

Universidad Nacional de Ingenieria
FACULTAD DE INGENIERIA
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



DISEÑO DE UNA PLANTA DE FLOTACION
PARA RECUPERACION DE OXIDOS DE ESTAÑO

TESIS

Para Optar El Título Profesional De
INGENIERO METALURGISTA

Julian Felix Rojas Solano

LIMA — PERU 1987

INDICE

Pág.

CAPITULO I

INTRODUCCION

- 1.1 Antecedentes y alcances del estudio

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES

2.1	Historia	4
2.2	Producción y consumo de estaño a nivel mundial	8
2.3	Usos y consumo	15
2.4	Reservas en el Mundo	18
2.5	Breve reseña del desarrollo de la Flotación para la recuperación del estaño	22
2.6	Características de la Planta Concentradora San Rafael, Cía. MINSUR S.A.	28

CAPITULO III

MINERALURGIA DEL BENEFICIO DE MINERALES DE ESTAÑO

3.1	Mineralogía del estaño	36
3.2	Alternativas de concentración de Casiterita	39

	Pág.
3.2.1 Concentración gravimétrica	39
3.2.2 Concentración gravimétrica-flotación	40
3.2.3 Aspectos físico-químicos de la metalurgia de - concentración por flotación, para la Casiterita	41
3.2.3.1 Potencial Zeta y su correlación con la flotación	42
3.2.3.2 Activación de la Casiterita-efectos de los iones metálicos sobre el potencial Zeta de la Casiterita	44
3.2.3.3 Influencia de las impurezas sobre las propiedades físicas y la flotación de la Casiterita	46
3.2.3.4 Efectos del pH sobre el potencial Zeta y la flotación de SnO ₂	53
3.2.3.5 Efecto de iteración entre la Casiteri- ta y los agentes colectores	56

CAPITULO IV

TECNOLOGIA DE LA FLOTACION DEL ESTAÑO TRABAJO EXPERIMENTAL

4.1 Características de la materia prima	58
4.2 Pruebas experimentales de flotación	64
4.3 Flow-sheet típico de tratamiento por gravimetría-flota- ción	75

CAPITULO V
INGENIERIA DEL PROYECTO

5.1	Capacidad de producción de la Planta de Flotación	76
5.1.1	Factores examinados	76
5.1.2	Volumen diario de trabajo	78
5.2	Cálculo, selección y especificaciones de las maquinarias y equipos	79
5.2.1	Clasificación	79
5.2.2	Espesamiento y almacenamiento	87
5.2.3	Deslame primario	89
5.2.4	Acond. flotación y limpieza de sulfuros	90
5.2.5	Deslame secundario	92
5.2.6	Acond. flotación primaria, eliminación exceso - colector, limpieza Casiterita	93
5.2.7	Cálculo de bombas	98
5.3	Balance de materias	108
5.4	Descripción tentativa de la Planta de Flotación a diseñar	113
5.4.1	Diagrama de flujo	
5.5	Servicio-suministro y costos unitarios	116
5.5.1	Energía eléctrica	116
5.5.2	Agua	118
5.5.3	Balance de reactivos	119
5.5.4	Consumo de bolas	120
5.5.5	Requerimiento de mano de obra	121

	Pág.
5.5.6 Resumen de consumo unitario	121

CAPITULO VI
ECONOMIA DEL PROYECTO

6.1 Estimación de la Inversión	122
6.2 Estimación del costo de producción	125
6.2.1 Determinación del costo directo (C.D.)	126
6.2.2 Determinación del valor 0.15I	127
6.3 Balance económico	128
6.4 Evaluación del proyecto de instalación	132
6.4.1 Índice de retorno	132
6.4.2 Tiempo de pago	132
6.4.3 Capacidad mínima de trabajo de la Planta	133
6.4.4 Leyes mínimas (Cut-off)	135
6.5 Amortización del equipo	136

CAPITULO VII
RESUMEN

7.1 Introducción	138
7.2 Aspectos físico-químicos de la concentración por flotación para la Casiterita	139
7.3 Tecnología de la flotación	140
7.4 Economía del proyecto	142

	Pág.
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	144
BIBLIOGRAFIA	147
APENDICE	

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 ANTECEDENTES Y ALCANCES DEL ESTUDIO

El problema principal de la Planta Concentradora San Rafael de Cía. MINSUR S.A., es la pérdida de valores de estaño fino, en los relaves de la Planta Gravimétrica; la misma que es del orden del 50% del contenido total. Esto en razón de que la Metalurgia del Estaño mediante el proceso gravimétrico se ve influenciado por los siguientes factores:

Geología del mineral: el yacimiento primario que se explota, pertenece al grupo de minerales ferrosos del génesis microcristalino, que dificultan al beneficio por gravedad en agua debido a su bajo contenido metálico.

- A la enclavadura generalmente fina de la Casiterita en otros minerales.
- A ciertas propiedades semejantes a la de los minerales acompañantes, lo que da lugar a un comportamiento parecido durante la separación.

- A la fragilidad de la Casiterita que tiende a ser sobremolida.

Las causas mencionadas imposibilitan la recuperación de estaño fino sobremolido, acrecentándose las pérdidas del metal valioso en los relaves.

Consiguientemente, se busca que elevar la productividad de la Planta Concentradora, en función de una mejor recuperación, - empleando un nuevo Método de Concentración, que sin suplantarlo el procedimiento gravimétrico actualmente existente, entre en combinación con el mismo y sirva de complemento para recuperar una parte significativa del estaño fino que no responde a la concentración gravimétrica.

En el presente trabajo, se desarrolla como alternativa disponible la flotación de Casiterita, tratándose en ella la tecnología, la ingeniería y la economía de la recuperación de estaño fino.

La mayor producción que resulte del incremento de la recuperación, tendrá un costo libre, del costo Explotación Mina; puesto que como resulta obvio, la mayor recuperación que se espera obtener, no supone el aumento del volumen de carga extraídos de la mina.

Las reservas positivas aumentarán significativamente con el

contenido de colas y relaves y en general, la introducción de este nuevo procedimiento de concentración permitirá prolongar la vida de la mina; haciendo posible la explotación de yacimientos, que con los actuales sistemas resultan antieconómicos.

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES

2.1 HISTORIA

ETIMOLOGIA:

La denominación de Casiterita para el mineral de estaño, parece ser que se tomó del griego "Kassiteros", que se repite en la forma de "KASTIM", "KARDIR" (sanskrito, arameo o árabe, respectivamente). En cambio provendría del celta el origen de la palabra estaño (stannum); así su forma latinizada en irlandés es "stan" en gales "Yston" y en bretón "Sten".

EVOLUCION DE LA INDUSTRIA MINERA DEL ESTAÑO EN EL PERU Y EL MUNDO

Es uno de los metales más antiguos usados por el hombre, se cree que el estaño puro fue usado en Egipto en el año 600 A.C. y como aleación en bronce se usó mucho antes (3500 a 3200 A.C.).

Parecería que las rutas de comercio entre oriente y occidente y entre el Mar Norte y el Mediterráneo fueron abiertas por los comerciantes de estaño.

Antes que Julio César llegara a las Islas Británicas, en la Europa Central y Sur, se conocía la Minería y Metalurgia del Estaño. La Península Ibérica explotaba el cobre de Asturias y el estaño de Andalucía y Galacia, se registran datos de 2800 A.C., en aquel entonces se forjó el hacha de cobre y estaño - llamada "Eslaborda" que constituyó el equivalente de piedra de América.

Se cree que la fabricación del bronce se inició en el sur de España, gracias a los "placeres" de estaño y de ahí se se difundían a la Europa Central y al Oriente.

En el siglo Octavo y Noveno A.C., los Tartessos fabrican un hermoso bronce que llevaba su nombre, encontrado en las islas Griegas, a las que Platón se refería como Oricalko (bronce de los Griegos).

Los Cartagineses dominaron el secreto de las rutas del estaño y su localización por mucho tiempo; fueron después los Romanos los que heredaron este comercio.

Cornwall (Inglaterra) surge como gran proveedor de estaño a partir del primer siglo de nuestra era.

Sajonia y Bohemia con el surgimiento de la Liga Hanseática rivalizaron con Cornwall en la producción de estaño, que se utilizó en los primeros cañones, barcos y campanarios de las Catedrales Góticas.

En el sud-este Asiático, en esa misma época, se comerció con el estaño entre India, Japón y Tailandia.

Los Incas y Pre-incas conocieron y trabajaron el bronce (aleación cobre-estaño). Aunque no se sabe con certeza si esta aleación la producían con los metales separados (cobre y estaño) o se valían de las menas cuproestanníferas o mezclas de las menas separadas de cobre y estaño. Los Incas llegaron a descubrir que la aleación cobre-estaño era superior al cobre en dureza.

Siempre hubo inquietud en el Perú por la búsqueda de yacimientos de estaño, sobre todo en la región sur.

En 1907, el Cuerpo de Ingenieros de Minas, por intermedio del Ing. de Minas Eduardo A. L. de Romaña, estudia los Yacimientos Estanníferos de Bolivia y explota por estaño las provincias de Huancané y Chucuito de Puno, las conclusiones de este informe no fueron alentadoras.

En 1934, el distinguido geólogo Doctor Georg Petersen estudió los yacimientos de estaño en Condoriquiña y otros y dió pautas y derroteros para ulteriores exploraciones. En este mismo año 1934, se exporta a Holanda 1097 Kg. de Concentrado de estaño, conteniendo 58% de Casiterita (SnO_2), proveniente de los lavaderos de oro de Poto, Sandia y Puno.

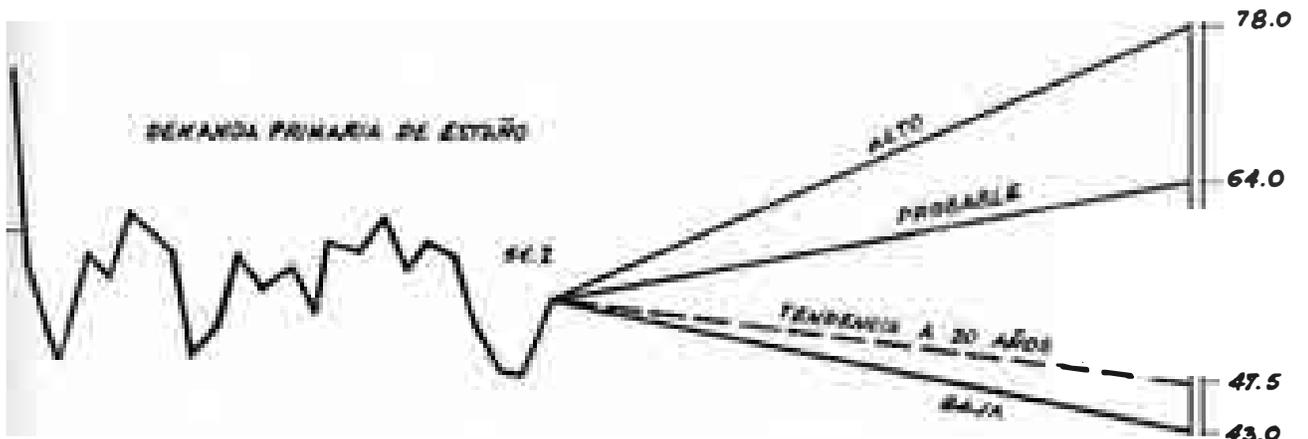
Desde 1934 hasta la fecha, se ha producido y exportado productos de estaño en forma de minerales, concentrados y productos de fundición ("dross"), provenientes de los departamentos de Ancash, Junín, Cusco, Arequipa y Puno.

2.2 PRODUCCION Y CONSUMO DE ESTAÑO A NIVEL MUNDIAL - BALANCE PROYECTADO DE OFERTA/DEMANDA A 1985

La posición de oferta/demanda con respecto al estaño ha cambiado dramáticamente durante los últimos años. Según el último análisis existió un déficit entre la oferta y la demanda en 1978, de unas 13,000 Tons; sin embargo las cifras provisionales reales muestran que el estaño tenía un excedente del orden de las 5,500 Tons., lo que ha cambiado es que la producción ha respondido marcadamente a los crecientes precios del estaño y en 1978 llegaron a un nivel record de 198,000 Tons., de esta manera excediendo el alza previa de 195,000 Tons. (estas cifras excluyen producción y ventas de la China e importaciones hacia Rusia).

De otro lado el consumo que en 1967 era de 184,000 Tons. solamente aumentó a 186,000 Tons en 1978, esto está muy por debajo del nivel máximo de 213,000 Tons. logradas en 1973 y está debajo del nivel de 187,000 Tons. logradas en 1969. Consecuentemente esta tendencia de consumo estático durante la década

DEMANDA PRIMARIA DE ESTAÑO EN E.U.A. 1950-85, TENDENCIA DE 20 AÑOS PROYECTADA AL AÑO 2,000 Y PRONOSTICOS AL AÑO 2,000



**PRONOSTICOS
TENDENCIA**

150

1960

1970

1980

1990

2000

de 1970, y la disminución del mismo durante los primeros años del '80 y la rápida producción ascendente ha ocasionado que el balance de oferta/demanda vaya hacia un superávit durante los últimos años.

COMERCIALIZACION Y SITUACION ACTUAL DEL ESTAÑO:

En las operaciones comerciales del estaño, es de suma importancia el factor en la fijación de los precios, que normalmente deberían obedecer a las leyes de la oferta y la demanda; sin embargo, sufren otras interferencias o consideraciones, como los costos de producción, el monopolio, necesidades o convenciones internas de determinados países, acuerdo entre grandes productores, la existencia de Consejos Internacionales, etc.

Los centros más conocidos y tradicionales para las transacciones con metales son las Bolsas de Metales, de las que podemos citar las siguientes:

- 1.- La Bolsa de Metales de Londres, el más importante mercado libre actual. BML.
- 2.- El Commodity Exchange Inc. o COMEX, con sede en Nueva York, que se diferencia del BML, por sus operaciones a plazos.
- 3.- El Centro de Fijación de Precios de Singapur, donde especialmente se fijan los precios para el estaño.

- 4.- El Bombay Metal Exchange, que regula el comercio de metales de la India.
- 5.- Mercados Locales, como el de Paris (calle Adolphe Julien) en el que se negocia fundamentalmente chatarra.

El estaño fue el primer metal en cuya producción y venta se introdujo un control internacional, mediante un acuerdo en 1954 y que comenzó a ser vigente del 1º de Julio de 1956, mediante el Consejo Internacional del Estaño, con sede en Londres.

La forma como opera el Consejo Internacional del Estaño para regular el mercado y fundamentalmente el precio, es la siguiente:

Se establecen cuotas de exportación de los siete países-productores, miembros del Consejo (Indonesia, Malasia, Bolivia, Congo, Nigeria, Tailandia y Ruanda), a través de depósitos reguladores. Si el precio del estaño en la Bolsa de Londres queda por debajo de su límite inferior, entra a comprar el pool de los 7 países; si el precio sube su cotización máxima fijada es facultativo disponer ventas de uno de los depósitos reguladores.

Este pool es financiado por los países que integran el Consejo; que es además el único en el que hay representantes de los productores y consumidores.

Con estos elementos que intervienen en el mercado del estaño, se esperaba una estabilidad en el precio y comercio del estaño, mientras se considerase la cantidad disponible por la G. S.A. (General Services Administration) de los Estados Unidos; sin embargo en estos 2 últimos años, dicha entidad ha puesto en el mercado, gran parte de estaño correspondiente a sus reservas estratégicas (Estockpile), la cual llega alrededor de 180,000 Tons., superando largamente sus necesidades. Este inesperado sobreabastecimiento y la disminución del consumo mundial, ha generado en un corto tiempo, una baja en los precios del estaño, y se espera una pronta solución al impase presentado.

En el cuadro que sigue se resume la producción, consumo y precios del estaño.

PRODUCCION Y CONSUMO DE ESTAÑO EN EL MUNDO

AÑO	PRODUCCION	CONSUMO	PRECIO PROMEDIO	
			LONDRES L/Ton	N. YORK c/Lb
1948	151,500	129,000	551 1/2	99.25
1949	161,500	114,000	605 3/4	99.32
1950	174,000	152,000	744 1/2	95.56
1951	168,000	140,000	1,077 1/4	128.31
1952	162,000	125,000	964 1/2	12.43
1953	174,000	126,000	731.7	95.77
1954	176,600	134,200	719.4	91.81
1955	169,800	143,900	740.1	94.73
1956	166,900	154,300	787.7	101.26
1957	158,200	147,500	754.8	96.17
1958	121,100	140,500	734.9	95.09
1959	114,000	152,100	785.4	102.02
1960	145,600	168,300	796.6	101.40
1961	135,700	163,200	888.6	113.27
1962	143,700	164,100	896.5	114.61
1963	142,000	166,200	909.7	116.64
1964	141,000	173,800	1,239.4	157.72
1965	148,200	170,400	1,412.7	178.17
1966	154,700	173,600	1,295.8	164.02
1967	174,400	172,100	1,222.0	153.41

PRODUCCION Y CONSUMO DE ESTAÑO EN EL MUNDO (cont...)

AÑO	PRODUCCION	CONSUMO	PRECIO PROMEDIO	
			LONDRES L/Ton	N. YORK c/Lb
1968	185,000	177,500	1,323.3	148.11
1969	181,000	184,200	1,451.3	164.43
1970	184,600	185,500 r	1,529.5	174.14
1971	186,500	188,500	1,437.4	167.37
1972	191,400	191,600 r	1,505.94	177.46
1973	187,800	214,200	1,960.44	227.22 r
1974	181,500	200,100	3,493.61	396.26
1975	178,500	173,800 r	3,090.82	339.57
1976	182,500	193,800 r	4,254.58	374.68
1977	179,900	184,700 r	6,181.17	533.26
1978	193,500	185,800 r	6,706.16	589.24
1979	201,300 r	186,300 r	7,275.94	707.29
1980	198,500 r	175,400 r	7,222.22	785.73
1981	195,900	166,300	7,084.97	680.43
1982	184,165	140,355	6,913.07	653.92
1983	162,470	140,825	6,917.74	654.78
1984	164,695	152,300	9,117.60	650.30
1985 *	160.250	157,100	9,465.00	541.80

r = revisado

* = estimado

PRINCIPALES PAISES PRODUCTORES DE ESTAÑO EN EL MUNDO

P A I S	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979	1980 r	1981	1982	1983	1984	1985 *
MALASIA	72,260	68,122	64,364	63,401	58,703	62,650	62,995	61,404	59,938	52,342	41,367	41,307	36,884
BOLIVIA	31,183	30,150	31,952	30,315	33,624	30,881	27,781	27,271	29,830	26,713	25,278	19,911	16,950
INDONESIA	22,648	25,630	25,346 r	23,418	25,921	27,410	29,440	32,527	35,269	33,800	26,554	23,223	22,000
TAILANDIA	20,921	20,339	16,406	20,453	24,205	30,186	33,962	33,685	31,474	26,207	19,942	21,607	16,593
FED. DE NIGERIA	5,828	5,455	4,652	3,710	3,267	2,935	2,750	2,527	2,365	1,822	1,560	1,320	1,230
ZAIRE	5,442	4,720	4,574	3,950	3,900	3,450 *	3,300 *	3,159	2,346	2,174	2,124	2,410	2,237
ARGENTINA	432	555	538	358	500 *	400 *	400 *	600 *	600	550	420	630	650
BRASIL	3,742 r	3,555	4,512 r	5,482 r	5,761 r	6,320 r	6,645 r	6,930	8,297	8,218	13,275	19,957	25,750
S. AFRICA	2,628	2,490	2,771	2,799	2,864	2,887	2,693	2,434	2,300	2,600	2,200	2,800	2,900
AUSTRALIA	10,801	10,480	9,310	10,389	10,694	11,716	12,571	10,391	12,925	12,615	9,578	7,922	6,844
UNITED KINGDOM	3,573	3,239	3,330	3,323	3,851	2,802	2,374	3,028	3,871	4,175	4,068	5,047	5,147
OTROS	9,600	8,900	13,500 r	12,400	15,300 r	15,300	15,800	15,500	11,936	12,414	12,389	13,071	13,660
T O T A L	189,100 r	183,600 r	181,200	180,000 r	188,400 r	196,900 r	200,700 r	199,500	201,150	183,630	158,755	159,155	150,845

* ESTIMADO POR CONSEJO DE ESTAÑO INTERNACIONAL

r REVISADOS

2.3 USOS Y CONSUMO

HOJALATA:

Aproximadamente 40% del consumo mundial de estaño es utilizado en la producción de varias formas de hojalata. Como tal, la hojalata se usa casi exclusivamente para la industria envasadora de comida enlatada, bebida y varios productos alimenticios como betunes, insecticidas, etc. Otro uso importante es en la fabricación de tapas y chapas para botellas. El sector más grande en crecimiento para la industria del enlatado en años recientes, ha sido la industria de la cerveza y bebidas suaves donde la hojalata lucha con el aluminio por su participación de rápida expansión.

Por la buena tecnología establecida creemos que la hojalata - mantendrá su posición prominente; sus grandes atributos son el no ser tóxico y tener propiedades lubricantes cuando se aplican al acero, unido a la fuerza del acero en sí para una combinación casi irremplazable.

SOLDADURAS:

La aplicación del estaño en las soldaduras, viene a ser el segundo uso más grande de este metal y consume un 20% de la producción mundial.

En los Estados Unidos en 1968, un 26% del metal consumido fue usado en soldaduras y además cerca del 38% del estaño que regresó como deshecho fue también rehusado como soldadura. La soldadura más comúnmente usada es una aleación de 60/40 % y como regla general, cuanto más alto sea el contenido de estaño, la soldadura será de mejor calidad.

APLICACIONES QUIMICO-INDUSTRIALES DEL ESTAÑO:

El estaño está siendo usado y desarrollado mas y mas en la industria química con investigaciones que están conducidas por el Tin Research Institute. En su último reporte anual manifiestan que: "Los Hidroxilos de Estanato + Estanato de calcio, estroncio y zinc, muestran una acción anticorrosiva comparable a/o en algunos casos mejor que el fosfato de zinc, que es un material comercialmente usado".

Además se ha hecho progresos con las aplicaciones del estaño con un retardador (retardant) de fuego y también como un pigmento para decoraciones de cerámica. Estima, el Tin Research Institute, que la cantidad de estaño dada en la química ha crecido alrededor de 20,000 toneladas por año y debe ser considerado el sector de más grande crecimiento con respecto al uso del estaño.

Los productos químicos orgánicos de estaño se usan en la in-

dustria de plásticos y como fungicidas y pesticidas. Los compuestos orgánicos de estaño también son usados extensivamente como preservadores de madera y en todos estos usos la mayor propiedad del estaño es su no toxicidad, que es muy importante. Es de interés notar que estas aplicaciones químicas que ahora se usan en exceso 10% del total de la producción mundial de estaño son de USO NO RECICABLE para el metal con poca o ninguna oportunidad de recuperación secundaria.

ALEACION DEL ESTAÑO:

Cerca del 10% de estaño se usa en bronce, latones y metales del tipo Babbit, una vez más se reconoce ampliamente que el alto contenido de estaño y superioridad son sinónimas y algunos de tipo Babbit tienen hasta 90% de estaño.

Otras aleaciones incluyen peltres, bronce fosforoso para aplicaciones de ingeniería pesada, aleaciones para impresiones, metales que llevan estaño aluminio, etc. y creemos que estas aplicaciones continuarán en relación directa a la actividad económica mundial.

OTROS USOS:

Otras aplicaciones del estaño incluyen su uso como protector -

en alambres de conexiones eléctricas el cual es llamado estañado, y también para placas de acero, que son cubiertas con a cero de una aleación en 12/88 % de estaño/plomo. Un 4/5 % de estaño se usa en el estañado en los Estados Unidos.

2.4 RESERVAS EN EL MUNDO

Las reservas de estaño en el mundo, determinados por Sainsbury y Reed se presentan en el cuadro que sigue. Reservas condicionales son los yacimientos identificados y específicos, cuyos minerales de interés económico no son recuperables lucrativamente con la tecnología existente. Reservas hipotéticas son los depósitos minerales no descubiertos ya sean de grado recuperable o sub-económico que pueden predecirse como existentes en base a la geología de los distritos conocidos. Reservas especulativas, son los depósitos no descubiertos ya sean de grado sub-económico o recuperable, que tal vez existan en áreas desconocidas o en forma no reconocida. Reservas, son los depósitos identificados de los cuales los minerales pueden ser extraídos lucrativamente con la tecnología existente y bajo las condiciones económicas actuales.

EL ESTAÑO Y SUS USOS

ESTAÑO
I

ESTAÑO	RECUBRIMIENTOS	COMPUESTOS	ALEACIONES
PRECIPITACION QUIMICA	ATOMIZADOR	SOPADO O ELECTROLITICO	BRONCES
BOTONES AGUJAS CADENAS	DECORACION	HOJALATA VASIJAS JUGUETES MEDIDORES ALAMBRES	CARROS LINOTIPO ARTES MAQUINARIA INTERTIPO UTENSILIOS ENGRANAJES ABRAZADERA CAMPANAS MONEDAS TUBERIAS ESPECULO
		LATAS COJINETES RADIADORES MATERIAL TELEFONOS RODANTE, RADIOS MOTORES GENERADORES ESTACIONARIOS SOLDADURAS EN GENERAL	TIPO PELTRE
			OTROS

LAMINADO	FORJADO	POLVO	ORGANICO	INORGANICO	AMALGAMAS DENTALES	ALEACIONES FUSIBLES	MISCELANEAS
HOJAS	TUBOS PLEGABLES	DECORACION JOYERIA	ACEITES LUBRICANTES FUNGICIDAS FIJADORES	ESTANADO SECADO TEXTIL PLATEADO	ENVASES	MOLDES EXTINGUIDORES	CAPSULAS VACIADO A PRESION

P A J S	RESERVAS (TON. LARGAS)		RECURSOS CONDICIONALES (TON. LARGAS)		RECURSOS NO DESCUBIERTOS (TON. LARGAS)	
	PROBADAS +PROBABLES	POSIBLES	PARAMARGINAL	SUBMARG.	HIPOJETICO	ESPECULATIVO
Norte América:						
Estados Unidos	8,435	33,100		43,000	40,000	70,000
Canada	10,000	10,000	14,000	14,000		200,000
México	1,000	5,000				47,700
Sur América:						
Bolivia	485,000	500,000		500,000	1'250,000	
Brasil	300,000	300,000			1'674,000	1'000,000
Argentina	3,000	3,000	1'074,000			7,000
Europa:						
Inglaterra	128,700	128,700		600,000	425,000	
España y Portugal	15,000	15,000		150,000	750,000	
Francia		4,000		4,000		
Asia No Comunista:						
Indonesia	500,000	1'860,000	540,000	540,000		
Malasia	600,000	230,000		1'000,000	1'500,000	1'000,000
Tailandia	217,000	1'000,000	1'860,000		1'500,000	1'000,000
Burma	250,000	250,000			250,000	250,000
Otros paises	17,500	90,000				100,000
Africa:						
Nigeria	138,000	138,000		100,000	500,000	
Zaire	65,000	130,000	1'000,000			1'000,000
Otros paises	117,000	117,000		22,000		330,000
Australia-Tasmania	94,330	94,000	100,000	100,000	100,000	500,000
China	500,000	1'000,000	1'000,000	1'000,000	1'000,000	1'000,000
U.R.S.S.	200,000	420,000	300,000	300,000	300,000	1'000,000

Tomado de Sainsbury y Reed.

2.5 BREVE RESEÑA DE LAS PLANTAS DE FLOTACION PARA LA RECUPERACION DEL ESTAÑO

La concentración por gravedad de granos finos, que pese a sus limitaciones, encuentran todavía aplicación práctica (las máquinas de concentración por gravedad) es más imperfecta, cuanto más fina se deba moler la carga y más pobres sean los yacimientos primarios de Casiterita. Por esta razón, se busca desde hace tiempo emplear otros Métodos de Concentración, entre los que figura principalmente la Flotación.

Cuando la aplicación de la Flotación de Espumas comenzó a asumir importancia en los años 1920 a 1930, una gran cantidad de trabajos de investigación fundamental fue hecha en laboratorio. Entre otros casos este trabajo incluyó estudios de la -relativa efectividad de los diferentes ácidos grasos y sus sales en la flotabilidad de la Casiterita.

Aunque una literatura frondosa informa sobre un gran número de experimentos diferentes para la flotación de la Casiterita.

En forma práctica se inicia el empleo de este Método de Concentración por el año 1938 (solamente en dos lugares del mundo); en Altenberg, yacimiento de estaño del Erzgebirge, en la República Democrática Alemana y en la provincia estannífera oriental de la U.R.S.S.; sin embargo en ambos casos se emplea la flotación solamente como un método complementario de un sis

tema basado principalmente en la Concentración por Gravedad.

En ambos lugares la Casiterita fue flotada con ácido oleico. Por parte de los rusos, también recomendaron el uso del Fosfotén.

Así mismo el Instituto de Investigación Minero Metalúrgicas de Bolivia, allá por el año 1960 ejecuta múltiples experimentos, utilizando ácido oleico y fosfotén. Además se investigó flotar la Casiterita usando sulfatos y sulfonatos alquílicos (aeropro 845, sulfonato sintéticamente modificado), tal - oil y derivados.

Posteriormente en la Planta de Flotación de Altenberg, es utilizado industrialmente como colector el ácido p-tolis-arsónico. Las dificultades en el uso del ácido arsónico (elevado costo, propiedad espumante de baja intensidad), inducen a la búsqueda de nuevos colectores, las cuales debían conservar la estructura básica del ácido arsónico, cuya estructura se supone tiene una fuerte influencia sobre sus propiedades colectoras.

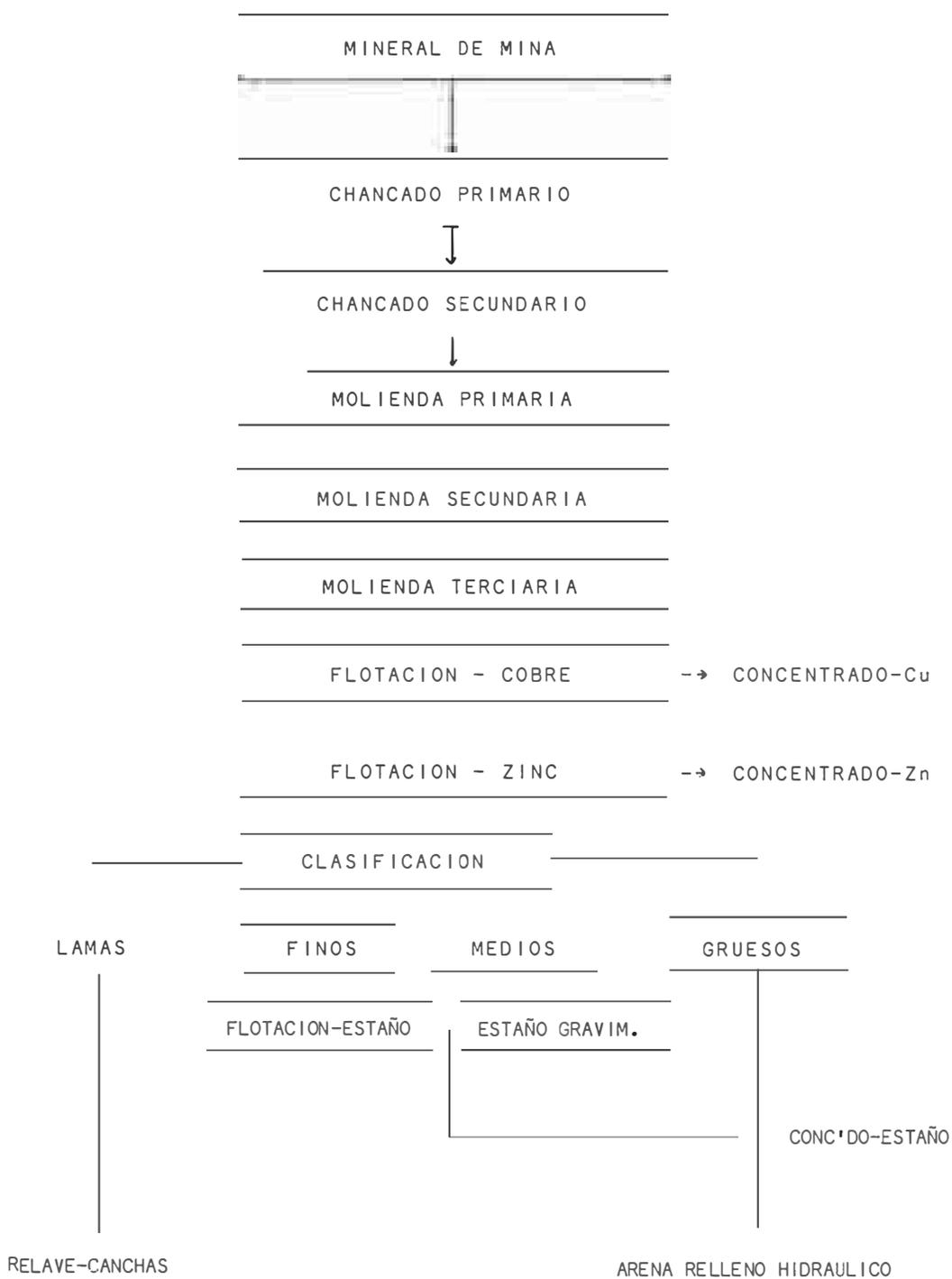
Desde entonces las investigaciones se han extendido y después de muchos trabajos realizados en diferentes países, se ha logrado desarrollar algunos métodos de flotación, basados en diferentes reactivos, con los que se ha logrado superar, las di

ficultades de variaciones mineralógicas y fisicoquímicas de -
la Casiterita.

Las experiencias han descubierto una variedad grande de nue-
vos colectores, los que vienen usando en las principales plan-
tas del mundo, detalladas a continuación.

<u>PLANTA CONCENTRADO</u>	<u>REACTIVO</u>	<u>COMPOSICION</u>	<u>pH</u>	<u>REACTIVOS COMPLEMENTARIOS</u>
RENISON UNION TIN (GOLF FIELDS MINING-AUSTRALIA)	SM.119	ACIDO P-TOLILARSONICO	5.5-6	H ₂ SO ₄ , Na ₂ SiO ₃ , NaF, MIBC, NaOH
AKENOBE (JAPON)	SM.119	ACIDO P-TOLILARSONICO	5.5-6	H ₂ SO ₄ , Na ₂ SiO ₃ , NaF, MIBC, NaOH
ALTENBERG (ALEMANIA ORIENTAL)	SM.119	ACIDO P-TOLILARSONICO	5.5-6	H ₂ SO ₄ , Na ₂ SiO ₃ , NaF, MIBC, NaOH
WEAL JANE (INGLATERRA)	PROCOL-540	SULFO-SUCCINAMATO	2.3-3.3	H ₂ SO ₄ , Na ₂ SiO ₃ , Na ₂ CO ₃ , MIBC PETROLEO DIESEL
SHERLOYOGOSKI (U.R.S.S.) NOVOSSIBIYSK	NH-50	ALQUIL-HIDROXAMATO	6	ACIDO OXALICO, HCl
SOUTH GROFTY	HPA	ACIDO HEPTIL FOSFONICO	6.5	Na ₂ SiO ₃ , H ₂ SO ₄
CATAVI (BOLIVIA)	AP-845	N-(1-2-DICARBOXIETIL)	2.3-3.3	Ac. Cítrico Fluosilicato Na
HUANUNI (BOLIVIA)		N-OCTADECIL (SULFOSUCCINAMATO)		H ₂ SO ₄ , MIBC

FLOW SHET SIMPLIFICADO - PLANTA CONC. AKENOBE DE
MITSUBISHI METAL CORPORATION - JAPON



2.6 CARACTERÍSTICA DE LA PLANTA CONCENTRADORA SAN RAFAEL - CIA.
MINSUR S.A.

UBICACION GEOGRAFICA:

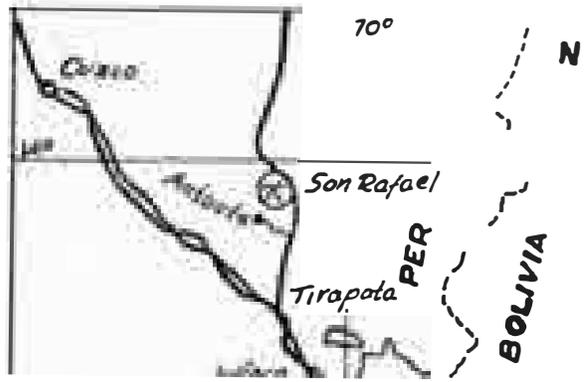
El distrito minero San Rafael, de propiedad de la Cía. MINSUR S.A., única mina productora de estaño en el Perú, está situado en el nevado Quenamari de la Cordillera Oriental del sur - del Perú; distrito de Antauta, provincia de Carabaya, departamento de Puno.

Abarca una área de 5 por 7.5 Km, encontrándose a 160 Km de Juliaca. (Ver plano de ubicación)

CONCENTRACION DE ESTAÑO EN SAN RAFAEL:

La concentración tiene una capacidad de tratamiento de 800 TMS por día. El mineral que se procesa presenta leyes de 0.80-1.0% de Cu y 1.70 a 2.20% de Sn. De este mineral se obtienen concentrados de cobre con 28% Cu y 42% Sn, mediante flotación y concentración gravimétrica respectivamente, siendo las recuperaciones de 80% para el cobre y 49% para el estaño.

La separación de ambos concentrados se realiza mediante las operaciones de trituración, molienda, flotación, concentración gravimétrica. Siendo además necesarios las operaciones de filtrado y secado para garantizar el transporte.



DISTRITO MINERO SAN RAFAEL PUNO

PLANO DE UBICACION

CUADRO N° 1
BALANCE METALURGICO TIPICO DE LA
PLANTA CONCENTRADORA SAN RAFAEL

PRODUCTO		% Cu	% Sn	% DIST.Cu	% DIST.Sn
TONS. TRAT.	15,108	0.84	2.28	100.00	100.00
CONC. Cu	372.20	28.42	0.36	83.35	0.39
CONC. Sn G.	409.90	0.20	45.49	0.64	54.13
COLAS FINALES	14,146.20	0.14	1.10	16.01	49.49

DESCRIPCION DEL PROCESO

El mineral procedente de la mina es recepcionado en tres tolvas, las mismas que tienen una capacidad de 350 TMS. Luego a alimentado a una faja transportadora de 30" mediante alimentadores vibratorios para la reducción de tamaño.

TRITURACION

La reducción de tamaño se realiza mediante tres etapas:

- Trituración Primaria de 10" a 6" en circuito abierto con el uso de una trituradora de Mandíbulas 15" x 24".
- Trituración Secundaria en circuito abierto mediante una trituradora Cónica SYMONS 5100 STD reduciendo de 6" a 2" previa

clasificación en una zaranda vibratoria Allis Chalmers 5'x14' doble paño.

-Trituración Terciaria en circuito cerrado con el uso de una trituradora SYMONS 5100 SH y zaranda vibratoria Allis Chalmers 5' x 14' reduciendo de 2" a 100% menos 3/8" producto que es alimentado en dos tolvas con una capacidad de 400 TMS. para luego ser alimentado al circuito de molienda.

MOLIENDA

La alimentación al circuito de molienda está constituido por mineral reducido a menos 3/8", que mediante una faja transportadora y clasificación previa se reduce en un molino de barras de 5' x 10', cuya descarga es clasificada en un ciclón de 10"Ø el overflow constituye el producto final con una granulometría 100% menos 28 mallas y el underflow se alimenta a un cedazo rotativo donde se separa el material fino que lleva éste por arrastre mecánico. El sobre-tamaño se distribuye en dos fracciones para la reducción de tamaño en dos molinos de bolas 5' Ø x 6' cerrando el circuito con una bomba 5" x 4" y ciclón de 10"Ø.

FLOTACION DE COBRE

El overflow de los dos ciclones y el undersize del cedazo rotativo wemco de 6' x 6' es transferido a un acondicionador de 8'Ø x 8' previo Control de Densidad a 1350 gr/lit. y dosifi-

cación del colector xantato Z-11 y el espumante Dowfroth 250. La pulpa es distribuida a dos circuitos de flotación que operan en paralelo y que están constituidos por un acondicionador y 18 celdas de flotación Sub-A 18 Special.

La flotación de cobre se realiza mediante la separación primaria o flotación Rougher, separación agotadora (Scavenger) y una etapa de limpieza (Cleaner) para lo cual se controla el pH de la pulpa entre 10-11, las espumas finales constituyen el -concentrado de cobre.

CONCENTRACION GRAVIMETRICA

Las colas de flotación de cobre, precio muestreo, son alimentadas al circuito de clasificación formado por dos ciclones de 10" \emptyset y un clasificador hidráulico stokes de 5 spigots, donde se obtienen seis productos, con contenidos de sólidos que oscilan entre 22 y 32% de sólidos y se alimentan separadamente a grupos de mesas vibratorias Holman de acuerdo al tonelaje obtenido en cada spigot. En cada mesa se obtienen tres productos, un concentrado final, relave y mixtos ó segundas. Estos mixtos y segundas previa clasificación con el uso de bombas y cedazos, se remuelen en un molino de bolas de 5' \emptyset x 5' para luego continuarse con la separación de la Casiterita, mediante el uso de otras baterías de mesas, que a su vez nos dan -tres productos como las anteriores con la salvedad de que los

mixtos de éstas se repasan en otro grupo de mesas para preparación de lamas, de éste último grupo de mesas sólo se obtienen productos, concentrado y colas finales.

Todos los concentrados producidos por las diferentes mesas se colectan mediante una red de tuberías para conducirlo al circuito de limpieza formado por una batería de seis celdas de flotación Sub-A Special y un clasificador helicoidal de 24" Ø, luego de la separación de los sulfuros contaminantes por flotación el Nonfloat constituye el concentrado final que ensaya alrededor de 42% Sn.

Este concentrado es alimentado al circuito de secado previa separación de una gran parte de agua, con el uso del clasificador helicoidal indicado anteriormente.

CUADRO N° 2

BALANCE METALURGICO (PROMEDIO ANUAL) MOSTRANDO
LA PERDIDA DE VALORES DE ESTAÑO EN EL RELAVE FINAL
DEL PROCESO GRAVIMETRICO

PRODUCTO	PESO TMS	% Sn	DISTRIBUCION	TONS. FINAS	\$/TMF	TOTAL \$	\$/TMS
Cabeza	14,707.00	1.77	100.00	286.68	5367.0	1'538,611.5	104.62
Conc. Cu	335.20	0.21	0.27	0.77	5367.0	4,132.6	0.28
Conc. Sn	314.17	43.50	52.50	150.00	5367.0	805,050.0	54.74
Relave	14,057.63	0.88	47.27	135.90	5367.0	729,428.9	49.60

Como se aprecia en el cuadro N° 2, el promedio del balance metalúrgico correspondiente a la operación de la planta gravimétrica, muestra una recuperación no mayor del 53% y las pérdidas en los relaves son relativamente altos (47%); lo que traducido a valores económicos significa una pérdida de 49 \$/TMS tratado.

Los valores de estaño presente en el relave, en su mayor porcentaje, son de granulometría bastante fina (ver cuadro N° 4. Análisis Granulométrico-Relave Granulométrico 66% menos 100 - mallas), lo que difícilmente responderá con eficiencia al proceso de concentración gravimétrica, mas no así a la flotación, proceso con el cual se logrará captar gran parte del estaño - fino, que actualmente se pierde en el relave; buscando de esta manera incrementar la producción y minimizar las pérdidas.

CAPITULO III

MINERALOGIA DEL BENEFICIO DE MINERALES DE ESTAÑO

3.1 MINERALOGIA DEL ESTAÑO

Las Menas Estanníferas de la Mina San Rafael con características peculiares diferentes a los Yacimientos Bolivianos están formados por pizarras y cuarcitas del grupo Ambo (Misisipiano); en los alrededores hay calizas y lutitas del grupo Tarma (Pensilvaniano), calizas del grupo Copacabana (Pérmico inferior) y capas rojas y volcánicas del grupo Mitu (Pérmico medio a superior). Esta secuencia está afectada por las tectónicas Tardiherciniana y Andina; en la mina San Rafael forman un anticlinal cuyo eje pasa por esta mina. El fallamiento sigue las orientaciones NO - SE.

La actividad ígnea está representada por intrusiones ácidas intermedias emplazadas cerca a la superficie. En San Rafael se ha diferenciado el pórfido monzonítico cuarcífero San Rafael y otro equivalente en Quenamari, la granodiorita porfirítica Mariano, la latita cuarcífera porfirítica de los Andes Peruanos y su equivalente la riodacita porfirítica Comercocha en Quena

mari, y la latita cuarcífera San Rafael. El pórfido San Rafael tiene una edad de 24.5 ± 1 millones de años; la granodiorita es más joven, es menos probable que sea una diferenciación magmática de la misma roca. Mientras que las intrusiones anteriores están emplazadas en el grupo Ambo, en Antauta hay un intrusivo similar al de San Rafael que corta a los sedimentos del grupo Tarma; cerca a este intrusivo hay un dique andesítico y derrames de basalto.

Toda esta actividad ígnea corresponden al Mioceno inferior y probablemente hasta el Mioceno superior.

Los yacimientos minerales son de origen hidrotermal, en vetas de relleno de fracturas y de reemplazamiento, tanto en el grupo Ambo como en los intrusivos; las vetas son de 1 a 3 km. de longitud y de 0.30 a 1.50 m. de ancho en promedio. Se conocen más de 30 vetas con rumbos que varían entre $N 30^\circ - 70^\circ 0$ y $-50^\circ - 70^\circ NE.$ de buzamiento. Las vetas más importantes son: San Rafael, Vicente, Umbral, Jorge, Mariano, Andes Peruanos, Nazareth 17, Quenamari, San Gregorio y Nazareth.

La mineralogía es compleja, los minerales económicos principales son la casiterita y la chalcopirita, en menor proporción, galena y esfalerita, estannita, bismutinita y wolframita. Los minerales de ganga principales son cuarzo, clorita, arsenopirita, pirita, fluorita y marcasita. Los afloramientos mues-

tran los efectos de la oxidación y del enriquecimiento supergénico en donde se han formado cuerpos de calcocina en San Rafael y Quenamari por debajo del gossan. Los clavos de mineral en los sulfuros primarios son discontinuos e irregulares de 30, 50 y 100 m. de longitud, excepcionalmente hasta 300 m. de largo por 13 m. de ancho. La alteración hidrotermal es débil. Hay un marcado zoneamiento mineral en Quenamari, plomo-zinc-plata hacia los bordes y cobre-estaño hacia el centro; en San Rafael, cobre en la parte superior (3% Cu, 0.5% Sn) y estaño en la parte inferior (2% de Sn, 0.5% Cu). Asimismo se evidencia un incremento de mineral de plomo, plata y zinc hacia los extremos norte y sur de las estructuras principales. El incremento de los valores de estaño en profundidad está en relación directa con el aumento del tamaño de los cristales de casiterita.

El intrusivo, la clorita acompañada de cuarzo, arsenopirita y fluorita, las uniones o ramales en la parte sur de los cimoides compuestos, los cambios de rumbo cercanos al norte y los cambios de buzamiento hacia la horizontal son controles favorables para encontrar los clavos o cuerpos de mineral. La casiterita se encuentra indistintamente en las pizarras y en el intrusivo, pero hay diferencias en el tamaño y persistencia de los cuerpos mineralizados en cada una de estas rocas.

3.2 ALTERNATIVAS DE CONCENTRACION DE CASITERITA

3.2.1 CONCENTRACION GRAVIMETRICA

La concentración de Casiterita se ha efectuado casi siempre mediante métodos que utilizan la gravedad (Jigs, medios densos, hidrociclones), la cual pierden su eficiencia rápidamente por debajo de 100 micrones de tamaño de grano, mesas vibratorias, espirales Humphrey, conos Reichert, límite de efectividad 20 micrones. Entre 20 y 10 micrones es muy pobre el rendimiento de estos equipos, nulos debajo de 10 micrones.

El 85% de la Producción de Estaño en el mundo, es recuperado mediante el método gravimétrico. El cual consiste en la separación de granos de minerales de marcada diferencia en su gravedad específica, en razón a sus diferencias de movimientos, como reacción a las acciones simultáneas a la gravedad sobre ellos. Otra fuerza usada es la resistencia a la penetración descendente ofrecida por el medio, que tiene propiedades mas o menos fluidas.

Las propiedades utilizadas del fluido son: densidad, viscosidad, las fuerzas que ellas ocasionan son la flotabilidad y el empuje hacia arriba.

Una clasificación aproximada de los separadores gravimétricos comúnmente usados, en función del rango de alimentación, es el siguiente:

- 25 mm. a 75 μm . Jigs
- 3 mm. a 30 μm . Conos Reichert
- 3 mm. a 75 μm . Espirales Humphrey
- 3 mm. a 15 μm . Mesas vibratorias
- 100 μm . a 5 μm . Filings frames

3.2.2 CONCENTRACION GRAVIMETRICA-FLOTACION

En razón de que la concentración gravimétrica para el Estaño tiene rendimientos pobres, entre 20 y 10 micrones y nulos debajo de 10 μ . Siendo la Casiterita un mineral friable, durante la trituración y molienda se forman partículas muy finas de este mineral hecho que origina pérdidas de su recuperación hasta en un 30 a 60%. Correponiendo las cifras mas altas a minerales que contienen Casiterita finamente diseminada y acicular y cuya liberación requiere de mas molienda fina. Situación que se presenta en la Mina San Rafael.

La introducción de la flotación de Casiterita, como una etapa complementaria a la concentración gravimétrica ,

permitirá recuperar Casiterita fino, que por procesos basados en la gravedad es definitivamente imposible de captar. Haciendo uso de equipos de deslamado (hidrociclones), el corte se haría a una granulometría de 5 y 10 micrones descartando la presencia de lamas de -2 micrones, las cuales elevarían el consumo de reactivo y bajarían las leyes del concentrado.

La flotabilidad de la Casiterita gruesa es pobre y por encima de 60 micrones es prácticamente nula, se admite como grano más grueso tratado por la flotación el de 40 micrones, lo que motiva a una previa clasificación sucesiva por etapas en ciclones, para eliminar materiales por encima de 100 a 150 mallas. Los sulfuros deben ser retirados previa a la flotación.

3.2.3 ASPECTOS FISICO QUIMICO DE LA METALURGIA DE CONCENTRACION POR FLOTACION PARA LA CASITERITA

La flotación de la Casiterita representa un problema - mucho más complejo que la flotación en general, de cualquier otro tipo de mineral.

Al respecto se sabe que la Casiterita es altamente reactiva a los procesos de interacción química, lo cual es

posible, que en última instancia se deba al carácter anfótero del estaño tetravalente, cuyo óxido sólo puede ser puesto en solución por algunos ácidos y bases.

Por esto los reactivos orgánicos de flotación encontraron limitadas posibilidades químicas de ataques sobre los óxidos de estaño.

Sin embargo, es de hacer notar que, dependiendo de la paragénesis del mineral, las condiciones de flotabilidad de la Casiterita varían considerablemente.

3.2.3.1 Potencial ZETA y su correlación con la Flotación

Consideraciones básicas al respecto:

ORIGEN DE LA CARGA SUPERFICIAL EN LOS MINERALES OXIDADOS

Cuando un mineral es chancado y molido a un tamaño adecuado para la flotación, los enlaces iónicos en la estructura cristalina son rotos, dando lugar a superficies con excesos o deficiencias de electrones (cargados positivos o negativamente), la carga creada en la superficie es neutralizada por iones del medio ambiente (fase acuosa), con carga contraria (counter ions).

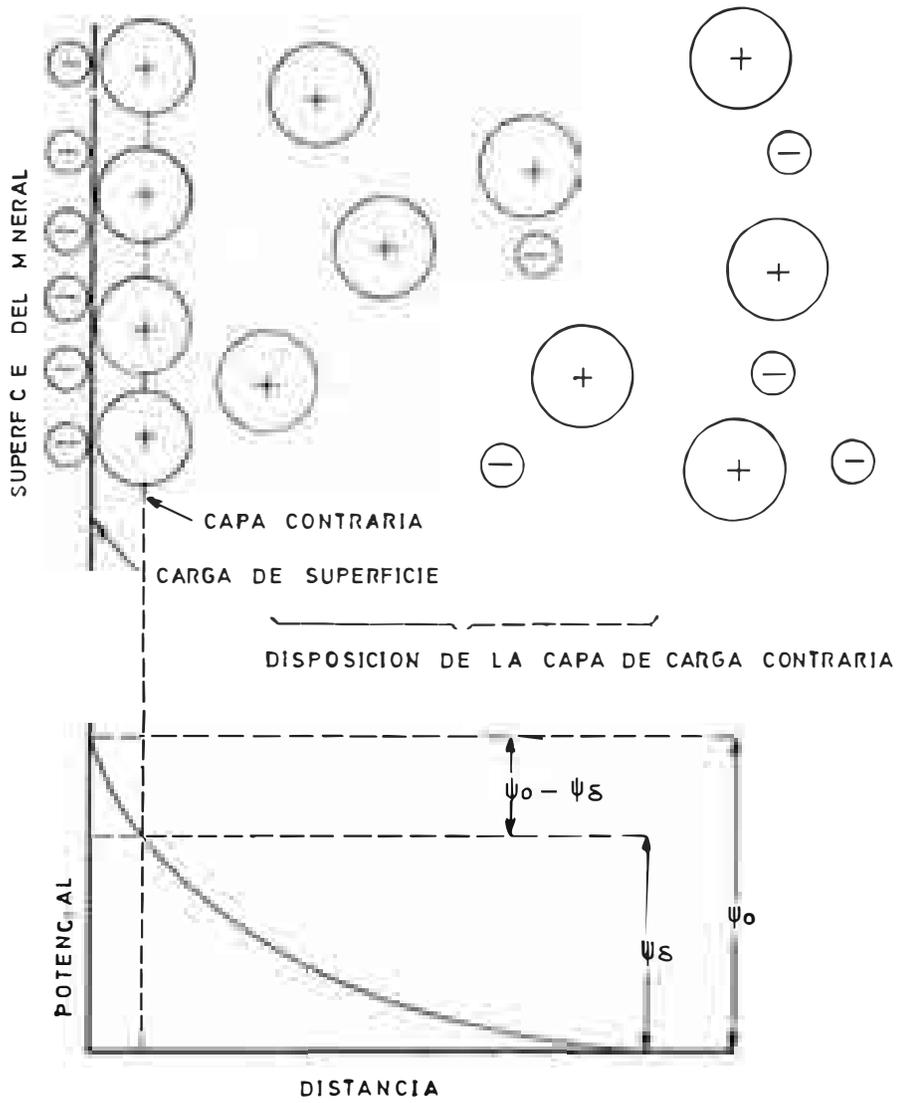


Fig. N°1: Diagrama de la doble capa y gráfico presentando la gradiente de potencial en la superficie del mineral.

La fig. 1 representa una expresión esquemática, en el que se aprecia la doble capa eléctrica resultante. La caída de potencial entre el nivel Stern y el nivel Difuso, es conocido como potencial ZETA.

Solamente a un determinado pH, la carga neta (potencial Zeta) en la superficie del mineral será cero, definiéndose de esta manera el punto de carga cero (Z.p.C) cuya posición varía de mineral en mineral, pero la gran mayoría los reporta por debajo de pH 7.

3.2.3.2 Procedimiento de activación de la Casiterita, efectos de los iones metálicos sobre el potencial Zeta de la Casiterita

Durante la molienda fina del mineral de estaño, tiene lugar la desintegración, hidratación y disolución del mismo. Como resultado de esto aparecen en la pulpa "iones inevitables", de los elementos acompañantes o impurezas presentes en el mineral.

Dichos cationes polivalentes forman ligeras sales ácidas solubles, los cuales dependiendo de su concentración y del pH de la solución, producirán fenómenos, ya sea de precipitación del ion colector, formación de una película del hidróxido del metal (coloides) so

P.C.C. (PUNTO DE CARGA CERO)

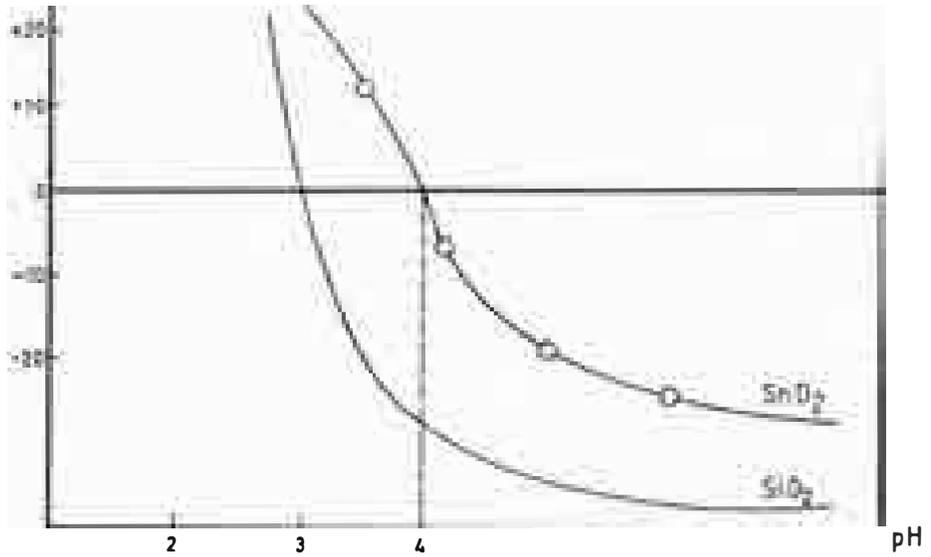


Fig. N°2: Punto de carga cero (Zp.c) del SiO_2 y del SnO_2 .

P.C.C. (PUNTO DE CARGA CERO)

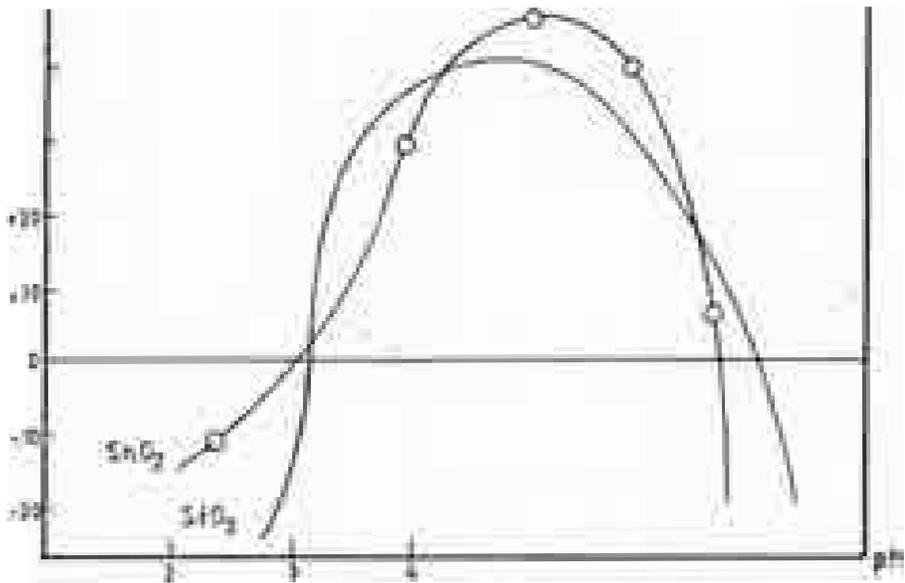


Fig. N°3: Efecto del ión plomo en los puntos de carga cero del SnO_2 y del SiO_2 .

Comparando la Fig.3 con 2, las sales de plomo producen un cambio de signo en el potencial Zeta tanto del cuarzo como de la Casiterita para valores de pH desde el punto 6.5 hasta aproximadamente 10.

bre la superficie de la Casiterita, estos dos casos producirá efectos nocivos en su flotación.

En un tercer caso, se producirá una transformación - en su potencial Zeta dentro de valores de pH definidos, figs. 2 y 3, este cambio de potencial en presencia de un colector específico hace apto la flotación de la Casiterita.

3.2.3.3 Influencia de las impurezas sobre las propiedades físicas y la flotación de la Casiterita

Estudios realizados sobre la flotabilidad de muestras de Casiterita artificial y sobre una muestra de Casiterita natural pallaqueada, conteniendo diferentes impurezas y en función del pH (fig. 4), nos indican que la muestra de Casiterita con impurezas de Ta, W, Nb, Fe, Cr, Pb y Ti, tienen óptima flotabilidad a pH 6.0.

El experimento de flotación en la cual la Casiterita artificial fue saturada con iones de Sn^{+2} , Fe^{+3} , Cu^{+2} , Pb^{+2} y Mn^{+2} , muestran que después de la activación, la flotabilidad de la Casiterita cambia.

El efecto es similar al que se obtendría con la pre-

sencia de esas mismas impurezas en la estructura del cristal. Los mejores resultados se obtienen con la muestra conteniendo Nb, W, Ta, como impurezas, sin embargo la flotabilidad decrece bruscamente cuando están simultáneamente presente, en la estructura cristalina de la Casiterita, Ta y Fe ó W y Fe.

Las propiedades de flotación de la Casiterita natural, serán determinadas por la cantidad de hierro, tantalium y wolframio contenidos en la muestra.

Análisis correspondientes a la fig. 5, establecen que la Casiterita artificial pura y la Casiterita conteniendo Mn, Cu, Sc (escondium), como impurezas, tienen la mayor solubilidad. Las muestras de Casiterita, conteniendo Ta, Nb, Cr, Pb, W y Fe son los más inertes. La solubilidad de la muestra de Casiterita natural, sigue la misma norma, aunque los valores absolutos de su solubilidad parecen ser ligeramente menor.

Del análisis de los datos sobre la flotabilidad y solubilidad de la Casiterita con diferentes impurezas, se puede concluir, que las impurezas presentes en la red cristalina de la Casiterita, las cuales mejoran su solubilidad, tienen el efecto de suprimir su flo-

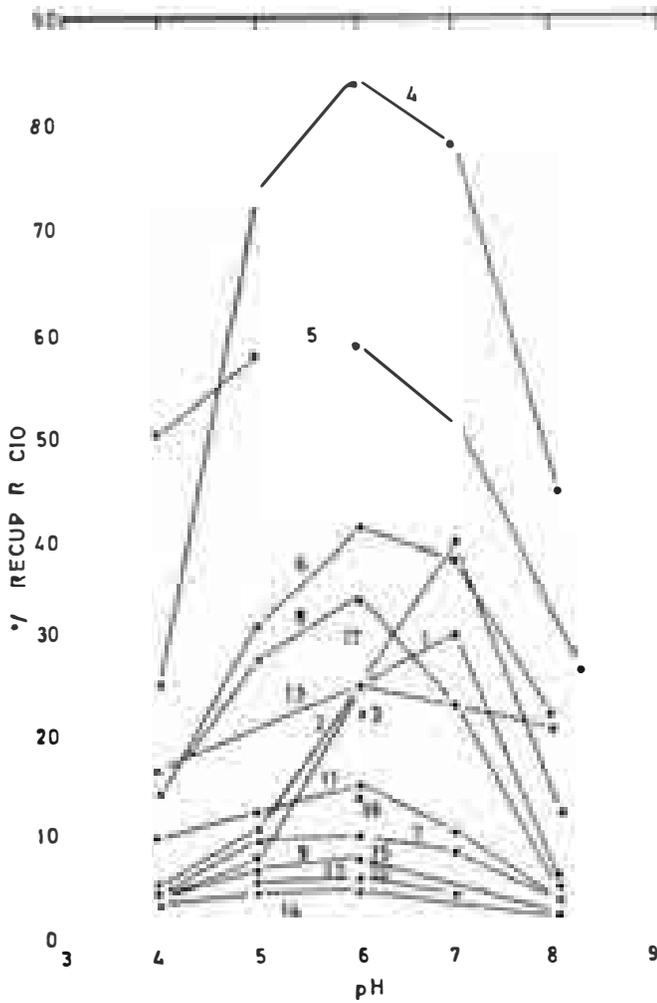


Fig. N°4: Efecto de las impurezas sobre la flotación de Casiterita a diferentes valores de pH.

- 1, $\text{SnO}_2 + \text{Pn}(0.05\%)$; 2, $\text{SnO}_2 + \text{Pb}(0.5\%)$;
- 3, $\text{SnO}_2 + \text{Ti}$; 4, $\text{SnO}_2 + \text{Nb}$; 5, $\text{SnO}_2 + \text{Ta}$;
- 6, $\text{SnO}_2 + \text{W}$; 7, $\text{SnO}_2 + \text{Mn}$; 8, $\text{SnO}_2 + \text{Fe}$;
- 9, $\text{SnO}_2 + \text{In}$; 10, $\text{SnO}_2 + \text{Cu}$; 11, SnO_2 puro;
- 12, $\text{SnO}_2 + \text{Sc}$; 13, $\text{SnO}_2 + \text{Cr}$; 14, $\text{SnO}_2 + \text{Si}$;
- 15, $\text{SnO}_2 + \text{Fe} + \text{W}$; 16, $\text{SnO}_2 + \text{Fe} + \text{Ta}$;
- 17, $\text{SnO}_2 + \text{Sn}$.

tabilidad. Contrariamente, las impurezas que deprimen la solubilidad de la Casiterita, tienen un efecto favorable en su flotabilidad, un mayor y pronunciado efecto es observado en la presencia de Ta, Nb, W y Fe.

La determinación de los parámetros de la red de la Casiterita y la distancia interatómica Sn-O con la red cristalina, muestra que la presencia de Ta, Nb, W y Fe tienen gran influencia sobre los parámetros. La Casiterita artificial pura tiene los siguientes parámetros:

a	4.736 A°
c	3.185 A°

y la distancia interatómica Sn-O 2.055 A°.

La Casiterita artificial con las impurezas Ta, Nb, W, Fe+W, Fe+Ta, tiene los siguientes parámetros:

a	4.734 A°
c	3.184 A°
Sn-O distancia	2.054 A°.

La variación en los parámetros de la red y la distancia interatómica, está aparentemente relacionada con la sustitución isomorfa del estaño y la red cristalina de la Casiterita. Estas causan diferencias en la

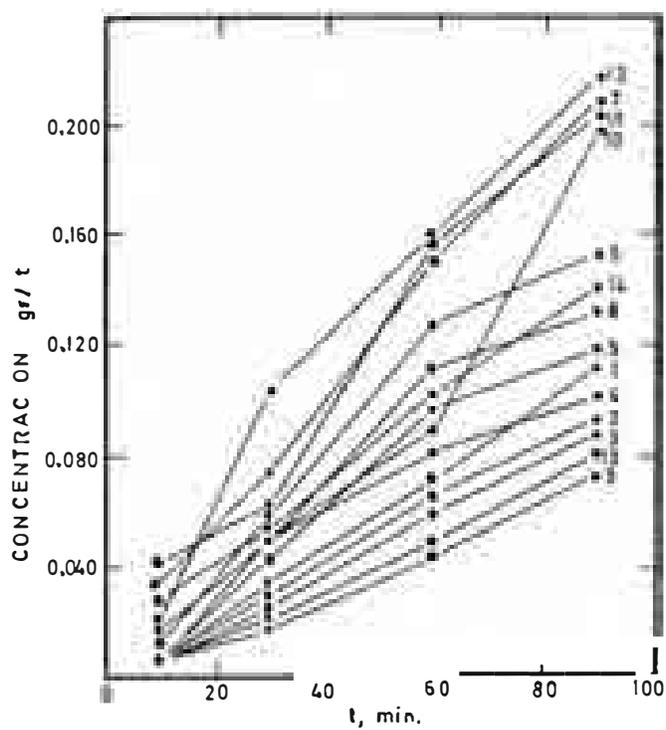


Fig. N°5: Efecto de las impurezas sobre la solubilidad de la Casiterita.

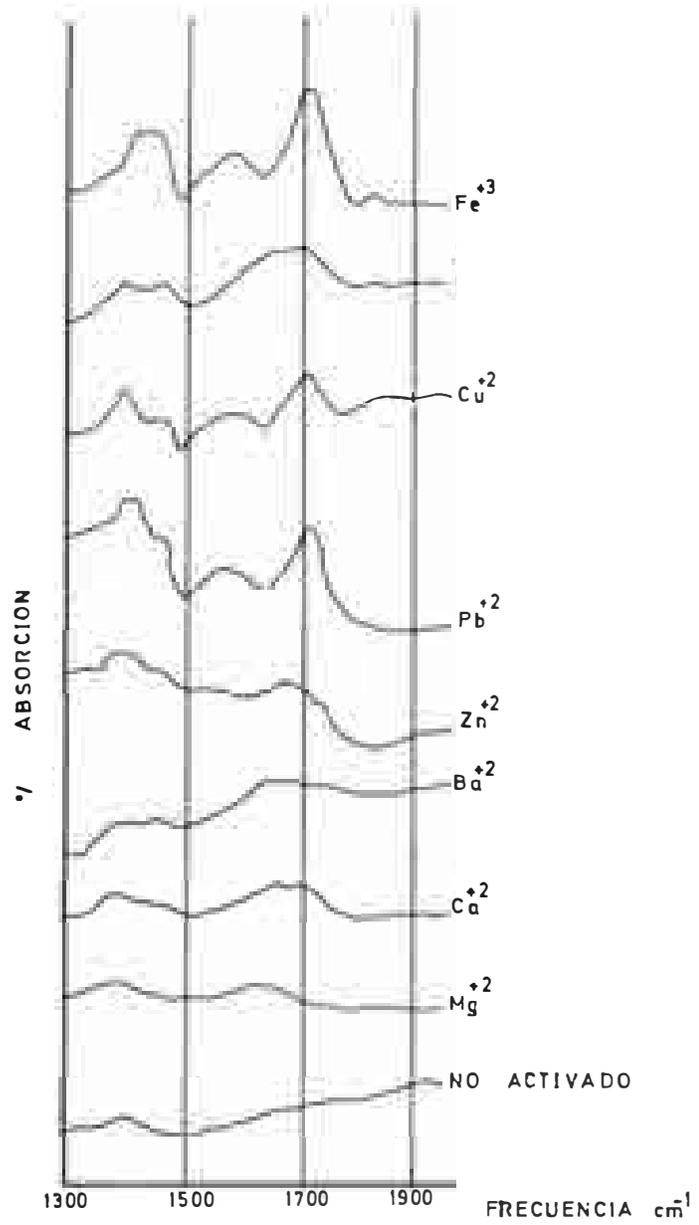


Fig. N°6: Espectro infrarrojo del dióxido de estaño, activado por diferentes cationes en medio ácido y tratado con oleato de sodio a pH 6.

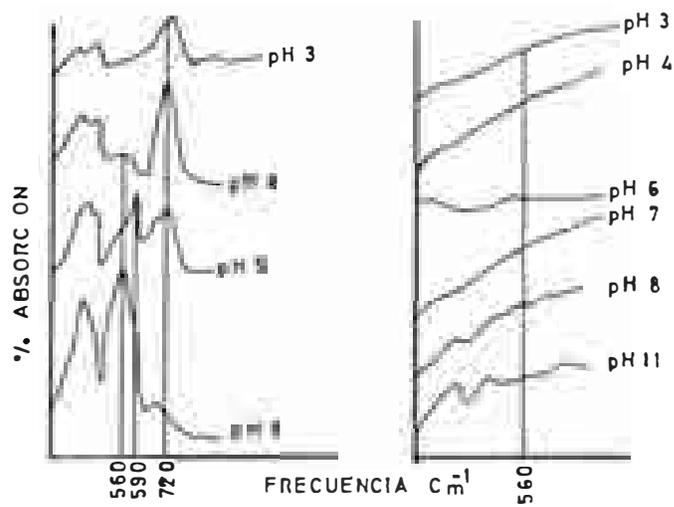


Fig. N°7: Espectro de la Casiterita activado por iones (a) cobre y (b) calcio a valores diferentes de pH y tratados con solución de oleato de sodio catión cobre incrementa significativamente la actividad de adsorción de la Casiterita a pH 3 y el ión calcio inicia la reacción a valores de pH cercanos a 8.

correlación del ión-covalente y el radio químico de unión de la red del cristal, cuando ellos son expuestos en el proceso de molienda, afectando la flotación normal de la Casiterita.

Cuando la superficie de la Casiterita tiene un gran número de iones covalentes expuestos, la naturaleza hidrofóbica se incrementa normalmente a lo largo de esta superficie.

3.2.3.4 Efecto del pH sobre el potencial zeta y la flotación de la Casiterita

Los iones hidrógenos y los hidroxilos son determinantes del potencial y consecuentemente cualquier cambio en el pH causará variaciones en la magnitud del potencial Zeta, esto a su vez afectará los resultados del proceso de flotación ver Fig. Nº 8.

Como regla general los minerales con puntos de carga cero mas altos, son favorablemente flotados con colectores aniónicos (Negativamente cargados) que tienen como estructura general R - A, particularmente en condiciones ácidas (1,2,3 pH).

Aparentemente esta mayor afinidad, de los reactivos

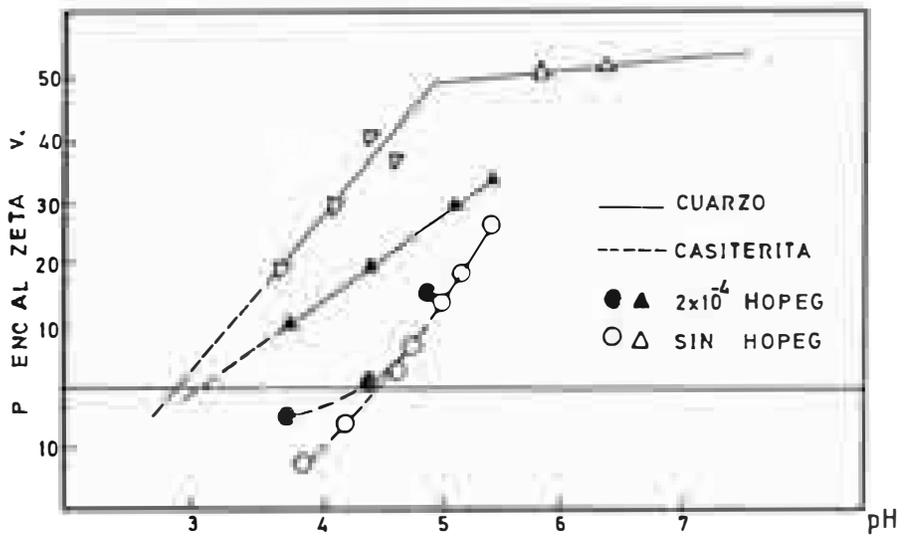


Fig. N°8: Efecto del pH sobre el potencial Zeta de la Casiterita y el cuarzo con/sin adición de colector OPEG.

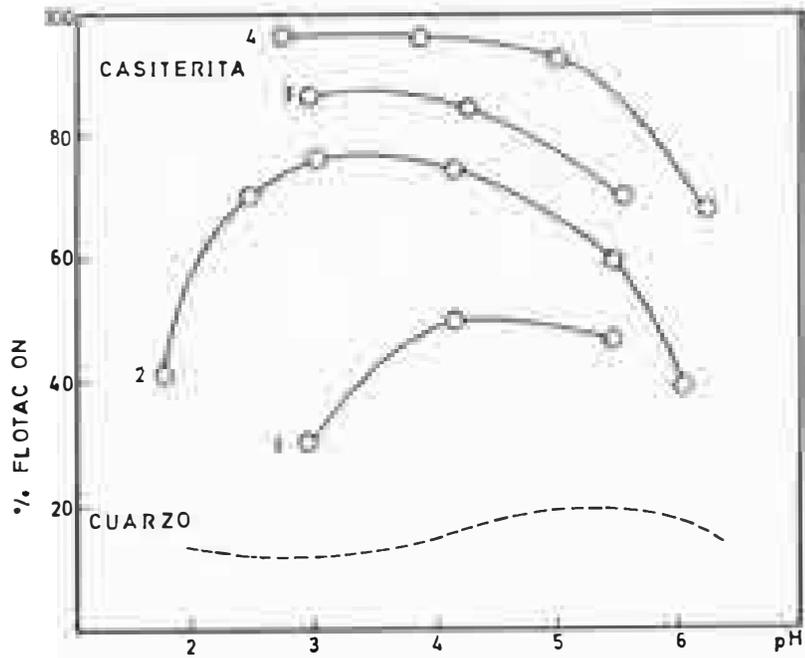


Fig. N°9: Efecto del pH en la flotación de la Casiterita y cuarzo usando Aeropromoter 840, solo ó en combinación con OPEG como colectores. (1-0.5 mg/L Aero 840, 2-1 mg/L Aero 840; 3-0.5 mg/L Aero 840 + 10 mg/L OPEG; 4-0.5 mg/L Aero 840 + 20 mg/L OPEG; 5-1 mg/L Aero 840 + 20 mg/L OPEG).

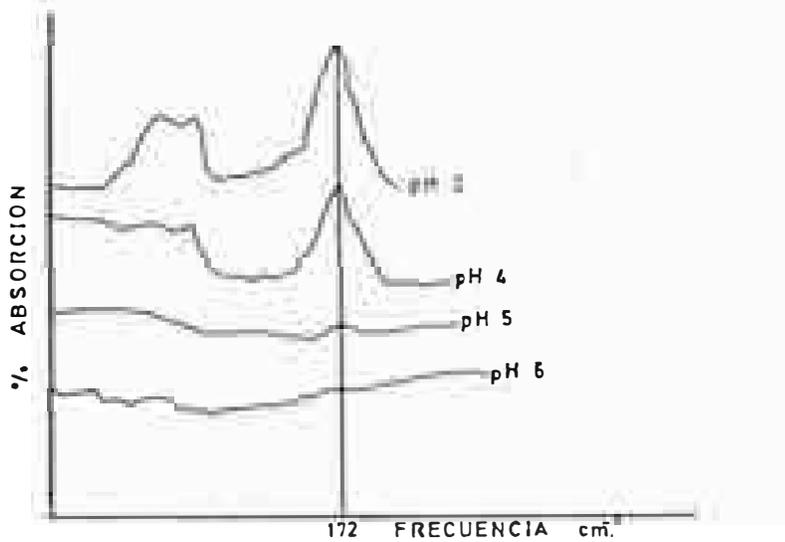


Fig. N°10: Espectro infrarrojo del bióxido de estaño tratado con oleato de sodio a diferentes valores de pH, - la absorción del colector se representa por las - bandas libres crecientes en medio ácido (pH 4), decreciente bruscamente a pH 5.

en la Casiterita a valores de pH ácido, resulta consecuencia de una menor insolubilidad de este, lo que permite crear un ambiente mas favorable para los procesos de interacción entre colector y mineral.

Mientras que aquellos minerales con bajo punto de carga cero, son mejor flotados con colectores catiónicos.

3.2.3.5 Proceso de interacción entre la Casiterita y los agentes colectores

En razón de que las impurezas presentes en la red cristalina de la Casiterita, que aunque no alteran completamente su estructura molecular, si provocan diferencias notables en sus propiedades superficiales, de tal modo que la adsorción de los colectores es bastante dificultosa.

Los reactivos usados en la flotación de Casiterita selectiva tienen la habilidad de formar compuestos quimiadsorbidos fuertes con átomos de la red cristalina del mineral.

Los mas efectivos corresponden a los siguientes tipos de reactivos: ácido y sales de arsénico, alquil

sulfo succinico, fosfórico y otros ácidos y sales con variadas actividades y efectos de flotabilidad y selectividad sobre los minerales.

CAPITULO IV

TECNOLOGIA DE LA FLOTACION DE ESTAÑO

TRABAJO EXPERIMENTAL

4.1 CARACTERISTICAS DE LA MATERIA PRIMA

La materia prima es una mena de estaño de tipo filoniano. El estaño se encuentra presente en la Casiterita, la cual es un bióxido de estaño (SnO_2), con 78.6% Sn y 21.4% O; y en la Estannita ($\text{S}_4\text{Cu}_2\text{FeSn}$), con 29.9% S, 29.5% Cu, 27.5% Sn y 13.1% Fe; siendo el primero de los nombrados el único mineral de estaño de importancia comercial. Encontrándose sólo en contados lugares como constituyente primario de las rocas ígneas y pegmatitas, aunque es mucho más corriente encontrarlo en filones asociados al cuarzo ó cerca de rocas graníticas.

Tiene como principales minerales acompañantes, cuarzo, silicatos, pirita, arsenopirita, calcopirita, antimonita, blenda, y fluorita.

Así mismo la presencia de Fe, Mn, Nb, Ta, le confieren a la Casiterita diversos matices que van de pardo al negro.

Particularmente, la Casiterita del Yacimiento de San Rafael, se presenta en formas y tamaños diferentes.

- a) Casiterita I acicular, de 1 a 10 micrones, corroído por cuarzo II, chalcopirita I, pirita II y cloritas.
- b) Casiterita II masiva, grano grueso coloforme asociado con wolframita y corroída por clorita I y III.
- c) Casiterita III, finamente acicular, agregados radiales intercalado con clorita III.

Cristaliza en el sistema tetragonal en forma prismática y bipiramidales, a veces presenta un aspecto columnar; a menudo los cristales se presentan formando Maclas, Brillo Adiamantino y sub-metálico, dureza de 6 a 7, frágil, clivaje imperfecto, fractura concoidal, gravedad específica de 6.8 a 7 no es magnética.

Siendo la materia prima, el relave de la planta gravimétrica, objeto de nuestro estudio. Presentamos un cuadro de composición química de elementos que acompañan a la Casiterita en dicho relave.

ANALISIS QUIMICO CUALITATIVO - RELAVE PLANTA GRAVIMETRICA

Sn	0.90 %	Na	0.18 %
Cu	0.25 %	Ca	0.20 %
Fe	12.40 %	Mn	0.15 %
SiO ₂	59.00 %	B	0.12 %
S	1.47 %	Otros	0.63 %
Al	13.50 %	(Ti, As, Pb, Ag, Bi,	
Mg	11.20 %	Sb)	

De estos resultados se deduce, que los principales acompañantes del estaño en el relave son esencialmente silicatos (Si, - Al, Mg) y compuestos de Fe, tanto óxidos (limonita, hematita, ó siderita), como sulfuros pirita (FeS₂), Calcopirita (CuFeS₂).

La ganga en su mayor proporción está constituida por clorita Si₃O₁₀ (Mg, Fe)₅ (Al, Fe³⁺)₂ OH₂ y cuarzo SiO₂.

La ley del concentrado de estaño producido, estará en función de una adecuada eliminación de estos elementos contaminantes. De aquí la necesidad de efectuar una buena limpieza, en la etapa previa a la flotación de Casiterita.

GRADO DE LIBRACION

La asociación más frecuente es Casiterita-Cuarzo-(clorita-turmalina) por enclavadura, Casiterita con sulfuros (pirita, cal

copirita) de entre lazadura simple y la asociación Casiterita-Limonita-Hematita es menos frecuente.

CUADRO N°3

ASOCIACION	TAMAÑO (MALLA)		
	10/20 %	20/100 %	-100 %
Casiterita - libre	20	50	87
Casiterita - ganga	76	48	12
Casiterita - sulfuros	4	2	

OBSERVACIONES:

Aunque los granos de cristalización gruesa, ofrecen posibilidad de liberación; en el tipo de asociaciones se manifiesta la dificultad de la obtención de granos libres de Casiterita a partir de las partículas asociadas del tipo de Casiterita-ganga. En cambio, una separación de la Casiterita de los sulfuros será satisfactoria, tanto por el pequeño porcentaje en que se presenta asociada, como por el tipo pequeño de asociación.

CUADRO Nº 4

ANALISIS GRANULOMETRICO - RELAVE PLANTA GRAVIMETRICA

Malla	% Peso	% Sn	Distribución
+ 28	1.5	0.53	0.7
+ 35	5.0	0.58	2.9
+ 48	8.2	0.66	4.9
+ 65	9.2	0.65	5.4
+ 100	13.2	0.71	8.5
+ 150	10.0	0.73	6.6
+ 200	8.3	0.58	4.4
+ 325	10.5	0.78	7.4
+ 400	3.0	0.90	2.4
- 400	31.1	2.02	56.8
CAB. CALCULADA	100.0	1.11	100.0

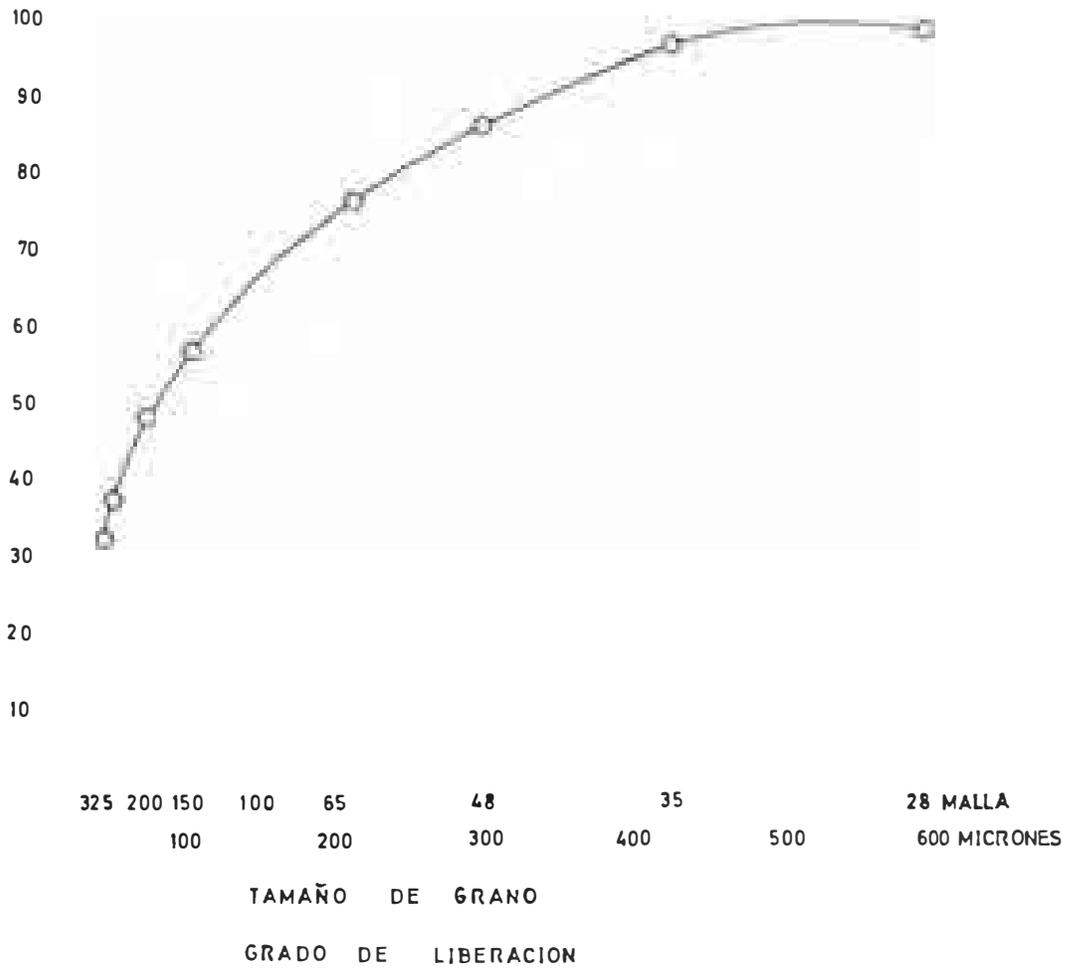


Fig. N°11: Nos muestra el grado de liberación mediante la molienda de granos de Casiterita contenidos en las partículas; Casiterita-sulfuros, de aproximadamente 75% -65 mallas.

4.2 PRUEBAS EXPERIMENTALES DE FLOTACION

La flotación de Casiterita debe hacer frente a un sin número de dificultades como son:

- Compleja composición mineralúrgica del mineral
- Presencia de sales y iones solubles en agua
- Presencia de lamas ultra-finas
- Selectividad del colector

Teniendo en cuenta estos inconvenientes la experimentación se realizó en un rango de tamaño de mallas: menos 100 mallas, mas 10 micrones.

El esquema de preparación de los relaves comprende las siguientes etapas:

- Clasificación en húmedo a malla -100
- Flotación de sulfuros de la fracción -100 mallas
- Deslame en ciclones de Non-Float de las fracciones de - sulfuros -100 mallas
- Flotación de Casiterita a partir del Non-Float del relave de sulfuros.

Considerando estos criterios se efectuaron las pruebas experimentales, con la finalidad de definir el colector y las condi

ciones de operación de la Planta de Flotación de Casiterita tomando dos muestras de relaves, la primera con una ley de 0.78% Sn y la segunda con una ley de 1.42% Sn.

El balance de las etapas de preparación del material para la flotación de Casiterita que comprende la separación y remolienda de la fracción gruesa (mayor a 150 mallas), el deslame para eliminar fracción menor a 10 micrones y la flotación de sulfuros, así como los tonelajes estimados para un nivel de tratamiento de la planta gravimétrica de 800 Tns/día, son los siguientes.

CUADRO Nº 5

BALANCE METALURGICO DE LAS ETAPAS DE PREPARACION
DEL MATERIAL PARA LA 1º MUESTRA

PRODUCTO	% Peso	T.P.D.	% Sn	%Distrib.
Fracción gruesa	20.50	157.65	0.38	10.02
Lamas	20.10	154.57	0.60	10.46
Sulfuros	1.01	7.76	1.20	1.55
Alimen. a flot. SnO ₂	58.39	449.02	0.97	72.97
TOTAL RELAVE	100.00	769.00	0.78	100.00

De las cifras anteriores se desprende que se tienen 449.02 - Tons/día de alimentación a la planta de flotación, con una ley de 0.97%. Es decir, al preparar el relave para la flotación, se logra un enriquecimiento en la ley del estaño en 1.24 veces (0.97% Sn/0.78% Sn).

Los resultados comparativos de las pruebas de flotación con - Procol CA-540 a pH 5.5 y AEROSOL 22 (Aeropromoter 845) a pH - 2.5 ambos se muestran en las tablas siguientes:

CUADRO N° 6
BALANCE Y CONSUMO DE REACTIVOS DE FLOTACION
DE CASITERITA PROCOL CA-540 a pH 5.5

PRODUCTO	% Peso	%P.Total	T.P.D.	% Sn	%Dist.
Conc. Limp.	3.51	2.05	15.76	19.50	59.63
Non-Float limpiezas	17.97	10.49	80.67	1.00	15.62
Conc. Primario	21.48	12.54	96.43	4.02	75.15
Conc. Escavenger	19.73	11.52	88.59	0.28	4.86
Cola	58.79	34.33	264.00	0.39	19.99
Cab. Calculada	100.00	58.39	449.02	1.15	100.00

Reactivo:	Función:	Consumo, g/Tn alimentación Flot. SnO ₂
Acido sulfúrico	Regulador de pH	760
Procol CA-540	Colector	1920
Fuel oil	Regulador de espuma	192
M.I.B.C.	Espumante	40
Silicato de sodio	Depresor de ganga silíceas y dispersor	740
Procol DA-811	Depresor de ganga silíceas	20

CUADRO Nº 7

BALANCE Y CONSUMO DE REACTIVOS DE LA FLOTACION
DE CASITERITA AEROSOL 22 a pH 2.5

Producto	% Peso	%P.Total	T.P.D.	% Sn	%Dist.
Conc. limp.	3.61	2.11	16.23	22.07	69.39
Non-Float limp.	18.55	10.83	83.28	1.00	16.27
Conc. Primario	22.16	12.94	99.51	4.43	86.16
Conc. Escavenger	29.44	17.19	132.19	0.31	8.12
Cola	48.40	28.26	217.32	0.13	5.72
Cab. Calculada	100.00	58.39	449.02	1.14	100.00

<u>Reactivo:</u>	<u>Función:</u>	Consumo g/Tn alim. flot. <u>SnO₂</u>
Acido sulfúrico	Regulador de pH	2363
Aerosol 22	Colector	1253
M.I.B.C.	Espumante	40
Silicato de sodio	Depresor de ganga silicea y depresor	750

Por los balances anteriores se concluye que se obtiene una mejor recuperación a pH 2.5 empleando Aerosol 22 (69% vs 59%) , para obtener un concentrado con ley casi similar (22% vs. 19% Sn).

Con relación a los reactivos, se tiene menor número de los mismos a pH 2.5 que a pH 5.5 (cuatro contra seis). Si bien el consumo de ácido es 3.1 veces mayor, 2,363 g/Ton, el consumo de colector es de 65% del necesario a pH 5.5.

Los gráficos Nº 12, 13 y 14 nos muestran un resumen de las pruebas efectuadas.

CUADRO N° 8
BALANCE METALURGICO DE LAS ETAPAS DE PREPARACION-
SEGUNDA MUESTRA

PRODUCTO	% Peso	% Sn	% Distrib.
Fracción gruesa (+150m)	21.64	0.35	5.30
Lamas	19.12	0.47	6.27
Sulfuros	0.97	1.50	1.02
Aliment. a Flot SnO ₂	58.27	2.13	87.41
Total relave	100.00	1.42	100.00

Como se ve en la Tabla, la ley del relave es alta, dando origen a que la alimentación tenga una ley de 2.13% Sn (razón de enriquecimiento en la preparación $2.13\% \text{ Sn} / 1.42\% \text{ Sn} = 1.50$).

Se efectuaron pruebas con Procol CA-540 y A-22 ambos a pH 5.5 y con A-22 a pH 2.5, los resultados comparativos resumidos se muestran a continuación.

CUADRO Nº 9
RESULTADOS DE LAS PRUEBAS A pH 5.5 y 2.5

Reactivo	pH	CONCENTRADO			COLA		
		%Peso	% Sn	%Dist.	%Peso	% Sn	%Dist.
CA-540	5.5	6.27	19.39	49.87	62.30	0.76	19.42
A-22	5.5	4.79	20.30	38.78	57.70	0.78	17.95
A-22	2.5	7.86	22.70	77.60	48.45	0.14	2.95

En la tabla comparativa los pesos y distribuciones corresponden a la etapa de flotación de casiterita, no se incluyen los Non-Floats limpieza ni el concentrado Scavenger, productos con los cuales se cierra el balance al 100%.

Una vez más se aprecian que los mejores resultados se obtienen a pH 2.5 empleando Aerosol 22 (Aeropromoter 845).

Finalmente se efectúa una última prueba de flotación con una muestra que es bastante representativa de los relaves de la planta, con 1.06% Sn, con los siguientes balances metalurgicos mostrados.

CUADRO N° 10
BALANCE DE LA ETAPA DE PREPARACION 3ra. MUESTRA

PRODUCTO	% Peso	% Sn	% Dist.
Fracción gruesa (+150m)	23.49	0.37	8.2
Lamas	17.72	0.78	13.02
Sulfuros	0.74	1.40	0.98
Aliment. a Flot. SnO ₂	58.05	1.42	77.80
Total relave	100.00	1.06	100.00

En este caso, la preparación del material elevó la ley de estaño para la alimentación a 1.42% Sn.

Las pruebas de flotación confirmaron el hecho de lograr una mayor recuperación a pH 2.5 empleando Aerosol 22.

CUADRO N° 11
FLOTACION CASITERITA A pH 2.5 Y AEROSOL 22

PRODUCTO	% Peso	%P.Total	T.P.D.	% Sn	% Dist.
Concentrado limp.	4.99	2.92	22.46	21.34	70.57
Non-Float limp.	20.04	11.70	89.97	1.30	17.35
Conc. Primario	25.03	14.62	112.43	4.91	87.92
Conc. Scavenger	21.50	12.55	96.51	0.50	7.12
Cola	53.47	31.22	240.08	0.14	4.96
Cab. Calculada	100.00	58.39	449.02	1.51	100.00

<u>Reactivo:</u>	<u>Consumo g/Ton alim. flot SnO₂</u>
Acido sulfúrico	2850
Aerosol 22	980
Aerofroth 70 (M.I.B.C.)	40
Silicato de sodio	380
Tiempo de flot. 10 minutos	

Se estima que la producción diaria de concentrados del 20% Sn al procesar relaves de 1.10% Sn está en el orden de 10 Tons/día.

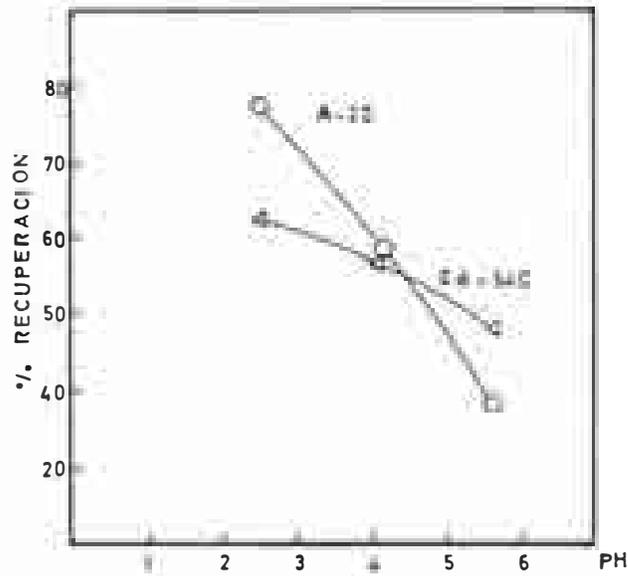


Fig. Nº12: Efecto del pH en la flotación de Casiterita, usando como colectores, Aerosol-22 y Procol-540 independientemente.

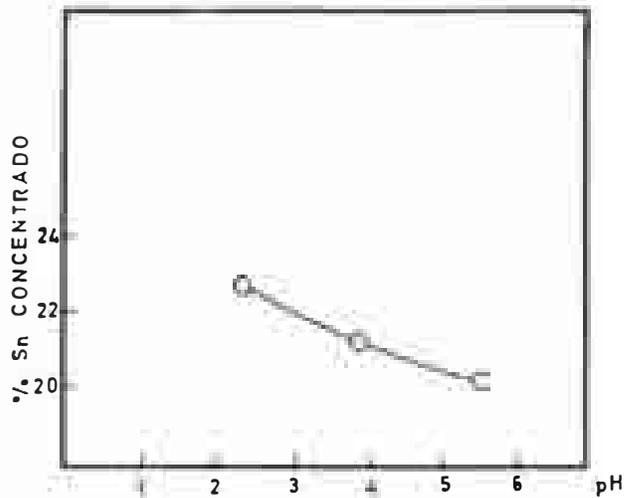


Fig. Nº13: Efecto del pH sobre la ley del concentrado de flotación.

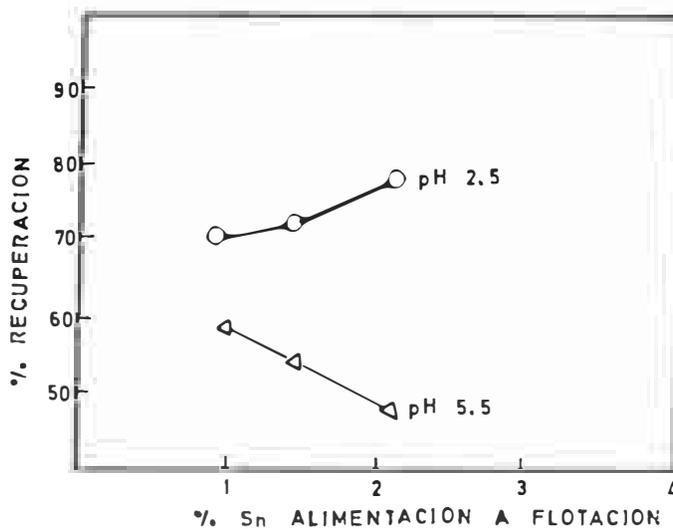


Fig. Nº14: Efecto de % en la alimentación, sobre la recuperación a diferentes pH.

CAPITULO V

INGENIERIA DEL PROYECTO

5.1 CAPACIDAD DE PRODUCCION DE LA PLANTA DE FLOTACION

También llamado "Tamaño de Proyecto", durante un período de tiempo de funcionamiento que se considera normal para las circunstancias y tipo del proyecto.

Para nuestro caso el tamaño de proyecto será de 800 TMD.

5.1.1 FACTORES EXAMINADOS

- Mercado
- Costos de producción
- Localización
- Elementos técnicos e inversiones
- Financiación
- Otros factores

MERCADO:

Es el factor preponderante para definir la capacidad de producción.

El desarrollo de nuevos procesos de fundición que conducen al tratamiento de concentrados de menor ley, han incrementado el mercado de consumo del estaño obtenido por el proceso de flotación.

COSTOS DE PRODUCCION:

La operación a mayor escala disminuye los costos de producción y aumenta las utilidades.

LOCALIZACION:

Este factor influye de la siguiente manera:

- Costo de transporte del producto
- Aporte al desarrollo regional
- Ocupación que genera
- Demanda de bienes y servicios

TECNICAS E INVERSIONES:

Dentro de ciertos límites la operación a mayor escala se traduce en general en menor costo de inversión por unidad de capacidad instalado, un mejor rendimiento por hombre ocupado y por otros insumos; esto contribuye a aumentar las utilidades y elevar la rentabilidad por el doble motivo de que disminuye la inversión, al tiempo que se incrementa las utilidades.

FINANCIACION:

Es importante que los recursos financieros sean suficientes, para satisfacer las necesidades de capital.

OTROS FACTORES:

Entre estos tenemos:

- El proyecto genera más divisas
- Actualización y capacitación continua de conocimientos, para el personal técnico-profesional, dado que el proyecto, es único en su género en el Perú.

5.1.2 VOLUMEN DIARIO DE TRABAJO

El presente proyecto se desarrollará a un ritmo de 24 hrs./día, con una eficiencia anual de 90%, es decir 330 días por año. Por consiguiente para el tratamiento proyectado de 264,000 TMS anuales, esto es:

$$\frac{264,000 \text{ TMS}}{3.0 \text{ TMS/m}^3} = 88,000 \text{ m}^3 \text{ anuales}$$

Por lo tanto, es necesario que el volumen diario de trabajo sea de 267 m³ de mineral.

5.2 CALCULO, SELECCION Y ESPECIFICACIONES DE LAS MAQUINARIAS Y
EQUIPOS

5.2.1 ETAPA DE CLASIFICACION. MALLA 150 - 100

BATERIA DE CICLONES DE 8" Ø

Alimentación	1,486.7	G.P.M.
TMSH	32	
G.E.	2.7	
% S	9%	

Del cuadro de performance de ciclones Krebs, podemos seleccionar el modelo D-10B, se instalará 8 ciclones y se operará con 4, a 371.7 GPM c/u, entre 15 a 25 psi, Ø apex : 1 1/4" a 2 1/8".

Costo	40,350.00	US.D.
-------	-----------	-------

CLASIFICADOR ESPIRAL DE 36" Ø

TMSH	0.67
Tamaño de partículas	-200 mallas
G.E.	2.7
% S	2.5 %

De tablas (por proyecciones), se obtiene que 1 pie² de pool área rebosa - 0.0101 Tn/hr.

Luego las 0.67 Tn rebosarán en:

$$\frac{0.67}{0.0101} = 66.34 \text{ pie}^2 \text{ de pool área}$$

Como la G.E. es 2.7, el valor equivale - a un 100% capacidad, con este dato hallamos en el catálogo de la Denver,- un clasificador elicoidal, cuyas dimensiones son de 36" Ø, 22' x 4", Diseño FF, DP, Motor de 6.6 HP.

Costo US \$ 22,435.547

RECLASIFICACION DEL UNDERFLOW - DE BATERIA DE CICLON .8" Ø

Alimentación	400 GPM
TMSPH	17.33
G.E.	2.7
% S	17.5

Se instalarán 3 ciclones y se operarán con 2 a 200 G.P.M.- cada uno - Ø apex 1 1/8" a 2".

Costo US \$ 10,087.50

ETAPA DE PRECONCENTRACION Y REMOLIENDA DE GRUESOS

Equipos a emplear:

4 Bombas centrífugas 4" x 3"

Castillo cono Reichert

Baterías de 4 ciclones 8" Ø

Cedazo Wemco 6' x 6'

Molino de Bolas 7' x 8'

El producto -35 +150 mallas que se descarta del clasificador espiral de 36" Ø, como arenas gruesas, tendrá una primera etapa de preconcentración en conos Reichert.

El preconcentrado pasará a una 2da. etapa de clasificación en circuito cerrado (ciclones - cedazo Wemco - molino de bolas). El producto fino, -150 mallas de los equipos de clasificación, se alimentará al espesador de 70' Ø, mientras que el grueso +150 mallas, pasará a remolienda a -150 mallas en molino de bolas 7' x 8'.

Se ha considerado como carga recirculante del molino 400%.

CALCULO Y SELECCION DE EQUIPOS CLASIFICACION -48 +150

MALLAS

Conos Reichert:

Datos de operación:

Sólidos	14.72	TPH
% S	55	%
G.E.	2.7	
Tamaño de separación	-48	+150 mallas

Se instalará un castillo de 5 conos Reichert en los 3 primeros, se obtendrá un preconcentrado 1º, y en los 2 sub-siguientes un 2º preconcentrado.

Se espera descartar en esta etapa, el 50% en peso de mineral +48 m.

Costo	US \$ 400,000
-------	---------------

Separación -150 mallas:

Alimentación	130.63	G.P.M. pulpa
TMSPH	29.44	
G.E.	2.7	
% S	61	%

Seleccionamos batería de 4 ciclones de 8", operando a 32.66 G.P.M. c/u, o presión 15 a 20 psi.

Costo US \$ 13,450

Así mismo se usará, un cedazo Wemco de 6' x 6', cuyo fino -150 mallas se unirá al fino de los ciclones y pasarán al espesador de 70' Ø.

Costo cedazo US \$ 36,000

Selección del molino de bolas:

-Cálculo del consumo de energía:

Haciendo uso de la fórmula:

$$W = W_i \sqrt{\frac{100}{P_{80}}} \frac{\sqrt{R} - 1}{\sqrt{R}} \quad \dots(I)$$

donde:

W trabajo en Kw-hr/Tn

W_i work index

P_{80} malla en micrones que del producto pasa por este, el 80%

R grado de reducción = F_{80}/P_{80}

F_{80} es la malla en micrones, que del alimento pasa el 80% a través de ella.

Datos:

F_{100} = malla 35 ---> 500 micrones

F_{80} = malla 48 ---> 297 micrones

P_{100} = malla 100 ---> 1491 micrones

$$P_{80} = \text{malla } 150 \rightarrow 105 \text{ micrones}$$

$$W_i = 15 \text{ Kw-hr/Tn}$$

Sustituyendo valores en ..(I)

$$W = 15 \sqrt{\frac{100}{105}} \left(\frac{1.68 - 1}{1.68} \right)$$

$$W = 5.93 \text{ Kw-hr/Tn} = 7.946 \text{ HP-hr/Tn}$$

Para 529.92 T.M.D. de sólido seco que tratará el molino,
se requerirá: 175.45 HP.

Calculado la potencia hacemos uso de la relación siguiente,
para determinar las dimensiones, tomando como parámetro un
diámetro de 7'.

$$\text{HP} = 2.8 \text{ D.L.} + 11$$

$$175.45 = 2.8 \text{ D.L.} + 11$$

$$\text{D.L.} = 58.73$$

$$L = 58.73/7 = 8.4 \text{ pies, aprox. } \underline{8 \text{ Pies.}}$$

Con estos resultados, se va a los catálogos de la Denver y
se selecciona, en función de las capacidades un molino 7'x
8' de 600 TPD, con un motor de 200 HP.

Costo US \$ 230,000

-Cálculo de las velocidades del molino:

*Velocidad crítica:

La velocidad crítica, es aquella para la cual la fuerza centrífuga se iguala al peso de la carga de bolas, produciéndose la adherencia entre bolas y carga a las paredes internas del molino.

La velocidad crítica está determinada por la ecuación:

$$C.S. = 76.63 / \sqrt{D} \quad \dots(II)$$

donde:

C.S. velocidad crítica en R.P.M.

D diámetro interno del molino en pies

Para el molino de bolas 7' x 8' seleccionado:

$$C.S. = 76.63 / \sqrt{7} = 28.96 \text{ R.P.M.}$$

*Velocidad de operación:

Para un molino de bolas se debe considerar una velocidad de trabajo, en el rango de 74% a 78% de la velocidad crítica.

Para nuestro caso tomaremos 75%.

Luego tenemos que:

$$C.S. = 28.96 \text{ R.P.M.}$$

$$\text{entonces: } M.S. = 0.75 \times 28.96$$

$$M.S. = 21.72 \text{ R.P.M.}$$

*Cálculo del tamaño de bolas:

Haremos uso de la fórmula de Bond:

$$B = (F/K)^{1/2} \left(\frac{S \cdot W_i}{C.S. \cdot \sqrt{D}} \right)^{1/4} \dots(III)$$

donde:

- B diámetro de bolas en pulg.
- F tamaño en micrones que excede el 80% de la alimentación (F_{80})
- K 250, constante (molino de bolas circuito cerrado)
- W_i work index (de la alimentación F)
- C.S.: % de la velocidad crítica del molino
- D diámetro interno del molino en pies
- S gravedad específica del mineral

Reemplazando valores en (III)

$$B = \left(\frac{297}{250} \right)^{1/2} \left(\frac{2.7 \times 15}{0.75 \times \sqrt{7}} \right)^{1/4} \cong 3" \emptyset$$

*Carga de bolas:

La carga de bolas inicial, usualmente está comprendida entre 40% a 50% del volumen interno del molino (para carga de bolas se tiene aproximadamente 280 lbs/pie³). Se empleará 45% del volumen con un peso equivalente de 37,000 lbs, el que será llenado con bolas de 3" - 2 1/2 - 2" de \emptyset .

La proporción de carga será la siguiente:

Diámetro	Peso(lbs) x	Area(pulg ²) y	x/y	% x/y	%x37,000	Nºbolas
2"	1.22	12.57	0.0970	27.19	10,060.30	8,246
2 1/2"	2.318	19.64	0.1180	33.08	12,239.60	5,280
3"	4.006	28.27	0.1417	39.73	14,700.10	3,670
			0.3567	100.00	37,000.00	17,196

5.2.2 ESPESAMIENTO Y ALMACENAMIENTO

-Determinación de la velocidad de sedimentación (settling rate):

Haciendo uso del método de asentamiento de pulpa en una probeta, a un tiempo determinado, se obtiene:

$$R = 0.086 \text{ pie/hr}$$

Usando la fórmula de Coe y Clavenger, para calcular el área del espesador que se requiere:

$$A = \frac{1.33 (F - D)}{R \times d}$$

donde:

- A área del espesador en pies^2/Tn de sólidos secos, sedimentados en 24 hrs.
- F relación peso de agua a peso de sólido-alimentación
- D relación peso de agua a peso de sólido en la descarga.
- R settling rate, expresado en pie/hr
- d densidad relativa del agua

Reemplazando valores:

$$F = 19$$

$$D = 4$$

$$d =$$

$$R = 0.086 \text{ pies/hr}$$

$$A = \frac{1.33 (19 - 4)}{0.086 \times 1} = 231.976 \text{ pies}^2/\text{Tn}$$

Según balance de materias se tiene que en 24 hrs. se producirán 14.16 TMS de concentrado, considerando un 50% de coeficiente de seguridad se tendrá: 21.24 TMS/concentrado.

$$12.96 \times 231.976 = 4,927.170 \text{ pies}^2$$

Se construirá un tanque espesador de concreto de las siguientes características:

Dimensión	70' Ø x 12'
Area	3,845 pies ²
Volumen	46,000 pies ³
Capacidad	20 TPH
Rastrillo-cable Torq- Dorr- Oliver motor	7.5 HP
Costo total	US \$ 170,000

5.2.3 DESLAME PRIMARIO

Comprende dos etapas:

1ra. Etapa - Separación a malla -74 micrones

Dada las siguientes características:

Alimentación	605.73	GPM pulpa
T.M.S.P.H.	22.78	
G.E.	2.7	
% S	15 %	

Con estos datos escogemos del boletín de la Krebs - 12 hidrociclones - Modelo D-4 BB-12^o - operando con 15 psi a 50 GPM c/u.

Costo	US \$ 39,478
-------	--------------

2da. Etapa - Separación a malla -6 micrones (lamas)

Alimentación	372.46	G.P.M.
T.M.S.P.H.	6.75	
G.E.	2.7	
% S	7.6	

Seleccionamos un nido de 20 ciclones Modelo D-2, operando - con 1862 GPM c/u, con una presión de 30 a 35 psi.

Costo US \$ 33,564

5.2.4 ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION - LIMPIEZA DE SULFUROS

Cálculo de acondicionadores

Haciendo uso de la fórmula:

$$V = R \times T \times F$$

donde:

- V volumen efectivo del acondicionador, pies³
- R Tons. sólidos secos/24 horas
- F factor de agitación (catálogo)
- T tiempo de acondicionamiento, minutos.

Datos:

- R = 432.72 TMSD
- F = 0.0749

$$T = 12 \text{ mints.}$$

Sustituyendo valores:

$$V = 432.72 \times 12 \times 0.0749$$

$$V = 388.93 \text{ pies}^3$$

Se usarán 2 acondicionadores de 7' x 7', con motores eléctricos de 6.6 HP c/u, siendo el volumen real de c/u 269.40 pies³ y el volumen efectivo $0.80 \times 269.40 = 215.51 \text{ pies}^3$.

$$215.51 \times 2 = 431.02, \text{ cubre el requerimiento}$$

$$\text{Costo total} \quad \text{US \$ } 8,197.373$$

Cálculo de número de celdas - Flotación sulfuros

Determinado los siguientes datos:

Tiempo de flotación (t)	10 minutos	
% S	25%	
G.E.	2.7	
Constante de sólidos (K)	0.63	$K = \frac{2.7-1}{2.7}$
G.P.M. Pulpa	271.13 G.P.M.	

De la fórmula:

$$N = \frac{V_c \times T}{1440 \times V_K \times K}$$

donde:

- V_C cantidad de pulpa que entra en la flot. ($m^3/día$)
 t tiempo de flot. en minutos (determinado en la boratorio)
 V_K capacidad de cada celda en m^3 (catálogo)
 N número de celdas

$$N = \frac{1477.92 \text{ m}^3/día \times 10}{1440 \times 1.1328 \text{ m}^3 \times 0.63} = 14.38 \approx 14 \text{ celdas}$$

Serán necesarios 14 celdas Denver N°21 tipo Sub-A, dispuestas en 2 bancos de 6 celdas cada banco y una de dos celdas. 7 motores eléctricos trifásicos de 18 HP, cada 2 celdas, - haciendo un total de 126 HP.

Costo total US \$ 85,092.952

*Nota: para convertir G.P.M. a $m^3/día$ dividimos GPM/0.1834543

5.2.5 DESLAME SECUNDARIO

1ra. Etapa - Separación a malla -74 micrones

Alimentación	426.24 G.P.M.
T.M.S.P.H.	16.03
G.E.	2.7
% S	15 %

Del catálogo de Hidrociclones Krebs, seleccionamos para estos datos, 10 Hidrociclones D-4, operando a 15 psi o 45 - GPM c/u.

Costo US \$ 35,386

2da. Etapa - Separación a malla -6 micrones

Alimentación	192.07	G.P.M.
T.M.S.P.H.	0.88	
G.E.	2.7	
% S	2 %	

Seleccionamos batería de 15 ciclones Modelo D-2 operando a 12.80 GPM c.u a 30 psi.

Costo US \$ 27,010

5.2.6 ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION PRIMARIA DE CASITERITA

Cálculo de acondicionadores

20.02	360.65	TM/hr	G.P.M. agua
20	392.48	Sólido seco	G.P.M. pulpa
		% S	

Tiempo de acondicionamiento 12 minutos

Factor de agitación (F) 0.0971

$$V = 480.48 \times 12 \times 0.0971$$

$$V = 559.86 \text{ pie}^3$$

Se usarán 2 acondicionadores de 8' x 8' con motores de 6.6 HP c/u.

$$\text{Volumen real} \quad 402 \text{ pie}^3 \text{ c/u}$$

$$\text{Volumen efectivo} \quad 402 \times 0.8 = 321.60 \text{ pie}^3$$

$$321.6 \times 2 = 643.20 \text{ pie}^3$$

Satisface requerimiento:

$$\text{Costo} \quad \text{US \$ } 8,230.373$$

Cálculo de número de celdas - Flotación primaria Casiterita

20.02	360.65
20	392.48

Tiempo de flotación 7 mints.

$$N = \frac{2139.39 \text{ m}^3/\text{día} \times 8}{1440 \times 1.1328 \times 0.63} = 16 \text{ celdas}$$

Serán necesarias 16 celdas Denver Nº21 - Tipo DR, de flujo abierto, equipado con inyectores de aire. Ejecución anti-ácido, con todas las superficies en contacto con la pulpa protegidos mediante revestimiento de jebe vulcanizado de 5 mm. de espesor.

Este tipo de celdas tiene la particularidad de proporcionar un contacto más continuo y uniforme entre las partículas - libres de Casiterita y el colector, agilizando de esta manera, el proceso de flotación.

El costo incluye 8 motores trifásicos de 18 HP c/2 celdas, total 126 HP.

Costo US \$ 76,443.63

Se requiere de 2 ventiladores centrífugos de baja presión - Modelo CMV de 4,000 pies cub./mint., motor eléctrico trifásico de 60 HP.

Costo US \$ 12,927

FLOTACION ESCAVENGER - CASITERITA

Cálculo del número de celdas

Para: tiempo de flotación = 5 mints.

$$N = \frac{1879.60 \text{ m /día} \times 6}{1440 \times 1.1328 \times 0.68} = 10 \text{ celdas}$$

Se requiere de 10 celdas DR-21, con las mismas características anteriormente mencionadas para las celdas Rougher.

Cinco motores eléctricos trifásicos de 18 HP c/2 celdas.

Total 90 HP.

Costo US \$ 47,990

ELIMINACION DE EXCESO DE COLECTOR - DESLAME TERCIARIO

1ra. Etapa - Eliminación exceso de colector

Alimentación	169.08	G.P.M.
T.M.S.P.H.	4.12	
% S	10	
G.E.	2.7	

Se instalarán 5 ciclones Modelo D-4, operando a una presión de 12 psi y a 34 GPM c/u.

Costo	US \$ 16,947.5
-------	----------------

2da. Etapa - Deslame terciario

Alimentación	76.86
T.M.S.P.H.	0.36
G.E.	2.7
% S	2.0

Se instalará una batería de 7 ciclones Modelo D-2, operando a una presión de 30-35 psi, a 10 GPM c/u.

Costo	US \$ 13,463.33
-------	-----------------

ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACION LIMPIEZA DE CASITERITA

Cálculo de acondicionadores

$$\begin{array}{r} 4.00 \\ \hline 15 \end{array} \quad \begin{array}{r} 104.43 \\ \hline 109.17 \end{array}$$

$$\begin{array}{ll} \% = 15 & R = 96.00 \text{ TMSD} \\ \text{G.E.} = 2.7 & T = 12 \text{ mints.} \\ F = 0.1318 & \end{array}$$

$$V = 96.00 \times 12 \times 0.1318$$

$$V = 151.83 \text{ pie}^3$$

Se selecciona un acondicionador de 7' x 7', cuyo volumen efectivo es : 215.51 pie³, un motor eléctrico trifásico de 6.6 HP.

$$\text{Costo} \quad \text{US \$ } 8,197.373$$

Cálculo del número de celdas

$$\begin{array}{r} 4.00 \\ \hline 15 \end{array} \quad \begin{array}{r} 104.43 \\ \hline 109.17 \end{array}$$

Tiempo de flotación 10 mints.

$$N = \frac{595.08 \text{ m}^3/\text{día} \times 10 \text{ mint.}}{1440 \times 0.6797 \times 0.63} \approx 10 \text{ celdas}$$

Se requiere 10 celdas Denver Sub-A 18 sp. (24 pie³), ejecución anti-ácido, con compartimiento para cada celda, incluye 5 motores eléctricos trifásicos de 18 HP c/2 celdas 72 HP total.

Costo US \$ 64,924.20

5.2.7 CALCULO DE BOMBAS

Condicionado para una Planta de 800 Tn/día.

Se detallará el método del cálculo para una de las bombas (bomba #13), determinándose : tamaño de bomba, velocidad - de diseño (V_d), diámetro apropiado de tubería (D), pérdida por fricción (h_f) y altura de descarga total.

Datos:

Concentración por volumen (C_v)	= 0.060
Largo de tubería (L)	= 40 pies
Largo proyectado	= 30 pies
Largo total equivalente de accesorios(L_e)	= 4517 D
Carga estática por encima de la bomba(H)	= 28.00 pies
Porcentaje de sólidos (%S)	= 15 %
Sólido seco a transportar	= 16.03 TMSH

Análisis de tamices:

<u>Malla Tyler</u>	<u>% por Peso</u>
+65 m.	14.9
+100 m.	21.0
+150 m.	25.7
+200 m.	22.3
-200 m.	16.1

Para efecto de los cálculos se usará el Manual de Diseño de Sistemas para Transporte Hidráulico - Worthington Ltd. Apéndice I.

1. Cálculo del diámetro efectivo de partícula (d_{60})

La distribución de partículas por tamaño debe convertirse a un solo parámetro efectivo (d_{60}) usando el procedimiento siguiente:

<u>Malla Tyler</u>	<u>% por Peso</u>	<u>% Acumulado</u>
-200 M	16.1	16.1
-150 M	22.3	38.4
-100 M	25.7	64.7
-65 M	21.0	85.1
-48 M	14.9	100.0

De la Fig. 1, Apéndice I, $d_{60} = 0.144 \text{ mm} = 0.0057 \text{ pulg.}$

2. Determinación de la gravedad específica de la mezcla (S_m)

De la Fig. 2, Apendice I, $S_m = 1.10$, para G.E. = 2.7 y $C_v = 0.060$.

3. Determinación del caudal de pulpa (Q_{mv}) en U.S. G.P.M.

$$Q_{mv} = \frac{440.335 \times TMHS}{\% S \times D_p}$$

donde:

TMHS Ton. métrica sólido seco por hora

% S Porcentaje de sólidos

D_p Densidad de pulpa

Reemplazando valores:

$$Q_{mv} = \frac{440.335 \times 16.03}{14 \times 1.183} = 426.19 \text{ G.P.M.}$$

4. Determinación del número de Arquimedes (A_r)

Para, $d = d_{60}$ y G.E. = 2.7, de la Fig. 4, Apendice I.

$$A_r = 26$$

5. Determinación del tipo de mezcla

Para $A_r > 1$, se trata de una pulpa sedimentaria.

6. Determinación del número de Reynolds (N_{Re})

De la Fig. 4, Apéndice I, para $A_r = 26$;

$$N_{Re} = 2.2$$

7. Determinación de la velocidad de diseño (V_d) - como función del diámetro de tubería

De la Fig. 5, Apéndice I, para $N_{Re} = 2.2$ y $d = d_{60}$

D (pulg)	3	4	5	6	8
V_d (pies/seg)	4.7	5.43	6.07	6.65	7.70

8. Determinación de la velocidad de la pulpa (V_m), como función del diámetro de tubería

Para $Q_{mv} = 427$ U.S. G.P.M. de la Fig. 5, Apéndice I.

D (pulg)	3	4	5	6	8
V_m (pies/pulg)	18.8	10.6	6.9	4.7	2.8

9. Comparando $V_m \geq V_d$, para seleccionar la velocidad de transporte y el diámetro de tubería.

De (7) y (8), para satisfacer la condición $V_m \geq V_d$, en nuestro caso seleccionamos una tubería de 5 pulg. de diámetro nominal, con $D = 5.047$.

Por tanto:

$$V_m = 6.95 \text{ pies/seg} \quad \text{Fig. 5, Apéndice I}$$

10. Determinación del gradiente hidráulico (i_w) del agua

De la Fig. 6, Apéndice I;

$$i_w = 0.033 \quad \text{para } c = 140$$

11. Determinación de ϕ

$$\phi = K \frac{i_m - i_w}{i_w}$$

De la Fig. (6): $\phi' = 0.65$

$$\frac{V_m}{V_d} = \frac{6.95}{6.07} = 1.14$$

De la Fig. 6, Apéndice I;

$$K = 0.71$$

$$\phi = K \phi'$$

$$\phi = 0.71 \times 0.65 = 0.462$$

12. Determinación del largo equivalente (L_e)

$$L_e = 4517$$

$$L_e = 4517 \times \frac{5.047}{12} = 1900 \text{ pies}$$

13. Determinación de las pérdidas por fricción (h_f)

$$h_f = \frac{L}{D} \left(\frac{V}{C} \right)^2 + \phi \left(\frac{L_e}{D} + L_p \right)$$

$$\frac{0.033}{1.10} (40 + 1900) + 0.462 (30 + 1900)$$

$$h_f = 85.0 \text{ pies}$$

14. Altura total de descarga requerida

$$h_d = h_f + (H)$$

$$h_{d1} = 85.00 + 28.00$$

$$h_d = 113 \text{ pies}$$

De acuerdo a los valores obtenidos de 427 US GPM de pulpa y 113 pies de cabeza por vencer.

De los catálogos y performances de la Worthington, corresponden a una bomba Modelo 3R-111, tamaño 3 x 4 x 11.0, con 51/57% de eficiencia, 30 HP, 1800 RPM.

Costo US \$ 10,184

Similarmente se efectuaron los cálculos para la selección de las demás bombas, a continuación detalladas

	Especificaciones	Número de Bombas Centrífugas		
		01	03	05 A
Condiciones de operación	Servicio Tons/día	800	800	800
	d_{60}	0.086	0.15	0.043
	Capacidad GPM	1,487	400	1,468
	Cabeza dinámica total (H) pies	97	72	44
	% Sólidos	9	17.5	4.5
Complemento de operación	Eficiencia %	74	59	74
	Número de unidades	2	2	2
	Tamaño y tipo de bomba	GR-163	4R-122	GR-163
Precio Ne o por c/u	U.S.D. Bomba	6,629.00	4,050.00	6,484.00
	U.S.D. Motor	3,085.00	756.00	1,096.00
	Total por unidad	9,714.00	4,806.00	7,580.00
	T O T A L	19,428.00	9,612.00	15,160.00

	Especificaciones	Número de Bombas Centrífugas				
		22	26	31	03-B	03-C
Ítems de operación	Tons/día	800	800			
	d ₆₀	0.037	0.147	0.147		
	G.P.M.	59	117	1,006	115*	203*
	Total Head-pies	112	20	176	100	102.20
	% Peso	2	11.4	variable	55	61
	Grav. esp. pulpa	1.01	1.077	1.1 estimado		
Complemento de operación	Eficiencia	24	40	58	53	53
	RPM - Bomba	1800	850	1200	1050	1050
Descripción de la bomba motor	Número de unidades	2	2		2	2
	Tamaño y tipo	2-1/2 R-091	2-1/2 R-91	4M-223	SRL-6	4" x 3"
	HP/RPM Motor	15/1800	30/1800	100/1800	30/1700	30/1700
Costo Neto c/u	U.S.D. Bomba	2,996.00	2,996.00	11,984.00	4,100.00	4,100.00
	U.S.D. Motor	622.00	269.00	3,085.00	1,430.00	1,430.00
	Costo total unitario	3,618.00	3,265.00	15,069.00	5,530.00	5,530.00
	T O T A L U.S.D.	7,236.00	6,530.00	15,069.00	11,060.00	11,060.00
Costo total de bombas y motores				US \$	137,787.00	
Costo lote repuestos para mantenimiento					70,519.00	
Flete marítimo					16,000.00	
T O T A L				US \$	<u>224,306.00</u>	

	Especificaciones	Número de Bombas Centrifugas				
		07	09	13	15	20
Costo de instalación	Tons/día	800	800	800	800	
	d ₆₀	0.044	0.037	0.147	0.037	0.147
	G.P.M.	464	281	326	155	130
	Total Head pies	119	130	113	118	117
	% Peso	15	7.6	15	1.9	9.9
	Grav. Esp. pulpa	1.10	1.05	1.105	1.01	1.067
Complemento de operación	Eficiencia %	59	52	57	44	42
	RPM Bomba	1480	1800	1680	1880	1880
Descripción de la bomba	Número de unidades	2	2	2	2	2
	Tamaño y tipo	4R-122	3R-111	3R-111	3R-091	2-1/2 R-091
	HP/RPM Motor	40/1800	30/1800	30/1800	15/1800	15/1800
Precio	U.S.D. Bomba	4,190.00	3,119.00	3,119.00	3,017.00	2,996.00
	U.S.D. Motor	1,439.00	1,096.00	1,096.00	622.00	622.00
	Total por unidad	5,629.00	4,215.00	4,215.00	3,639.00	3,618.00
TOTAL		11,258.00	8,430.00	8,430.00	7,298.00	7,236.00

5.3 BALANCE DE MATERIALES

Etapa de clasificación 150 - 100 mallas

<u>Tm/hr sólido seco</u>	<u>U.S. G.P.M. Agua</u>	<u>B</u>
% sólidos	U.S. G.P.M. Pulpa	C D

BOMBA 01

Datos de operación: A y C

Ton. met./hr sólido seco (A) = 32.0

Porcentaje de sólidos (C) = 9.0 %

Cálculos de B y D:

$$(D) = \text{G.P.M. pulpa} = \frac{440.335 \times \text{TPHS}}{D_p \times \% S} \quad \dots(I)$$

donde:

T.P.H.S. = Tons. por hora sólido seco

D_p = Densidad de pulpa

% S = Porcentaje de sólido de la pulpa

Sustituyendo valores en (I):

$$\frac{440.335 \times 32.0}{1.053 \times 9} = 1486.7 \text{ G.P.M. pulpa}$$

$$\begin{aligned} (A) &= \text{G.P.M. agua} \\ &= (\text{Ton.larga/hr de pulpa} - \text{Ton.larga/hr sólidos}) \times 4.5029 \\ &\dots(II) \end{aligned}$$

$$\text{Tons. largas/hr sol. seco} = \text{TMH}/1.01873 \quad 32/1.015873 = 31.5$$

$$\text{Tons. largas/hr pulpa} = 100 \times A/C \quad 100 \times 31.5/9 = 350$$

Sustituyendo valores en (II):

$$\text{G.P.M. agua} = (350 - 31.5) \times 4.5029 = 1434.20 \text{ G.P.M.}$$

Composición final:

$$\begin{array}{r} 32 \quad 1434.20 \\ \hline 9 \quad 1486.70 \end{array}$$

BATERIA DE 8 CICLONES RWS 4118 - 8" Ø

Alimentación: Composición final Bomba 01

Over flow:

Datos:

$$\text{Sólidos secos} = 14.67 \text{ TMSH}$$

$$\%S = 5.60\%$$

Cálculos:

$$\text{G.P.M.}_{\text{pulpa}} = \frac{440.335 \times 14.67}{1.0408 \times 5.6} = 1108.30 \text{ G.P.M.}$$

$$\text{G.P.M.}_{\text{agua}} = (255.24 - 14.44) \times 4.5029 = 1084.3 \text{ G.P.M.}$$

14.67	1084.3
5.6	1108.3

Under flow:

Datos:

$$\text{Sólidos secos} = 17.33$$

$$\%S = 18.00$$

Cálculos:

$$\text{Pulpa} = \frac{440.335 \times 17.33}{1.1203 \times 18} = 378.4 \text{ G.P.M.}$$

$$\text{Agua} = (94.764 - 17.059) \times 4.5029 = 349.9 \text{ G.P.M.}$$

17.33	349.9
18.00	378.4

BATERIA DE 3 CICLONES RWS - 4118 - 8" Ø - RECLASIFICACION

Alimentación: Under flow - batería de ciclones de 8" Ø, agua de dilución 21.6 G.P.M.

17.33	371.5
<hr/>	
17.50	400.0

Over flow:

Sólidos secos = 1.94 TMSH

%S = 3.90%

Pulpa = $\frac{440.335 \times 1.94}{1.0157 \times 3.9} = 215.64$ G.P.M.

Agua = $(49.079 - 1.90968) \times 4.5029 = 212.4$ G.P.M.

1.94	212.40
<hr/>	
3.90	215.64

Under flow:

Sólidos secos = 15.39 TMSH

%S = 30.00%

Pulpa = $371.5 - 212.4 = 159.10$ G.P.M.

Agua = $400.0 - 215.64 = 184.36$ G.P.M.

15.39	184.36
30	159.10

CLASIFICADOR HELICOIDAL

Alimentación: Under flow de ciclones - reclasificación

Rebose de arenas:

Sólidos = 14.72 TMHS

%S = 80.03

$$\text{Pulpa} = \frac{440.335 \times 14.72}{2.004 \times 80.03} = 40.41 \text{ G.P.M.}$$

$$\text{Agua} = (18.1054 - 14.49) \times 4.5029 = 16.28 \text{ G.P.M.}$$

14.72	16.28
80.03	40.41

Fino del clasificador:

Sólidos = 0.67

%S = 2.2

$$\text{Pulpa} = \frac{440.335 \times 0.67}{0.9315 \times 2.2} = 143.95 \text{ G.P.M.}$$

$$\text{Agua} = (32.377 - 0.659) \times 4.5029 = 142.82 \text{ G.P.M.}$$

0.67	142.82
2.20	143.95

En función de los datos asumidos, sólidos secos/hr y % sólidos para los diferentes puntos del período, así mismo densidad de pulpa y gravedad específica del mineral.

Siguiendo la secuencia de los cálculos se presenta el total del Balance de Materiales en el diagrama de flujo adjunto.

5.4 DESCRIPCION TENTATIVO DE LA PLANTA DE FLOTACION A DISEÑAR

La Planta de Separación de Casiterita por flotación, tomará - como carga de alimentación los relaves de la Planta Gravimétrica, los mismos que previamente se alimentará a un circuito de separación a 150 mallas en dos baterías de ciclones de 8" \emptyset , y un clasificador espiral de 36" \emptyset , el producto -35 +150 mallas que se descarta de éste último equipo, como arenas gruesas tendrá una etapa de preconcentración en conos Reichert y Remolienda a -150 mallas en un molino de bolas de 7' x 8', para recuperar valores de Casiterita presente en las arenas. Este producto así como la fracción del mismo rango que se obtendrá en el circuito de separación se alimentará al espesador de 70' \emptyset , donde se densifica y se recupera el agua para continuar con el tratamiento.

La pulpa procedente del espesador, con una densidad de 1100 gr/lt, previo control de densidad y porcentaje de sólidos mediante un sensor de rayos gamma, con el uso de una bomba se alimentará a una batería de ciclones de 4" Ø, cuyo overflow se volverá a ciclonear en otra batería de ciclones de 2" Ø para eliminar el material ultrafino menos 10 micrones, el underflow de ambas baterías de ciclones se alimentará a dos acondicionadores 6' x 6' en serie para luego realizar la separación de sulfuros en un banco de 10 celdas de flotación Sub A N°21, con el uso de xantato Z-11 como colector y Dowfroth 250 como espumante a pH 7 aproximadamente. El non-float libre de sulfuros con el uso de una bomba se alimentará al circuito de deslame secundario en ciclones de 4" y 2" Ø, cuyo overflow se descarta como colas finales y el underflow pasará a la etapa de flotación de la Casiterita previo acondicionamiento con Aeropromoter 845 (colector), metil isobutil carbinol (MIIBC espumante), silicato de sodio (dispersante), ácido sulfúrico (modificador de pH), en dos acondicionadores 6' Ø x 6' dispuestos en serie.

La flotación de la Casiterita se realizará teniendo en cuenta un riguroso control de pH a 2.5, la flotación primaria se efectuará con un banco de 12 celdas DR-21 de flujo libre, las espumas obtenidas en esta etapa serán alimentadas al circuito de limpiezas previo ciclonaje para densificar el medio y eliminar el exceso de reactivos y acondicionamiento. Las colas de la flotación primaria pasarán al circuito de flotación de

agotamiento en un banco de 8 celdas DR-21, cuyas espumas serán retornadas a la flotación primaria junto con las colas del circuito de flotación de limpieza.

Para el control del pH se contará con un equipo electrónico de sensores, indicadores y bombas dosificadoras, equipo que estará enclavado para mantener un pH constante.

La limpieza del concentrado se realizará en tres etapas, las espumas de la tercera etapa corresponderán al concentrado final que debe ensayar un promedio de 22% Sn, este concentrado será trasladado con el uso de una bomba hasta el espesador de 15' Ø x 8' y de allí a un filtro EIMCO de 4' Ø x 4 discos; obteniéndose el concentrado de estaño

5.5 SERVICIO - SUMINISTRO Y COSTOS UNITARIOS

5.5.1 ENERGIA ELECTRICA

La energía eléctrica será producida por dos generadores ó grupos electrógenos Zulzer, accionados por motores - Diessel con potencia de 300 - 500 Kw c/u.

El consumo mensual de petróleo Diessel #2 es de 10,000 gal. aproximadamente, para generar 70,000 Kw-hr , dis-

tribuidas de la siguiente manera:

Sección	Kw-parcial	Kw-acumulado	%
Chancado	213.14	213.14	7.59
Molienda Conc. Grav.	578.51	791.65	20.59
Flot. Casiterita	981.42	1,773.07	34.93
Mina	152.24	1,925.31	5.42
Compresoras	797.74	2,723.05	28.40
Alumbrado	66.99	2,790.04	2.38
Equipo auxiliar	19.27	2,809.31	0.69
	2,809.31		100.00

Por otro lado para determinar el consumo unitario consideraremos únicamente el equipo de la planta de flotación según la distribución que se presenta a continuación:

<u>DESCRIPCION:</u>	HP
Bombas centrífugas	676.0
Espesador "Door-Oliver"	7.5
Clasificador espiral Mod. 150	6.6
Acondicionadores	33.0
Celdas de flotación	414.0
Ventiladores centrífugos	60.0
Molino 7' x 8'	200.0
Otros (equipo instrumentación-muestreadores-alimentadores de reactivos)	15.0
	<hr/>
Total HP	1,412.1
Total Kw	1,056.17

Siendo el consumo eléctrico total de la planta de flotación de 1056.17 Kw, que equivale a 31.69 Kw-h/Tn, a un costo aproximado de 11 cts. de dólar los Kw-h.

5.5.2 AGUA

La flotación de Casiterita en general es bastante sensible a la calidad del agua que se emplea en el proceso.

Los requerimientos de agua nueva para la planta de flotación están en el rango de 300 a 270 G.P.M., para un nivel de 800 Tn/día de relave frescos.

Existen 2 fuentes de disponibilidad de agua para la planta, la primera proviene del agua residual de las colas gravimétricas que se recuperaron en el estanque de 70' Ø 738 a 985 U.S. G.P.M., el pH de esta agua es de 8.0 a 10. La segunda fuente proviene de agua del lago que tiene un pH estable de 5.4, se usará el agua de ésta última con el propósito de disminuir el consumo de ácido sulfúrico y no tener cambios frecuentes en el pH, no obstante que la planta contará con reguladores automáticos de pH, en este caso el agua recuperado en el espesador de 70' retornará al estanque actual para aprovecharlo en el proceso gravimétrico.

El costo de 1 m³ de agua equivale a 0.008 U.S.D.

5.5.3 BALANCE DE REACTIVOS

ESTIMACION DE CONSUMO DE REACTIVOS:

De acuerdo a los resultados que se encuentran en el cuadro N° 11 el consumo estimado de reactivos para el tra-

tamiento de flotación de los 415 TonL/día provenientes de la reparación del total de los relaves gravimétricos (800 Tn/día) es como sigue:

REACTIVO	Kg/Tn	Kg/día	Kg/mes	U.S.D/Kg
Acido sulfúrico (d=1.82)	2.85	598.5	17,955	0.05
A-22 (AEROPROMDTER-845)	0.98	205.8	6,174	2.10
Metil Isobutil Carbinol (M.I.B.C)	0.04	8.4	252	1.80
Silicato de sodio	0.38	79.8	2,394	1.50

5.5.4 CONSUMO DE BOLAS

Según fórmula: $0.2 W_i - W_{fS} = 0$

donde:

W_{fS} = Lbs. de bolas de acero/Tons.Min.Molido

W_i = work index

Para $W_i = 13$

$$0.2(13) - W_{fS} = 0$$

$$W_{fS} = 2.6 \text{ Lbs/Tn.}$$

Costo de bolas 0.210 U.S.D / Lbs.

5.5.5 REQUERIMIENTO DE MANO DE OBRA

Para la planta de flotación se necesitará de un mínimo de 2 hombres por guardia, estos se dispondrán del personal existente.

Por lo tanto, no se tendrá en cuenta el costo de mano de obra.

5.5.6 RESUMEN DE CONSUMO UNITARIO

Fuerza motriz	31.69	Kw-hr/Tn
Agua	2.04	m ³ /Tn
Bolas	2.60	lbs/Tn
Reactivos:		
AP - 845	0.98	Kg/Tn
H ₂ SO ₄	2.85	Kg/Tn
MIBC	0.04	Kg/Tn
Silicato de sodio	0.38	Kg/Tn
Xantato Z-11	0.004	Kg/Tn
Dow-froat 250	0.002	Kg/Tn

CAPITULO VI

ECONOMIA DEL PROYECTO

En este capítulo se trata la parte esencial del proyecto de diseño, como es la economía, la cual nos indicará la cantidad de capital a desembolsar. La recuperación de ese capital y otras variables, que influyen en la marcha precisando el límite crítico de ellas, para no entrar en el campo de las pérdidas y de esta manera justificar las instalaciones de la planta de flotación.

Esta parte económica del proyecto de ampliación abarca los siguientes puntos:

- 6.1 Estimación de la Inversión
- 6.2 Estimación del Costo de Producción
- 6.3 Balance Económico
- 6.4 Evaluación del Proyecto de Ampliación
- 6.5 Amortización del equipo

6.1 ESTIMACION DE LA INVERSION

El costo de la inversión más importante es la realizada en la adquisición de las maquinarias y equipos, este valor para las

instalaciones de la planta de flotación se calculará de los - valores obtenidos en el capítulo anterior.

Está dado por:

ITEM	<u>Cant.</u>	<u>EQUIPO</u>	<u>COSTO U.S.D.</u>
01	4	Bombas Worthington 6R-163	34,588
02	4	Bombas Worthington 4R-122	20,870
03	4	Bombas Worthington 3R-111	16,860
04	2	Bombas Worthington 3R-091	7,278
05	6	Bombas Worthington 2-1/2-R091	21,000
06		Bombas Worthington 4M-223	15,000
07	2	Bombas Denver SRL-C 4"x3"	11,000
08	14	Celdas Denver N°21-Sub-A	85,000
09	24	Celdas Denver N°21-DR	110,000
10	8	Celdas Denver Sub-A 18 sp	43,282
11	2	Ventiladores centrífugos-Modelo CMV-36	12,927
12	5	Acondicionadores 7'x7'	24,625
13	15	Hidrociclones RWS 4118 de 8" Ø	70,612
14	42	Hidrociclones Krebbs U2-CP12U2	74,000
15	27	Hidrociclones Krebbs D4BB-12º	91,811
16		Clasificador espiral 36" Ø x 22"	22,435
17		Espesador de concreto 70' Ø x 15'	170,000
18		Molino Comesa 7' x 8'	230,000
19		Cedazo Wemco 6' x 6'	36,000

20		Castillo cono Reichert	400,000
21	2	Generadores electrógenos Zulzer	980,000
22	10	Muestreadores automáticos	8,197
23	12	Alimentadores de reactivos Duplex	2,000
24		Control automático de densidad Kay-Ray	7,000
25		Indicador digital Rose Mover	456
26		Controlador neumático Bristol Bablock	1,543
27		Registrador 2 plumas TPH/GPM	1,543
28		Válvula de diafragma Asami-América	3,126
29		Medidor de flujo ultrasonido polisónico	2,550
30	2	Bombas dosificadoras de H_2SO_4	4,938
31	4	Convertidores de señales Liquitron	1,960
32	5	Indicadores-controlador pH Uniloc	5,220
33	5	Sensores de pH sumergibles	2,764
34		Registrador Multipunto B.B.	2,573
35		Regulador de válvula de 8" \emptyset	1,677
36		Tablero eléctrico de celdas y bombas	40,000
37	2	Tablero de instrumentación	8,000
38		Tanque H_2SO_4	19,700

GRAN TOTAL DE INVERSIÓN DE

MAQUINARIAS Y EQUIPOS

2'590,535

Maquinarias y equipos	U.S.D.	2'590,535
Transporte y seguro de equipos (4.5% Costo-equipos)		116,574
Obras civiles: excavaciones, terraplenes, concreto, mano de obra, materiales enco frado (10% Costo-equipos)		259,053
Montajes (5% Inversión equipo)		129,526
Edificios-Materiales 1.5% I.E.		38,858
Imprevistos 13.0% I.E.		337,454
INVERSION TOTAL ESTIMADO	U.S.D.	3'472,000 =====

6.2 ESTIMACION DEL COSTO DE PRODUCCION

También llamado costo de tratamiento, para el cálculo de este costo haremos uso de la ecuación de Loyol Clark:

$$\text{Costo} = \text{CD} + 2.3 \text{ L} + 0.15 \text{ I}$$

donde:

CD = Costo directo

L = Labor mano de obra

= Inversión

En el segundo término el factor 2.3 considera mano de obra, -

para el presente proyecto no se tomará en cuenta.

En el tercer término, el factor 0.15 considera:

Mantenimiento	0.05
Seguros-Gabelas	0.03
Cargos en general	<u>0.07</u>
	0.15

6.2.1 DETERMINACION DEL COSTO DIRECTO (C.D.)

Fuerza motriz	31.61	$\frac{\text{Kw-hr}}{\text{Tn}} \times 0.02 \text{ USD/Kw-hr} = 0.63$	\$/Tn
Agua	2.04	$\text{m}^3/\text{Tn} \times 0.005\text{USD}/\text{m}^3 = 0.01$	"
Bolas	2.6	$\text{Lbs}/\text{Tn} \times 0.03 \text{ USD}/\text{Lbs} = 0.08$	"
Reactivos:			
H ₂ SO ₄	2.85	$\text{Kg}/\text{Tn} \times 0.03 \text{ USD}/\text{Kg} = 0.09$	"
AP-845	0.98	" x 0.80 " = 0.78	"
M.I.B.C.	0.04	" x 0.50 " = 0.02	"
Silicato de sodio	0.38	" x 0.50 " = 0.19	"
Xantato Z-11	0.004	" x 0.40 " = 0.003	"
Dow-Froat-250	0.002	" x 0.40 " = 0.001	"
COSTO DIRECTO			<hr/> 1.80 \$/Tn

6.2.2 DETERMINACION DEL VALOR 0.15T

Se consideran los pagos anuales de mantenimiento, seguros, sobrecargas generales, esto es:

$$\text{OISI} = 0.15 \times 3'472,000 = 520,800$$

En la nueva planta se tratarán 800 Tn/día:

$$\frac{800 \text{ Tn/día} \times 330 \text{ días/año}}{264,000 \text{ Tn/año}} = 1.97 \text{ U.S.D/Tn}$$

Resumen del Costo de Producción:

$$\begin{aligned} \text{Costo de concentración} &= \text{CD} + 2.3 \text{ L} + \text{OISI} \\ &= 1.80 + 0 + 1.97 \end{aligned}$$

$$\text{Costo de concentración} = 3.77 \text{ U.S.D/Tn}$$

Por tratarse de una planta complementaria, que tratará los relaves de la sección gravimetría, no se tendrán en cuenta costos de extracción mina, gastos de realización y otros en el costo total de operación. Lo que equivale decir:

$$\text{COSTO TOTAL DE OPERACION} = \text{Costo Conc.} = 3.77 \text{ U.S.D/Tn}$$

6.3 BALANCE ECONOMICO

Para realizar el balance económico, se tiene que realizar el cálculo de ingresos, mediante la liquidación de concentrados de estaño fino.

El precio del metal usado en las liquidaciones corresponden a Marzo de 1986, precios reales considerando la situación crítica del estaño, el cual a efectuado su cotización en el Mercado Mundial. Esta cotización es la siguiente:

CONCENTRADO ESTAÑO-FINO VALORIZACION

Precio L = 3,600 a \$ 1.4910 = \$ 5,367.60 TMS = 2.43 \$ p.Lb

Estaño 22.0% - 1.0 u = 21.0% a \$5,367.6TMF US \$ 1,127.20

Deducción: CIF = Liverpool

Gasto de tratamiento = \$ 750.00 p.T.M.N.S.		<u>750.00</u>
		\$ 377.20

Seguro: (0.2075 - 110%)	\$ 0.86	
F/M \$94.75 T.M.L.T. + 7.0%	<u>101.88</u>	<u>102.74</u>
VALOR FOB		US \$ 274.46

Menos Gastos:

Sacos : (25 sc x 6010 = 150,250)	\$ 10.80	
Flete mina/tirapaja : \$6.00 TMB	6.45	
Flete : Tirapaja/Matarani: I/. 349.80	27.04	
Gastos en depósito : \$ 5.00	5.38	
Depósito a FAS	2.15	
Derechos embarque \$ 2.41	<u>2.59</u>	<u>54.41</u>
VALOR p.T.M.N.S.		US \$ 220.05

Derech. Exp.

D.L = 190 = 2.0% FOB	\$ 5.49	
D.L = 33 = 5.0% FOB	<u>13.72</u>	<u>19.21</u>
VALOR NETO p.T.M.N.S.		US \$ 200.84

Radio de concentración:

Concentrado estaño por flotación: 36.52

El valor neto recuperable de 1 Ton de mineral

$$\text{Conc. estaño fino : } \frac{200.84 \text{ \$/Tn}}{36.52} = 5.5 \text{ \$/Tn}$$

Flujo de fondos

El flujo de fondos se realiza de acuerdo a lo que establece - el D/L 18880 en todos los items. Para nuestro flujo tomaremos el 100% de inversión, como aporte propio.

En la planta de flotación se tratará anualmente 264,000 TM de mineral.

El flujo de fondos se realiza para un año de operaciones.

TOTAL VENTAS DE CONCENTRADOS:	264,000x5.5 =	US \$ 1'452,000
Costos de operación y administración:	264,000x3.77=	<u>995,280</u>
RENTA BRUTA		456,720
Depreciación: Inv. Total/10 años=	3'472,000/10 =	<u>347,200</u>
RENTA NETA		109,520
Comunidad Minera: Participación 4%		4,380
Capitalización 6%		6,571
Insitituto tecnológico 1%		<u>1,095</u>
UTILIDAD ANTES IMP./ Y REINVERSION		97,474
Reinversión 40%		<u>38,990</u>
Utilidad imponible		58,484
Impuestos 35%		20,469
UTILIDAD NETA		38,015
DEPRECIACION		347,200
REINVERSION		38,990
TOTAL INGRESOS NETOS		US \$ 424,205
		=====

6.4 EVALUACION DEL PROYECTO DE INSTALACION

6.4.1 INDICE DE RETORNO

$$R = \frac{\text{Ingreso neto}}{\text{Inversión} + \text{Capital de trabajo}}$$

Ingreso neto	=	US \$	424,205
Inversión	=		3'472,000
Capital de trabajo	=		0.2 (ventas)
	=		0.2 (1'452,000)
	=	US \$	290,400

$$R = \frac{424,205}{3'472,000 + 290,400} = 0.113$$

Esto nos indica el retorno de 11.3% de la Inversión Total por año. Por el índice de retorno hallado podemos concluir que la inversión a realizarse es factible, ya que se considera un índice bueno sobre 0.10.

6.4.2 TIEMPO DE PAGO

(PT) Tiempo de Pago de Inversión =

$$PT = 1/0.113 = 8.8 \text{ años}$$

Esto nos indica que en 8.8 años se recuperará el capital invertido.

6.4.3 CAPACIDAD MINIMA DE TRABAJO DE LA PLANTA

Como sabemos el Break Even Point, es el punto en un gráfico que representa una ganancia igual a cero, lo que equivale que los costos igualen a las ventas.

Se deduce de la fórmula del costo:

$$C = (CD + 2.3 L) + 0.15 I$$

En el cual:

$$* (CD + 2.3 L) = \text{Costo variable};$$

llamado así porque dependen directamente de la producción. Para la instalación de la nueva planta, este costo está dado por:

$$CD + 2.3 L = 1.80 + 0 = 1.80 \text{ \$/Tn}$$

$$** 0.15 I = \text{Costo fijo};$$

este costo es independiente de la producción, este valor

será de:

$$\text{Costo fijo} = 0.15 I = 1.97 \text{ \$/Tn}$$

A la capacidad X, el costo será igual a:

$$VX = CX = (CD + 2.3 L)X + 0.15 I$$

de donde:

X = Capacidad de la planta donde se produce BEP

V = Precio de ventas = 5.5 \\$/Tn

$$X = \frac{0.15 I}{V - (CD + 2.3 L)} = \frac{1.97}{5.5 - 1.80} = 0.532$$

Esto significa que nuestra capacidad de producción puede oscilar entre 100% y 53.2% sin entrar en pérdidas.

También la capacidad mínima de tonelaje a tratar será:

$$800 \times 0.532 = 425.6 \text{ Ton/día}$$

Este tonelaje nos indica que podemos trabajar con seguridad.

Con estos resultados se puede decir que el proyecto de ampliación puede ser aplicado económicamente.

6.4.4 LEYES MINIMAS (Cut off)

a) Mineral

Valor mineral	5.50	\$/Tn
Costo de operación	<u>3.77</u>	\$/Tn
Utilidad	1.73	\$/Tn

b) Cálculo de valores unitarios

De la liquidación de concentrados y anexos:

$$\frac{200.84}{1127.20} \times 1127.20 \quad 36.52 = 5.5 \quad \$/\text{Tn}$$

Valor del mineral 5.5 \$/Tn

$$\% \text{ de Sn} = 5.5/0.58 = 9.43 \quad \text{US } \$$$

c) Utilidad proporcionalmente distribuida en los valores unitarios.

$$\text{Sn} \quad \frac{1.73 \times 9.43}{9.43} = \text{US } \$ \quad 1.73$$

d) Leyes mínimas

$$\text{Sn} : 5.5 - 1.73 = 3.77/9.43 = 0.4 \%$$

Por lo tanto, las leyes mínimas admisibles en el mineral de cabeza para que no se produzca el BEP, debe ser de : 0.4% de Sn.

6.5 AMORTIZACION DEL EQUIPO

En la planta proyectada se tratará 264,000 toneladas anuales de mineral, por lo tanto tendremos lo siguiente:

$$\frac{\text{Costo de equipo}}{\text{Tons. anuales de producción}} = \frac{2'590,535}{264,000} = 9.81 \text{ \$/Tn/Año}$$

Por lo tanto, el equipo a utilizarse sería amortizado de la siguiente forma (tomando en cuenta los años de vida calculados para el proyecto, lo cual es lo mismo para los activos renovables):

Tiempo Años	Tonelaje	Costo equipo por Ton.	Costo operación por Ton.	Costo Total por Ton.
	264,000	9.81	1.80	11.61
2	528,000	4.91	1.80	6.71
3	792,000	3.27	1.80	5.07
4	1'056,000	2.45	1.80	4.25
5	1'320,000	1.96	1.80	3.76
6	1'584,000	1.64	1.80	3.44
7	1'848,000	1.40	1.80	3.20
8	2'112,000	1.23	1.80	3.03
9	2'376,000	1.09	1.80	2.89
10	2'640.000	0.98	1.80	2.78

CAPITULO VII

RESUMEN

7.1 INTRODUCCION

Buscando que incrementar la productividad de la planta concentradora San Rafael de MINSUR S.A., en función de la recuperación de una parte significativa de estaño fino, que se pierde en el relave de la etapa de concentración gravimétrica.

En razón de que dicho proceso de concentración para el estaño tiene rendimientos pobres entre 20 y 10 micrones y nulos debajo de 10 micrones, y siendo que la Casiterita de San Rafael, es un mineral friable, lo que da lugar a que durante las etapas de trituración y molienda, se formen partículas muy finas originándose pérdidas en su recuperación hasta en un 50%, incrementándose ésta a mayor presencia de finos.

Se plantea emplear como alternativa disponible la flotación - de Casiterita, Método de Concentración, que sin suplantarse el procedimiento gravimétrico actualmente existente, entre en combinación con el mismo y sirva de complemento para recuperar la

Casiterita fina y parte de estaño grueso no liberado, previa molienda.

7.2 ASPECTOS FISICO QUIMICOS DE LA CONCENTRACION POR FLOTACION PARA LA CASITERITA

El pH en el que se efectúe la flotación, tendrá gran influencia sobre la eficiencia del mismo, puesto que los iones hidrógenos y los hidroxilos, son determinantes en los cambios de la magnitud del potencial Zeta, en consecuencia sobre el punto de carga cero (ZpC). Luego a un pH ácido (2.5 para nuestro caso la magnitud del potencial Z aumentará, lo que acrecentará la flotabilidad de la Casiterita.

Así mismo la presencia de iones metálicos (impurezas) como: Cu^{+2} , Fe^{+3} , Pb^{+2} , Mn^{+2} , etc. influirán sobre las propiedades físicas, al alterar los parámetros de la red cristalina y la distribución interatómica, la cual está relacionada con la sustitución isomorfa, causando diferencias en la correlación del ión covalente y el radio químico de unión de la red del cristal, al ser expuesto en el proceso de molienda.

Cuando la superficie de la Casiterita tiene un gran número de iones covalentes expuestos, la naturaleza hidrofóbica se incrementa (activación), normalmente a lo largo de esta superficie, afectando positivamente la flotabilidad de la Casiterita.

7.3 TECNOLOGIA DE LA FLOTACION

Siendo la materia prima el relave de la planta gravimétrica, - objeto de nuestro estudio, diremos que los principales acompañantes del estaño en dicho relave son esencialmente silicatos (Si, Al, Mg) y compuestos de Fe, tanto óxidos (limonita, hematita, siderita), como sulfuros (pirita FeS_2 , calcopirita CuFeS_2); la ganga en su mayor proporción está constituida por clorita $\text{S}_{13}\text{O}_{10}(\text{Mg},\text{Fe})_5(\text{Al},\text{Fe}^{+3})_2\text{OH}_2$ y cuarzo SiO_2 , obteniéndose una liberación adecuada de 75% a -65 mallas.

La presencia de las impurezas mencionadas en forma de sales y iones solubles, así como también de lama ultrafinas, hacen compleja la composición mineralúrgica de la pulpa a flotar, efectuándose éstas o -100 mallas +10 micrones.

DESCRIPCION TENTATIVA DE LA PLANTA DE FLOTACION

La planta de flotación, tomará como carga de alimentación los relaves de la planta gravimétrica, éstas se alimentarán a un circuito de separación de 150 mallas en dos baterías de celdas de 8" \emptyset y un clasificador espiral de 36" \emptyset , el producto -35 +150 mallas descartado de este último equipo, tendrá una etapa de preconcentración en conos Reichert y Remolienda a -150 mallas en un molino de bolas de 7' x 8', para recuperar valores de Casiterita presente en las arenas.

Este producto, unido a la fracción del mismo rango que se obtendrá en el circuito de separación, se alimentará al espesador de 70' Ø, para pasar posteriormente a una batería de ciclones de 4" Ø, cuyo over-flow se volverá a ciclonear en otra batería de ciclones de 2" Ø, para eliminar el material ultrafino menos 10 micrones.

El under flow de ambas baterías de ciclones se alimentará a dos acondicionadores 6' x 6', para luego realizar la separación de sulfuros de celdas de flotación. El non-float libre de sulfuros se alimentará al circuito de deslame secundario - en ciclones de 4" Ø y 2" Ø, cuyo over flow se descarta como colas finales y el under flow pasará a la etapa de flotación - previo acondicionamiento.

La flotación se realizará a un pH 2.5 y constará de una flotación primaria, la cual se efectuará en celdas DR-21 de flujo libre, las espumas obtenidas serán alimentadas al circuito de limpieza para densificar el medio y eliminar el exceso de reactivo; las colas pasan al circuito de flotación de agotamiento, cuyas espumas serán retratadas en la flotación primaria, junto con las colas del circuito de flotación de limpieza.

La limpieza del concentrado se realizará en tres etapas, las espumas de la tercera etapa corresponden al concentrado final que debe ensayar un promedio de 22% Sn.

7.4 ECONOMIA DEL PROYECTO

El costo de inversión más importante es el realizado en la adquisición de las maquinarias y equipos ascendiendo a un gran total de 2'590,535 U.S.D., siendo la Inversión total estimado 3'472,000 U.S.D.

$$\text{Costo de producción} = \text{CD} + 2.3 \text{ L} + 0.15 \text{ I}$$

CD = Costo directo

L = Labor de mano de obra

I = Inversión

$$\text{Costo de producción} = 1.80 + 0 + 1.97 = 3.77 \text{ \$/Tn}$$

Por tratarse de una planta complementaria, que tratará los relaves de la sección gravimétrica, no se tendrá en cuenta costos de extracción mina, gastos de realización y otros, en el costo total de operación.

$$\text{Costo total de operación} = \text{Costo de concentr.} = 3.77 \text{ U.S.D.}$$

El flujo de fondos realizado para un año de operación da como ingreso total neto 424,000 U.S.D.

Indice de Retorno	113%
Tiempo de pago de inversión	8 años
Capacidad mínima de trabajo de la planta	100 a 53%
Tonelaje mínimo a tratar	425 TM/día
Leyes mínimas	0.4 % Sn en cabeza a flotación

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

La mayor producción que resulte del incremento de la recuperación, tendrá un costo libre del costo de explotación mina, puesto que la recuperación que se espera obtener, no supone el aumento del volumen de carga extraídos de la mina.

Así mismo las reservas positivas aumentarán significativamente con el contenido de colas y relaves existentes. En general la introducción de este nuevo procedimiento de concentración, permitirá prolongar la vida de la mina, haciendo posible la explotación de yacimientos que con los actuales sistemas resultan de ficientes.

- Del análisis de los datos sobre la flotabilidad y solubilidad de la Casiterita, en presencia de diferentes impurezas presentes en la red del cristal, se puede concluir que algunas de estas - que mejoran su solubilidad, como es el caso de la presencia simultánea de Ta y Fe ó W y Fe, suprimen su flotabilidad. Contrariamente, impurezas que suprimen su flotabilidad, como Nb, W, Ta, tienen un efecto favorable en su flotabilidad. En consecuen

cuencia las propiedades de flotación de la Casiterita serán determinadas por la cantidad de hierro, tantalio y wolframio presentes.

Los minerales con punto de carga cero (Z_{pc}) más alto son favorablemente flotados con colectores aniónicos (negativamente cargados), que tienen como estructura general R-A, particularmente en condiciones ácidas (1, 2, 3 pH). Esta mayor afinidad de los reactivos en la Casiterita o valores de pH ácido, resulta en consecuencia de una menor insolubilidad de éste, permitiendo crear del ambiente favorable para los procesos de interacción entre el colector y el mineral, los cuales forman compuestos quimiabsorbidos fuertes con átomos de la red cristalina del mineral.

Las pruebas experimentales de flotación, definieron el tipo de colector y las condiciones de operación de la planta, confirmando el hecho de lograr una recuperación del orden del 70% con 22% Sn, en un medio ácido de pH 2.5 constante, empleando como colector el Aerosol 22 ó Aeropromoter 845, como espumante MIBC (metil isobutil carbinol), dispersante silicato de sodio, modificador de pH ácido sulfúrico.

- La ley del concentrado de estaño producido, estará en función de una adecuada eliminación de elementos contaminantes (impurezas); de aquí la necesidad de efectuar una buena limpieza en la

etapa previa a la flotación de Casiterita.

Para efectos del Balance Económico, el precio del metal usado - en las liquidaciones corresponden a Marzo de 1986, precios reales considerando la situación crítica del estaño, que se espera superar.

BIBLIOGRAFIA

1. Estudio Geológico del distrito Minero San Rafael; Puno, Perú , 1980. Ing. Mario Arenas Figueroa.
2. Una Inspección de los Yacimientos del Estaño de Bolivia y una Explotación por el mismo Metal en el Perú, Eduardo A.L. de Ro maña. Boletin N°57 Cuerpo de Ingenieros del Perú, 1908.
3. El Perú Minero, Mario Samame Boggio, Primera Edición, 1979, INCITEMI.
4. Primer Simposio Internacional de Concentración de Estaño, Editorial de la Universidad Técnica de Oruro, 1967. Oruro-Bolivia.
5. Metalurgia del Estaño, Ing. José Vidalón Gálvez , Trabajos Técnicos XV Convención de Ingenieros de Minas, 1980, Perú.
6. Flotation of Cassiterite fines S.J. POLKIN AND OTHERS.
7. Diseño de Plantas de Procesamiento de Minerales. MULAR.

8. "The siseng of hidrocyclones" Krebs Engineers
9. Mineral Processing Technology
10. "Potencial Zeta de la Casiterita en soluciones acuosas"
S.W. Mc Glashom y G.D. Villena
11. Del Codd "Tin Flotation-amino phosphonic acid demonstrates o
high selectivity for Cassiterite" ED & HJ , Oct. 1984.
12. Mining Annual Review , 1986.
13. Metal Statistics 1982, 75th Annual Edition Publication de
American Metals Market Pairchild Publication, New York.