encuentra principalmente yacimientos-

explotables de pórfidos de cobre, a partir de los cuales se obtiene Moly como subproducto, con lo cual de las tres alternativas arriba nombradas, se eliminan las dos primeras que podrían ser adecuadas si la molibdenita fuese la especie principal. Estas alternativas no son viables para el caso peruano, principalmente por la desventaja económica que representaría hacer dos flotaciones selectivas, primero para cobre y luego para molibdeno, o viceversa, teniendo en cuenta que la ley de la molibdenita para el caso de cobres porfiríticos oscila entre 0.005 a 0.05% de Mo.

Resulta más simple obtener un concentrado mixto Cu - Mo. de menor volumen, a partir del cual se pueda recuperar la molibdenita, que lograr su recuperación de un relave de flotación de cobre donde la Moly se encuentra deprimida con dextrina o almidón, haciéndose necesario un proceso que utilice calor para reactivarla.

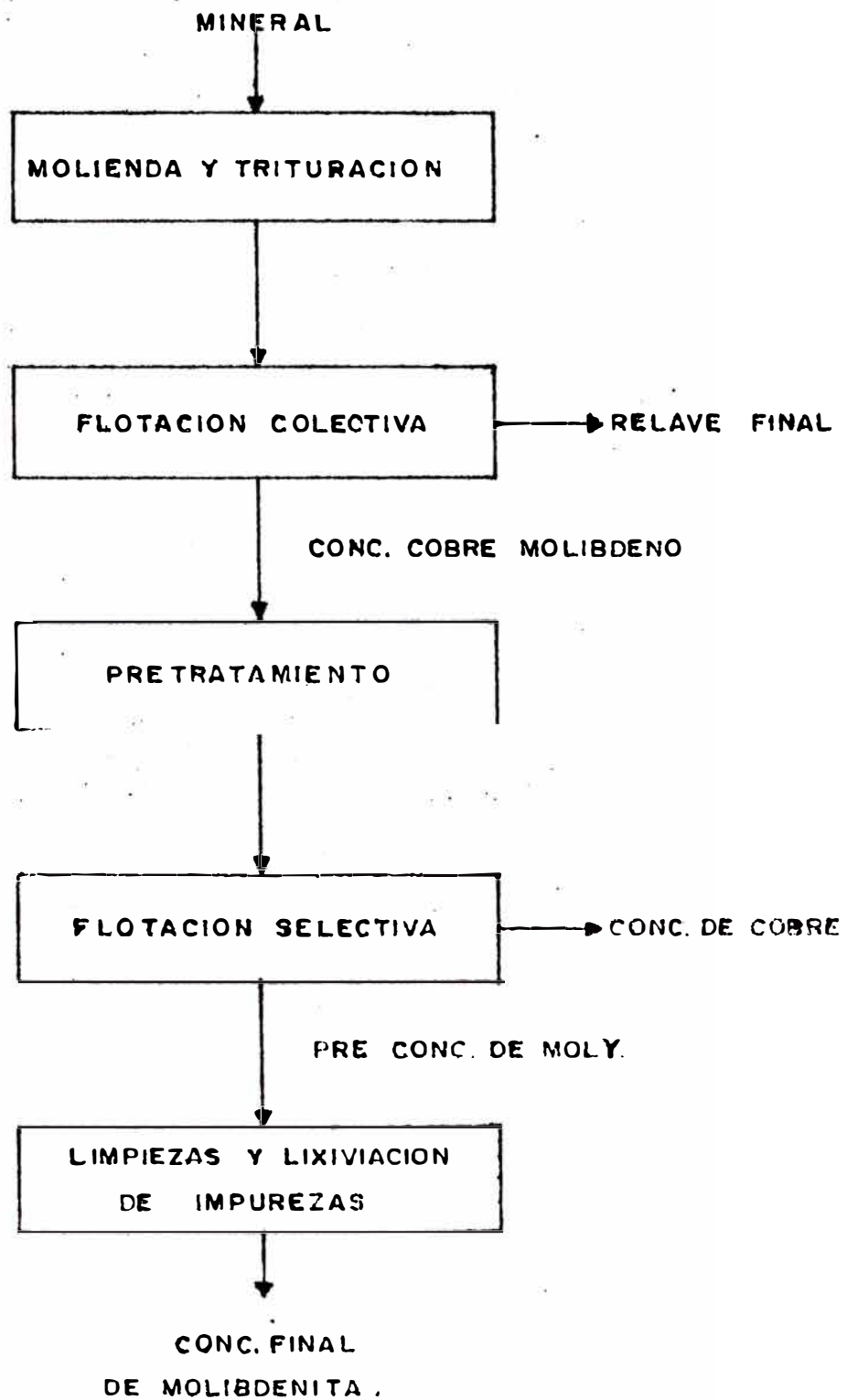
La flotación bulk del cobre - molibdeno seguida de una flotación selectiva (Alternativa 3) es universalmente usada para pórfidos de cobre por la relativa facilidad que se tiene para flotar colectivamente Cu - Mo, utilizando reactivos adecuados para el cobre sin gasto adicional excesivo para recuperar la molibdenita.

Las etapas involucradas en el proceso son las siguientes (Ver fig. 4-1).

1) Liberación de especies minerales principales por procesos de trituración y molienda.

2) Flotación colectiva cobre-molibdeno obteniéndose un concentrado mixto de aproximadamente 30% de Cu y 0.2% de Mo.

**FIG. 4.1: ESQUEMA GENERAL DE LA OBTENCION DE CONCENTRADOS DE COBRE Y MOLIBDENO A PARTIR DE YACIMIENTOS PORFIRITICOS**





3) Pretratamiento del concentrado obtenido para remover o eliminar los reactivos de flotación utilizados en los circuitos primarios.

4) Flotación selectiva de la molibdenita deprimiendo sulfuros de cobre para obtener dos productos, un relave que correspondería al concentrado de cobre y un concentrado de molibdenita con algunas impurezas.

5) Eliminación de las impurezas del concentrado de molibdenita.

#### 4.2.1 LIBERACIÓN DE ESPECIES MINERALES

Al ser los minerales de cobre las especies predominantes y principales, los procesos de trituración y molienda se optimizan para liberarlos adecuadamente. La Molibdenita - por tratarse de una especie secundaria, no siempre será liberada, sobre todo si sus asociaciones con el mineral de ganga son en forma de dispersiones muy finas.

En los últimos tiempos al haber aumentado notablemente el precio de los concentrados de molibdenita, la importancia de su recuperación adquiere mayor trascendencia por incidir en magnitud significativa en los ingresos de una planta de flotación de cobre que recupere Moly como subproducto.

Esto determina que se replantee la necesidad de una molienda que libere adecuadamente la molibdenita, así como las especies minerales de cobre sin llegar a sobremoliendas que perjudican las propiedades de flotabilidad natural de la Moly como se verá en el próximo capítulo.

## 4.2.2 FLOTACIÓN COLECTIVA COBRE - MOLIBDENO

En esta etapa nuevamente los parámetros principales del proceso son adecuados y optimizados para la flotación de sulfuros de cobre (especies principales).

Los reactivos de flotación empleados: ditionofosfatos y xantatos principalmente, son en la mayoría de los casos específicos para la flotación de sulfuros de cobre, asumiéndose que la molibdenita tiene una aceptable adaptación a estos reactivos. Solo algunas plantas utilizan petróleo emulsificado u otro tipo de reactivo orgánico no polar para mejorar la flotabilidad de la molibdenita.

Otro tanto ocurre con el PH, con el que se trabaja en el circuito: Es regulado mediante cal (que tiene efectos depresores sobre la moly en rangos de 11 - 12 que son adecuados para la flotación de sulfuros de cobre y depresión de la pirita).

Por estos motivos y otros que seguidamente detallaremos, la etapa de flotación colectiva Cobre - Molibdeno - es en la que se tienen las pérdidas más significativas. Las razones de estas pérdidas son: (21)

(1) Falta de liberación: que se da principalmente por la ocurrencia de la molibdenita que se dispersa finamente en el cuarzo.

Este aspecto asociado con la desventaja económica que es moler el mineral de cobre hasta la liberación de una especie secundaria como la moly, hace de este problema un serio impedimento para incrementar su recuperación.

(2) Recubrimiento de óxidos:

En los yacimientos del sur del Perú que son los que más referencias se tiene, se ha detectado la presencia de óxidos de molibdeno, o en todo caso capas de óxido recubriendo la molibdenita (22) (23). Esto invalida cualquier tratamiento que tenga como fin el recuperar el sulfuro de molibdeno, por lo que las pérdidas por este aspecto son hasta el momento inevitables.

No existe ningún estudio publicado a nivel peruano, sobre la forma como se presenta el óxido de molibdeno por lo que no es posible definir el problema metalúrgico. Lo probable es que se trate de recubrimientos de óxidos sobre la molibdenita, teniendo en cuenta que ésta, es muy estable como sulfuro. De ser así podría ser posible eliminar la capa oxidada por un proceso de lixiviación adecuado, que deje el núcleo de molibdenita como superficie fresca.

Esta lixiviación del óxido no sería necesariamente una etapa adicional del proceso (lo cual sería impracticable por los volúmenes de mineral a tratar frente al mínimo material a disolver) sino una parte del proceso de acondicionamiento previo a la flotación colectiva, por ejemplo.

(3) Efecto depresor de la cal

Un estudio reciente (24) ha demostrado que la cal con que se regula el PH, en los circuitos de flotación colectiva cobre - molibdeno tiene un efecto depresante sobre la flotación de la molibdenita.

El mismo estudio establece que no es el pH alcali

no el que tiene influencia en la depresión.

Como se discutirá en el siguiente capítulo no es solo el óxido de calcio, o su hidróxido el que afecta la flotación de la moly, sino el ión  $\text{Ca}^{2+}$  y sus similares  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Ba}^{2+}$ .

Este aspecto llevaría a revisar las ventajas que se obtendrían al usar hidróxido de sodio (NaOH) en la regulación del pH respecto al aumento en la recuperación de molibdenita, versus el costo adicional que implicaría el uso de este reactivo, así como del aumento de la flotabilidad de la pirita que contaminaría los concentrados.

(4) Grandes laminillas de molibdenita:

Por su gran tamaño no pueden flotar adecuadamente. Estas laminillas se originarían por la molibdenita que aparece en venas bien cristalizadas.

(5) Condiciones subóptimas de recuperación de moly

Como se dijo anteriormente, las pérdidas por este aspecto se deben a que el circuito de flotación primaria es optimizado para la recuperación del cobre y no de la moly.

Otras causas de pérdidas de molibdeno en la flotación primaria, de menor importancia son:

(6) Uso de floculantes en espesadores intermedios que inhiben la flotabilidad de la molibdenita.

(7) Fracción sobre molida (lamas).

(8) Omisión en el uso de reactivos no polares que mejoran la flotabilidad de la moly, por los efectos colaterales que producen, al estabilizar espumas y dificultades para emulsificarlos con la consiguiente falta de esparción sobre la superficie del mineral.

### 4.2.3 PRE TRATAMIENTO DEL CONCENTRADO BULK OBTENIDO

Esta etapa, cuya finalidad es remover el colector (empleado en la flotación primaria) de la superficie del mineral o alterarlo para destruir su efectividad, es usada sólo en algunas plantas, especialmente en EEUU, donde el uso de calor (medio principal usado) no es problema tecnológico.

Son muchos los métodos utilizados, pero todos están incluidos dentro de la siguiente clasificación:

- 1) Espesamiento y repulpeo del concentrado inicial primario.
- 2) Tratamiento con vapor de agua.
- 3) Tostación
- 4) Calentamiento de la pulpa
- 5) Acondicionamiento con ácido y peróxido de hidrógeno.
- 6) Acondicionamiento con hipoclorito de sodio.
- 7) Envejecimiento de la pulpa.

Algunos de estos tratamientos, están condiciona -

dos por los reactivos de flotación usados en el circuito primario. Es el caso del proceso Morenci que al usar ditionofosfatos le es dificultoso remover estos mediante tratamiento con vapor (25).

El proceso Arbiter - Young - Barker (26) utiliza hipoclorito, peroxidos, permanganatos o dicromatos que pH adecuados oxidan los concentrados de cobre eliminando los colectores por absorción con carbón activado. El proceso Kennecott aprovecha la mayor resistencia de la molibdenita a la oxidación respecto a los sulfuros de cobre.

Consiste en realizar una tostación a temperaturas entre 150 - 400 °C, calentar con exceso de aire, y ataque con vapor a fin de eliminar los reactivos de flotación previamente empleados, oxidando la superficie del concentrado de cobre

La eficiencia de estos tratamientos varía para cada planta debido a las particularidades de cada una. En cambio, es algo totalmente probado que el uso de agua caliente - para la dilución de la pulpa en la flotación rougher de la moly tiende a hacerla mucho más selectiva que cuando se usa agua fría. Sin embargo esta alternativa es poco usada, debido al elevado costo del calentamiento del agua o por las dificultades tecnológicas inherentes.

También se demostró que un pretratamiento con sulfuro de amonio puede en algunos casos contribuir a mejorar la recuperación de la molibdenita presumiblemente por los siguientes motivos;

\* Lavado de la molibdenita que aparece tiznada sobre la superficie de otras especies minerales. Con esto se incrementa la proporción de moly que adquiere flotabilidad na

tural obteniéndose un mayor grado de recuperación.

\* Adecuada depresión de la covellita que hidrofili-  
liza su superficie por acción del reactivo. (La covellita, es  
quizá la más problemática de las especies sulfuradas de cobre  
en la separación Cu - Mo. No es posible eliminarla sino en  
las etapas de limpieza.)

En esta etapa de pretratamiento también se debe  
considerar el acondicionamiento que se realiza a la pulpa que  
conteniendo concentrado cobre - moly irá a la flotación selec-  
tiva.

La mayoría de las plantas, utiliza acondiciona-  
miento, en Cuajone por ejemplo (27) se usará máquinas de a-  
tricción que trabajan a alto contenido de sólidos.

#### 4.2.4 FLOTACIÓN SELECTIVA DE LA MOLIBDENITA DEPRIMIENDO SULFUROS DE COBRE

##### 4.2.4.1 REACTIVOS QUE SE EMPLEAN PARA DEPRIMIR - SULFUROS DE COBRE

La depresión del cobre para la separa-  
ción Cu - Mo es de uso generalizado a nivel mundial, con la  
única excepción de Utah, que separa moly de sulfuros de cobre  
deprimiendo la primera con dextrina o almidón.

El resto de plantas utilizan para la sepa-  
ración la propiedad de flotabilidad natural de la moly y reac-  
tivos depresores de los sulfuros de cobre que pueden ser cua-  
lesquiera de los siguientes:

- 1) Anamol D o Asmol; mezcla en relación-

4 a 1 de  $\text{Na}_2\text{S}-\text{As}_2\text{O}_3$ . Es empleado en la planta de moly de Toquepala y lo será también en Cuajone. Tiene un buen efecto depresor y el tiempo que dura su acción es prolongada si se le compara con los demás reactivos. Su uso se ve restringido por los efectos contaminantes de sus desechos que contienen arsénico.

Una variante al uso del Asmol, es emplear nitrógeno durante la flotación en lugar del método ortodoxo - con aire, a fin de que el oxígeno contenido en este gas no oxide el anión sulfhidrato (que resulta de la hidrólisis del sulfuro de sodio) principal agente depresante.

2) Ferrocianuro de sodio  $\text{Na}_4 \text{Fe} (\text{CN})_6$ , es empleado en siete grandes plantas de moly, de un total de 27 a nivel mundial. Se tiene cierto grado de certeza en cuanto a su acción específica sobre la depresión de la calcocita, aunque también es empleada en plantas que tienen calcopirita como especie principal.

3) Sulfhidrato de Sodio; juntamente con el ferrocianuro de sodio, es el más empleado. Tiene un efecto depresor adecuado, pero en un tiempo muy reducido. Al igual que el Asmol y el reactivo de Nokes, ejerce un efecto de presor sobre los sulfuros de cobre por la presencia del anión sulfhidrato que aparece al realizarse la hidrólisis del  $\text{NaHS}$ .

4) Reactivo de Nokes: Mezcla de sulfuro de fósforo e hidróxido de sodio. Se caracteriza esencialmente por la presencia de azufre divalente, oxígeno y la participación del fósforo formando fosfatos y tiofosfatos. Según datos prácticos, produce excesiva espuma, por lo que se requiere un adecuado control de las condiciones de operación.



5) Sulfuro de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}$ ): Usado preferentemente en los países comunistas. Su efecto depresor sobre sulfuros es conocido. Sin embargo en Occidente, no ha logrado resultados adecuados en la separación de la moly, como los reportados desde la URSS, prefiriéndose usar el Asmol, en el que la presencia del óxido de arsénico mejora y prolonga el tiempo de depresión.

6) Cianuro de Sodio ( $\text{NaCN}$ ) es un energético depresor de los sulfuros de cobre y de otros. Es usado en la generalidad de las plantas de moly como depresor en las etapas de limpieza, donde se trata de eliminar el cobre del concentrado de moly, para lograr un grado comercial.

#### 4.2.4.2 FACTORES QUE CONDICIONAN LA ELECCION DE UN REACTIVO

No existen factores que determinen exactamente el uso de cualquiera de los reactivos. Sin embargo existe una cierta tendencia a usar determinado reactivo en función de la mineralogía predominante en el concentrado Cu - Mo.

Así se tendrá la siguiente clasificación atendiendo a las propiedades superficiales diferentes de la calcopirita y de la calcocita.

- Minerales predominantes en calcopirita
- Minerales predominantes en calcocita
- Minerales mixtos

Se recomienda el Asmol para minerales mixtos por su efecto depresor similar para la calcopirita co-

mo para la calcocita, mientras que el sulfhidrato de sodio es recomendado para minerales con predominio de calcopirita.

El reactivo de Nokes, ( $P_2S_5$  -NaOH) también es usado en minerales mixtos y el ferrocianuro de sodio debe ser considerado como una buena alternativa si el mineral es predominante en calcocita.

A pesar de lo dicho, no debe interpretarse esto, como que existe un reactivo adecuado para cada especie mineral. Las referencias (28) citan por ejemplo que en caso de no ser adecuado el sulfhidrato en solución hasta concentraciones de 40 - 45% el uso del Asmol o el Reactivo de Nokes deben ser estudiados.

Otros aspectos que deben ser considerados para la selección de reactivos pueden ser los siguientes:

- Simplicidad y eficiencia en la separación sobre moly. Esto se refiere a la lógica experiencia que no siempre el reactivo más eficaz, es el que mejor resultados puede dar, por dificultades en su manipuleo, en la complejidad del flow-sheet, etc.

- Problemas ambientales, que pueden ser determinantes para el cambio de un reactivo por otro, sobre todo atendiendo el lugar donde se encuentra una planta. (Por ejemplo existe un gran peligro si se usa el Asmol que contiene arsénico, cerca a un lugar agrícola).

- Capital que puede ser invertido en la investigación, para encontrar el reactivo adecuado. No siempre las investigaciones de laboratorio y de planta piloto darán resultados adecuados al escalarse a la etapa industrial.

Una investigación deberá considerar este aspecto y su carga económica implicada.

Disponibilidad de reactivo, es un importante factor por el ahorro que puede obtenerse si no debe importarse o transportarse los reactivos.

- Experiencia técnica del personal de una planta en el uso de un reactivo específico.

#### 4.2.4.3 PERDIDAS DE MOLY EN LA FLOTACION SELECTIVA

Las pérdidas de moly en esta etapa son menos importantes que las que ocurren en el circuito primario llegando las recuperaciones a valores superiores al 80% para una gran mayoría de plantas.

Las principales causas de las pérdidas de moly, pueden ser resumidas en las siguientes (13).

(1) Partículas pequeñas de cinética de flotación lenta.

(2) Partículas que han perdido flotabilidad por recubrimiento de la cal formando capas superficiales de óxidos tipo powelita.

(3) Acción depresante de materias orgánicas (usadas como floculantes, por ejemplo) que contaminan el agua utilizada en el proceso.

(4) Pérdida de flotabilidad natural por la molibdenita, por una fracción sobre molida, lo que origina

una mayor cantidad de bordes hidrofílicos frente a las caras hidrofóbicas (Ver siguiente capítulo, propiedades estructurales de la moly). (29)

#### 4.2.5 ELIMINACIÓN DE IMPUREZAS DEL CONCENTRADO DE MOLY

El concentrado de molibdeno de caracter comercial debe tener aproximadamente 90% de  $\text{MoS}_2$  y una cantidad menor al 1% de cobre.

Para llegar a estos rangos a partir de la primera flotación rougher, se hace necesario una serie de flotaciones de limpieza, que disminuyan gradualmente el porcentaje de cobre, pudiendo utilizar de 6 a 12 o más etapas, empleando un sistema de contracorriente como el mostrado en la Figura tomada de "Molibdeno" A. Sutulov, Universidad de Concepción Chile 1966. (Fig. 42).

Es práctica común adicionar reactivos depresantes de sulfuros de cobre entre algunas de las etapas de flotación y cianuro de sodio en las etapas finales a fin de deprimir los sulfuros más refractarios.

Al finalizar las etapas de flotación cualquiera de las siguientes especies puede estar presente dependiendo del yacimiento:

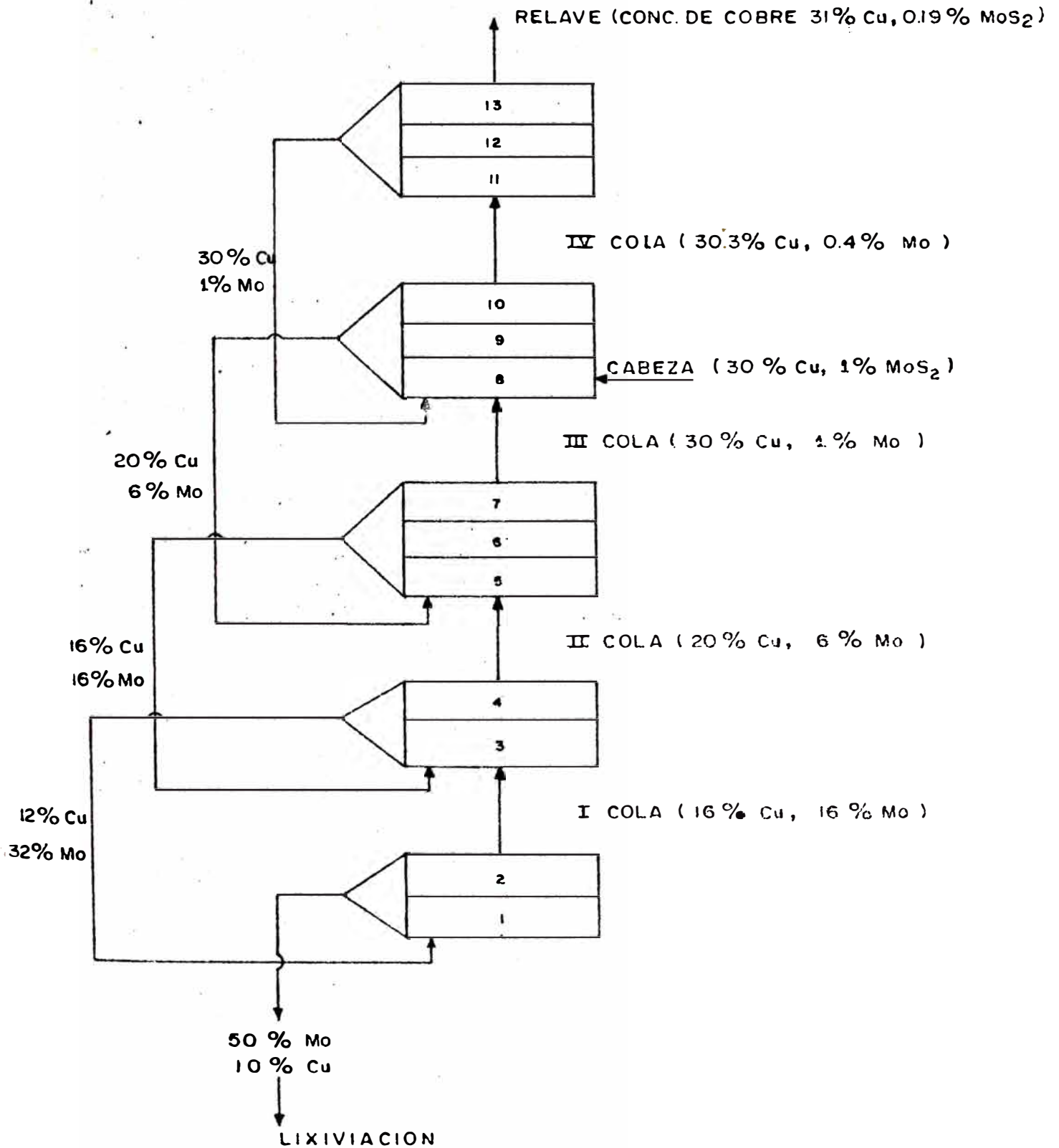
Talco, pirofillita

Grafito

Azufre

Carbón o esfalto nativo

16. 4.2: FLOTACION SELECTIVA DE LA MOLIBDENITA EN ETAPAS DE CONTRACORRIENTE



### Covellita

Todas al igual que la molibdenita presentan flotabilidad natural.

No siempre estas impurezas son eliminadas en esta parte final, pudiendo serlo en etapas previas: Por ejemplo - la covellita puede ser eliminada en la etapa de pretratamiento usando sulfuro de amonio.

Si las impurezas llegaran al concentrado final en grado significativo, se hace necesario una etapa de lixiviación o tratamiento pirometalúrgico para eliminarlas:

En el primer caso se emplean agentes tales como:

- Sulfato férrico con  $H_2SO_4$  para lixiviar a la calcopirita.
- Dióxido de manganeso con  $H_2SO_4$
- Clorato de potasio con  $HNO_3$
- Acido sulfúrico
- Hidróxido de sodio
- Cianuro de sodio

La lixiviación se realiza en tanques especiales - con un contenido de sólidos de 50% en la generalidad de los casos, logrando finalmente un concentrado comercial.

Los tratamientos pirometalúrgicos se dan por ejem

plo para el caso del talco que tiene propiedades muy similares a la moly. Para separarlos se tuesta superficialmente la moly permaneciendo inalterado el talco, que luego es eliminado por flotación.

# CAPITULO V

## DESCRIPCION DE LOS PROCESOS FISICO QUIMICOS DE SEPARACION DE MOLIBDENITA POR FLOTACION A PARTIR DE CONCENTRADOS DE COBRE

La estrategia de obtención de moly por flotación incluye como aspecto primordial la propiedad de flotabilidad natural que presenta esta especie mineral. Por esto, iniciaremos este capítulo describiendo la estructura cristalina de la molibdenita que es la que determina sus propiedades aprovechables en la flotación. Continuaremos con la revisión de los fenómenos que ocurren tanto en la flotación colectiva Cu - Mo como en la flotación selectiva de molibdenita, para terminar describiendo las reacciones involucradas al usar algunos reactivos principales en la etapa de lixiviación de impurezas.

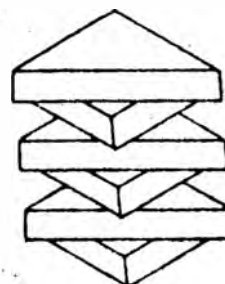
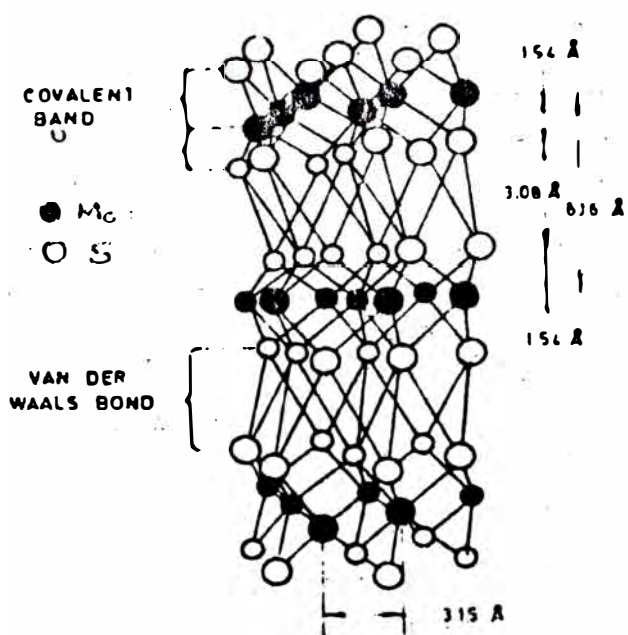
### 5.1 ESTRUCTURA Y PROPIEDADES DE LA MOLIBDENITA

#### 5.1.1 FORMA DE CRISTALIZACIÓN Y TIPOS DE ENLACES

La molibdenita cristaliza en el sistema hexagonal con ejes de simetría  $6/m$ ,  $2/m$ ,  $2/m$ .

Sus cristales son placas hexagonales o primas triangulares ligeramente cónicas (30) constituidos por seis átomos de azufre rodeando a cada átomo de molibdeno.





Estructura cristalina de la Molibdenita.

Los prismas originan capas S-Mo-S normales al eje C, (vertical) que se enfrentan entre si y se repiten de acuerdo al requerimiento de una estructura hexagonal. Entre átomos de molibdeno y azufre, se presentan enlaces covalentes e iónicos que ligan fuertemente estos átomos. Entre láminas, aparecen a su vez, enlaces residuales tipo van der Waals, de poca fuerza que se presentan:

a) Por interacciones dipolo-dipolo originadas por la desigual distribución de carga dentro de los enlaces covalentes i/o iónicos en las láminas.

b) Por dipolos inducidos originados por dipolos permanentes.

c) Por fuerzas de dispersión de London, que se originan por dipolos instantáneos aunque lo común sea que no exista un dipolo permanente.

Por lo expuesto, se aprecia que la molibdenita tiene marcada anisotropía, presentando dos tipos de rupturas de enlaces que determinan superficies diferentes:

a) Las caras que aparecen al producirse un fraccionamiento perpendicular al eje C por ruptura de los enlaces residuales. Las superficies generadas de este modo, serán poco reactivas, por tener enlaces desbalanceados muy débiles.

b) Los bordes, originados por rupturas en los enlaces covalentes i/o iónicos, de gran fuerza, que darán como resultados superficies reactivas que podrán interaccionar con el medio acuoso de una pulpa de flotación por ejemplo.

La magnitud cuantitativa de la relación caras/bordes, no es factible de medir, pero por encima de la malla 400 existe un marcado predominio de las caras, que disminuye al aumentar la finura de la muestra.

Las características descritas de la distribución de átomos y enlaces en la molibdenita, son las determinantes de sus propiedades superficiales: Así, al ser sometida a los procesos de conminución previos a la flotación, se fracturará por los enlaces menos fuertes, mientras la molienda no sea muy fina.

Esto explica las excelentes cualidades de flotabilidad que presenta (la moly) y que comparte con especies mine

NOTA: Linus Pauling en un artículo aparecido en la "Mineral Society of America" 1970 atribuye el brillo metálico de la molibdenita a enlace iónico que él calcula que representa un 20% del conjunto de enlaces.

ralógicas de estructura también laminar como el azufre, talco grafito, etc.

La anisotropía que presenta la molibdenita, permite que al romperse las débiles fuerzas que mantienen unidas las capas S-Mo-S, se generan superficies no polares y poco reactivas que tendrán débil interacción con el medio que podría ser el agua en una pulpa de flotación.

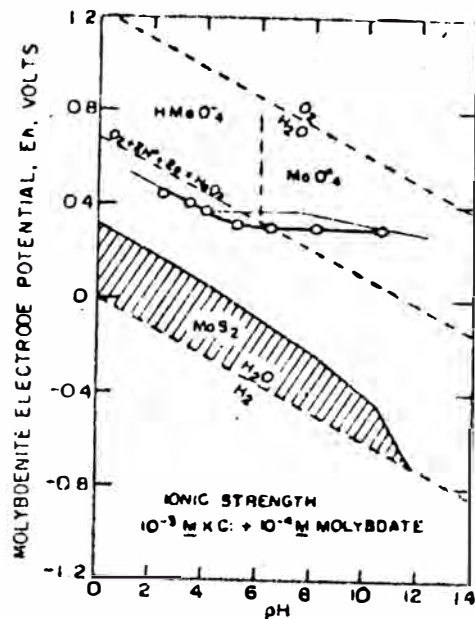
De este modo, la molibdenita presentará débil o nula hidratación y simultáneamente espontaneidad a la adhesión de gotas de líquidos no polares, tales como el petróleo u otros, empleados precisamente como reactivos de flotación.

Al aumentar el grado de molienda, la molibdenita podrá ser fracturada en cualquier dirección, lo que determina que se creen superficies fuertemente reactivas por la ruptura de enlaces Mo-S. Esto es comprobado en la práctica al observarse que moliendas muy finas originan una disminución de las propiedades de flotabilidad natural de la molibdenita.

### 5.1.2 PROPIEDADES DE INTERACCIÓN CON EL AGUA

Mediante observación de medidas de potencial de electrodo (constituido por una muestra de molibdenita) para diferentes pH, se puede afirmar que las superficies de molibdenita que gobiernan el potencial de electrodo involucran molydatos.

Los resultados experimentales, conseguidos por Chander y Fuerstenu, (31), se muestran en la figura:



LOS CIRCULOS REPRESENTAN LAS MEDIDAS EXPERIMENTALES OBTENIDAS CUANDO SE MIDIO EL POTENCIAL EN UN ELECTRODO CONSTITUIDO POR UNA MUESTRA DE MOLIBDENITA

En el diagrama Mo-S-H<sub>2</sub>O, que se muestra en la figura se aprecia que para las condiciones oxidantes y alcalinas a las que la moly está sometida durante la flotación, su inestabilidad como sulfuro determina su transformación superficial en molibdatos dependiendo del pH para que exista MoO<sub>4</sub> o HMoO<sub>4</sub><sup>-</sup>. Este es un caso particular de producción de aniones que entran en solución, siendo la generalidad, que sulfuros de cobre, hierro, plomo por oxidación acuosa forman cationes que por hidrólisis retornan a óxidos e hidróxidos insolubles o por presencia de SO<sub>2</sub>, CO<sub>2</sub> a carbonatos o sulfatos.

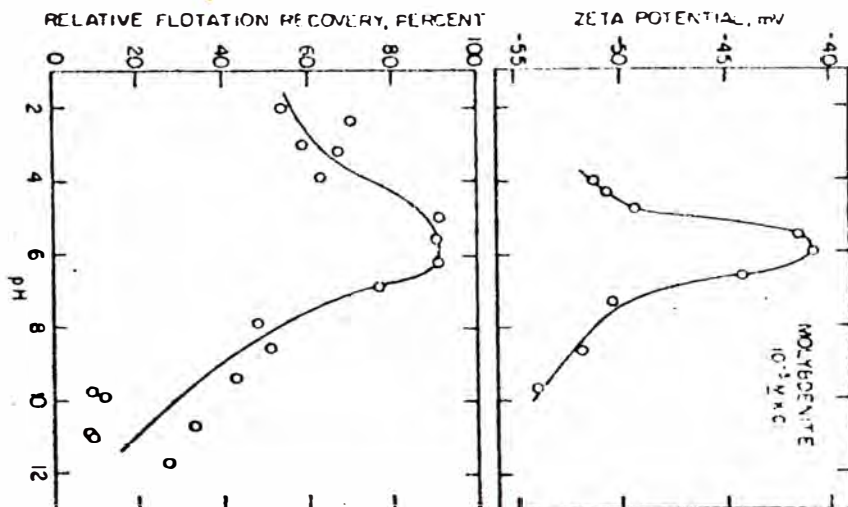
Chander y Fuerstenau (31) por determinaciones experimentales, afirman que los molibdatos originados por la oxidación de los bordes de la molibdenita, deben tener un e-

fecto sobre su carga superficial por ser ellos absorbidos en su superficie.

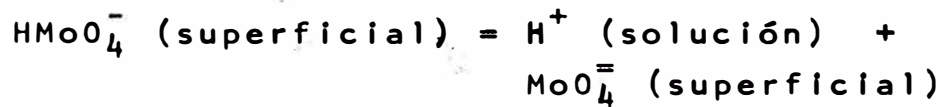
Postulan que el incremento en magnitud negativa - del potencial zeta de la molibdenita en soluciones ácidas, puede ser atribuido a la presencia del  $\text{MoO}_3$  en la superficie y al comportamiento de la superficie de este óxido. (En esta parte, si bien no se precisa, se asume que el  $\text{MoO}_3$  del que se trata, es la especie hidratada  $\text{MoO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$  o  $\text{H}_2\text{MoO}_4$  (Atlas of Electrochemistry-Pourbaix Ed. Prentice Hall pag. 273).

En soluciones alcalinas la superficie de  $\text{MoO}_3$  podría ser disuelta y el incremento del potencial zeta en dirección negativa, podría deberse a la absorción de  $\text{MoO}_4^{2-}$  i/o  $\text{OH}^-$  en la superficie del mineral. (Ambas especies son negativamente cargadas).

En la región ácida el potencial Zeta (medida de la carga superficial) es negativo y pequeño siendo altas las recuperaciones de molibdenita en tubos de flotación Hallimond. En las regiones alcalinas el p.z. es grande en el sentido negativo y las recuperaciones son bajas.



Los autores explican que estos cambios se deben a la transformación siguiente que ocurre en los bordes de molibdenita:



Tanto el  $\text{HMoO}_4^-$  y  $\text{MoO}_4^{2-}$  fueron detectados por medidas de potencial de electrodo.

Cabe destacar que a pH bajos el  $\text{HMoO}_4^-$  confiere una carga menos negativa (-1) que el  $\text{MoO}_4^{2-}$  a pH alcalinos (-2) Por ello el incremento del potencial Zeta, en magnitud negativa.

#### Teoría de la doble capa: (breve revisión)

Cuando dos fases no cargadas entran en contacto toman la una, carga negativa y la otra, carga positiva, iguales en valor absoluto de modo que en la interfase de separación se establece un condensador por la variación brusca de potencial. Estas cargas presentes en la superficie de separación constituyen la doble capa eléctrica.

Simplificando, se puede decir que la doble capa está formado por una capa de electrones (si el sólido es un conductor electrónico) o de una capa de iones adsorvidos (iones determinantes de potencial) y de otra capa difusa, constituida de una atmósfera iónica donde los iones de signo opuesto a los que determinan el potencial están en exceso con relación a la composición promedio de la solución.

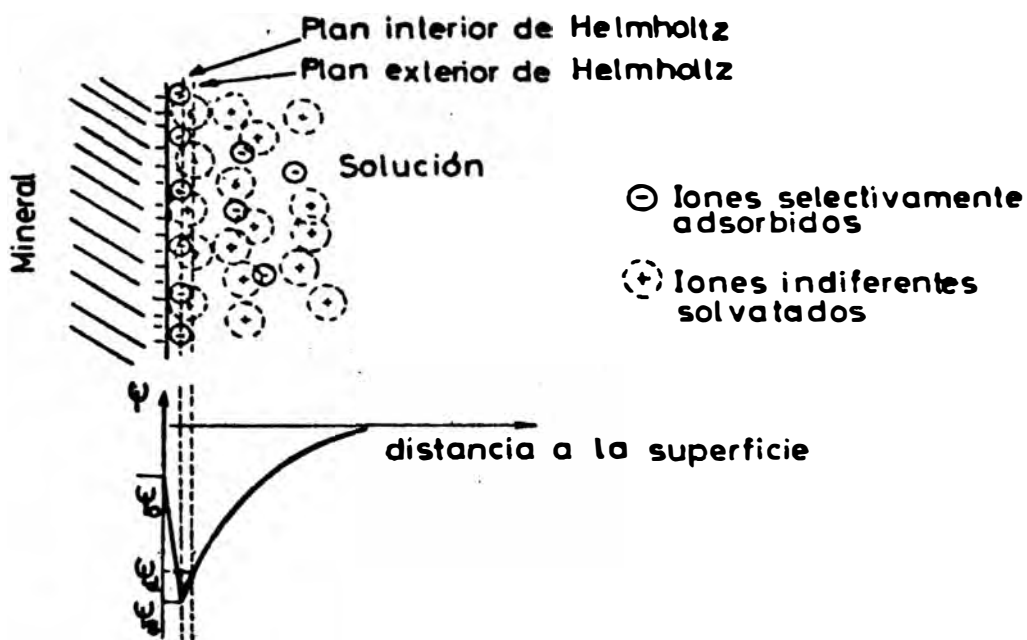
Si se aumenta la concentración de la solución, disminuye el espesor de la zona de concentración anormal. Según

Grahan, de acuerdo a la distancia o la superficie, la doble -  
capa está formada por:

a) Una primera capa de potencial  $V_0$ , confundida -  
con la superficie, de iones llamados "iones determinantes de  
potencial": Estos generalmente constituyen la red cristalina  
de la especie mineral considerada (En el caso de minerales o  
enlace iónicos y de cierta solubilidad en el agua como la  
blenda por ejemplo, los iones determinantes de potencial son  
los elementos de la red cristalina menos solubles, que no pa-  
san a solución, perdiendo la superficie su composición este -  
quométrica) o iones que participan en la reacción de equili-  
brio mineral solución.

b) De una segunda capa de potencial  $V_s$  directamen-  
te en contacto con la primera, de iones llamados iones especí-  
ficamente adsorbidos. El lugar geométrico de ellos, se llama-  
plano interior de Helmholtz; o plano de Stern. Lo constitu-  
yen iones adsorbidos químicamente sea por enlace covalente o  
de Vander Waals y solvatados. Son generalmente iones peque-  
ños y de alta valencia ( $Ca^{2+}$ ,  $Mg^{2+}$ )

c) De una tercera capa de potencial  $V_d$ , la capa -  
difusa separada de la superficie por una capa de solvente y  
constituída por iones indiferentes, es decir iones que no te-  
niendo afinidad particular por la superficie no cambian el  
signo del potencial electrocinético. Esta capa, la de Gouy,  
se extiende desde el plano exterior de Helmholtz hasta el se-  
no de la solución.



### Potencial Zeta:

Si por cualquier proceso se traslada la fase líquida en relación con la fase sólida o recíprocamente, la capa molecular directamente en contacto de las superficies, se mantendrá en ella firmemente. El potencial del plano que separa las capas fijas de la móvil se llama potencial Zeta de Freundlich. En solución diluida se asume que  $V_d$  es igual al potencial Zeta.

Al agregar iones específicamente adsorbidos se cambia la carga del plano interior de Helmholtz y por consecuencia se puede cambiar el signo del potencial Zeta. El punto cero de carga (PCC) es la concentración de iones determinantes de potencial por la cual la carga de superficie es nula. (El potencial Zeta, también lo será).



### Fijación de los colectores sobre las superficies Minerales

La fijación de los colectores sobre las superficies minerales se explica muy bien por el potencial electrocinético (PZ). Los cationes serán absorbidos por superficies de carga negativa y aniones por las superficies de carga positiva.

En caso que no estén presentes en la solución o en la pulpa iones específicamente absorbidos y que los colectores empleados sean electrolitos fuertes, en la zona de pH utilizada, la recuperación por flotación dependerá únicamente del signo eléctrico de la superficie y del colector.

#### 5.1.3 INFLUENCIA DE LOS CATIONES CALCIO EN LAS PROPIEDADES SUPERFICIALES DE LA MOLIBDENITA

Los iones tales como el  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Ba}^{2+}$  tienen marcada influencia en las propiedades superficiales de la molibdenita

Chander y Fuerstenau (ob-ct) probaron que los molybdatos  $\text{MoO}_4^{=}$  y  $\text{HMoO}_4^-$  reaccionan con el catión  $\text{Ca}^{2+}$  neutralizando cargas y decretando cambios en el potencial Zeta del sistema.

Ellos sugieren que el  $\text{MoO}_4^{=}$  y  $\text{HMoO}_4^-$  absorbidos específicamente sobre la superficie de la molibdenita y que controlan el potencial, cambian la carga superficial por interacciones del siguiente tipo.



El cambio de potencial Zeta, es relativamente

grande por encima de pH, 7 donde la especie predominante es  $\text{MoO}_4$  y pequeño por debajo de pH 4 donde predomina el  $\text{HMoO}_4$ .

Para elevadas concentraciones de iones  $\text{Ca}^{2+}$  el potencial Zeta se hace positivo variando el punto cero de carga con el pH (PCC, punto en el cual el valor del potencial Zeta se hace cero).

La recuperación obtenida en tubos Hallimond cuando se flotaron muestras de molibdenita, muestran que la recuperación aumenta con la concentración de iones  $\text{Ca}^{2+}$  llegando a un máximo para el punto cero de carga, para luego disminuir en rangos en los que el potencial Zeta es positivo, probablemente por hidratación de la superficie cargada.

Industrialmente la flotación colectiva cobre-molibdeno se hace por encima de pH 10, para deprimir adecuadamente la pirita. Parece ser que la concentración de iones calcio requeridos en forma de cal para lograr estos rangos de pH disminuye notablemente la flotabilidad de la moly. Se tiene evidencias experimentales (3) que no es el pH alcalino el que deprime la molibdenita sino la presencia de iones  $\text{Ca}^{2+}$ .

Este aspecto es importante si se tiene en cuenta que es en los circuitos de cobre (donde el pH llega hasta 11.5), en que las pérdidas de molibdeno son mayores a pesar de esperarse buenas recuperaciones por las propiedades de flotabilidad natural de la molibdenita.

## 5.2 MECANISMOS DE FLOTACIÓN COLECTIVA COBRE MOLIBDENO

Como se trató en un capítulo anterior, la flotabilidad natural de la molibdenita es un aspecto importante en la estrategia de la flotación Cu-Mo: Se aprovecha la hidrofobicidad

dad de sus caras, optimizándola en algunos casos mediante un colector no polar (petróleo, kerosene u otros) y se asume aceptable la adaptación de sus bordes a los reactivos tiólicicos tipo xantatos, ditiofosfatos, etc.

De manera general puede decirse que la flotación de los sulfuros de cobre-molibdeno depende fundamentalmente de la adsorción de los colectores empleados sobre la superficie de los sulfuros de cobre y sobre los bordes de la molibdenita. Los mecanismos involucrados, dependen de las características superficiales de los minerales.

Estos fenómenos de superficie de minerales de cobre y molibdeno, son un caso particular del de los sulfuros metálicos por lo que a continuación se tratará resumidamente algunas teorías y mecanismos de flotación de sulfuros.

a) TEORIA DE LOS SEMICONDUCTORES: considera que la hidrofobización y la posterior flotación ocurre por la formación de una forma oxidada del colector, un disulfuro orgánico conocido como dixantógeno, que se formaría directamente sobre la superficie del mineral. Este dixantógeno se adsorbería físicamente sobre la superficie confiriéndole fuerte hidrofobización. La oxidación que origina el dixantógeno se debería a la transferencia de electrones de la estructura semiconductor de los sulfuros que pasarían de semiconductores del tipo n al tipo p y viceversa. Sobre superficies del tipo p, se adsorberían las especies aniónicas tipo xantato.

(Si las bandas de conducción de un semiconductor son electrones en exceso se habla de semiconductores tipo n (negativo) mientras que si las bandas están constituidas por vacíos tendremos semiconductores tipo p (positivos).)

El oxígeno disuelto en la pulpa será la fuente final aceptora de electrones libres.

b) TEORIA ELECTROQUIMICA O DEL POTENCIAL MIXTO: En 1953 se propone por primera vez que la absorción de xantatos sobre minerales sulfurados procedía por un mecanismo electroquímico (I.N. Plaskin Transactions AIME Vol 214).

Este mecanismo considera la participación activa del oxígeno en el proceso de absorción y propone que una apreciable oxidación del xantato tiene lugar sobre la superficie del mineral.

A continuación explicaremos la adsorción de xantatos utilizando esta teoría.

### 5.2.1. ADSORCIÓN DE LOS REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Cuando un mineral adsorbe colector se producen en realidad dos tipos de adsorción: Una física, que se caracteriza por los bajos calores de adsorción que presenta (menores que 10 Kcal/mol), no requiere energía de activación, es apreciable sólo a bajas temperaturas y forma capas múltiples adsorvidas.

Las fuerzas que lo originan son de carácter van der Waals, que aparecen por tensión superficial: Las moléculas en el interior de cualquier sólido, están sometidas a fuerzas iguales en todas direcciones, mientras que las moléculas de la superficie están sometidas a fuerzas no balanceadas con resultantes netas hacia el interior que sólo pueden ser compensadas si otras moléculas se adhieren a la superficie.

El otro tipo de adsorción, la química, presenta -

calores de adsorción típicos de reacciones químicas (mayores de 20 Kcal/mol), requiere cierta energía de activación y genera a lo sumo una capa de sustancia adsorbida.

En ambos casos de adsorción las moléculas de colector se hallan concentradas en la parte interna de la doble capa eléctrica con su extremo hidrofóbico orientado hacia el líquido. En ningún caso la adsorción del colector es total quedando en solución una cantidad suficiente para mantener el equilibrio.

En el mecanismo de adsorción propiamente dicho, el oxígeno juega un rol fundamental, que puede resumirse así:  
(32)

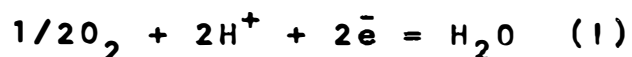
- En ausencia de oxígeno, las superficies frescas de los sulfuros se mojan (adsorven agua).

- El oxígeno ayuda a la deshidratación de la superficie del mineral facilitando así, la penetración de moléculas de xantato de modo que se establece un orden: primero se absorbe oxígeno y luego colector.

La cantidad de oxígeno requerida para la flotación completa con xantatos, se incrementa en el siguiente orden: galena, pirita, blenda, calcopirita, pirrotita, arsenopirita.

- Una larga exposición con oxígeno (envejecimiento) impide la adsorción de xantatos.

Además el oxígeno desempeña un papel principal en la reacción catódica:

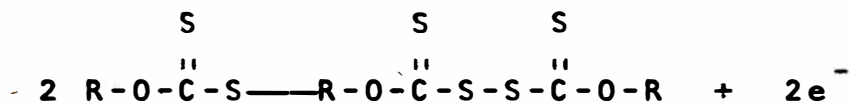
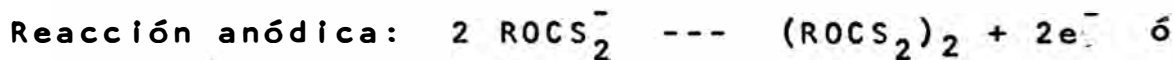


que determina una compensación mediante una reacción anódica del tipo: (M representa un catión metálico)

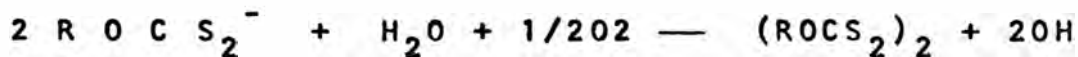


propiciando la adsorción química del reactivo de flotación (xantato en este caso), sobre la superficie del mineral MS. En esta reacción se involucra cambios en la distribución electrónica de la interfaz, de modo que la naturaleza del estado adsorbido puede ser considerado como auténticos enlaces covalentes y/o iónicos.

Otro efecto de la reacción (1) y del oxígeno es el desplazamiento del potencial de la solución a valores anódicos u oxidantes que determinan la transformación del xantato a dixantógeno (oxidación).



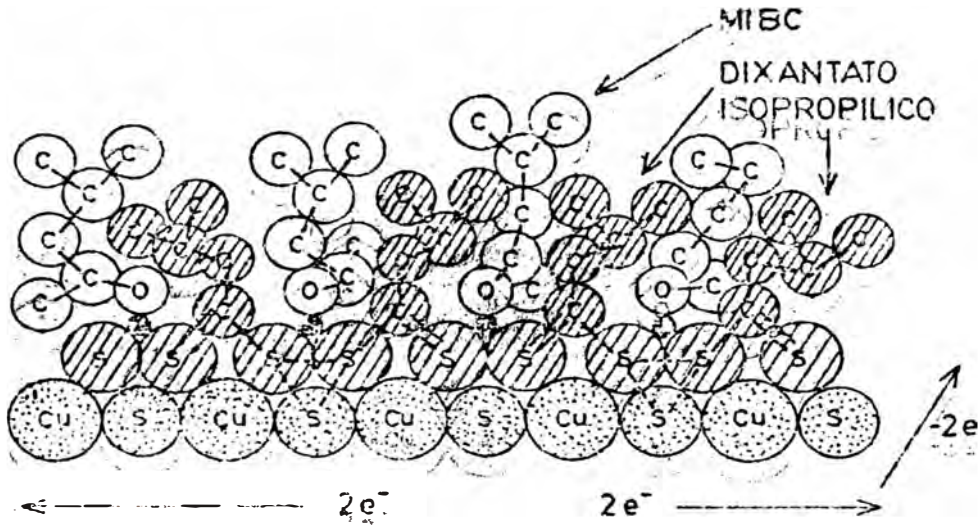
Esta reacción que en forma global puede ser escrita de la forma:



parece ser catalizada por la superficie del mineral, mediante un mecanismo que supone la abstracción de electrones en el punto de adsorción del colector. El dixantógeno formado, se

absorbe físicamente sobre la superficie del sulfuro.

En la figura (33) se muestra a las especies de isopropil xantato ligadas como dixantato, enlace covalente horizontal o como dinero enlace diagonal mediante un átomo de azufre a la superficie mineral.



Complejo isopropilxantato-metilsecobutilcarbino sobre la superficie de una partícula de mineral de Cu-S.

### 5.3 FLOTACIÓN SELECTIVA DE LA MOLIBDENITA: MECANISMOS DE DEPRESIÓN DE LOS SULFUROS DE COBRE

#### 5.3.1 REACTIVOS DEPRESORES

De los reactivos anteriormente señalados (sec. 4.2.4.1) el Asmol, Reactivo de Nokes, Sulfhidrato de sodio, y el ferrocianuro de potasio, serán tomados en cuenta para explicar los mecanismos con que deprimen los sulfuros de cobre. Todos estos reactivos fueron utilizados en las pruebas experimentales de este trabajo con la excepción del de Nokes. De todos los reactivos nombrados, merecen especial explicación -

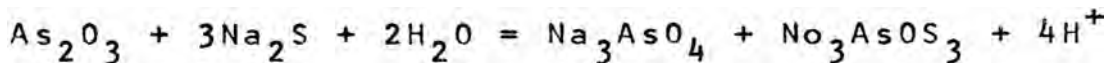
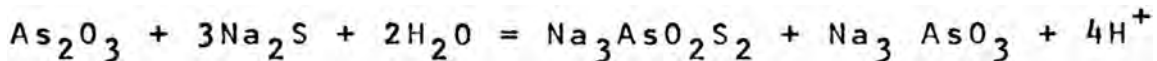
el Asmol o Anamol D y el Reactivo de Nokes o LR-744, por ser mezclas de sustancias que dan compuestos que juegan un rol activo en la depreciación de sulfuros de cobre.

Asmol: Llamado también Anamol D, es una mezcla de  $\text{Na}_2\text{S} - \text{As}_2\text{O}_3$  en una relación de 3 a 1 ó 4 a 1.

El trióxido de arsénico es insoluble en agua, pero solubiliza bien en soluciones concentradas de  $\text{Na}_2\text{S}$ , como pudo comprobarse experimentalmente.

Trabajos que investigaron las proporciones estequiométricas que intervienen en la reacción, (34) mostraron que un mol de  $\text{As}_2\text{O}_3$  reacciona con 3 moles de  $\text{Na}_2\text{S}$  detectándose en los productos arseniatos totales (arseniatos y tioarseniatos).

En concordancia a esto, se propone las siguientes reacciones; (34).

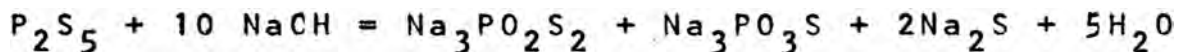


Como en los reactivos comerciales, e industrialmente usados, la reacción ocurre en un exceso de sulfuro de sodio, este representa finalmente más del 50% del reactivo total, mientras que el trióxido de arsénico se transforma totalmente en derivados de arsénico.

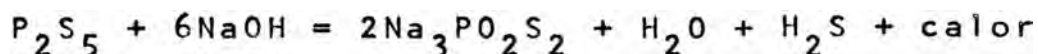
Reactivo de Nokes: Se trata de una mezcla de  $\text{P}_2\text{S}_5$  NaOH. El pentasulfuro de fósforo al sufrir hidrólisis alcalina, se transforma en derivados de la forma monotiofosfatos y ditiofosfatos (34).



La reacción que concuerda con trabajos experimentales es:



Durante la reacción también tiene lugar la formación de  $H_2S$  posiblemente por la siguiente reacción:



En exceso de  $NaOH$ , el ácido sulfhídrico pasaría a formar sulfhidrato de sodio.



En los productos finales, se detecta cerca del 30 % de  $Na_2S$  correspondiendo el resto a tiofosfatos.

### 5.3.2 MECANISMOS DE DEPRESIÓN

El éxito de la flotación selectiva de la molibdenita depende de la depresión de los sulfuros de cobre que van asociados a ella. Solo algunas plantas utilizan colectores - (no polares) para la molibdenita.

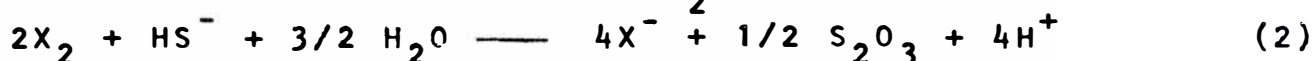
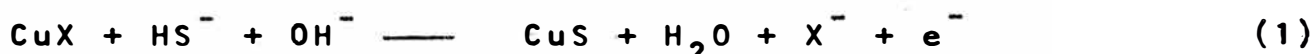
En tres de los cuatro reactivos depresores, de los que se trata en esta sección, (la excepción es el ferrocianuro), el  $HS$  proveniente de la hidrólisis del  $Na_2S$  o del  $NaHS$  desempeña el papel principal.

En el caso del Asmol como se trató anteriormente, la reacción entre el  $Na_2S$  y el  $As_2O_3$ , determina como productos finales mono, di, tritio arseniatos en exceso de  $Na_2S$ , que por hidrólisis pasa a  $HS$

Tanto el  $\text{Na}_2\text{S}$  como el  $\text{HS}^-$  tienen propiedades reductoras y son fuertes desadsorventes de xantato, el cual por esta acción, se transferirá desde el film colector en la superficie de los minerales hacia la solución por la ruptura de los enlaces  $\text{Cu-X}$  de xantato cuproso quimiadsorbido, formándose sulfuro de cobre sobre la superficie del mineral.

El dixantógeno coadsorbido físicamente, es también reducido por ruptura de enlaces  $\text{S-S}$  formándose  $\text{SO}_3^-$  y  $\text{S}_2\text{O}_3^-$ .

Las reacciones del mecanismo serían las siguientes:



$\text{X}^-$  representa al xantato y  $\text{X}_2$  al dixantógeno. El  $\text{HS}^-$  que interviene en el proceso es también oxidado por la acción del oxígeno del aire utilizado en la pulpa de flotación a  $\text{S}_2\text{O}_3^-$ , y en menor proporción a  $\text{SO}_3^-$  y  $\text{SO}_4^-$ . Esta oxidación estaría catalizada por la superficie del mineral (35) siendo la covelita y calcopirita las que promueven con más intensidad que la calcocita la oxidación de  $\text{HS}^-$  por la reacción:

$$3\text{X}_2 + \text{HS}^- + 3\text{H}_2\text{O} = 6\text{X}^- + \text{SO}_3^- + 7\text{H}^+.$$

El resultado final es la extinción del anión sulfhidrato, lo que trae como consecuencia la readsorción del xantato sobre la superficie del mineral. Sin embargo esto no trae como consecuencia la recuperación de hidrofobicidad por parte de los sulfuros de cobre. Esto se debe presumiblemente a la adsorción de los derivados tioarsenicales sobre la superficie de los sulfuros, que alteran de esta forma sus propiedada

des superficiales aumentando su grado de hidratación. Así una readsorción del colector no implica una reactivación.

Un mecanismo similar ocurre con el reactivo de Nokes el cual contiene aniones sulfhidrato y derivados tiofosforados.

Nuevamente en este caso, el  $\text{Na}_2\text{S}$  y el HS son esenciales para la depresión, siendo los tiofosforados los que refuerzan su acción al hacer irreversible la depresión absorbiéndose sobre el sólido cambiando sus propiedades superficiales transformándolas en hidrofílicas. El sulfhidrato de sodio, NaHS, es un reactivo ampliamente usado y en su acción el anión  $\text{HS}^-$  originado por su hidrólisis es el factor depresante de los sulfuros, al remover al xantato y dixantógeno de acuerdo al mecanismo mostrado en las reacciones 1, 2, 3.

Sin embargo, su efecto es de corta duración comprobándose que el consumo del HS en solución trae como consecuencia una readsorción del xantato con la consiguiente reactivación y la recuperación de la flotabilidad. Si bien su efecto depresor es excelente no puede competir con el Asmol y el reactivo de Nokes en cuanto a tiempo prolongado de depresión.

Recientes trabajos están orientados a probar el efecto depresante de mezclas NaHS -  $\text{As}_2\text{O}_3$ .

Para el caso de las sales de ferrocianuro y ferricianuro, parece ser que estos complejos oxidan directamente la superficie de los minerales e inducen a propiedades hidrofílicas (El ferricianuro es el mejor depresor de la calcocita).

Un mecanismo un tanto diferente ocurre en el caso del uso de cianuro de sodio empleado como enérgico depresor de sulfuros en los circuitos de limpieza. Parece ser que la depresión por este reactivo tiene un control sobre la adsorción y desadsorción de xantatos. el cianuro forma complejos solubles de Cu y actúa como agente lixiviante, atacando al mismo tiempo fuertemente el recubrimiento colector.

Una reacción indicativa del proceso es;



El consumo de ión CN por reacción total, trae como consecuencia una readsorción de xantato, que se traduce en una reactivación, recuperando los sulfuros su flotabilidad.

Con respecto al dixantógeno se ha postulado que puede ser reducido a xantato por efecto del cianuro el cual se oxidaría a cianógeno.

#### 4.2.5 ELIMINACIÓN DE IMPUREZAS DEL CONCENTRADO DE MOLIBDENO

Como se explicó en el capítulo anterior, el concentrado de molibdenita luego de pasar por sucesivas flotaciones de limpieza contiene una composición de impurezas cuyas características dependen del yacimiento de origen.

La composición final del concentrado luego de las etapas de flotación, oscila entre 85 - 90% de  $\text{MoS}_2$ , conteniendo como impurezas calcopirita, calcocita covellita, azufre, talco y otras especies que presentan propiedades hidrofóbicas y flotabilidad natural. La impurezas se eliminan por lixiviación en la mayoría de los casos aunque esta operación no es

generalizada puesto que de 30 plantas en el mundo sólo 16 lo usan (20).

Las impurezas de no metálicas son comunes y no siempre tienen su origen en el mineral del yacimiento, como en el caso del carbón, que aparece en los concentrados de moly, por tratarse de un producto residual de la fabricación del sulfuro de sodio usado en la mezcla que constituye el depresante Asmol. El talco en las plantas que se presenta, es la más molesta de las especies de la ganga, por tener propiedades hidrofóbicas fuertes. En caso similar aunque no tan crítico lo presentan las micas y otros silicatos.

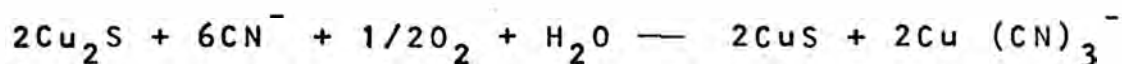
Para eliminarlos se usan sulfatos de zinc o aluminio que deprimen el talco principalmente, añadiéndose en las etapas de flotación de limpieza finales silicato de sodio para reforzar el efecto.

Otra alternativa también para el caso del talco es acondicionar el concentrado con "ligning sulphonate" y lechada de cal para deprimir la molibdenita y flotar el talco en un circuito adicional de limpieza (28).

De los sulfuros que al no ser deprimidos contaminan los concentrados de moly los de cobre son mayoritarios, aunque también se presentan sulfuros de plomo, zinc y hierro.

De ellos los que contienen un átomo de azufre simple como el  $CuS$ ,  $PbS$ ,  $FeS$ ,  $ZnS$ , son fácilmente descompuestos pudiendo ser transformados por ácido clorhídrico, hidróxido de sodio, etc. Los sulfuros conteniendo dos átomos de azufre incluyendo a  $FeS_2$ ,  $MoS_2$ ,  $CuFeS_2$  son inertes y requieren severas condiciones de oxidación para su descomposición (36).

Para el caso específico de la covelita que flota naturalmente aparentemente por una capa de azufre no estequeométrico en su superficie, se elimina fácilmente, al igual que la calcocita por acción del NaCN en las etapas de limpieza o en casos extremos en una etapa de lixiviación por reacciones del siguiente tipo;



La calcopirita es eliminada a su vez de los concentrados de moly, por diversos métodos.

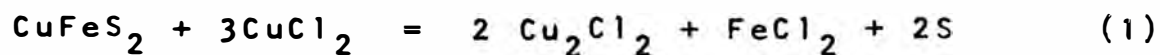
Mediante el sulfato férrico se elimina la  $\text{CuFeS}_2$  por una reacción dada a continuación (37)

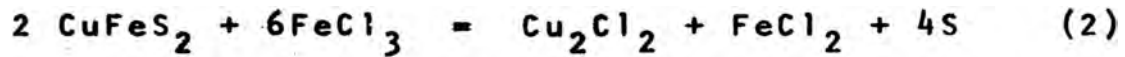


Otro proceso es el método investigado por Brenda-Mines Limited para obtener un concentrado de molibdenita con menos de 0.25% de Cu, 0.03% Pb y 0.7 de CaO (Ref cit 36, pag 808).

Consiste en usar cloruros férrico, cúprico y de calcio en un 10%, 1% y 30% respectivamente. El  $\text{CaCl}_2$  aumenta la velocidad de lixiviación, disminuye el pH aumentando simultáneamente el punto de ebullición de la solución. El proceso se realiza a  $110^\circ\text{C}$  y se reporta un 98% de extracción del cobre en el concentrado de moly y menos de 0.5% de molibdeno disuelto.

La química de la lixiviación puede ocurrir de acuerdo al siguiente mecanismo:





El cloruro cuproso es oxidado a cloruro cúprico a bajos potenciales dados por la cupla ferroso-férrico de la siguiente manera:



La reacción total sería (2) + (3)



A su vez la galena es disuelta por:



Los cloruros férrico y cúprico son regenerados y recirculados en forma efectiva.

-----

## CAPITULO VI

### ESTUDIO DE LA MATERIA PRIMA:

### CONCENTRADO COBRE-MOLIBDENO

#### 6.1 PROCEDENCIA DE LOS CONCENTRADOS DE COBRE MOLIBDENO

##### 6.1.1 CARACTERÍSTICAS MINERALÓGICAS DEL YACIMIENTO DEL CUAL PROVIENEN LOS CONCENTRADOS

La materia prima estudiada; concentrados de cobre-molibdeno, provenía del yacimiento de Cuajone propiedad de la Southern Peru Copper Corporation situado en el departamento de Moquegua, en el sur del país. En este yacimiento la pirita es el sulfuro más abundante, mientras que la especie principal de cobre es la calcopirita (22) (27).

La ocurrencia de ambas es en forma de finas venillas o granos pequeños finamente diseminados.

En la zona de sulfuros enriquecidos la calcocita es el mineral principal de cobre y según la referencia citada (22) ocurre asociada a la covelita y bornita que se presentan en muy pequeñas cantidades especialmente la última.

En la zona de mineralización primaria del yacimiento 87% del mineral de cobre está constituido por la calcopirita, mientras que los sulfuros secundarios como la calcocita, bornita y covellita constituyen el 13% restante.

En cuanto a la molibdenita, estimaciones han fijado una ley promedio de 0.026% de  $MoS_2$ , aunque se cree probable que en determinados lugares se tengan leyes tan altas co-



mo 0.1% de MoS<sub>2</sub>.

La forma de ocurrencia de la molibdenita es esporádica, en pátinas delgadas y cristales finos. La ganga con la que se asocia es la andesita intrusiva y con la monzonita-cuarcífica y latita:porfirítica cuarcífica en las zonas de silificación. Estas características son importantes por la influencia que tienen en el tratamiento de beneficio, donde la diferente constitución del mineral de cabeza, obliga a cambios en las condiciones generales del tratamiento.

### 6.1.2 DESCRIPCIÓN DE LAS CARACTERÍSTICAS DEL MINERAL DE CABEZA

El mineral de cabeza del cual provenían los concentrados de cobre-molibdeno utilizado para el estudio, presentaba el siguiente análisis químico (2)

% Cu	Mo ppm	Fe %	S (sulfuros) %
1.24	135	3.29	2.24
Carbonatos %	Sales solubles	S total %	SiO <sub>2</sub> %
2.29	0.30	3.15	50.50

Los principales sulfuros recuperables son calcopirita, calcocita, covellita, digenita, bornita (para el cobre) molibdenita (para el molibdeno).

Otros sulfuros presentes en pequeñas cantidades son esfalerita, galena y trazas de cobres grises. La pirita es el más abundante de los sulfuros.

La ganga está constituida principalmente por sílice encontrándose también un porcentaje significativo de limonita.

Especies valiosas de cobre y molibdeno se han detectado en forma oxidada. La parte superficial del yacimiento contiene óxidos de cobre, aunque su distribución no es continua. En cuanto al molibdeno, no se ha precisado la forma en que se presenta en su forma oxidada. Se cree que se presente en forma de molibdita ( $\text{MoO}_3$ ) enmascarado por limonitas (Ref cit 27), sin embargo, lo más probable es que se trate de un recubrimiento de óxidos de molibdeno sobre el núcleo de molibdenita.

### 6.1.3 TRATAMIENTO METALÚRGICO PARA OBTENER EL CONCENTRADO CU - MO - REACTIVOS CONDICIONES GENERALES

El circuito de flotación de cobre de Cuajone, será descrito de acuerdo a la referencia (22).

La molienda se realiza en molinos de bolas (16 1/2'  $\varnothing$  x 20') en circuito cerrado con ciclones de 20". La alimentación a la flotación rougher es separada en finos y arenas mediante ciclones de 10". La flotación rougher de arenas se efectúa en celdas Galigher de 80 pies<sup>3</sup> y las lamas en celdas Wenco de 300 pies<sup>3</sup>. Las colas rougher van al relave final

El concentrado rougher de lamas y arenas, pasa a un espesador de medios y luego a molinos de remolienda (11'  $\varnothing$  x 27) en circuito cerrado con ciclones 10". El rebose de los ciclones pasa a dos etapas de limpieza para hacer el concentrado final. Las colas de primera limpieza van al banco de celdas scávenger, de donde el concentrado pasa a remolienda y

y las colas al relave final.

Los reactivos usados en el circuito de cobre son:  
(Agosto 1978)

Z 200	0.0152 lb/Ton
Z-14	0.0260 lb/Ton
Aerofroth 73	0.0261 lb/Ton
Low Froth 250	0.0068 lb/Ton
Superflot A110	0.0091 lb/Ton
Tripolifosfato de Na	0.0022 lb/Ton
Z-6	0.0036 lb/Ton
Cal	5.15 lb/Ton

El pH oscila entre 11 y 12.

## 6.2 DETERMINACIÓN DE LA COMPOSICIÓN DE LA MATERIA PRIMA

### 6.2.1 ANALISIS QUIMICOS CUANTITATIVOS

El concentrado de cobre - molibdeno proporcionado para las pruebas de este trabajo fue analizado químicamente, - obteniéndose los siguientes resultados:

Cu	Mo	Fe	Ag
36.71%	0.35%	22.92%	91 ppm
S Total	Si O <sub>2</sub>	Carbonatos	Sales solubles
31.92 %	5.50%	2.055%	0.74%

### 6.2.2 ANALISIS GRANULOMÉTRICOS

La muestra original de aproximadamente 60 kg fue

homogenizada primero y cuarteada luego hasta obtener muestras representativas para los análisis químico y granulométrico.

Para este último se tomó un peso de 221 gr que arrojó la siguiente distribución granular.

Malla A.S.T. M	Abertura Micrones	Peso Retenido gr.	% Peso Retenido	% Peso Acumulado	% Peso Passing
+ 150 m	104	1.10	0.50	0.50	99.5
+ 200 m	74	9.80	4.48	4.93	95.02
+ 325 m	43	63.90	29.24	34.22	65.78
+ 400 m	37	35.20	16.11	50.33	49.67
- 400 m		108.50	49.66	99.99	

218.50 gr

No fue posible hacer una distribución de tamaños por debajo de la malla 400, por no disponerse del equipo adecuado.

### 6.2.3 ANÁLISIS MINERALÓGICOS (Especies principales del concentrado de cobre - molibdeno)

El estudio minerográfico del concentrado dio las siguientes especies:

Especie	Fórmula
Calcopirita	$CuFeS_2$

Molibdenita	$\text{MoS}_2$
Pirita	$\text{FeS}_2$
Bornita	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ (asociada a la calcocita)
Calcocita	$\text{Cu}_2\text{S}$
Covellita	$\text{CuS}$
Digenita	
Esfalerita	$\text{Zns}$
Galena	$\text{Pbs}$
Cobre gris	$(\text{Sb,As})_4 \text{S}_{13} (\text{Cu,Ag,Fe})_{12}$
Limonita	$\text{Fe}_2\text{O}_3$
Silice	$\text{SiO}_2$

Un análisis detallado por malla determinó las siguientes características de la muestra.

Malla + 150: Porcentaje aproximado de minerales

Pirita	60%
Bornita	0.8%
Calcopirita	31.0%
Molibdenita	2.8%
Digenita - covellita	14.0%
Calcocita	
Esfalerita	1%
Galena	Trazas
Limonita	Trazas
Ganga	44.3%

El porcentaje de minerales asociados fue de 30%. La molibdenita no tiene asociaciones con otras especies. La característica que presenta la covellita, principal mineral de cobre refractario a la depresión es su asociación con la calcopirita bornita y digenita, en un intercrecimiento veteadado -

corona o veteados simple (ver figura), donde es la covelita la que recubre a las otras especies.



Para la malla + 200: el porcentaje aproximado de los minerales liberados fue:

Esfalerita	0.7%
Digenita, Covelita, Calcocita	16.2%
Calcopirita	32.1%
Molibdenita	1.7%
Bornita	0.4%
Pirita	10.7%
Ganga	38.2%

Existe un porcentaje mayoritario de minerales liberados en relación con minerales que presentan intercrecimientos. No se reporta intercrecimientos entre la molibdenita y otras especies. La covelita se asocia al sulfuro predominante, es decir la chalcopirita en un intercrecimiento de subcorona.



Malla + 325: En esta malla se reportó un 97% de los minerales libres. La molibdenita se encuentra liberada.

El porcentaje aproximado de los minerales presentes es;

Pirita	14.41%
Calcopirita	33.14%
Calcocita Digenita	30.39%
Covelita	
Limonita	Trazas
Ganga	18.20%
Esfalerita	0.50%
Molibdenita	2.43%
Cobre gris	Trazas
Bornita	0.93%

Debe observarse que el porcentaje de calcocita-covelita-digenita, es en esta malla solo tres unidades inferior al de la calcopirita.

Es de esperarse que la covelita, que se encuentra liberada en una elevada proporción flote junto a la molibdenita

Malla + 400: En esta malla pudo observarse intercrecimiento de la molibdenita con la pirita. La forma de este fue de inclusión. (Figura)



Inclusión pirita en molibdenita (?).

La mayoría de los minerales se encuentran libres, siendo el porcentaje de minerales asociados de 3% aproximadamente.

El porcentaje de las especies es el siguiente:

Pirita	14%
Bornita	1%
Calcopirita	36%
Molibdenita	1.5%
Digenita Covelita	31%
Calcocita	
Esfalerita	0.5%
Galena	Trozos
Limonita	Trozos
Ganga	15%

Menos 400 malias: El porcentaje de minerales liberados es;

Pirita	8.8%
Calcopirita	41.5%
Digenita Covelita Calcocita	24.3%
Esfalerita	0.5%
Bornita	1.3%
Molibdenita	2.3%
Ganga	21.3%

Los intercrecimientos representan menos del 2%.

#### 6.2.4 DETERMINACIÓN DE LA FORMA COMO SE DISTRIBUYE LA MOLIBDENITA: COMENTARIOS SOBRE LA LIBERACIÓN

La mayoría de molibdenita (2.3% de un 50% del pe-



so total) se encuentra en el producto menos 400 mallas.

La distribución en el resto de los casos es uniforme, encontrándose liberada en casi todos los casos. Sólo fueron detectadas inclusiones de pirita en la molibdenita. Sin embargo para la liberación de este intercrecimiento se haría necesario recurrir a molienda excesivamente finas. También debe anotarse que, al haber una inclusión de pirita en molibdenita no alterará las propiedades de flotabilidad de esta última.

Del análisis de malla realizado, se comprueba que un 50% de material total pasa la malla 400 y un 95% por la malla 200. Esto constituye una distribución de tamaños que podría afectar seriamente las recuperaciones de la moly.

Como se trató en capítulos anteriores, al aumentar el grado de finura de la muestra, aumenta la razón entre la cantidad de bordes hidrofílicos frente a las caras hidrofóbicas en la estructura de la molibdenita. Si bien no existe forma de cuantificar esta razón en función de la abertura de malla, a través de lo cual pasa la muestra, por debajo de las 400 mallas, existirá una fracción apreciable de molibdenita que habrá perdido su flotabilidad natural.

Este aspecto cobra importancia si se tiene en cuenta que reactivos colectores empleados en la flotación selectiva de la moly, (petróleo, kerosene, etc.) no tendrán efecto sobre los bordes de molibdenita. Los trabajos sobre recuperación de moly en Cuajone (Ref. cit 27) reportan rangos de 80 - 85% de recuperación en la planta de moly. No tenemos certeza sobre si esta magnitud es resultado de pruebas experimentales, o se trata de un índice de diseño, pero si fuera lo primero, la recuperación estaría muy por debajo de los valo -

res reportados por plantas norteamericanas (USA - Canadá) y Chilenas (en estas última se llegó a niveles entre 90 - 95%).

La baja recuperación podría deberse a fracciones-sobre molidas que originan la pérdida de la flotabilidad natural de la moly.

## 6.2.5 CARACTERÍSTICAS RESPECTO A LA FLOTACIÓN DE LOS COMPONENTES DEL CONCENTRADO O MATERIA PRIMA

Las cantidades porcentuales de las especies indicadas por el análisis mineragráfico, muestran que el porcentaje más alto de sulfuros de cobre lo constituye la calcopirita seguida de la calcocita.

Existe cierta tendencia a afirmar que el Asmol y el sulfhidrato, son adecuados para deprimir óptimamente a la calcopirita (28) mientras que se acepta, que el ferrocianuro es el mejor depresor de la calcocita (ref cit 28).

En la sección anterior se comentó que la molibdenita, flotará adecuadamente si no está sobremolida. Para la distribución de tamaños detectada, se espera que exista una apreciable fracción sobremolida, lo que reduce las probabilidades de una recuperación adecuada y alta.

La forma de ocurrencia de la covelita es importante. La mayoría de intercrecimientos de esta especie son en forma de corona, donde la covelita cubre a la calcopirita, en la generalidad de los casos. Esto asociado a la alta liberación de especies, determina que los concentrados de moly están contaminados de covelita hasta las etapas de limpieza o en aquellas donde se use el cianuro de sodio, no para deprimir sino para lixiviar.

La especial forma en que recubre la covelita a la calcopirita hará que ésta última también flote y contamine el concentrado.

Las especies tales como la blenda o galena no son mayoritarias y no impondrán condiciones especiales al proceso

Algo similar ocurre con la Digenita y Bornita, que además de encontrarse en magnitud reducida, no tienen un comportamiento muy diferente al de la calcopirita y calcocita frente a los depresantes.

No se hizo ninguna determinación especial sobre las características de la ganga (El análisis minerográfico, es para minerales opacos y la ganga en su mayoría está constituida de silicatos).

Sin embargo en observaciones simples al microscopio pudo observarse especies de brillo vítreo y estructura laminar, que posiblemente sean micas (?).

### 6.3 CONCLUSIONES

(1) Las principales especies de cobre a deprimir serán la calcopirita y calcocita. Se puede esperar que esta última sea adecuadamente deprimida por la acción conjunta de un oxidante ( $H_2O_2-K_2Cr_2O_7$ ) y el ferrocianuro.

Tanto la calcopirita con la calcocita, serán deprimidas por Asmol.

(2) Por los datos de la distribución granulométrica es posible que una fracción de molibdenita, se encuentre sobre molida y haya perdido su flotabilidad natural. Las recupera-

ciones reportadas para la separación selectiva de la moly en Cuajone son bajas (80-85%, laboratorio) lo que podría atribuirse a la pérdida de flotabilidad.

(3) La covelita, por su especial intercrecimiento con otras especies (corona o subcorona), será el sulfuro más difícil de deprimir y tendrá que ser lixiviado con cianuro de sodio o deprimida parcialmente con este mismo reactivo en las etapas de limpieza.

(4) No se hizo ninguna determinación de la constitución de la ganga. Este aspecto es importante para determinar la existencia de especies que presenten flotabilidad natural y que contaminarán el concentrado de moly.

Observaciones simples al microscopio permitieron determinar la existencia probable de micas. (Es preciso remarcar que las micas tienen un aspecto similar al de la molibdenita diferenciándose en su brillo, por lo que podría tratarse de una confusión.)

## CAPITULO VII

### TECNOLOGIA DE LA FLOTACION DE MOLIBDENITA

#### A PARTIR DE CONCENTRADOS DE COBRE:

#### TRABAJO EXPERIMENTAL

### 7.1 INTRODUCCIÓN

En este capítulo se resume el trabajo experimental realizado, para estudiar comparativamente el efecto depresor sobre los sulfuros de cobre durante la flotación selectiva de la mo ly de tres reactivos: Asmol, Ferrocianuro de potasio y sulfhidrato de sodio.

Las pruebas experimentales fueron planificadas usando el análisis factorial para determinar la influencia en la recuperación de molibdenita de tres variables simultáneamente, evitándose la investigación de variables una a una.

La dificultad de conseguir los reactivos empleados y la mínima cantidad de ellos con que se contaba, llevó a planificar las pruebas considerando para los resultados de recuperación, una sola flotación rougher. Así mismo las ínfimas cantidades de molibdeno a recuperar a partir del concentrado de cobre (0.35% de Mo) que en algunos casos asumiendo una recuperación del 100% no llegaba a los 30 gr, impidieron realizar flotaciones de limpieza para obtener un producto final de grado comercial.

Los resultados de los experimentos muestran leyes altas (14% de Mo) comparadas a las de la práctica industrial (7%).- Esto indudablemente se debe a que la muestra de concentrados-

con la cual se trabajó, no era un concentrado fresco. A pesar de esto, se observó que no había perdido la hidrofobicidad adquirida por los reactivos empleados en el circuito de flotación de cobre. Efectivamente, el concentrado repulpeado y con una gota de MIBC (espumante, metil isobutil carbinol) flotó abundantemente.

Una importante limitación del trabajo, lo constituye el hecho de que no pudo duplicarse los experimentos para concretar el grado de certeza con que puede afirmarse que un resultado es válido. Esto ocurrió así por la falta de material y reactivos.

## 7.2 DISEÑO DE LOS EXPERIMENTOS

### 7.2.1 NOCIONES FUNDAMENTALES DEL MÉTODO EMPLEADO

El método del análisis factorial permite detectar la influencia de variables individuales así como interacciones entre estas variables durante un experimento. Es especialmente adecuado para este estudio porque permite prescindir del método clásico de investigar las variables una a una, teniendo en cuenta que por este procedimiento sería necesario una cantidad de material muy superior al que se contaba para las pruebas (aproximadamente 50 kgs).

Análisis Factorial: El experimentado factorial está representado por  $2^n$  donde n es el número de variables que serán estudiadas (controladas). El número 2 corresponde a los niveles, o valores cuantitativos de los variables. Estos niveles serán uno máximo y el otro mínimo y son tomados de experiencias previas o en nuestro caso de referencias bibliográficas.

Cada uno de los factores da un efecto definido como la variación media total de la información buscada, producida por un incremento del nivel del factor considerado. El efecto principal de una variable dada es la diferencia entre el promedio de los resultados obtenidos al nivel máximo del valor de la variable y el resultado promedio obtenido al nivel mínimo de la misma variable.

El efecto de interacción entre dos variables  $X_1$ ,  $X_2$ , es la diferencia media entre el efecto de un incremento en el nivel  $X_1$ , al nivel máximo de  $X_2$ , y el efecto del incremento del nivel  $X_1$  al nivel mínimo de  $X_2$ . Para aclarar la explicación anterior, considérese que las variables a estudiarse sean A, B, C (tres en total) lo que dará un número de experimentos  $2^3 = 8$ .

Cada variable tendrá un nivel mínimo m y otro máximo M.

Se resumiría el experimento en una tabla del siguiente modo:

No.	Notación	A	B	C	Resultado
1	l	m	m	m	$Y_1$
2	a	M	m	m	$Y_2$
3	b	m	M	m	$Y_3$
4	ab	M	M	m	$Y_4$
5	c	m	m	M	$Y_5$
6	ac	M	m	M	$Y_6$
7	bc	m	M	M	$Y_7$
8	abc	M	M	M	$Y_8$

En este cuadro, cada una de las filas, representa el nivel al que intervienen las variables y su resultado. Por ejemplo la prueba 6 (sexta fila), denotada por ac, indica la interacción de las variables a, c en el resultado y también - que la variable A, estará en su máximo valor, la B en su mínimo y C en su máximo.

Para obtener el efecto individual de cada variable, se analiza los resultados del siguiente modo:

Para el factor A, que varía entre  $Y_1$ , e  $Y_2$ ,  $Y_3$  e  $Y_4$ ,  $Y_5$  e  $Y_6$ ,  $Y_7$  e  $Y_8$

se compara  $\frac{Y_1 + Y_3 + Y_5 + Y_7}{4}$  con  $\frac{Y_2 + Y_4 + Y_6 + Y_8}{4}$

Para el factor B, que varía de  $Y_1$   $Y_2$  a  $Y_3$   $Y_4$  y  $Y_5$   $Y_6$  a  $Y_7$   $Y_8$

se compara  $\frac{Y_1 + Y_2 + Y_5 + Y_6}{4}$  con  $\frac{Y_3 + Y_4 + Y_7 + Y_8}{4}$

Para C por un razonamiento similar se deberá comparar:

$\frac{Y_1 + Y_2 + Y_3 + Y_4}{4}$  con  $\frac{Y_5 + Y_6 + Y_7 + Y_8}{4}$

Las interacciones de dos variables sobre el resultado, se obtienen del siguiente modo:



Efecto de los factores C, A sobre el resultado

	A	
C	m	M
m	$(Y_1 + Y_3)/2$	$(Y_2 + Y_4)/2$
M	$(Y_5 + Y_7)/2$	$(Y_6 + Y_8)/2$

Efecto de las variables C y B sobre la respuesta

	B	
C	m	M
m	$(Y_1 + Y_2)/2$	$(Y_3 + Y_4)/2$
M	$(Y_5 + Y_6)/2$	$(Y_7 + Y_8)/2$

Efecto de las variables B y A sobre la respuesta

	B	
C	m	M
m	$(Y_1 + Y_2)/2$	$(Y_2 + Y_6)/2$
M	$(Y_3 + Y_7)/2$	$(Y_4 + Y_8)/2$

Una forma simplificada de este tratamiento puede obtenerse a partir de la matriz diseño de la siguiente forma:

N°	Notación	MATRIZ DISEÑO			MATRIZ DE VARIABLES INDEPENDIENTES				VECTOR OBSERVACION
		A	B	C	AB	AC	BC	ABC	Resultado
1	1	-	-	-	+	+	+	-	$Y_1$
2	a	+	-	-	-	-	-	+	$Y_2$
3	b	-	+	-	-	+	-	+	$Y_3$
4	ab	+	+	-	+	-	-	-	$Y_4$
5	c	-	-	+	+	-	-	+	$Y_5$
6	ac	+	-	+	-	+	-	-	$Y_6$
7	bc	-	+	+	-	-	+	-	$Y_7$
8	abc	+	+	+	+	+	+	+	$Y_8$

En esta tabla, se ha reemplazado la notación M y m, por (+) y (-) respectivamente para las variables A, B, C.

Para determinar la columna AB, por ejemplo se realiza el producto interno (escalar) de los vectores A y B. En forma idéntica se generan las otras columnas.

Para calcular los efectos e interacciones, se toman los productos interiores de los elementos del vector observación (resultado), con los correspondientes elementos del efecto deseado en la matriz de variables independientes.

Por ejemplo, el efecto de A será:

$$A = \frac{(-) Y_1 + (+) Y_2 + (-) Y_3 + (+) Y_4 + (-) Y_5 + (+) Y_6 + (-) Y_7}{2^{3-1}} + (+) Y_8$$

Para AB, simplificando y realizando directamente los productos indicados se tendría que la interacción sería:

$$AB = \frac{Y_1 - Y_2 - Y_3 + Y_4 + Y_5 - Y_6 - Y_7 + Y_8}{4}$$

y así en el resto de los casos.

### 7.2.2 PLANIFICACIÓN DE LAS PRUEBAS: JUSTIFICACIÓN DE LA SELECCIÓN DE VARIABLES A ESTUDIAR

En las tres series de pruebas realizadas, se estudió la influencia en la recuperación del molibdenita del pH, dosificación de reactivo depresante y tiempo de flotación.

En todos los casos, los niveles en que se estudiaron las variables fueron obtenidos de la literatura técnica e informes de plantas que realizan la flotación selectiva de molibdenita a partir de concentrados de cobre.

El pH que varía con las adiciones de reactivos (p.j. para el Asmol de neutro se elevó a 11 probablemente por la presencia de NaOH en la composición del sulfuro de sodio comercial) se escogió para determinar la sensibilidad de la flotación de la molibdenita respecto a ese factor.

La dosificación del reactivo depresante, es una variable que debe ser considerada necesariamente. Su influencia en la flotación es obvia, pero su importancia en la factibilidad económica del uso de un reactivo es igualmente importante.

Para los tres reactivos empleados, se encontró que los rangos de dosificación en una gran mayoría de plantas

oscila entre 12 a 18 lbs. por toneladas de concentrados Cu Mo a tratarse. En los experimentos realizados, se consideró para los niveles máximo y mínimo, 16 y 12 lbs/Ton respectivamente en todos los casos.

Naturalmente cada reactivo tendrá un óptimo de recuperación particular. Sin embargo al trabajar en estos rangos para los tres casos se podrá hacer una comparación de la influencia de la dosificación en la recuperación y eficiencia entre los reactivos.

El tiempo de flotación, se consideró fundamentalmente para determinar el tiempo útil que cada depresor puede mantener sin flotar a los sulfuros de cobre.

Considerando los datos reportados que indican al sulfhidrato de sodio como el que menor tiempo de depresión ejerce, mientras que el Asmol es el más eficiente en este sentido, se varió el tiempo de flotación en cada caso para extraer la mayor cantidad posible de molibdenita.

Inicialmente se consideró como tercera variable el porcentaje de sólidos durante la flotación. Sin embargo considerando la importancia del tiempo de duración de la acción depresante de los reactivos, se le sustituyó por la variable correspondiente al tiempo de flotación.

Otras posibles variables tales como la dosificación del petróleo, de espumante, forma de adición de los reactivos, fueron dejadas de lado, por la limitación en la cantidad de concentrado de cobre con el que se disponía para hacer las pruebas. Por ejemplo para un experimento que considere 4 variables, el número de pruebas sería  $2^4 = 16$ , y se considerara 5 variables serían necesarias 32 pruebas.

Como se explicó anteriormente, por el mismo motivo (escasez de muestra de concentrado) no fue posible duplicar las pruebas para determinar el error involucrado en los experimentos.

## 7.2.4 PRUEBAS CON FERROCIANURO DE POTASIO

DISEÑO DEL EXPERIMENTO: Previamente al proceso experimental, se hizo una prueba en la que se trató de establecer el orden adecuado de adición de reactivos y los rangos de valores de las variables. Esta prueba tuvo las siguientes características:

pH natural de la pulpa : 6.8

Peso de material : 780 gr.

Acondicionamiento a 50% de sólidos con las siguientes dosificaciones de reactivos.

Petróleo al iniciar el acondicionamiento

Ferrocianuro 12 lbs/ton añadido a los 30 seg. (en solución al 25%). El pH se elevó a 9.6

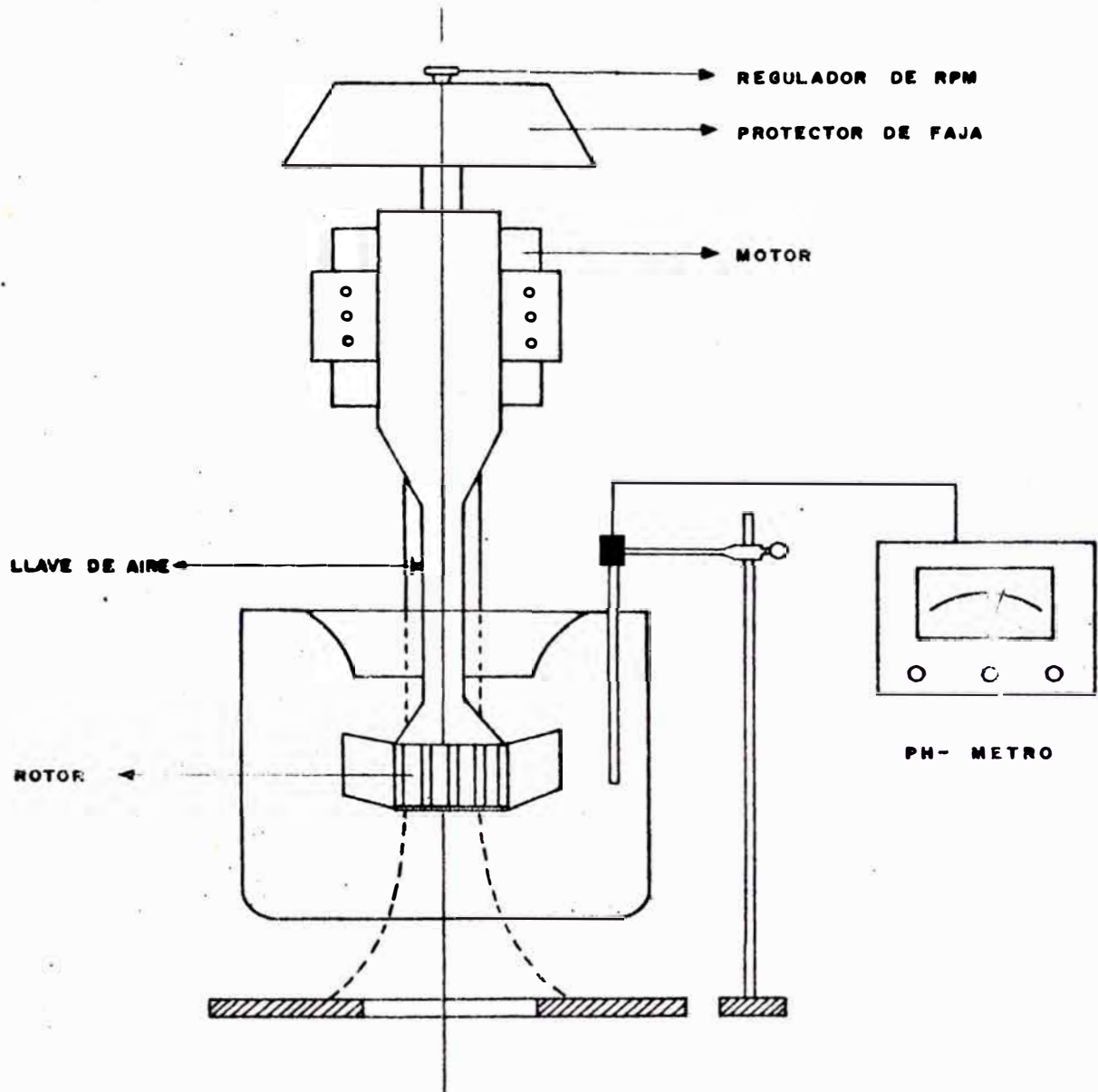
MIBC a los 90 seg. diluyéndose simultáneamente la pulpa a 30% de sólidos.

A los cuatro minutos se abrió el aire. La flotación duró 3 minutos siendo el pH final de 9.5.

Los resultados metalúrgicos de la prueba se resumen en el siguiente cuadro:

PRODUCTO	% PESO	ENSAYOS %		DISTRIBUCION	
		Mo	Cu	Mo	Cu
Concentrado Rougher	2.04	14.17	30.08	86.66	1.69
Cola	97.96	0.045	36.58	13.34	98.31
Cabeza Calculada	100.00	0.333	36.44	100.00	100.00

**FIG. 7.1.- ESQUEMA DEL EQUIPO UTILIZADO**



**CELDA DE FLOTACION BATCH WENCO**

**CAPACIDAD: 2 H. (PULPA)**

**MOTOR WAGNER, 1/4 HP, 1000 RPM.**

**PH-METRO SARGENT WELCH MODELO PBL**

Las observaciones que pudieron realizarse luego de la prueba fueron las siguientes:

El tiempo de acondicionamiento posterior a la dilución y adición del MIBC fue excesivo. Un tiempo de 2 minutos totales se consideró suficiente.

No se usó oxidante ( $H_2O_2$ ) como paso previo a la adición del ferrocianuro. A pesar de ello la flotación fue bastante aceptable y selectiva.

Las espumas cargadas en molibdenita fueron observables sólo hasta los 45 primeros segundos de flotación observándose luego activación de cobre. Esto llevó a considerar como tiempo máximo de flotación 3 minutos. Un tiempo superior implicaría una contaminación del concentrado de moly por el cobre activado.

Resumiendo: el pH luego de la adición de  $K_4Fe(CN)_6$  es 9.5 que será usado como nivel superior. El tiempo de acondicionamiento considerado adecuado, fue 2 minutos, mientras que 3 minutos de flotación será tomado como nivel superior.

Teniendo en cuenta estas consideraciones se planificó el experimento con las siguientes variables:

VARIABLES	NIVEL MAXIMO	NIVEL MINIMO
DOSIFICACION	16 lb/Ton $K_4Fe(CN)_6$	12 lb/Ton $K_4Fe(CN)_6$
pH	9.5 (Natural)	7.5
TIEMPO DE FLOTACION	3 Minutos	2 Minutos

De acuerdo al diseño factorial se tendría  $2^3 = 8$  pruebas a realizarse, distribuidas en la siguiente secuencia:

PRUEBA	NOTACION	$K_4Fe(CN)_6$ lb/Ton	pH	TIEMPO (min)
1	1	12	7.5	2
2	a	16	7.5	2
3	b	12	9.5	2
4	ab	16	9.5	2
5	c	12	7.5	3
6	ac	16	7.5	3
7	bc	12	9.5	3
8	abc	16	9.5	3

CONDICIONES DE OPERACION: Se tomó como parámetros constantes durante la prueba a los siguientes:

- Peso de mineral: 780 gr (Este peso fue calculado para lograr una pulpa de 2 lt, que es el volumen adecuado para la celda de flotación usada).

- Volumen de agua: 780 cc durante el acondicionamiento, a los que se añadieron 1040 a fin de lograr 30% de sólidos durante la flotación.

- Tiempo de acondicionamiento: 2 minutos a 50% de sólidos en los que hubo el siguiente orden en la adición de reactivos:

\* Agua oxigenada al iniciar la prueba (10 ml concentración 10% en volumen)



- \* Ferrocianuro (dosificación de acuerdo a las pruebas) y petróleo (2 gotas) a los 30 seg.
- \* Para las pruebas a pH diferente del natural se agregó ácido sulfúrico a la pulpa hasta un pH adecuado.

Las medidas de pH se realizaron con un pH-metro adjunto a la celda (ver esquema de equipo utilizado Fig. 7.1).

- \* A los 90 seg se añadió 2 gotas de MIBC, diluyéndose luego la pulpa a 30% de sólidos. Se abrió el aire a los dos minutos iniciándose la flotación.

- Dosificación de petróleo: aproximadamente 0.1-Kg/TM (2 gotas).

- Dosificación de MIBC: 2 gotas lo que aproximadamente equivale a 0.12 Kg/TM.

- El ferrocianuro de potasio utilizado fue de grado analítico y preparado en una solución al 25%.

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS: BALANCES Y CUADRO DE DISTRIBUCIONES

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYES %		DISTRIBUCION %	
			Mo	Cu	Mo	Cu
1	Concentrado	1.77	15.28	30.32	84.11	1.46
	Cola	98.23	0.052	36.92	8.69	98.54
	Cabeza Calculada	100.00	0.322	36.79	100.00	100.00
2	Concentrado	1.78	16.97	29.28	85.19	1.44
	Cola	98.22	0.053	36.38	14.81	98.56
	Cabeza Calculada	100.00	0.355	36.25	100.00	100.00
3	Concentrado	1.78	12.92	30.34	78.49	1.46
	Cola	98.22	0.064	37.08	21.60	98.54
	Cabeza Calculada	100.00	0.300	40.00	100.00	100.00
4	Concentrado	1.94	13.24	30.46	79.32	1.62
	Cola	98.06	0.068	36.76	20.68	98.28
	Cabeza Calculada	100.00	0.324	36.63	100.00	100.00
5	Concentrado	1.90	14.66	30.96	81.71	1.62
	Cola	98.10	0.063	36.46	18.29	98.28
	Cabeza Calculada	100.00	0.341	36.34	100.00	100.00
6	Concentrado	2.13	14.19	30.86	87.41	1.82
	Cola	97.86	0.044	36.20	12.59	98.18
	Cabeza Calculada	100.00	0.346	36.07	100.00	100.00
7	Concentrado	1.83	15.22	30.24	86.82	1.52
	Cola	98.17	0.043	36.66	13.18	98.48
	Cabeza Calculada	100.00	0.321	36.55	100.00	100.00
8	Concentrado	2.23	14.36	31.36	86.72	1.90
	Cola	97.77	0.051	37.04	13.28	98.10
	Cabeza Calculada	100.00	0.369	36.91	100.00	100.00

0.334 36.9

La cabeza calculada promedio para molibdeno resultó 0.334% y 36.9% para cobre.

OBSERVACIONES SOBRE LAS PRUEBAS: El pH luego de añadir a la pulpa  $H_2O_2$ , no varía respecto al pH natural de la pulpa. Al añadir ferrocianuro se eleva hasta 9.5. Durante la flotación este valor, o el regulado a 7.5 mediante ácido sulfúrico, no sufre alteraciones.

El pH modificó su valor, de acuerdo a la adiciones de reactivos de la siguiente forma:

a)

	INICIAL	$H_2O_2$	$K_4 Fe (CN)_6$	FLOTACION
PH	6.8 - 7.0	7.0	9.5	9.5

b) Cuando se añadió  $H_2SO_4$  como regulador de PH:

	INICIAL	$H_2O_2$	$K_4 Fe (CN)_6$	$H_2SO_4$	FLOTACION
PH	6.8 - 7	7.0	9.5	7.5	7.5

No existe relación entre la dosificación y el tiempo en que los sulfuros de cobre permanecen deprimidos. Aproximadamente a los 30 segundos de flotación el cobre comienza a activarse en todos los casos, no siendo posible establecer una diferencia de la duración efectiva de la acción depresante del reactivo para las dos dosificaciones de ferrocianuro usadas.

Luego de los 30 segundos iniciales, el color de

las espumas cambió casi bruscamente, por la activación del cobre. A pesar de esto, luego de los 3 minutos de flotación utilizados, aún quedaba molibdenita en las espumas (pudo apreciarse esto, por observación al microscopio), recuperándose - sin embargo mucha mayor cantidad de cobre, perdiéndose la selectividad.

ANALISIS DE LOS RESULTADOS: Mediante el análisis factorial determinamos los efectos del pH, dosificación, del reactivo y tiempo de flotación sobre las recuperaciones de molibdeno. Luego considerando los porcentajes de cobre en el concentrado de moly, determinamos la eficiencia de la separación y la concentrabilidad diferencial utilizando los conceptos dados por el Ingeniero A. Rizzo Patrón en el artículo "Concentrabilidad Diferencial" aparecido en CITEN - 1976 revista del Instituto Científico y Tecnológico Minero, INCITEMI (pág. 5-75).

Tabla de Resultados:

PRUEBA	Dosificación de $K_4Fe(CN)_6$ lb/Ton	PH	Tiempo de Flotación Minutos	RECUPERACIONES	
				Mo%	Cu%
1	12	7.5	2	84.1	1.46
2	16	7.5	2	85.2	1.43
3	12	9.5	2	78.4	1.46
4	16	9.5	2	79.3	1.61
5	12	7.5	3	81.71	1.62
6	16	7.5	3	87.4	1.82
7	12	9.5	3	86.8	1.51
8	16	9.5	3	86.7	1.89

Tabla de Análisis:(1)

PRUEBA	NOTACION	RESULTADO		EFECTO	EFICIEN CIA DE SEPARA- CION	TIEMPO DE FLOTA- CION	CONCENTRA BILIDAD DIFEREN CIAL
		% Mo	% Cu				
1	1	84.1	1.46		82.64	2	41.3
2	a	85.2	1.43	2.34	83.77	2	41.8
3	b	76.6	1.46	-2.25	75.14	2	37.6
4	ab	79.3	1.61	-4.19	77.69	2	38.8
5	c	81.71	1.62	4.35	80.09	3	26.7
6	ac	87.4	1.82	1.79	85.58	3	28.5
7	bc	86.8	1.51	17.79	85.29	3	28.4
8	abc	86.7	1.89	-7.39	84.10	3	28.0

En esta tabla, para el cálculo de los efectos se consideró el porcentaje de recuperación de molibdeno por considerarse que el fin principal de la flotación Rougher es la obtención de un alto porcentaje en la recuperación aún a costa de la selectividad del proceso.

Para el cálculo de la eficiencia de separación, se halló la diferencia entre el porcentaje de recuperación de molibdeno del de cobre. Estos valores son un índice de la selectividad del proceso.

La concentrabilidad diferencial que mide en forma simultánea la eficiencia de la flotación en cuanto a su selectividad y el tiempo requerido por el proceso, fue calculada dividiendo la eficiencia de separación y el tiempo de flotación. Teniendo en cuenta estas consideraciones, resumidas en



la llamada tabla de análisis 1, se extrae las siguientes condiciones:

a) Para los efectos principales:

Al aumentar la dosificación del reactivo depresor el ferrocianuro de potasio, la recuperación de molibdenita se incrementa (En el experimento el incremento respecto a las recuperaciones fue 2.3%). Es también claro el aumento de selectividad del proceso. Esto se aprecia al comparar las eficiencias entre las pruebas 1 y 2, 3 y 4, 5 y 6, para cada par de las cuales la dosificación se incrementó de 12 a 16 lb/Ton.

Los niveles de incremento de la recuperación, por el aumento de dosificación no son muy notables y en algunos casos son nulos. Esto nos lleva a pensar que el valor de 12 lb/Ton como consumo de ferrocianuro, es suficiente durante la flotación Rougher. Como corroboración a esto para una dosificación de 12 lb/Ton se obtuvo buenos resultados (86.8% de recuperación de molibdeno en la séptima prueba), comparando con la recuperación más alta obtenida 87.4% en la sexta prueba.

El efecto correspondiente a la notación b, es el que representa el pH, que en cuatro de las pruebas fue el que naturalmente marcó la pulpa, al añadirse el ferrocianuro (9.5) y en otras cuatro fue regulado mediante ácido sulfúrico al valor 7.5.

De esta variación y considerando el valor negativo (2.25) del efecto, se concluye que la molibdenita flota mejor a pH levemente alcalinos cercanos al neutro, cuando se usa ferrocianuro como depresor de sulfuros de cobre.

Finalmente el efecto C (+ 4.35) que corresponde -

al tiempo de flotación, nos da un resultado esperado. A mayor tiempo de flotación mayor recuperación de molibdenita. Esto no afecta la selectividad de la flotación como puede apreciarse al comparar la eficiencia de separación de las cuatro primeras pruebas (donde el tiempo de flotación fue de dos minutos), con las de las cuatro últimas (tiempo de flotación 3 min)

#### b) Interacciones simultáneas de las variables

En general el incremento del pH se refleja en una disminución de la recuperación de molibdenita. Así lo demuestran los valores de los efectos ab, abc que tienen valores negativos. El incremento simultáneo del tiempo de flotación y la dosificación de reactivos, tiene un efecto positivo aunque no importante (1.79).

Es por este efecto que se llegó al mejor resultado del conjunto de pruebas recuperando 87.4% de molibdeno con una selectividad respecto al cobre que flota de 85.58%, que es también el valor más alto obtenido durante las pruebas con ferrocianuro.

Debe comentarse en este punto que una apreciable cantidad de insolubles fue arrastrado durante la flotación, ensuciando el concentrado de molibdenita obtenido. Esto parece ser consecuencia de una propiedad característica de las burbujas pequeñas producidas por el MIBC que fue el espumante usado

### 7.2.5 PRUEBAS CON MEZCLAS $\text{Na}_2\text{S}$ - $\text{As}_2\text{O}_3$ : (ASMOL)

DISEÑO DEL EXPERIMENTO: Como en el caso del uso de ferrocianuro, previamente a la planificación del experimento

to se realizó una prueba tentativa usando como depresor de sulfuros de cobre al  $\text{Na}_2\text{S}$ , bajo las siguientes condiciones:  
 Petr6leo: 2 gotas al inicio de la prueba  
 Sulfuro de sodio: 12 lb/Ton a los 15 segundos  
 MIBC a los 90 segundos (2 gotas) diluy6ndose la pulpa a 30% de s6lidos.

A los 2 minutos se abri6 el aire y se flot6 durante 3 minutos

El sulfuro de sodio usado, fue tomado de una mezcla comercial conteniendo aproximadamente 65% de  $\text{Na}_2\text{S}$  y preparado en una soluci6n al 25%.

El pH, de un valor 7.1 inicial pas6 a 11.2 luego de la adici6n del  $\text{Na}_2\text{S}$ .

La siguiente tabla muestra los resultados metal6rgicos de la prueba:

PRODUCTO	% PESO	ENSAYES %		DISTRIBUCION %	
		Mo	Cu	Mo	Cu
Concentrado	5.25	5.05	33.72	70.29	4.69
Cola	94.75	0.118	36.92	29.71	95.31
Cabeza calculada	100.00	0.377	36.70	100.00	100.00

En esta prueba las espumas nunca adquirieron el color característico de la molibdenita, notándose que el cobre en ningún momento estuvo deprimido. En determinado momento la cantidad de espumas se hizo incontrolable haciéndose necesario reducir el volumen del aire, que las producía.

Luego de esta prueba inicial, se consider6 el pH



11.2 que toma la pulpa luego de la adición del  $\text{Na}_2\text{S}$ , como valor máximo de esta variable en el diseño factorial que establece la secuencia de pruebas a realizarse. Como valor mínimo se tomó 9.5 porque uno menor se hacía difícil de regular.

La dosificación se consideró en una variación de 12 a 16 lb/Ton de mezcla  $\text{Na}_2\text{S} - \text{As}_2\text{O}_3$ , en la cual se usó el  $\text{Na}_2\text{S}$  y  $\text{As}_2\text{O}_3$ , 65% y 90% puros respectivamente.

El tiempo de flotación máximo se consideró 4 minutos por la experiencia recopilada mediante las pruebas con ferrocianuro en las cuales se notó que existía la posibilidad de lograr un mayor porcentaje de recuperación de molibdenita aumentando el tiempo de flotación. El tiempo mínimo se consideró 2-1/2 minutos, con lo que las variables tendrían los siguientes niveles.

VARIABLE	NIVEL MAXIMO	NIVEL MINIMO
Dosificación ASMOL	16 lb/Ton	12 lb/Ton
PH	11.3 (natural)	9.5
Tiempo de Flotación	4 min.	2-1/2 min.

Las 8 pruebas se distribuyeron de la siguiente manera:

PRUEBA	NOTACION	ASMOL lb/Ton	pH	TIEMPO Minutos
1	1	12	9.5	2.5
2	a	16	9.5	2.5
3	b	12	11.3	2.5
4	ab	16	11.4	2.5
5	c	12	9.5	4
6	ac	16	9.5	4
7	bc	12	11.3	4
8	abc	16	11.3	4

CONDICIONES DE OPERACION: Los parámetros que se mantuvieron constantes durante las pruebas fueron:

- Peso de mineral 780 gr. (tomado como en el caso de las pruebas con ferrocianuro en una cantidad que facilite la operación de la celda usada).

- Volumen de agua 780 cc durante el acondicionamiento. Para la flotación se añadió 1040 cc para lograr un 30% de sólidos.

- Tiempo de acondicionamiento 2 minutos con el siguiente orden de adición de los reactivos para todas las pruebas.

Petróleo 0.1 Kg/TM al inicio de la prueba

Asmol a los 15 seg. en una dosificación adecuada a cada prueba

A los 90 seg. se añadía MIBC (0.15 kg/TM) diluyéndose enseguida a 30% de sólidos.

A los 2 minutos se iniciaba la flotación.

El Asmol fue preparado al 25% en solución, teniendo en cuenta que el  $\text{Na}_2\text{S}$  era 65% puro y el  $\text{As}_2\text{O}_3$  90%. La relación de pesos  $\text{Na}_2\text{S}/\text{As}_2\text{O}_3$  fue 3.7 considerando para este cálculo las purezas indicadas. A continuación se resume el resultado de las pruebas.

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS: CUADRO DE DISTRIBUCIONES

PRUEBA	PRODUCTO	% PESO	ENSAYES %		DISTRIBUCION %	
			Mo	Cu	Mo	Cu
1	Concentrado	1.50	19.000	27.680	81.89	1.52
	Colas	98.50	0.0643	36.48	18.10	98.53
	Cabeza Calculada	100.00	0.348	36.345	100.00	100.00
2	Concentrado	1.35	19.22	27.160	71.54	1.01
	Colas	98.65	0.104	36.48	28.46	98.09
	Cabeza Calculada	100.00	0.362	36.34	100.00	100.00
3	Concentrado	1.85	15.46	30.76	82.42	1.61
	Colas	98.15	0.0628	36.08	17.58	98.39
	Cabeza Calculada	100.00	0.347	35.98	100.00	100.00
4	Concentrado	1.87	15.32	29.56	81.95	1.60
	Colas	98.13	0.0643	36.92	18.05	98.40
	Cabeza Calculada	100.00	0.349	36.77	100.00	100.00
5	Concentrado	1.77	16.84	29.20	83.47	1.41
	Colas	98.23	0.0608	36.44	16.53	98.59
	Cabeza Calculada	100.00	0.357	36.30	100.00	100.00
6	Concentrado	1.46	19.30	27.88	80.11	1.14
	Colas	98.54	0.0718	36.20	19.89	98.86
	Cabeza Calculada	100.00	0.352	36.08	100.00	100.00
7	Concentrado	1.44	17.98	27.36	71.54	1.03
	Colas	98.56	0.105	37.92	28.46	98.97
	Cabeza Calculada	100.00	0.362	37.76	100.00	100.00
8	Concentrado	1.34	20.06	26.28	71.54	0.98
	Colas	98.66	0.109	35.88	28.46	99.02
	Cabeza Calculada	100.00	0.376	35.74	100.00	100.00

OBSERVACIONES SOBRE LAS PRUEBAS: El conjunto de pruebas se realizó en un día, para evitar alteraciones en la concentración de la solución de Asmol preparada. No se tuvo información sobre las impurezas que contenía el sulfuro de sodio. Es probable que una proporción elevada de las mismas corresponda al hidróxido de sodio. Esto explicaría el gran cambio de pH en la pulpa al ser añadida la mezcla del Asmol. (La variación fue de 7 a 11.3 - 11.2 en todos los casos).

Para las pruebas en que fue necesario, la regulación del pH presentó dificultades cuando se pretendió lograr valores menores de 9.5. Sin embargo como se trataba de estudiar la influencia del pH, en la flotación de la molibdenita y no de encontrar un valor concreto y óptimo, la variación de 11.3 a 9.5 nos pareció adecuada para determinar nuestro objetivo.

El pH durante las pruebas tomó los siguientes valores:

a) Cuando no hubo regulación

	INICIAL	AL AÑADIR ASMOL	FIN DE FLOTACION
PH	7-7.2	11.1 - 11.3	11.1 - 11.3

b) Cuando se reguló el pH con  $H_2SO_4$

	INICIAL	AL AÑADIR ASMOL	REGULACION $H_2SO_4$	FIN DE FLOTACION
PH	7-7.2	11.1 - 11.3	9.5	9.5

Se observó que el efecto depresor del Asmol se prolonga durante un minuto aproximadamente en forma notoria. El color de las espumas fue el gris característico de la molibdenita inicialmente, mientras que luego del minuto inicial se observó que el cobre se había activado volviendo oscuras las espumas.

El MIBC usado como espumante que se caracteriza por producir espumas pequeñas y consistentes, al usar el Asmol dio una gran abundancia de espuma en algunos casos difícil de controlar.

Esto es algo que no ocurrió cuando se usó ferrocianuro a una misma dosificación de espumante.

ANALISIS DE LOS RESULTADOS: Siguiendo un procedimiento general, similar al realizado y descrito para las pruebas en las que se usó ferrocianuro presentamos en un cuadro los resultados, expresados en recuperación de molibdeno y cobre.

Tabla de Resultados:

PRUEBA	Dosificación Asmol lb/Ton.	PH	Tiempo de Flotación Minutos	RECUPERACIONES	
				Mo %	Cu %
1	12	9.5	2-1/2	81.89	1.52
2	16	9.5	2-1/2	71.54	1.01
3	12	11.3	2-1/2	82.42	1.61
4	16	11.3	2-1/2	81.95	1.60
5	12	9.5	4	83.47	1.41
6	16	9.5	4	80.11	1.14
7	12	11.3	4	71.54	1.03
8	16	11.3	4	71.44	0.98



Tabla de Análisis (2)

PRUEBA	NOTACION	RESULTADO		EFECTO	EFICIEN CIA DE SEPARA- CION	TIEMPO DE FLOTA- CION	CONCENTRA BILIDAD DIFEREN CIAL
		% Mo	% Cu				
1	1	81.89	1.52		80.37	2 1/2	32.1
2	a	71.54	1.01	-3.57	70.53	2 1/2	28.2
3	b	82.42	1.61	-2.41	80.81	2 1/2	32.3
4	ab	81.95	1.60	3.28	80.35	2 1/2	32.1
5	c	83.47	1.41	+2.8	82.06	4	20.5
6	ac	80.11	1.14	1.83	78.97	4	19.7
7	bc	71.54	1.03	-7.88	70.51	4	17.6
8	abc	71.44	0.98	-1.65	70.46	4	17.6

De la tabla de análisis (2) concluimos lo siguiente:

a) Para los efectos principales:

El efecto a, referido a la dosificación de Asmol- indica que a una mayor cantidad de depresante usado, la recuperación disminuye y la selectividad del proceso expresada por la eficiencia de separación, tiene una tendencia similar- aunque sin diferencias marcadas.

Atribuimos lo primero al efecto dispersante del NaOH, contenido como impureza del sulfuro de sodio, sobre las espumas lo que alteró el proceso normal del espumado. Esto deberá verificarse experimentalmente usando sulfuro de sodio de grado analítico en lugar del comercial.

Como en la serie de pruebas anteriores, en las que se usó ferrocianuro, se encuentra que una dosificación de 12 lb/Ton. es adecuada para la flotación Rougher y con este valor se obtuvieron las mejores recuperaciones (pruebas 1, 3, 5, 7). Sin embargo estas no llegaron a los resultados obtenidos con el ferrocianuro observándose no obstante que las leyes del concentrado de molibdenita fueron más elevados (ver cuadros de distribuciones).

Igualmente, en términos generales las eficiencias de la separación fueron menores en el caso del Asmol que con el ferrocianuro.

El efecto b (-2.41) indica que la molibdenita flota mejor a pH bajos cercanos al neutro, siempre dentro de rangos alcalinos. Esto corrobora lo encontrado durante las pruebas, en las que se empleó ferrocianuro y concuerda con lo expuesto teóricamente en el capítulo 6 de que la molibdenita influenciada por los iones  $H^+$  y  $OH^-$  determinantes de potencial adquiere mayor flotabilidad a pH que oscilan en valores cercanos al neutro.

El efecto c, (+ 2.8) indica que el tiempo de flotación mayor implica una mayor recuperación de la molibdenita aunque la selectividad de la separación Cu - Mo, disminuye. Esto es apreciable si se compara los resultados de las cuatro primeras pruebas con los resultados de las cuatro últimas.

b) Para las interacciones simultáneas de las variables

En los casos en que se tuvo un incremento simultáneo del valor del pH, y de la dosificación de reactivos, los

efectos sobre la recuperación de molibdeno fueron negativos - (ab, bc, abc). En el caso del aumento simultáneo en los pH de la prueba y el tiempo de flotación, el valor del efecto resultó positivo, pudiendo atribuirse esto, al incremento en el tiempo de flotación.

Finalmente, la concentrabilidad diferencial como en el caso de la primera serie de pruebas disminuye notablemente al incrementarse el tiempo de flotación. Sin embargo esto debe considerarse sólo como un índice para optimizar pruebas posteriores en las que fijando el tiempo de flotación se trata de aumentar el valor de la concentrabilidad diferencial mejorando la recuperación de molibdeno y también la selectividad.

## 7.2.6 PRUEBAS CON SULFHIDRATO DE SODIO

DISEÑO DEL EXPERIMENTO: Como en los casos precedentes, se realizó una prueba preliminar, para determinar la secuencia experimental a seguir.

Las condiciones en que se realizó la prueba fueron las siguientes:

Peso de concentrado cobre-molibdeno = 780 gr.

Dosificación de depresante  $\text{Na HS} \times \text{H}_2\text{O} = 12 \text{ lb/ton}$ .

Acondicionamiento: 50% de sólidos con el siguiente orden de adición:

- Al inicio de la prueba: petróleo (2 gotas).
- A los 15 segundos: 12 lbs/ton de NaHS preparados en una solución al 25%.
- A los 90 segundos: MIBC (espumante 2 gotas) diluyendo seguidamente la pulpa a 30% de sólidos.
- A los 120 segundos (2 minutos) se abrió la llave de aire, procediéndose a la flotación que du



ró 2 1/2 minutos.

Los resultados metalúrgicos se muestran a continuación:

PRODUCTO	% PESO	ENSAYES %		DISTRIBUCION %	
		Mo	Cu	Mo	Cu
Concentrado Rougher	1.59	15.96	32.05	79.81	1.42
Cola	98.41	0.065	36.05	20.19	98.58
Cabeza Calculada	100.00	0.317	35.98	100.00	100.00

Cabeza Analizada 0.35

El sulfhidrato de sodio, presentó dificultades para su disolución formando una solución sobresaturada. Fue necesario recurrir a temperaturas de hasta 60°C para lograr una solubilidad adecuada sin llegarse a la solubilidad total.

El pH natural de la pulpa fue de 6.8, valor que se elevó luego de la adición de la solución de sulfhidrato a 8.4 con el que se realizó la flotación.

Luego de esta prueba preliminar que confirmó la validez de la secuencia experimental en cuanto al orden de adición de reactivos, pH, etc. se consideró los siguientes rangos de valores para las variables.

VARIABLE	VALOR MAXIMO	VALOR MINIMO
Dosificación de Na HS	16 lb/Ton.	12 lb/Ton.
pH	9.5	8.4 (natural)
Tiempo de Flotación	4 minutos	2 1/2 minutos

De esta forma la secuencia de las pruebas, de acuerdo a un diseño factorial sería la siguiente:

PRUEBA	DOSIFICACION de Na HS lb/ton.	pH	TIEMPO DE FLOTAC. (minutos)
1	12	8.4	2 1/2
2	16	8.4	2 1/2
3	12	9.5	2 1/2
4	16	9.5	2 1/2
5	12	8.4	4
6	16	8.4	4
7	12	9.5	4
8	16	9.5	4

CONDICIONES DE OPERACION: Todos los parámetros que se mantuvieron constantes; peso de mineral, orden de adición de reactivos, dosificación de petróleo y espumantes, porcentaje de sólidos y otros, fueron iguales a los considerados en la prueba preliminar, por lo que no se reiterará en su descripción. Para regular el pH al valor de 9.5 se usó hidróxido de sodio.

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS : CUADRO DE DISTRIBUCION

PRUEBA	PRODUCTO	%PESO	ENSAYES %		DISTRIBUCION %	
			Mo	Cu	Mo	Cu
1	Concentrado Rougher	1.75	14.77	29.90	80.17	1.45
	Colas	98.25	0.0650	36.20	19.83	98.55
	Cabeza Calculada	100.00	0.3218	36.10	100.00	100.00
2	Concentrado Rougher	1.61	15.82	28.05	82.44	1.25
	Cola	98.39	0.0550	36.50	17.56	98.75
	Cabeza Calculada	100.00	0.31	36.36	100.00	100.00
3	Concentrad. Rougher	1.89	14.40	28.75	84.73	1.60
	Cola	98.11	0.0500	36.40	15.27	98.50
	Cabeza Calculada	100.00	0.321	36.25	100.00	100.00
4	Concentra. Rougher	1.70	16.60	27.55	85.19	1.31
	Cola	98.30	0.0500	35.95	14.80	98.69
	Cabeza Calculada	100.00	0.331	35.80	100.00	100.00
5	Concentra. Rougher	1.87	16.15	27.95	88.56	1.46
	Cola	98.13	0.0400	36.05	11.44	98.54
	Cabeza Calculada	100.00	0.341	35.89	100.00	100.00
6	Concentra. Rougher	1.97	14.30	29.10	87.85	1.58
	Cola	98.03	0.0400	36.55	12.16	98.42
	Cabeza Calculada	100.00	0.321	36.39	100.00	100.00
7	Concentra. Rougher	3.15	9.90	33.50	90.14	2.90
	Cola	96.85	0.0350	36.35	9.86	97.10
	Cabeza Calculada	100.00	0.345	36.25	100.00	100.00
8	Concentrad. Rougher	2.32	12.70	30.55	89.66	1.99
	Cola	97.68	0.0350	35.70	10.34	98.01
	Cabeza Calculada	100.00	0.329	35.57	100.00	100.00
9	Concentra. Rougher	1.59	15.96	32.05	79.81	1.42
	Cola	98.41	0.065	36.05	20.19	98.58
	Cabeza Calculada	100.00	0.317	35.98	100.00	100.00

OBSERVACIONES SOBRE LAS PRUEBAS: El principal problema que se tuvo al realizar las pruebas con sulfhidrato de sodio, fue la dificultad de disolver el reactivo, pudiendo observarse en todo momento el sólido amarillo NaHS aún cuando la mezcla fue calentada a una temperatura de 60°C.

Esto implica una incertidumbre sobre la verdadera dosificación del reactivo de presente por ser el ión HS el factor activo.

El pH varió de la siguiente forma:

La pulpa al natural marcó un valor de 6.9. Al añadir el sulfhidrato se elevó a 8.4 que fue el valor en que se mantuvo hasta el final de la prueba.

En los casos que fue necesario se reguló el pH a 9.5 con hidróxido de sodio.

No se observó un tiempo preciso a partir del cual las espumas cambiaron del color típico de la moly al color de los sulfuros de cobre.

Las espumas no representaron mayor problema y estuvieron adecuadamente controladas.

Tabla de Resultados:

PRUEBA	DOSIFICACION DE Na HS lb / Ton.	PH	TIEMPO DE FLOTACION (minutos)	RECUPERACION	
				% Mo	% Cu
1	12	8.4	2 1/2	80.17	1.45
2	16	8.4	2 1/2	82.44	1.25
3	12	9.5	2 1/2	84.73	1.60
4	16	9.5	2 1/2	85.19	1.31
5	12	8.4	4	88.56	1.46
6	16	8.4	4	87.85	1.58
7	12	9.5	4	90.14	2.90
8	16	9.5	4	89.66	1.99

Tabla de Análisis:

PRUEBA	NOTACION	RESULTADO		EFECTO	EFICIEN CIA DE SEPARA- CION	TIEMPO DE FLO TACION (min.)	CONCENTRA BILIDAD DIFEREN CIAL
		% Mo	% Cu				
1	1	80.17	1.45		78.72	2 1/2	31.5
2	a	82.44	1.25	0.385	81.19	2 1/2	32.5
3	b	84.73	1.60	-2.675	83.13	2 1/2	33.2
4	ab	85.79	1.31	-0.395	83.88	2 1/2	33.5
5	c	88.56	1.46	5.920	87.10	4	21.8
6	ac	87.85	1.58	0.980	86.27	4	21.5
7	bc	90.14	2.90	-0.980	87.24	4	21.8
8	abc	89.66	1.99	0.51	87.67	4	21.9

Los resultados comparativos con el ASMOL y el Ferrocianuro, indican que el sulfhidrato produce recuperaciones

más altas. Esto se aprecia en el cuadro de distribuciones, pudiendo afirmarse que los efectos de las variables estudiadas son los siguientes:

Efecto a: Indica que a mayor dosificación de sulfhidrato de sodio, se tiene mayor recuperación (0.38) si simultáneamente la selectividad de flotación se incrementa. Esto ocurre en magnitudes notorias en el caso del uso de sulfhidrato, lo cual no pudo apreciarse cuando se usó como depresantes al ferrocianuro y al Asmol.

A pesar de esto una dosificación de 12 lb/ton. parece suficiente para la flotación rougher, pudiendo llegarse a recuperaciones mayores con la misma dosificación al optimizar el proceso por alteración de los parámetros que permanecieron constantes durante las pruebas.

Efecto b: Este valor (ver tabla de análisis) indica algo que fue determinado en las dos series anteriores de pruebas: la molibdenita flota mejor en valores de pH cercanos al neutro y levemente alcalinos. Consideramos que una selección entre los valores máximo y mínimo del pH en un rango más amplio al empleado (8.4 a 9.5), hubiera definido con mayor precisión esta tendencia. Sin embargo se encuentra la dificultad de regular los valores de pH, ya sea mediante ácido sulfúrico o hidróxido de sodio, con la agravante que este último, produce un efecto negativo sobre las espumas.

Efecto c: (5.92) se observa de la tabla de análisis que el tiempo de flotación afecta notablemente la recuperación de molibdenita, algo que no se observó en forma tan notoria en las pruebas en que se usó el ASMOL y el ferrocianuro.

Los efectos combinados de las variables tienen u-



na característica común, son todos negativos cuando el pH es incrementado, lo que sugiere aún más la factibilidad de que los resultados óptimos para la recuperación de  $\text{Mo S}_2$  en las plantas de moly debe estar entre 7.5 y 8.5 de pH.

### 7.3 ANÁLISIS COMPARATIVO DE LOS RESULTADOS

Las pruebas fueron realizadas para comparar la eficacia del reactivo Asmol, con el sulfhidrato de sodio y el ferrocianuro de potasio.

Los resultados son especialmente alentadores para el sulfhidrato de sodio. Su modo de empleo no sólo es similar al Asmol por lo que no se requiere cambios respecto al circuito de una planta que use la mezcla  $\text{Na}_2\text{S} - \text{As}_2\text{O}_3$ ; sino que evita el manipuleo de un tóxico como el trióxido de arsénico.

La dificultad en el uso del  $\text{Na HS}$  e su baja solubilidad ignorándose si este se trata por el reactivo usado en estas pruebas o es una característica del reactivo comercial. A pesar de ello, se obtuvieron los mejores resultados, en la serie de pruebas en que fue usado como depresor de sulfuros de cobre, llegándose a las más altas recuperaciones y selectividades de todo el conjunto de experimentos.

Asimismo, las pruebas con ferrocianuro de potasio dieron resultados que pueden considerarse como buenos. Sin embargo este reactivo tiene varias restricciones por requerir el uso simultáneo de oxidantes y ser especialmente adecuado para sulfuros de cobre con predominio de calcocita lo que no corresponde a una realidad peruana, donde se tiene yacimientos porfiríticos con capas pequeñas de enriquecimiento secundario, lo que haría que su uso sea restringido con el tiempo, puesto que su utilidad sería máxima en las primeras etapas de explo-

tación del yacimiento cuando la calcocita, se encuentra en apreciable cantidad, decayendo su eficacia cuando el sulfuro principal a deprimir sea la calcopirita.

También debe indicarse que para las pruebas con ferrocianuro, se uso el reactivo en grado analítico, mientras que el Asmol y el sulfhidrato fueron de grado comercial lo que probablemente incrementó las recuperaciones en las pruebas con el primer reactivo.

Comparando los resultados totales se notó que el efecto del Na HS era más fuerte que el de los otros dos depresantes, observándose que un incremento en el tiempo de flotación se traduce en un aumento significativo de la recuperación. Atribuimos esto, a la mayor concentración de los iones depresantes, HS que se encuentran en solución, cuando se usa el Na HS que cuando el  $\text{Na}_2\text{S}$  es empleado para dosificaciones similares.

No pudo apreciarse en cambio, el efecto estabilizador sobre la hidrofiliidad de los sulfuros de cobre, que supuestamente el Asmol produce.

Esto se debe al poco tiempo de flotación asignado a los experimentos. Así en muchos casos se concluyó la flotación inmediatamente después de que se observó un cambio en el color de las espumas, por haberse cumplido con el tiempo de flotación planificado, por el diseño del experimento.

En los casos del Asmol y el ferrocianuro, se observó un cambio brusco en el color de las espumas luego de determinado tiempo de flotación (un minuto en el primer caso y 30 segundos aproximadamente en el segundo). Sin embargo más que a una activación del cobre, esto debe atribuirse al consumo de



la molibdenita en la pulpa que se estaba flotando (consumo realizado por el arrastre de espumas cargadas de moly).

Sobre el pH puede afirmarse que el valor óptimo para la flotación de la moly debe estar entre 7.5 - 8.5 para las condiciones en que se realizó el experimento. Esto tiene concordancia con lo descrito teóricamente en el capítulo 6, que asigna valores óptimos para la flotación de molibdenita, en rangos cercanos al neutro de pH.

## CAPITULO VIII

### INGENIERIA DE DISEÑO DE UNA PLANTA

#### DE FLOTACION DE MOLIBDENITA

Los yacimientos porfiríticos peruanos, al ser explotados deberán considerar una planta de flotación de molibdenita dentro del proyecto total.

En este capítulo se trata de establecer en forma general y esquemática, el diseño de una planta para separar selectivamente la moly de los concentrados cobre-molibdeno, a fin de contribuir en un nivel muy elemental con cualquier proyecto - que tenga como fin de beneficio de minerales de molibdeno como sub-producto.

#### 8.1 PARÁMETROS CONSIDERADOS PARA EL DISEÑO DE UNA PLANTA DE FLOTACIÓN DE MOLIBDENITA

Tomaremos como parámetros de diseño, los determinados en las pruebas realizadas con el uso del sulfhidrato como reactivo depresor de sulfuros de cobre. Así mismo consideramos como características básicas del concentrado a tratar las reportadas del concentrado de cobre-molibdeno con el que se realizaron las pruebas.

Estos datos básicos son:

Ley de cabeza de  $\text{Mo S}_2$ : 0.6% (representa un 0.35% de Mo) que es el valor determinado por análisis químico.

Ley final del concentrado de moly, luego de la flotación 88% de  $\text{Mo S}_2$ .

Tonelaje a tratar: 1500 TM/día, que es aproximadamente - el tonelaje de concentrado que se obtiene de tratar 40,000 TM/día de mineral porfirítico con 1% de Cu.

Recuperación aproximada de  $\text{Mo S}_2$ : 73%. Este valor es bastante conservador, considerando que en las pruebas se llegó a recuperaciones en la flotación rougher que sobrepasaron el 85% cuando se usó sulfhidrato, sin embargo esta suposición se hace necesaria por no haberse estudiado las etapas de limpieza.

El reactivo a usar sería el sulfhidrato de sodio, cuyo empleo en la mayoría de casos no implica esquemas de flujo diferentes a los adecuados para el uso del Asmol.

La molibdenita para el material estudiado se halla liberada e incluso sobre molida. Considerando este punto un circuito de remolienda no sería necesario como equipo básico.

Los valores de leyes intermedias del proceso de flotación tanto en las colas, como en los concentrados, fueron tomados de las referencias, mientras que los porcentajes de sólidos se tomaron de valores usuales en la flotación.

Otro aspecto importante que se tuvo en cuenta, es que se consideró que la construcción de la planta de molibdeno, es posterior a la construcción de la planta de cobre. De este modo se excluye cálculos de diseño de espesadores, filtros, secadores para los concentrados de cobre.

Asimismo, se considera que la planta de cobre proporciona instalaciones conexas, como las médicas, de seguridad, maestranza, y otras varias.

Se desecha sofisticaciones como el uso de nitrógeno, como gas de flotación por los elevados costos y la incertidumbre que representa para un trabajo elemental como éste en de-

terminar sus costos de utilización.

## 8.2 FLOW SHEET TENTATIVO

Para elaborar este flow sheet, se consideró lo siguiente

1) Es necesario espesar el concentrado cobre-molibdeno a fin de eliminar el xantato contenido en el agua de la pulpa de dicho concentrado.

2) Se requiere lavar el concentrado en el que se hallan adsorvidos, los reactivos de flotación usados en el circuito primario. El método más adecuado es el uso de agua entre temperaturas de 50-60°C y/o vapor de agua.

3) El acondicionamiento debe ser realizado a alto porcentaje de sólidos para lograr un efecto adecuado de los depresantes sobre los sulfuros de cobre y también lograr que el petróleo se adsorva sobre la moly.

4) La flotación deberá realizarse mediante una etapa rougher, donde se trata de obtener la mayor recuperación de molibdenita aún a costa de la selectividad y eficiencia del proceso y varias etapas de limpieza para eliminar los sulfuros de cobre y aumentar el porcentaje de moly en el concentrado final a valores comerciales.

5) No se consideran etapas de lixiviación de impurezas de concentrado de moly, por no haberse realizado ningún tipo de estudio experimental al respecto. Teniendo en cuenta estos aspectos, el flow sheet deberá considerar lo siguiente;

a) Un espesador del concentrado Cu-Mo que elimine el a-

gua procedente del circuito de cobre y simultáneamente sirva de etapa reguladora del flujo de la planta.- Para esto deberá tener la capacidad adecuada.

- b) El lavado de los concentrados se hará en un agitador-especial, que para este diseño utiliza exclusivamente una gran turbulencia y agua fresca, sin embargo es posible con el mismo equipo usar agua a temperatura o vapor para lograr un efecto superior en el lavado.
- c) El acondicionamiento se realizará en máquinas de atricción adecuadas para un buen efecto en la eliminación de los reactivos tióxicos (xantatos, ditiofosfatos) de la superficie de los sulfuros.
- d) El esquema de flotación se realizará en contracorriente a fin de obtener un concentrado de grado comercial.
- e) Se incluirá una etapa de lixiviación con Na CN para la eliminación de la covelita. No se consideran etapas especiales para la disolución de la calcopirita y otras sustancias indeseables.
- f) Las etapas de secado del concentrado de moly (espesador, filtro, secador) son las tradicionales.
- g) Se incluirá como equipo adicional un circuito de remolienda que podría ser necesario si no existiera una adecuada liberación de la moly. Como ya se comentó en el caso del concentrado estudiado la moly no presentaba intercrecimientos con otras especies y una remolienda no sería necesaria.
- h) No se considera dentro del diseño de la planta de mo-

ly, el espesador, filtros y secador de los concentrados de cobre.

Con estas pautas, presentamos un esquema tentativo del diseño, en la figura 8.1.

### 8.3 BALANCE DE MATERIALES EN LAS OPERACIONES

Para realizar el balance de materiales, calcularemos partiendo de el tonelaje diario a pasar por la planta y el porcentaje de sólidos, las toneladas de pulpa, volumen de pulpa, así como el volumen de agua y la densidad de pulpa.

Por tratarse de un cálculo repetitivo y excesivamente extenso, no se realizará detalladamente, indicaremos solamente las fórmulas usadas, y los resultados detallados en el cuadro correspondiente al esquema de balance de material (Fig. 8.3).

#### Nomenclatura y Fórmulas

- (1) % P porcentaje en peso de sólidos
- (2) TMD toneladas pasadas por día (concentrado seco)
- (3) Toneladas de pulpa =  $\frac{TMD}{\% P} \times 100$
- (4) Toneladas de agua =  $\frac{\text{Toneladas de pulpa}}{100} \times (100 - \%P)$
- (5) Volumen de agua (m<sup>3</sup>) = Toneladas de agua (estas cantidades son equivalentes puesto que 1 TM de agua ocupa 1 m<sup>3</sup>)
- (6) Volumen de pulpa =  $\frac{\text{Peso de agua (TM)}}{\text{Densidad del agua}} + \frac{\text{Peso de mineral TM}}{\text{Densidad del min.}}$
- (7) Densidad de pulpa =  $\frac{\text{Peso de pulpa}}{\text{Volumen de pulpa}}$
- (8) Galones por minuto de pulpa = Volumen de pulpa  $\frac{(m^3)}{\text{día}} \times 0.183 \frac{GPM}{m^3/día}$

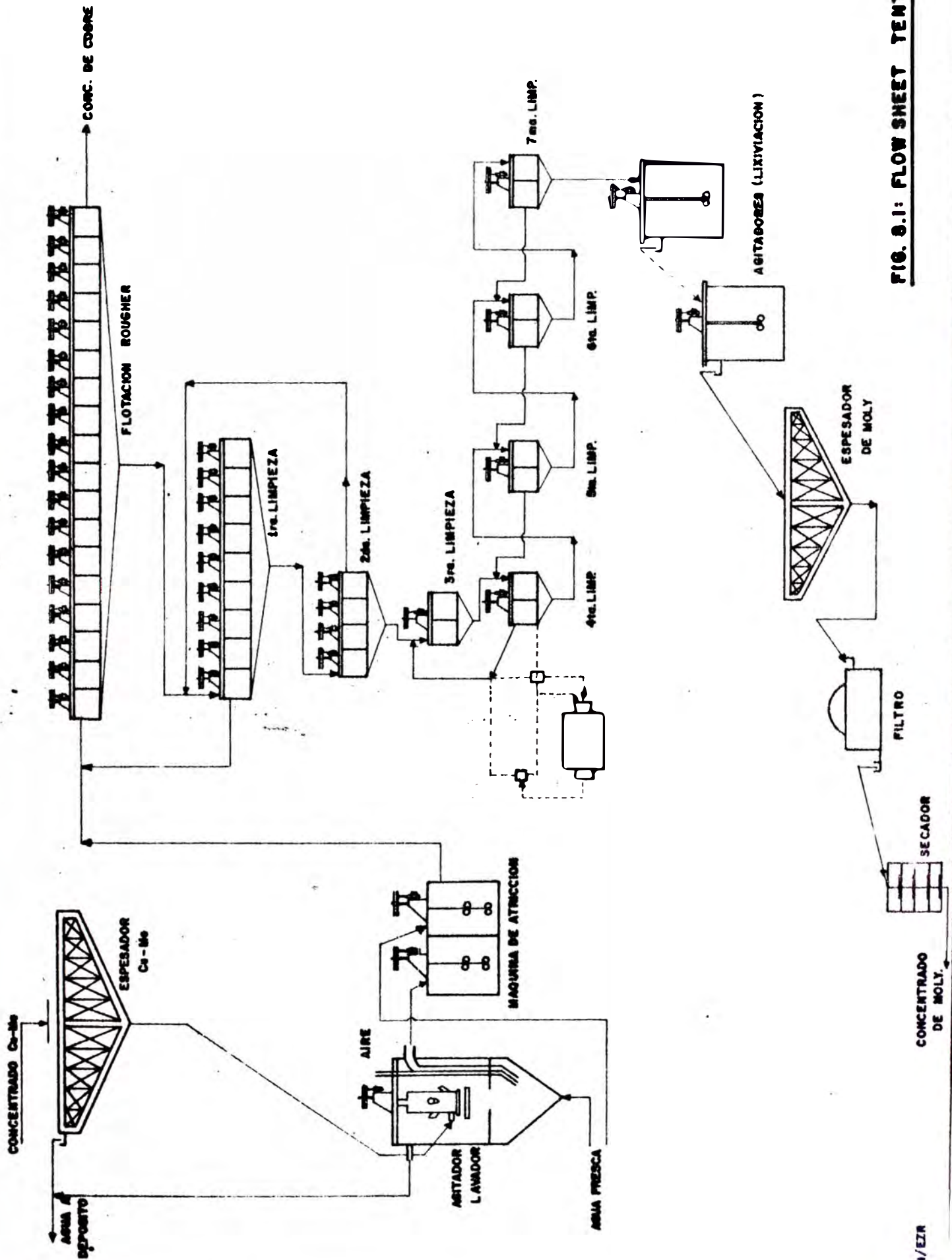


FIG. 3.1: FLOW SHEET TENTATIVO

- (9) Gravedad específica del concentrado bulk = 4.5 gr/cc
- (10) Gravedad específica del concentrado de moly = 4.6 gr/cc

Iniciaremos el cálculo de balance, con la etapa de flotación que constituye la sección crítica de todo el cálculo.

El esquema es el siguiente (Fig. 8.2)

F - Constituye la alimentación al circuito de flotación 1500 TMD., con un 35% de sólidos en la máquina de atricción.

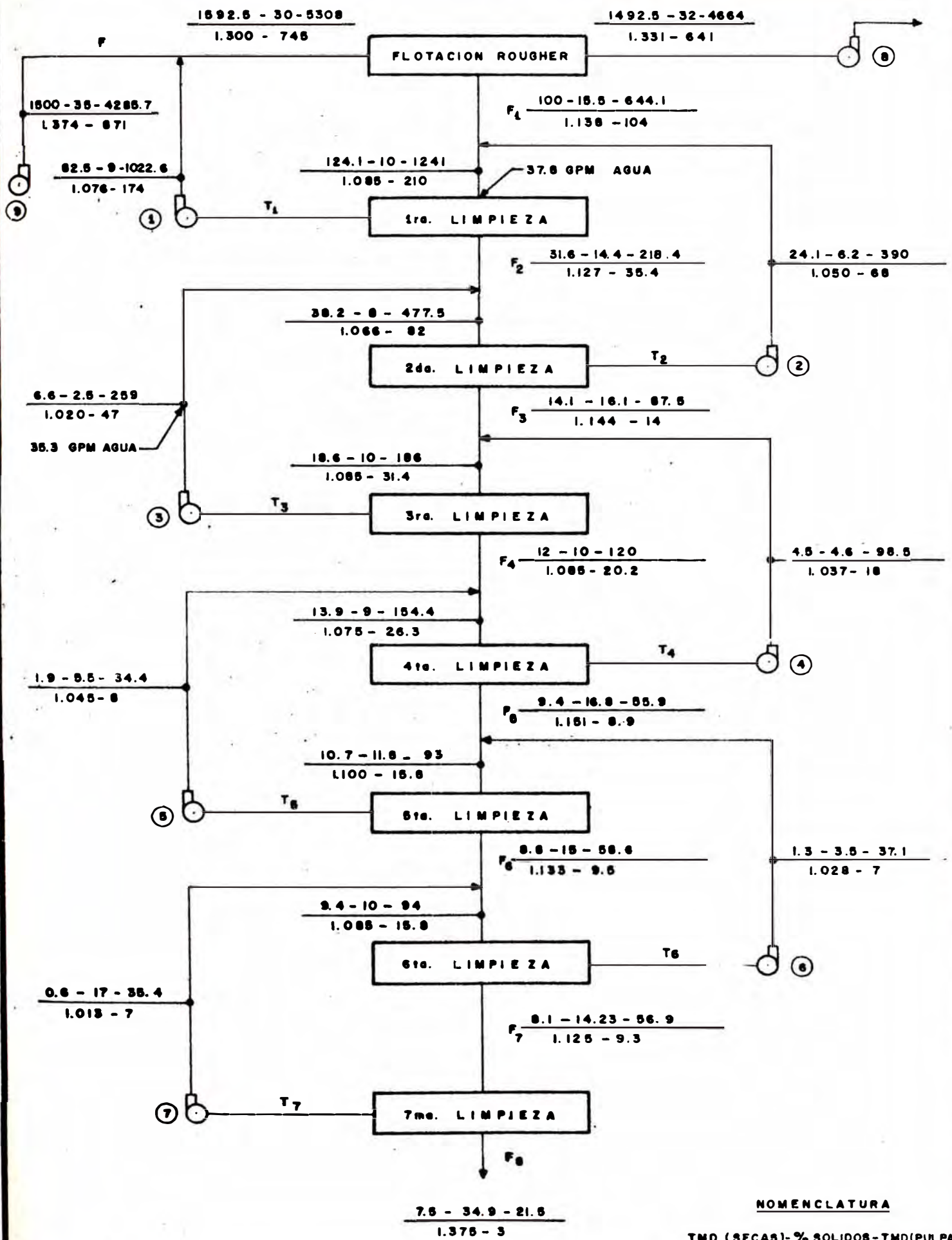
Los datos de los que se dispone para hacer el cálculo -- son los siguientes:

FLOTACION	$F_i$ (%Mo $S_2$ )	$T_i$ (%Mo $S_2$ )
Rougher	$f = 0.6$	$t = 0.16$
Primera	$f_1 = 8$	$t_1 = 1.5$
Segunda	$f_2 = 24$	$t_2 = 4$
Tercera	$f_3 = 50$	$t_3 = 7$
Cuarta	$f_4 = 60$	$t_4 = 14$
Quinta	$f_5 = 74$	$t_5 = 20$
Sexta	$f_6 = 78$	$t_6 = 25$
Sétima	$f_7 = 83$	$t_7 = 30$
	$f_8 = 88$	

Donde  $f_i$ , representa la ley de Mo  $S_2$  asociado a cualquiera de los valores  $F_i$  del esquema. Igualmente  $t_i$  es la ley de Mo  $S_2$  asociada a los tonelajes  $T_i$  (colas de flotación).



**FIG. 8.2.- ESQUEMA DE LA FLOTACION-BALANCE DE MATERIAL**



**NOMENCLATURA**

TMD (SECAS)-% SOLIDOS-TMD(PULPA)  
 G.E. PULPA (gr/cc) - GPM (PULPA)  
 G.E. MATERIAL SECO : 4.5 - 4.8

Balance total del proceso de flotación

Según el esquema se tiene:

Balance de materia: BM;  $F = T + F_8$ ,  $F = 1500$  TMD

Balance por Mo  $S_2$ : BMo  $S_2$ ;  $fF = tT + f_8F_8$

$$\text{Combinando } F_8 = \frac{(f-t) \times F}{(f_8-t)}$$

$$F_8 = \frac{0.6 - 0.16}{88 - 0.16} \times 1500 = 7.5 \text{ TMD}$$

$$T = 1492.5 \text{ TMD}$$

Balance en la flotación Rougher

$$\text{BM } F + T_1 = T + F_1 \quad T_1 = (T - F) + F_1$$

B Mo  $S_2$   $fF + t_1T_1 = tT = tT + f_1F_1$  combinando se obtiene:

$$F_1 = \frac{(f-t_1) F + (t_1 - t) T}{(f_1 - t_1)}$$

$$F_1 = \frac{(0.6 - 1.5) 1500 + (1.5 - 0.16) 1492.5}{8 - 1.5} = 100 \text{ TMD}$$

$$T_1 = 92.5 \text{ TMD}$$

Balances de las flotaciones de limpieza

Siguiendo un proceso análogo al anterior, es decir considerando un balance de materia y otro por Mo  $S_2$ , se obtuvo la siguiente fórmula general:

$$T_{n+1} = T_n + F_{n+1} - F_n$$

$$F_{n+1} = \frac{(f_n - t_n + 1) F_n + (t_n + 1 - t_n) T_n}{f_{n+1} - t_n + 1}$$

n = número de la etapa de limpieza

Esta fórmula tiene validez para todas las limpiezas a excepción de la última. Los resultados obtenidos son:

$F_2 = 31.6$	TMD	$T_2 = 24.1$	TMD
$F_3 = 14.1$	"	$T_3 = 6.6$	"
$F_4 = 12.0$	"	$T_4 = 4.5$	"
$F_5 = 9.4$	"	$T_5 = 1.9$	"
$F_6 = 8.8$	"	$T_6 = 1.3$	"

Balance de la séptima limpieza

$$F_8 + T_7 = F_7 \quad T_7 = F_7 - F_8$$

$$f_8 F_8 + t_7 T_7 = f_7 F_7 \text{ combinado}$$

$$F_8 = \frac{f_7 - t_7}{f_8 - t_7} \times F_7 = \frac{83 - 30}{88 - 30} \times 8.1 = 7.5 \text{ TMD}$$

A continuación se resumen los resultados en un cuadro:

FLOTACION	F TMD	f %	T TMD	t %
Rougher	1500	0.6	1492.5	0.16
Primera	$F_1 = 100.00$	$f_1 = 8.0$	$T_1 = 92.5$	$t_1 = 1.50$
Segunda	$F_2 = 30.56$	$f_2 = 24$	$T_2 = 24.1$	$t_2 = 4.0$
Tercera	$F_3 = 13.70$	$f_3 = 50$	$T_3 = 7.24$	$t_3 = 7.0$
Cuarta	$F_4 = 11.8$	$f_4 = 60$	$T_4 = 5.34$	$t_4 = 14$
Quinta	$F_5 = 9.33$	$f_5 = 74$	$T_5 = 2.87$	$t_5 = 20$
Sexta	$F_6 = 8.90$	$f_6 = 78$	$T_6 = 2.44$	$t_6 = 25$
Setima	$F_7 = 8.10$	$f_7 = 83$	$T_7 = 1.6$	$t_7 = 30$
Octava	$F_8 = 7.50$	$f_8 = 88$		

Con estos resultados y utilizando las fórmulas descrita, se calculó el cuadro de balance para la flotación y de forma similar el cuadro de balance de todo el diagrama de flujo. (Ver figura 8.3)

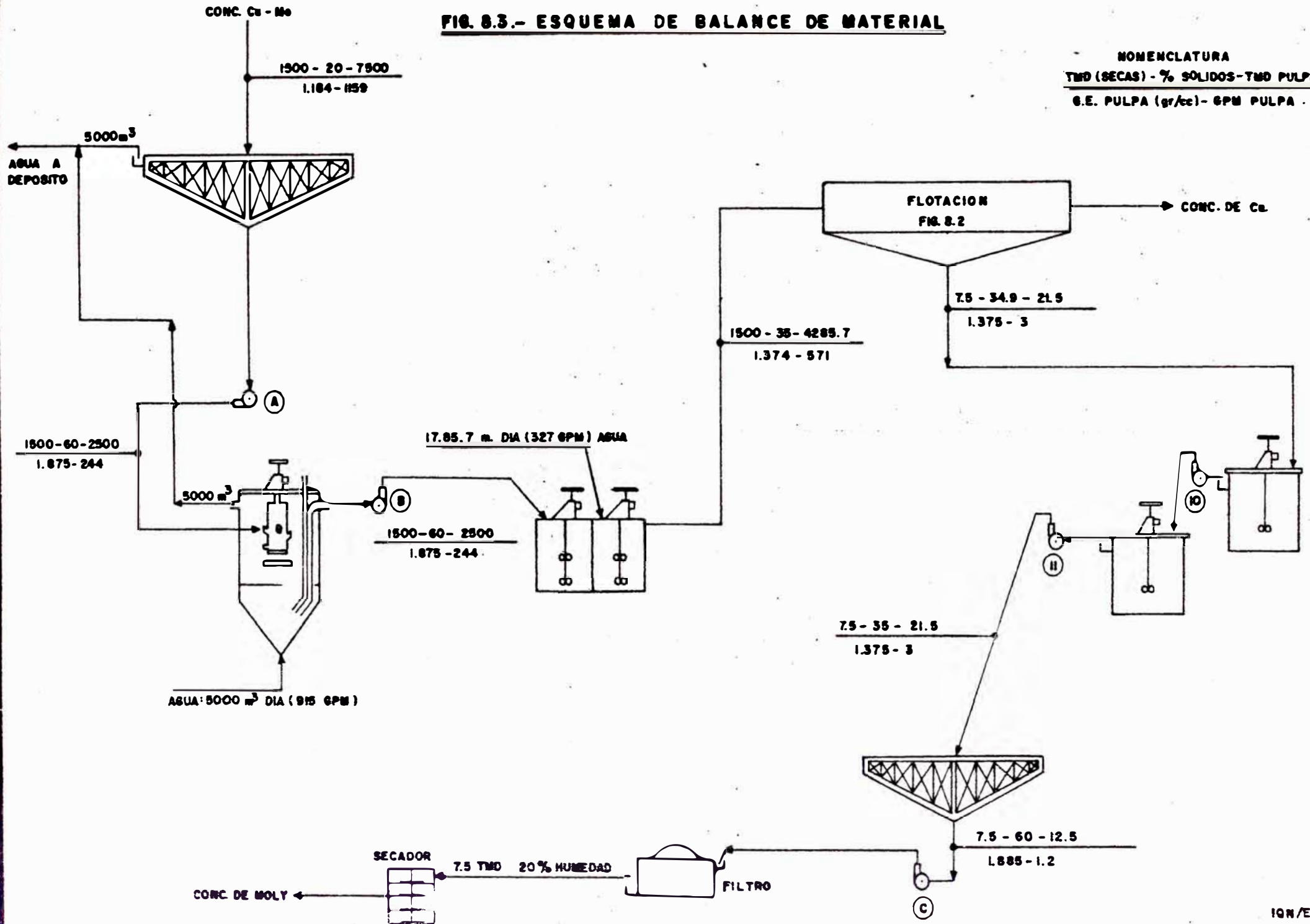
## 8.4 SELECCIÓN DEL EQUIPO ADECUADO

Basándonos en el flow sheet planteado, iremos diseñando y dimensionando cada uno de los equipos, tomando como indicador principal el flujo de pulpa y el tonelaje que deberá pasar por cada uno de los equipos, así como el tiempo de retención.

(1) Espesador del concentrado cobre-molibdeno: Este espesador será sobredimensionado de modo tal que pueda contener a un tiempo el 80-85% del material que pasará por la planta de molibdenita durante un día. Para su diseño seguiremos el

**FIG. 8.3.- ESQUEMA DE BALANCE DE MATERIAL**

**NOMENCLATURA**  
 TMD (SECAS) - % SÓLIDOS - TMD PULPA  
 G.E. PULPA (gr/cc) - GPM PULPA .



método tradicional de calcular el área unitaria ( $m^2/TMD$ ) usando la fórmula de Coe Clevenger:

$$A = \frac{2.77 (F-D)}{R \cdot d}$$

F = dilución de la pulpa en la alimentación

D = dilución en la descarga

R = velocidad de decantación m/h

d = densidad del agua  $TM/m^3$

El valor de R fue determinado de las referencias (38) -  
(39)

$$R = 1 \text{ ft/h} = 7.68 \frac{\text{m}}{\text{día}}$$

Para el cálculo consideramos los datos detallados en el esquema de balance de material: Fig. 8.3

$$F = \frac{100-20}{20} = 4$$

$$D = \frac{100-60}{60} = 0.67$$

$$A = \frac{2.77 (F-D)}{R \cdot d} = 1.2 \frac{m^2}{TM \times día}$$

$$\text{Area total} = 1.2 \frac{m^2}{TM \times día} \times 1500 \text{ TM} = 1800 \frac{m^2}{día}$$

$$\text{Sobredimensionamiento (30\%)} = 1800 \times 1.3 = 2,340 \text{ m}^2/\text{día}$$

$$\text{Diámetro del espesador} \quad \frac{\pi D^2}{4} = 2340' \quad D = 54 \text{ m.}$$

$$D = 150 \text{ pies}$$

Selección: Catálogo Denver N° Ge-B100 pag. 22

Diámetro x altura	Area pies <sup>2</sup>	RPM	HP Motor
150' x 15'	17,670	1/24	10

Este espesador será capaz de almacenar un día entero de material proveniente de la planta de flotación de cobre.

(2) Agitador-lavador de Concentrados: Se seleccionó el Denver Concial Botton Super Agitador que además de agitar los sólidos mediante vapor o aire, permite una separación similar al espesado (ver figura en el diagrama de flujo).

Para determinar el espesador se considera el diámetro del cilindro y la altura de su cono invertido.

$$\text{Volumen total} = D^2 \pi X + \frac{1}{3} \pi D^2 H$$

$$H = \frac{D}{2} \quad X = \frac{D}{10}$$

$$\text{Volumen total} = \frac{16 \pi D^3}{60}$$

Peso a tratar = 1500 TM (concentrado) + 3000 TM (agua)

$$\text{Densidad de pulpa} = \frac{(1500 + 3000) \text{ TM}}{\frac{1500 \text{ TM}}{4.5 \frac{\text{TM}}{\text{M}^3}} + \frac{3000 \text{ TM}}{1 \frac{\text{TM}}{\text{M}^3}}} = 1.35 \frac{\text{TM}}{\text{M}^3}$$

$$\text{Volumen a tratar} = \frac{4500 \text{ TM}}{1.35 \frac{\text{TM}}{\text{M}^3}} = 3333 \frac{\text{M}^3}{\text{día}}$$

Tiempo de retención del sólido en el agitador: 20 min.

$$\text{Volumen de agitador} = \frac{3333 \text{ M}^3}{\text{día}} \times \frac{1 \text{ día}}{24 \times 60 \text{ min.}} \times 20 \text{ minutos}$$

$$\text{Volumen útil del agitador} = 47 \text{ m}^3$$

$$\text{Luego } 47 \text{ m}^3 = \frac{16 \pi D^3}{60}$$

$$D = 4 \text{ m}$$

D = 14 pies que sería el diámetro del agitador

Selección: Denver Equipment Company-Bulletin No. A2-B15 Agitators.

DIMENSIONES	HP (motor)	PESO APROXIMADO
14' x 14'	15 HP	6,092 lb.

(3) Máquina de Atricción;

$$\text{Flujo de alimentación a la máquina} = 1333 \frac{\text{m}^3}{\text{día}} \times \frac{1 \text{ día}}{24 \times 60 \text{ min.}} \times$$

$$\frac{35.3 \text{ pies}^3}{\text{m}^3} = 33 \frac{\text{ft}^3}{\text{min.}}$$

Tiempo de acondicionamiento (de retención) = 3 minut.



$$\text{Volumen util} = 33 \frac{\text{ft}^3}{\text{min.}} \times 3 \text{ min} = 100 \text{ ft}^3$$

Selección: Denver Attrition Machine (Catálogo No.G3-B100)

Pág. 8

Tamaño del Tanque DxH	Volumen Efectivo /celda ft <sup>3</sup>	Dimensiones			HP	Tamaño Abertura des car.	Peso aproxi. /celda
		2 celd	4 celd	6 celd			
56'x56'	125	11'x5"	20'x9 1/2"	30'x2 1/4"	60	10"	16,450

Se selecciona una máquina de 4 celdas, con lo que se tendrá un 100% de sobredimensión.

#### (4) Celdas de Flotación

##### Flotación Rougher

$$\text{Flujo de pulpa} = 4069.5 \frac{\text{m}^3}{\text{día}} = 2.83 \frac{\text{m}^3}{\text{día}} = 100 \frac{\text{pies}^3}{\text{minut.}}$$

$$\text{Tiempo de retención} = 6 \text{ minutos}$$

$$\text{Número de celdas} = \frac{V_m \times t}{K \times V_k}$$

$$V_m = \text{pulpa entrante pies}^3/\text{min.}$$

$$V_k = \text{capacidad de la celda pies}^3/\text{celda}$$

$$t = \text{tiempo de flotación, } K = \text{relación de la cámara llena de la pulpa a su volumen}$$

geométrico (generalmente se toma  $K=0.7$ )

Se selecciona las celdas Denver No. 24 (ver cuadro 8.4)

$$N = \frac{100 \text{ pies}^3/\text{min.} \times 6 \text{ min.}}{50 \text{ pies}^3/\text{celda} \times 0.7} = 18 \text{ celdas}$$

Primera limpieza: Procediendo de una manera similar

$$V_m = 1143.8 \frac{\text{m}^3 \text{ pulpa}}{\text{día}} = 28 \frac{\text{ft}^3}{\text{min.}}$$

$$t = 5 \text{ minutos}$$

celdas No. 18 sp. Denver

$$\text{No. celdas} = \frac{28 \text{ ft}^3/\text{min.} \times 5 \text{ min.}}{24 \text{ ft}^3/\text{celda} \times 0.7} = 9 \text{ celdas}$$

Segunda limpieza:

$$V_m = 447.6 \frac{\text{m}^3 \text{ pulpa}}{\text{día}} = 11 \frac{\text{ft}^3}{\text{min.}}$$

$$t = 5 \text{ minutos}$$

Celdas No. 18 sp Denver

$$\text{No. celdas} = \frac{11 \text{ ft}^3/\text{min} \times 5 \text{ min.}}{24 \text{ ft}^3/\text{celdas} \times 0.7} = 4 \text{ celdas}$$

De forma semejante se calculó el número de celdas para las limpiezas restantes. A continuación se resume en cuadro los resultados:

FLOTACION CELDA DENVER	Vk ft <sup>3</sup> / celda	Vm ft <sup>3</sup> / min.	t (min) tiempo de Flotación	No. de celdas
Rougher N° 24	50	100	6	18
1° Limpie. N° 18 Sp.	24	28	5	9
2° Limpie. N° 18 Sp.	24	11	5	4
3° Limpie. N° 18 Sp.	24	4.2	5	2
4° Limpie. N° 18	18	3.5	4	2
5° Limpie. N° 12	10	2.0	4	2
6° Limpie. N° 12	10	2.2	4	2
7° Limpie. N° 12	10	1.2	4	1

Descripción de las celdas (tomado del "Denver Equipment Compa<sub>n</sub>y Hand Book" pág. 99)

Cuadro 8.4

Celda	Dimensiones Celda	Volumen ft <sup>3</sup>	HP/celda Motor	Peso aproxim. Celda lb.	Volumen ocupado / celda ft <sup>3</sup>
No. 24	43" x 48"	50	4.5	3,200	183
No. 18SP	32" x 32"	24	2.5	1,770	185
No. 18	28" x 28"	18	2.3	1,550	75
No. 12	22" x 22"	10	1.0	940	45

(5) Espeador del concentrado de moly: Requerimos un pro<sub>ce</sub>so similar al realizado para seleccionar el espeador de co<sub>bre</sub>:

Dilución en la alimentación  $F = \frac{100-35}{35} = 1.86$

Dilución en la descarga  $D = \frac{100-60}{60} = 0.67$

$R = 1.1 \frac{ft}{n} = 8 \frac{m}{d}$  (tomado de las referencias nombradas)

Area =  $\frac{2.77 (F-D)}{R \cdot d} = 0.412 \frac{m^2}{d \cdot a \times TM}$

Asumiendo un sobredimensionamiento del 100%

Area =  $1 \frac{m^2}{TM \times d \cdot a}$

Area Total =  $7.5 \frac{m^2}{d \cdot a}$       Diámetro:  $\frac{D^2}{4} = 7.5$

$D = 3 \text{ m (10 pies)}$

Selección: Catálogo Denver G3-B100 pág. 22

Diámetro-altura	Area pies <sup>2</sup>	RPM	HP motor
10' x 8'	78	0.6	1/2

(6) Agitadores:

Volumen de pulpa =  $15.6 \frac{m^3}{d \cdot a} = 23 \frac{ft^3}{h}$

Tiempo de retención = 8h

Volumen del agitador = 184 ft<sup>3</sup>

Sobredimensionamiento = 184 x 1.5 = 276 ft<sup>3</sup> = 2046.6 galones.

Denver Cía. ofrece agitadores cuya altura es igual al diámetro (H-D)

Aprovechando, esto se calcula las dimensiones:

$$\frac{\pi D^3}{4} = 184 \text{ ft}^3$$

$$D = H = 7'$$

Se selecciona un agitador Denver (Open Type) con las siguientes especificaciones (Denver Equipment Hand Book, pág.8)

Tamaño de máquina	Capacidad Tanque	Dimensiones Tot.		HP motor
		D	H	
7' x 7'	269.4 ft <sup>3</sup>	7' 6"	9' 6"	3

### (7) Filtro de Disco

Consideraremos para la selección como parámetro principal la capacidad de filtrado en 24 horas, según nuestro balance de material se tendrá 7.5 TMD = 8.16 TC/24 horas.

Con un 20% de sobredimensionamiento se tendrá 9.8 TC/24-h..

Selección del filtro (Denver Equipment Hand Book pág.92)

Tamaño de máquina	Capacidad TC/24 h.	Area filtrante Sq - Ft	HP sin Equipo vacío
Ø Discos			
4' . 3	9.12	66	3/4

(8) Secador:

Se selecciona una unidad calentada directamente, por no existir problemas con la tostación de la molibdenita o la temperatura de secado (212°F, 100°C). No podrá usarse carbón como combustible porque contaminaría los concentrados de moly.

Se escoge un secador considerando la humedad y la capacidad a tratar.

Capacidad 7.5 TM = 8.16 TC/día

Sobredimensionamiento : (20%): 9.8 TC/día

Humedad de la alimentación (10%): Peso neto 10.78 TC

Capacidades en TC/24h para secadores Denver standard calentadas directamente (Denver Equipment Hand book pág. 72).

Tamaño del Secador	RPM cilindro	Humedad de la alimentación			
		5%	10%	15%	20%
24" x 15'	7.6	30	18	12	9

(9) Sistema de bombeo en la flotación:

Se selecciona las bombas considerando los flujos presentados en el esquema de balance de flotación y siguiendo la numeración correlativa correspondiente al mismo esquema (Fig.8.2)

Especificaciones tomadas del catálogo Denver Equipment - No. G3-B100.

No. BOMBA SEGUN FIG. 8.2	TAMAÑO Y TIPO DE BOMBA DEN VER SCRL.	RANGO DE CAPACIDAD GPM	PESO APROXIM. Lb
1	3" x 3"	70-300	500
2	2 1/2" x 2"	50-175	325
3	2 1/2" x 2"	50-175	325
4	1 1/1" x 1 1/4"	15-70	300
5	1 1/4" x 1"	5-40	220
6	1 1/4" x 1"	5-40	220
7	1 1/4" x 1"	5-40	220
8	6" x 6"	500-1400	1320
9	6" x 6"	500-1400	1320
10	1 1/4" x 1"	5-40	220
11	1 1/4" x 1"	5-40	220

(10) Bombas en la sección espesada:

Para el diseño de estas bombas se debería considerar aspectos como la carga estática, resistencia a la carga por fricción, diferencias de alturas, gravedad específica de la pulpa, gravedad específica de los sólidos en la pulpa.

La carga estática es fácilmente calculable considerando la diferencia entre las alturas en que funcionará la bomba dividiéndola entre la densidad del agua:

$$H_w = \frac{H}{d \text{ agua}}$$

Sin embargo en el cálculo de la resistencia a la carga - por fricción se requiere un diseño muy detallado que sale del objeto de este trabajo, por ser indispensable conocer los codos de las tuberías, las llaves que deberían incluirse, así - como otros aspectos.

Por ello consideramos una selección muy burda en las bombas de espesado, considerando aquellas que estén recomendadas para este tipo de trabajo y la cantidad en GPM de pulpa que - deberán bombear.

De acuerdo al esquema (fig. 8.3) se tendrán 3 bombas (A, B,C,) a las que daremos la siguiente selección:

BOMBA	GPM A BOMBEAR	SELECCION DE BOMBAS			
		TAMAÑO DE BOMBA Y TIPO	CAPACIDAD GPM	HP MOTOR	PESO APROX Lb.
A	293	6" Duplex	180-360	5	3325
B	293	6" Duplex	180-360	5	3325
C	1.44	1" Simplex	2 1/2-6	1/2	425

Todas las bombas son de diafragma Denver Low Head seleccionadas según el catálogo No. G3-B100 de dicho fabricante.

(11) EQUIPO ACCESORIO: REMOLIENDA

- Molino de Bolas: Molería las colas de la cuarta limpieza.



Debe ser sobredimensionado considerando que el total de las colas de la cuarta limpieza deberán ser molidas. Esto compensará la carga recirculante de la que no se tiene ningún dato.

Dimensionaremos el molino mediante la capacidad, ya que ningún otro dato está disponible.

Capacidad:  $4.5 \text{ TMD} = 5 \text{ TC/día} = 0.3 \text{ TC/h.}$

Utilizando este dato, la selección sería: (Catálogo B3-B100 citado, pág. 14).

Tamaño efectivo dentro de los forros	Capacidad TPH	HP motor	L	W	H	Peso aprox. lb.
3' x 3'	0.58	10	8'9"	5'11"	5'10"	9000

- Espeador: Deberá ser sobredimensionado para 4.5 TMD (5 TCD) y deberá trabajar continuamente. Su único objeto sería facilitar la remolienda disminuyendo el porcentaje de sólidos de las colas de la cuarta limpieza.

Dilución en la descarga  $D = \frac{100 - 50}{50} = 1$

Dilución en la alimentación  $F = \frac{100 - 5}{5} = 19 (?)$

$R = 1.1 \text{ ft}$      $h = 8 \frac{n}{\text{día}}$     (se asume las características de un concentrado de molibdenita)

$A = \frac{2.77 (F - D)}{R \times d} = 6.23 \frac{\text{m}^2}{\text{TM} \times \text{día}}$

Asumiendo un tiempo de retención de 4 horas (1/6 día) para lograr un porcentaje de sólidos adecuado, el área total del espesador sería:

$$A = 6.23 \frac{\text{m}^2}{\text{TM} \times \text{día}} \times \frac{1}{6} \text{ día} \times 4.5 \text{ TM} = 4.6 \text{ m}^2$$

$$\text{Diámetro del espesador} \frac{\pi D^2}{4} = 4.6 \text{ m}^2 \quad \text{---} \quad D = 7 \text{ pies}$$

Selección cat. No. G3 - B100 pág. 22

Tamaño D x H	Area ft <sup>2</sup>	RPM	HP motor
10' x 8'	78	0.6	1/2

- Bomba del espesador: Sobredimensionaremos esta bomba al mismo valor al que fue diseñado el espesador; 4.5 TMD, 94.9  $\frac{\text{m}^3}{\text{día}}$  de pulpa, lo que equivale a 18 GPM.

La selección utilizando el mismo catálogo sería:

	GPM	HP motor	Peso aprox.
1 1/2" Duplex	10 - 24	1/2	680 lb.

- Ciclón 1

$$\text{Alimentación GPM} = 94.9 \frac{\text{m}^3}{\text{día}} = 18 \text{ GPM}$$

Dimensionamiento: según catálogo AKW de la AKA VORTEX, se selecciona un ciclón: especificado por su diámetro = 50 mm

2" con presión de bomba de 15-30 pies/m. Su bomba adjunta -  
deberá bombear 18 GPM y tendrá las siguientes especificacio -  
nes

Tamaño y tipo	Capacidad GPM	Peso lb
1 1/4" x 1" SRL	5 - 40	220

- Ciclón 2: Como en el caso anterior se sobredimensiona por un posible by-pass, con lo que se tendría idénticas caractérfsticas que el ciclón 1 y con su bomba adjunta.

Las selecciones realizadas así como sus costos se resumen en el cuadro (8,5) que se muestra a continuación.

La forma en que se estimó los costos figura explicada en la sección 9.2.1 del capítulo IX.

-----

**CUADRO DE COSTOS Y HP NECESARIOS DEL EQUIPO SELECCIONADO**

**CUADRO 8.5**

EQUIPO	NUMERO DE UNIDADES	HP POR UNIDAD	HP TOTAL	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
ESPESADOR Cu - Mo	1	10	10	385,000	385,000
AGITADOR LAVADOR	1	15	15	120,000	120,000
MAQUINA DE ATRICCION	1	60	60	81,000	81,000
CELDAS DENVER No. 24	18	4.5	81	3,700	66,600
CELDAS DENVER No.18 SP	15	2.5	37.5	1,700	25,500
CELDAS DENVER No.18	2	2.3	4.6	1,400	2,800
CELDAS DENVER No.12	5	5	5	1,200	6,000
AGITADORES	2	3	6	11,000	22,000
ESPESADOR CON. MOLY	1	0.5	0.5	66,500	66,500
FILTRO	1	10	10	18,000	18,000
SECADOR	1	7.5	7.5	13,800	13,800
BOMBA SRL 3" x 3"	1	7.6	7.6	2,200	2,200
BOMBA SRL 2½" x 2"	2	5	10	2,100	4,200
BOMBA SRL 1½" x 1½"	1	3	3	1,135	1,135
BOMBA SRL 1½" x 1"	5	2.4	12	1,100	5,500
BOMBA SRL 6" x 6"	2	20.5	41	3,740	7,480
BOMBA DIAFRAG MA DUPLEX 6"	2	5	10	6,900	13,800
BOMBA DIAFRAG MA SIMPLEX 1"	1	0.5	0.5	2,770	2,770
MOLINO 3' x 3'	1	20	20	47,100	47,100
ESPESADOR	1	0.5	0.5	55,400	55,400
BOMBA DIAFRAG MA 1½" DUPLEX	1	0.5	0.5	2,350	2,350
CICLONES	2	-	-	3,000	6,000
BOMBA SRL 1½" x 1"	2	2.4	4.8	1,100	2,200
<b>TOTAL</b>			<b>347</b>		<b>957,335</b>

## CAPITULO IX

### ANALISIS ECONOMICO DEL PROYECTO

#### 9.1 INTRODUCCIÓN: CONSIDERACIONES DE DEMANDA Y TAMAÑO DE PLANTA

Un estudio del análisis económico para la instalación de una planta de recuperación de molibdenita por flotación a partir de concentrados de cobre, debe precisar las ventajas de la instalación de la planta sobre la venta directa de los concentrados a una fundición. Este capítulo mediante indicadores como el tiempo de pago y el retorno de la inversión trata de establecer la rentabilidad de la instalación de la planta.

Como parte inicial sería necesario un estudio histórico de la demanda de concentrados de molibdenita, por la Comunidad Internacional, de modo de establecer las tendencias aproximadas que tendría esta demanda. Por las limitaciones propias de este trabajo, no es posible realizar un estudio semejante. Sin embargo puede establecerse la posibilidad de una demanda insatisfecha por dos tipos de indicadores.

(1) Los precios de los concentrados que alcanzan valores muy superiores a los costos de producción.

(2) Existencia de precios reales superiores a los nominales

En el caso de concentrados de molibdeno se cumple con estos dos índices.

En este capítulo se demostrará que así ocurre con el pri

mero, mientras que respecto al segundo, se sabe que la libra de concentrado de molibdeno se cotiza nominalmente a 8.84 US\$ (18-12-79) mientras que su precio real en el mercado internacional pasaba de los 20 US\$/lb, para entrega inmediata en la misma fecha.

Esto indica una demanda no satisfecha, por la oferta, lo que permite determinar la capacidad de absorber la producción de concentrados de molibdenita por parte de la comunidad internacional.

Otro aspecto que sería necesario precisar constituye la posible saturación del mercado internacional. Sin embargo esto es bastante improbable por las aplicaciones a las que se destina el molibdeno, que se multiplican y crean una demanda aún mayor, especialmente por su idoneidad para la fabricación de aleaciones de acero usadas para la construcción de oleoductos, además de otros desarrollos en Química, que hacen más dependientes a los consumidores, especialmente Europeos, que carecen de materias primas.

El tamaño de la planta, (1500 TMD) se escogió por ser una magnitud media de los tonelajes de concentrados de cobre que se obtendrán en los proyectos que se estudian en el Perú para explotar yacimientos porfiríticos.

## 9.2 ESTIMACIÓN DE LA INVERSIÓN

### 9.2.1 CAPITAL FIJO

Fue estimado considerando los siguientes aspectos

- Costo del Equipo: Fue calculado, en los casos que fue posible por cotización directa de los fabricantes (so

lo se logró para unos pocos aparatos), mientras que en la mayoría de los casos, se recurrió a estimaciones. Estas se realizaron considerando costos citados en las referencias (39,40) que luego fueron actualizados usando los índices de costos de Marshall and Stevens (M S) tomados de la Revista Chemical Engineering (número de diciembre 1979). Esta forma de cálculos es recomendada para estimaciones preliminares, si los costos referenciales a los que se aplica los índices son relativamente recientes.

- Costo de instalación del equipo: fue estimado, mediante el índice asignado, por Vilbrant y Dryden (41) quienes dan para este costo, el 43% del costo del equipo.

- Costo de construcciones adicionales, se consideró el 7% del costo del equipo.

- Imprevistos; se tomó como el 10% del subtotal de los tres costos nombrados.

De este modo, el costo de capital fijo quedaría - cuantificado como sigue:

Costo del Equipo (Ver cuadro 8.5)	=	\$ 960,000	=	\$	960,000
Costo de instalación	=	$960,000 \times 0.43$	=		421,800
Costo de construcciones adicionales	=	$960,000 \times 0.07$	=		67,200
Costo de transporte	=	$960,000 \times 0.03$	=		28,800
				\$	1'468,800
Imprevistos (10% subtotal)					146,880
				\$	1'615,680

## 9.2.2 CAPITAL DE TRABAJO

Se considera el 20% del total de ventas que son calculadas en la sección 9.4.

$$\text{Capital de trabajo} = 7'880,434 \text{ US\$}$$

Finalmente la inversión será:

$$\text{Inversión} = \text{Capital de Trabajo} + \text{Capital Fijo}$$

$$\text{Inversión} = 7'880,434 + 1'615,680$$

$$\text{Inversión} = \$ 9'496,114$$

## 9.3 CÁLCULO DE LOS COSTOS DE PRODUCCIÓN

En este punto se consideran los costos que entran en la producción real. No se consideran costos de investigación, de administración, impuestos, etc.

Tampoco se considera el costo de los concentrados de cobre-molibdeno.

A) FUERZA: HP instalados = 350

$$\frac{\text{Kw-h}}{\text{TM}} = 350 \text{ HP} \times \frac{1 \text{ Kw}}{0.746 \text{ HP}} \times 24 \text{ h} \times \frac{1}{1500 \text{ TM}} = 7.52$$

Considerando S/. 1.5 el Kw-h industrial (en la zona minera central el costo medio es S/. 0.6/Kw-h) se tiene un costo en fuerza.

$$7.52 \frac{\text{Kw-h}}{\text{TM}} \times \frac{\text{S/. } 1.5}{1 \text{ Kw-h}} \times \frac{\$ 1}{\text{s/. } 264} = 0.04 \text{ \$/TM}$$



B) REACTIVOS: se considera cotizaciones en el mercado nacional hechas a diciembre de 1979. En el caso del sulfhidrato de sodio, se determinó su precio, por reportes de costos de Plantas Chilenas.

En el siguiente cuadro, se detalla los costos de reactivos.

REACTIVO	CONSUMO	\$/lb	\$/TM
NaHS	14 lb/TC	0.24	3.4
NaCN	1.5 "	1.00	1.5
Espumante	0.01 "	0.70	0.007
Petróleo Acidos, otros	-	-	0.1

5.0

$$\text{COSTO DE REACTIVOS: } 5 \frac{\$}{\text{TC}} = 5.48 \frac{\text{US}}{\text{TM}}$$

C) COSTO DE AGUA: este valor, es sumamente variable, se asume por ello un costo de 0.01 \$/TM.

D) COSTO DE MANO DE OBRA:

21 Obreros con salario	S/. 40,000	=	840,000
3 Supervisores con salario	75,000	=	<u>225,000</u>
			S/. 1'065,000

$$\text{ANUAL} = \frac{\text{S/. } 1'065,000}{\text{mes}} \times \frac{12 \text{ meses}}{\text{año}} = \text{S/. } 12'780,000$$

$$\text{ANUAL} = \$ 48,409$$

$$\begin{aligned} \text{TONELADA TRATADA EN UN AÑO} &= 1500 \text{ TMD} \times 340 \text{ DIAS} \\ &= 510,000 \text{ TM.} \end{aligned}$$

$$\text{COSTO DE MANO DE OBRA} = \frac{48,410 \$}{510,000 \text{ TM}} = 0.09 \frac{\$}{\text{TM}}$$

CUADRO DE COSTOS:

FUERZA	0.04 \$/TM
AGUA	0.01 \$/TM
MANO DE OBRA	0.09 \$/TM
REACTIVOS	<u>5.48 \$/TM</u>
SUB TOTAL	5.62 \$/TM

Se considera 10% del subtotal como costo de mantenimiento y de operación ..... 0.56 \$/TM.

$$\text{COSTO TOTAL DE PRODUCCION} = 6.18 \text{ U\$/TM}$$

$$\text{COSTO TOTAL DE PRODUCCION ANUAL} = 6.18 \frac{\$}{\text{TM}} \times \frac{1500}{\text{DIA}} \times 360 \text{ DIAS}$$

$$\text{COSTO TOTAL DE PRODUCCION ANUAL} = \$ 3'151,800$$

#### 9.4 CÁLCULO DE LOS INGRESOS: VALORIZACIÓN DE LOS CONCENTRADOS

Se asume 340 días de trabajo en los que se producirá la siguiente cantidad de concentrado de molibdenita al año:

$$340 \text{ DIAS} \times 7.5 \frac{\text{TM}}{\text{DIA}} = 2550 \text{ TM}$$

$$2550 \text{ TM} \times \frac{1000 \text{ Kg}}{1 \text{ TM}} \times \frac{1 \text{ lb}}{0.456 \text{ Kg}} = 5'590,000 \text{ lb}$$

Para un concentrado típico de molibdenita, luego de la cianuración para eliminar sulfuros secundarios de molibdenita se tiene el siguiente análisis (42)

90% de  $\text{MoS}_2$ , 1.3% Cu, 1.84% Fe

Las deducciones hechas al precio del concentrado serían - (2)

- 1 c/lb por cada décimo por ciento de cobre por encima de 0.5  $1 \times 8 = 8 \text{ c/lb}$

- 1 c/lb por cada décimo por ciento de hierro por encima del 1%  $1 \times 8.4 = 8.4 \text{ c/lb}$

EL PRECIO DE VENTA SERIA:

PRECIO CONCENTRADO	=	8.84	\$/lb
DEDUCCIONES	=	<u>0.164</u>	"
PRECIO	=	8.68	\$/lb

Ingreso anual por ventas:  $5'590,000 \times 8.68$

Ingreso anual por ventas: \$ 48'521,200

Asumiendo una comercialización estatal, se deben realizar las siguientes deducciones:

Comisión Minpeco (2% ventas) :	970,424
DL : 21297 (2%)	970,424
DL : 21581 (15%)	<u>7'278,180</u>
	\$ 9'219,028

Valor total de la venta de concentrados:

$48'521,200 - 9'219,028 = \$ 39'402,572$

Valor total de venta de concentrado	=	\$ 39'402,172
Costo anual de producción	=	<u>3'151,800</u>
Contribución bruta	=	\$ 36'250,372

Consideraremos una depreciación lineal que se obtiene dividiendo la inversión que corresponde al capital fijo entre el número de años de vida útil asignado al equipo (para plantas concentradoras se considera 10 años).

$$\text{Depreciación} = \frac{1'615,680}{10}$$

$$\text{Depreciación} = 161,568 \text{ \$/año}$$

$$\begin{aligned} \text{Beneficio neto} &= \text{Contribución bruta} - \text{depreciación} \\ &= 36'250,372 - 161,568 \end{aligned}$$

$$\text{Beneficio neto} = 36'088,704$$

Impuestos y contribuciones

$$\text{Impuesto al beneficio neto D.I. 18880 (40\%)} = 14'435,482$$

$$\text{Renta neta} = \text{Beneficio neto} - \text{Impuesto a la renta}$$

$$\begin{aligned} \text{Renta neta} &= 36'088,704 - 14'435,482 \\ &= 21'653,222 \end{aligned}$$

Comunidad minera:

$$\text{Participación (4\% Renta neta)} = 866,128$$

$$\text{Capitalización (6\% Renta neta)} = 1'299,193$$

$$\text{INGEMMET (1\% Renta neta)} = \underline{216,532}$$

$$\$ 2'381,853$$

$$\text{Utilidad final: } 19'271,369$$

## 9.6 EVALUACIÓN DEL PROYECTO

$$\text{Retorno de la Inversión} = \frac{\text{Beneficio neto}}{\text{Inversión}}$$

$$= \frac{36'088,704}{9'496,114} \times 100$$

Retorno de la Inversión (RI) = 380%

Tiempo del Retorno del capital =  $\frac{1}{RI}$  = 0.263 años

El Break Even Point, será calculado considerando los siguientes costos;

a) Costos fijos: aquellos en que se incurre aunque no se produzca nada, o que no varían con el volumen de material tratado en la planta y son:

$$\text{- Mano de Obra: } 0.09 \frac{\$}{\text{TM}} \times \frac{1500 \text{ TM}}{\text{DIA}} = 135 \frac{\$}{\text{DIA}}$$

$$\begin{aligned} \text{- Costo de Mantenimiento operación} &= 0.56 \frac{\$}{\text{TM}} \times 1500 \frac{\text{TM}}{\text{DIA}} \\ \text{y otros (ver cuadro de Costo)} & \\ &= 840 \frac{\$}{\text{DIA}} \end{aligned}$$

$$\text{- Depreciación} = \$ \frac{161,568}{\text{AÑO}} = \$ 450/\text{DIA}$$

Costo fijo = 1425 \$/DIA (Suma de los tres costos anteriores).

$$\text{Costo fijo} = 1425 \frac{\$}{\text{DIA}} \times \frac{1 \text{ DIA}}{7.5 \text{ TM MoS}_2} = 190 \frac{\$}{\text{TM MoS}_2}$$

Donde 7.5 TM es la capacidad de la planta de moly.

b) Costo Variable: los costos se hallan referidos al tonelaje de capacidad de producción de la planta (1500 TPD). Para determinar el tonelaje producción en el BEP, referimos los costos a las toneladas tratadas por día a toneladas de concen

trado de Molibdenita producidas.

De este modo se tendrá:

Fuerza	0.04 S/TM
Agua	0.01 \$/TM
Reactivos	<u>5.48 \$/TM</u>
	5.53 \$/TM de conc. Cu-Mo

$$5.53 \frac{\$}{\text{TM (Cu-Mo)}} \times \frac{1500 \text{ TM (Cu-Mo)}}{7.5 \text{ TM (MoS}_2\text{)}} = 1106 \frac{\$}{\text{TM de Mo S}_2}$$

$$\text{Costo variable} = 1106 \frac{\$}{\text{TM de MoS}_2}$$

$$\text{c) Ventas: } 8.68 \frac{\$}{\text{lb}} \times \frac{1 \text{ lb}}{0.456 \text{ kg}} \times \frac{1000 \text{ Kg}}{1 \text{ TM}} = 19,035 \frac{\$}{\text{TM MoS}_2}$$

La ecuación de nivelación costos = ventas, sería:

$$19,035 (x) = 190 + 1106 (x)$$

x = Tonelaje de conc. de moly a producir  
ce

$$x = 0.011$$

donde el x hallado será el tonelaje que deberá producirse para que los costos igualen a los ingresos.

Esto representa menos del 1% de la capacidad diseñada de la planta.

-----

## CONCLUSIONES

Los indicadores económicos determinados en el último capítulo, al parecer exageradamente buenos, pues retornan la inversión en menos de un año, confirman algo que es notorio a nivel mundial: el molibdeno en general y los concentrados de su sulfuro ( $\text{MoS}_2$ ) en particular tienen cada vez mayor demanda y las inversiones hechas en construcciones de plantas que recuperen molibdenita son excelentemente rentables.

Reafirma esta tendencia, el hecho de que muchas plantas que tenían una Ley de Cobre de 0.4% y que fueron cerradas durante la etapa de depresión en los precios del metal rojo (1978) son a Abril de 1980, no solo explotables sino excelentemente rentables, porque contienen molibdeno que es recuperado como subproducto o coproducto.

Otro ejemplo de esta tendencia fue precisado en Chile, país que produce cerca de un millón de toneladas de cobre fino, donde se determinó que aumentar la recuperación en 1%, con todo el tonelaje involucrado ( $10^6$  Tm de cobre fino al año), representa tanto en dólares como aumentar en 5% la recuperación de molibdeno con un tonelaje final muchísimo menor.

Para nuestro país, esta tendencia debe ser similar y los pórfidos de cobre que deberán explotarse o se explotan en la actualidad, obteniendo concentrados de molibdenita como subproducto tendrán que optimizar sus operaciones a niveles superiores al 40% que constituye la media de la recuperación de molibdeno en forma global en la actualidad.

Esto sólo podrá conseguirse mediante estudios de tallados, sobre los mecanismos que gobiernan los procesos de flotación de molibdenita para luego ser aplicados en el campo práctico a fin de lograr optimizaciones en el proceso, reducción

en el consumo de reactivos (en la actualidad bastante elevados) cambios de reactivos tradicionales por otros más económicos y sobre todo precisar el por qué de las altas pérdidas de molibdeno durante la flotación Bulk y selectiva, para plantear una solución metalúrgica.

Durante el desarrollo de esta tesis, se ha encontrado que el sulfhidrato de sodio (NaHS) presentaba promisorios resultados de laboratorio como depresor de los sulfuros de cobre. Sin embargo el estudio fue desarrollado a un nivel muy elemental, por lo que un trabajo posterior detallado se hace indispensable a fin de determinar la factibilidad del uso de este reactivo en la instalación futura de plantas de molibdenita.

Finalmente para concluir este trabajo, se pretende llamar la atención sobre la necesidad de dar mayor valor agregado y mayor elaboración a los productos de molibdeno, estudiando la posibilidad de la instalación de una planta de tostación de molibdenita para obtener el  $\text{MoO}_3$ , óxido que es insumo básico para la obtención del ferromolibdeno utilizado en la fabricación de aleaciones de acero.



## BIBLIOGRAFIA

- (1) "LOS PORFIDOS DE COBRE EN EL PERU". OSCAR AGUILAR EMPRE  
SA MINERA DEL PERU. LIMA 1974
- (2) "COMPORTAMIENTO Y PROPIEDADES DE LOS METALES REFRACTA  
RIOS". T.E. TIETZ. EDICIONES URMO BILBAO ESPAÑA 1971
- (3) "MOLYBDENUM". J.W. GOTH. ENGINEERING AND MINING JOURNAL.  
MC GRAW HILL PUBLICATION MARZO 1979
- (4) "MOLYBDENUM: A SUPER ALLOY". R.W. BURMAN JOURNAL OF ME-  
TALS DICIEMBRE 1977
- (5) "MOLIBDENO". A. SUTULOV. UNIVERSIDAD DE CONCEPCION.  
CHILE 1966
- (6) "PERU MINERO 1974" DANIEL RODRIGUEZ, EDITOR. LIMA 1975
- (7) "DISTRIBUCION DEL MOLIBDENO EN EL PERU" O.DAMIANI VIII  
CONGRESO MUNDIAL DE MINERIA 1974. LIMA PERU
- (8) "COPPER RESOURCES IN 1970". J.D. LOWELL MINING ENGINEER  
RING. ABRIL 1970
- (9) "PROGRAMA DE INVESTIGACIONES DE LOS PORFIDOS EN EL PERU"  
F. ESTRADA CHAVEZ.  
FORUM DE CIENCIA Y TECNOLOGIA MINERO METALURGICA 1975
- (10) "ESTUDIO GEOLOGICO DEL YACIMIENTO METALICO ROSITA DE ORO  
(ANTAMINA)". P.H. TUMIALAN  
GEOLOGIA ECONOMICA DE YACIMIENTOS MINERALES METALICOS  
DEL PERU. TOMO 1. BANCO MINERO LIMA 1978.

- (11) "GEOLOGIA DE UN BLOCK DE PRUEBA DEL YACIMIENTO DISEMINADO DE COBRE DE TORO MOCHO MOROCOCHA - PERU".  
VOLUMEN CITADO REFERENCIA 10.
- (12) "LOS PROYECTOS MINEROS EN EL PERU HASTA EL AÑO 2000" L. BRICEÑO.  
VIII CONGRESO MUNDIAL DE MINERIA LIMA - PERU 1974.
- (13) "GEOLOGIA DE TOQUEPALA" KEYON RICHARD COURTRIGHT JAMES.  
VOLUMEN CITADO REFERENCIA (10).
- (14) "GEOLOGIA DE QUELLAVECO" F. ESTRADA.  
BOLETIN DE LA SOCIEDAD GEOLOGICA DEL PERU TOMO 46, (PAG. 65) LIMA 1975.
- (15) "GEOLOGIA DE CUAJONE" J. MANRIQUE A. PLAROLLES  
BOLETIN DE LA SOCIEDAD GEOLOGICA DEL PERU TOMO 46, (PAG. 137) LIMA 1975.
- (16) "COOPER PROPHYRIES". A. SUTULOV  
MILLER - FREEMAN PUBLICATION SAN FRANCISCO - USA 1975.
- (17) "MOLIBDENUM AND RHENIUM 1778 - 1977". A. SUTULOV  
CONCEPCION - CHILE 1976.
- (18) "MOLIBDENUM UNITED STATES RESOURCES 1973"  
R. KING, D. SHAVE.
- (19) "EL PROYECTO CUAJONE". DANIEL RODRIGUEZ  
VIII CONGRESO MUNDIAL DE MINERIA LIMA - PERU 1974.
- (20) "FLOTACION DE MOLIBDENITA" A. SUTULOV  
CENTRO DE INVESTIGACIONES MINERO METALURGICAS CIMM  
SANTIAGO - CHILE 1977

- (21) "FLOTACION DE MOLIBDENITA". S. CASTRO  
SEMINARIO INTERNACIONAL SOBRE PROCESOS ESPECIALES DE LA  
METALURGIA EXTRACTIVA DEL COBRE.  
TRUJILLO - PERU, NOVIEMBRE 1979.
- (22) "EL PROCESO DE RECUPERACION DE MOLIBDENITA EN CUAJONE"  
YUI VICTOR. ROMAN ELOY  
XIV CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS.  
NOVIEMBRE 1978, LIMA - PERU.
- (23) "PROYECTO DE EXPLORACION POR COBRE Y MOLIBDENO EN EL CEN  
TRO DEL PERU" E. SIRVAS BELLO  
VIII CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU  
AGOSTO 1963.
- (24) "EFECTO DEPRESOR DE LA CAL SOBRE LA MOLIBENITA" S.CASTRO  
AVANCES EN FLOTACION TOMO V UNIVERSIDAD DE CONCEPCION -  
CONCEPCION, CHILE 1979.
- (25) PROCESO NORENCI. "MOLIBDENO" A. SUTULOV OB. CIT. REF.5
- (26) PROCESO ARBITER, YOUNG BARKER  
OB. CIT REF.
- (27) "RECUPERACION DE MOLIBDENO EN TOQUEPALA Y CUAJONE".  
CARLOS MAINETTO.  
"SEMINARIO INTERNACIONAL SOBRE PROCESOS ESPECIALES DE LA  
METALURGIA EXTRACTIVA DEL COBRE" TRUJILLO - PERU 1979.
- (28) "HOW TO CHOOSE A BYPRODUCT MOLY PROCESS" J. SHIRLEY  
WORLD MINING - APRIL 1979.

- (29) "ESTUDIO DE LA RECUPERACION DE LA MOLY EN LA DIVISION SALVADOR DE CODELCO" A. LOPEZ. L. GOMEZ  
AVANCES EN FLOTACION TOMO V.  
UNIVERSIDAD DE CONCEPCION, CONCEPCION - CHILE 1979
- (30) "MANUAL DE MINERALOGIA DE DANA" C. HURLBUT  
EDITORIAL REVERTE. ESPAÑA. SEGUNDA EDICION
- (31) "ON THE NATURALY FLOTABILITY OF MOLIBDENITE" S.CHANDER,-  
D.W. FUERSTENAU  
TRANSACTIONS VOL 252. AIME MARZO 1972
- (32) "FUNDAMENTOS BASICOS DE LA FLOTACION DE MINERALES SULFU-  
RADOS" C. VILLACHICA  
V JORNADA DE METALURGIA, UNI - LIMA - PERU 1977.
- (33) "FUNCION DEL ESPUMANTE EN LA FLOTACION DE MINERALES SUL-  
FURADOS" R. CROZIER  
AVANCES EN FLOTACION VOL.4. UNIVERSIDAD DE CONCEPCION -  
CONCEPCION CHILE
- (34) "MECANISMOS DE ACCION DEL ANAMOL D. REACTIVO DE NOKES Y  
SULFHIDRATO DE SODIO EN LA FLOTACION DE MOLIBDENITA.  
S. CASTRO  
AVANCES EN FLOTACION. VOL 3. CONCEPCION CHILE
- (35) "NITROGENO EN LA SEPARACION COBRE - MOLIBDENO" D.URIZAR,  
J. ROZAS  
AVANCES EN FLOTACION VOL V. CONCEPCION,CHILE.
- (36) "DEVELOPMENT OF A PROCESS FOR PURIFYING MOLIBDENITE CON-  
CENTRATES" P. JENNINGS, R. STANLEY, H. AMES  
INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON HIDROMETALLURGY.  
D.J. EVANS, R.S. SHOEMAKER EDITORS.

- (37) "THE KINETICS OF DISOLUCION OF SINTHETIC CALCOPYRITE ON AQUEOUS ACIDIC FERRIC SULFATE SOLUTION".
- (38) "ESPESADO DE PULPAS" A.S. RODRIGUEZ  
ROCAS Y MINERALES No.88 - ESPAÑA, ABRIL 1979.
- (39) "DISEÑO DE UNA PLANTA CONCENTRADORA PARA EL CAMBIO DE METODO EN LA RECUPERACION DE LA MOLIBDENITA A PARTIR DE LOS COBRES PORFIRITICOS UTILIZADOS EN TOQUEPALA SPOC"  
SAUL RAMIREZ. TESIS DE GRADO UNI 1975.
- (40) "MODERN COST ENGINEERING TECHNIQUES" HERBERT POPPER.  
MC GRAW HILL BOOK COMPANY - 1970.
- (41) "INGENIERIA QUIMICA DEL DISEÑO DE PLANTAS INDUSTRIALES"  
VILBRANT AND DRYDEN  
EDITORIAL GRIJALBO - MEXICO 1965.
- (42) SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION: DECLARACION JURADA  
1978. MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS. DIVISION DE ESTADISTICA E INFORMATICA. LIMA - PERU
- (43) "MANUAL DE PROYECTOS DE DESARROLLO ECONOMICO"  
PUBLICACION DE LAS NACIONES UNIDAS 1965.