

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Facultad de Quimica

LA INDUSTRIA MEXICANA DEL COBRE

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:

Ingeniero Quimico Metalurgico

P R E S E N T A

VICTOR FERNANDO AGUILAR LOYOLA

México, D. F.

1975



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

A MIS PADRES.

A quienes todo lo debo.

Agradecimiento.

A quienes hicieron posible la culminación de mis estudios profesionales.

A mis maestros y amigos.

Al Ing. Fernando Maldonado Mendoza,
con gratitud al amigo verdadero.

A mi hermano Víctor, cuya brillante
trayectoria en la vida será para -
mí un ejemplo a seguir.

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE SEGUN EL TEMA

PRESIDENTE: PROF.: MANUEL F. GUERRERO FERNANDEZ.
VOCAL: PROF.: EDUARDO ROJO Y DE REGIL.
SECRETARIO: PROF.: FERNANDO MALDONADO MENDOZA.
1er. SUPLENTE: PROF.: MARIO RAMIREZ Y OTERO.
2do. SUPLENTE: PROF.: CARLOS ARANGO SOLORZANO.

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:
BIBLIOTECA DE LA FACULTAD DE QUIMICA

SUSTENTANTE:
VICTOR FERNANDO AGUILAR LOYOLA

ASESOR DEL TEMA:
ING. QUIM. FERNANDO MALDONADO M.

I N D I C E

	Pág.
I.- INTRODUCCION.	1
II.- ASPECTOS MINEROMETALURGICOS	5
✓ 1.- Producción de cobre primario	5
✓ 1.a. Método convencional de producción.	5
✓ 2.- Extracción	6
✓ 3.- Muestreo.	7
✓ 4.- Trituración y molienda	9
✓ 5.- Concentración.	11
6.- Fusión.	12
7.- Refinación electrolítica	13
✓ 8.- Fundición de cátodos	15
9.- Cobre secundario.	17
III.- ESTUDIO DE MERCADO	20
✓ 1.- Producción interna del País	20
✓ 2.- Importaciones en volumen y valor.	22
✓ 3.- Usos.	25
✓ 3.a. Principales usos del cobre y de sus aleaciones en México.	26

4.-	Sustitutos	30
5.-	Principales consumidores	31
6.-	Distribución geográfica de los consumidores.	33
7.-	Historia de precios.	34
8.-	Proyección de la demanda	38
8.a.	Regresión lineal.- Método de los mínimos cuadrados.- Línea recta.	38
8.b.	Promedios Móviles	44
8.c.	Modelo logarítmico.	46
8.d.	Método de la proporción relativa con respecto al consumo	51
IV.-	ESPECIFICACIONES DE CALIDAD PARA COBRE Y SUS ALEACIONES.	55
1.-	Clasificación internacional del cobre y sus aleaciones.	56
2.-	Tablas de especificaciones.	57
V.-	REVISION DE LAS TECNOLOGIAS EXISTENTES PARA LA PRODUCCION DE COBRE.	67
1.-	Concentrados ¹	67
1.a.	Concentración de minerales sulfurados.	67
1.b.	Concentración de minerales oxidados.	70
2.-	Cobre blister.	77
2.a.	Tostación. ¹	77
2.b.	Fusión en horno de reverbero.	80
2.c.	Fusión directa de concentrados de cobre.	83
2.d.	Conversión ¹	85
2.e.	Refinación ¹	87
3.-	Cobre electrolítico.	90
✓	Descripción del proceso.	92
✓	4.- Polvo de cobre.	102

✓ 4.a. Proceso hidrometalúrgico para la producción de ✓ polvo de cobre.	103
✓ 5.- Recuperación chatarra.	112
5.a. Clasificación de la chatarra	112
✓ 5.b. Fusión y refinación.	115
5.c. Procesos.	117
5.d. Equipo de producción de cobre secundario . . .	120
VI.- ✓ CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	124
✓ APENDICE	129
BIBLIOGRAFIA.	150

ojo →
si importa

I. INTRODUCCION

El proceso de industrialización de los países en desarrollo se ha presentado a través del tiempo dentro de un complicado marco de problemas y perspectivas que requiere de manera absoluta la presencia de un adecuado sistema de organización que en todo momento garantice, en la mayor medida posible, la superación de los obstáculos y la consecución de los objetivos.

La República Mexicana, en su carácter de nación que ubica su momento histórico en el camino del desarrollo, ha visto superada la etapa del obscurantismo tecnológico de hace algunos años y tiene actualmente colocada a su industria minerometalúrgica en uno de los niveles más significativos y estables de la economía nacional. Un breve análisis en base a datos parciales, estima que en 1972 el valor de la producción minerometalúrgica en México se incrementó en 6.8% respecto a 1971, pasando de 6784 a 7242 millones de pesos. De acuerdo a lo anterior, la producción minerometalúrgica alcanzó a representar el 1.4% del producto interno bruto.

Los datos parciales corresponden a las aportaciones que hicieron los diversos tipos de metales y minerales. En primer término, los metales industriales no ferrosos colaboraron con 3349.3 millones de pesos, seguidos por los metales y minerales siderúrgicos, los minerales no metálicos y los metales preciosos, con aportaciones respectivas de 1557.1, 1434.9 y 900 millones de pesos. En cuanto a los metales industriales no ferrosos, es necesario mencionar que las máximas aportaciones estuvieron a cargo de los metales zinc y cobre con 1320 y 1013.1 millones de pesos respectivamente, constituyéndose así en importantes factores de fortalecimiento de la economía del país.

Al considerar los conceptos expuestos en los párrafos anteriores y aunarlos al hecho de que durante el año de 1973 México ha sido capaz de satisfacer la demanda interna del país en materia de cobre y aleaciones de cobre, así como de tolerar algunas exportaciones, nos estaremos situando en la posibilidad de efectuar una adecuada justipreciación del importante papel que desempeña el cobre en la economía mexicana.

Los notables avances tecnológicos de los últimos tiempos han hecho posible que una gran cantidad de minerales de cobre que estaban siendo considerados sin valor, se transformen en operaciones económicamente rentables. De hecho, en los primeros años de este siglo, minerales que presentaban un contenido metálico del 4% quedaban clasificados entre los de muy poco valor. En la actualidad, tales minerales son ya muy escasos y se consideran relativamente ricos en cobre. En México, las reservas totales de minerales de cobre han sido estimadas en una can

tividad de 700 millones de toneladas (contenido metálico), de las cuales - solamente el 45% ha tenido una corroboración aceptable.

La gran mayoría de nuestros yacimientos cupríferos contienen - el metal en forma de partículas finamente diseminadas en el cuerpo mineralizado y presentan un contenido metálico que varía de 0.7 a 4.7%, arrojando un promedio ligeramente superior al 1%. Esto significa que para - obtener cobre metálico a partir de mineral mexicano se requiere un proceso que sea capaz de separar como ganga el 99% del material alimentado. - Sin embargo, la explotación es rentable debido a las condiciones que - ofrece actualmente el conjunto de operaciones que constituyen el proceso general de beneficio.

La discusión de los puntos tratados hasta el momento nos conduce a mencionar directamente los objetivos que el presente trabajo persigue:

1o. Presentar la información de tipo técnico en una forma actualizada, accesible y ordenada siguiendo la secuencia lógica que dictan los procesos de elaboración.

2o. Discutir las innovaciones que en materia de tecnología - han causado mayor impacto entre las compañías que se dedican a esta importante rama de la industria.

3o. Realizar un estudio de mercado apropiado que permita la - interpretación conducente de los resultados bajo un criterio predictivo.

40. Elaborar una serie concreta de conclusiones y recomendaciones cuya validez sea respaldada por los puntos previamente enumerados.

II. ASPECTOS MINEROMETALURGICOS

II.1. Producción de Cobre Primario.- La producción de cobre primario comprende una cadena de procesos por medio de los cuales el cobre presente en la materia prima original se concentra progresivamente - hasta alcanzar la elevada pureza requerida por el mercado del metal. La figura 2.1 muestra la secuencia que sigue esta serie de procesos, presenta el grado de concentración de los productos intermedios y hace mención del costo relativo de cada operación por unidad de cobre tratada. Desafortunadamente, la operación que más gastos provoca es, por mucho, la extracción del mineral. Cuando el mineral molido se alimenta a los concentradores se ha consumido ya un 60% del costo total de producción. Esto significa que el productor asigna un buen precio a los desperdicios de materiales que contengan cobre a cualquier nivel de la secuencia de las operaciones, situación que últimamente ha actuado como elemento motivador en el mejoramiento de las eficiencias de recuperación.

II.1.a. Método Convencional de Producción.- Aproximadamente el 80% del total de cobre primario que se produce en el mundo, es extraído

do del mineral y convertido al estado metálico a través de técnicas, perfectamente establecidas, de concentración, fusión y conversión. Estos procesos continuarán predominando durante el resto de la década, no obstante que el porcentaje anterior puede ser susceptible a sufrir variaciones descendentes.

II.2. (Extracción.- Los minerales oxidados y los minerales sulfurados de cobre se han convertido en importantes fuentes de obtención del metal primario. En la tabla 2.1 se muestran las principales características de los minerales más representativos de cada grupo. De los minerales sulfurados que se mencionan, la enargita, la bornita y la calcopirita se consideran como minerales primarios que fueron depositados por procesos ígneos de las profundidades de la corteza terrestre. Minerales como la covelita y la calcocita se formaron como depósitos secundarios de cobre debido a su precipitación de soluciones acuosas de minerales sulfurados cercanos a la superficie. Por otra parte, los minerales oxidados como la crisocola, la malaquita y la azurita, fueron formados a través de la oxidación ejercida por la atmósfera sobre los sulfuros superficiales. (El cobre nativo se localiza preferentemente en las zonas oxidadas de un depósito mineral y tiene el origen característico de los minerales oxidados.)

(Los depósitos de cobre porfírico ocupan un lugar de importancia entre las fuentes de obtención de cobre primario. El término "porfírico" se aplica generalmente a un tipo de depósito de cobre que contiene los valores metálicos diseminados en el cuerpo mineralizado. Son de ori

gen ígneo y se caracterizan por el hecho de que una gran proporción de los minerales presentes se distribuyen de manera uniforme a lo largo de pequeñas hendiduras.

Las menas de cobre que se encuentran actualmente en explotación contienen menos del 1.2% de cobre, constituyendo la ganga el resto del yacimiento. La ganga contiene generalmente valores comerciales como plata, oro, molibdeno, platino, selenio y níquel que se trabajan como subproductos de extracción.

II.3. Muestreo.— El muestreo de los minerales se realiza con el objeto de conocer los valores que contienen y recopilar la información que se requiere para efectuar la explotación. Consiste en obtener una pequeña cantidad de material que represente con cierto grado de confiabilidad la masa global del yacimiento. La operación se desarrolla en varias etapas: a) Recoger una cantidad relativamente grande de material seleccionado en una forma sistemática de distintos puntos de la masa; b) Efectuar la trituración y molienda de la porción seleccionada con el objeto de conseguir cierta mezcla y reducir el tamaño de las muestras hasta el grado exigido por las operaciones subsecuentes; c) Dividir en dos partes esta porción relativamente grande y subdividir una de ellas por cuarteos con el objeto de contar con el material suficiente para realizar el análisis y que a la vez conserve la misma composición media de la porción original.

En virtud de que con la muestra final se deberán realizar los-

TABLA 2.1

Mineral	Composición	Dureza	Gravedad Específica
<u>Sulfurados:</u>			
Bornita	Cu_5FeS_4	3	5.06-5.08
Calcopirita	CuFeS_2	3.5-4	4.1-4.8
Enargita	$\text{Cu}_3(\text{As}, \text{Sb})\text{S}_4$	3	4.43-4.45
Tetrahedrita	$\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	3-4.5	4.6
Tenantita	$\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$	3-4.5	4.37-4.49
Calcocita	Cu_2S	2.5-3	5.5-5.8
Covelita	CuS	1.5-2	4.6-4.76
<u>Oxidados:</u>			
Cuprita	Cu_2O	3.5-4	6.14
Tenorita	CuO	3.5	5.8-6.4
Malaquita	$\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$	3.5-4	3.9-4.03
Azurita	$2\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$	3.5-4	3.77-3.89
Brocantita	$\text{Cu}_4\text{SO}_4(\text{OH})_6$	3.5-4	3.9
Atacamita	$\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$	3-3.5	3.76-3.78
Crisocola	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2-4	2.0-2.4
<u>Nativo:</u>			
Cobre nativo	Cu	2.5-3	8.95

Fuente: Encyclopedia of Chemical Technology. (Vol. 6).

ensayos y pruebas cuyos resultados decidirán el uso que se dará a toda la masa de material, es evidente que están justificadas todas las precauciones que contribuyan a hacer que la muestra en cuestión represente con fidelidad a aquélla.

II.4. Trituración y Molienda.- Por medio de la operación de trituración se lleva a efecto la fractura del mineral hasta el grado exigido por el equipo de molienda instalado. La operación de trituración se desarrolla generalmente en dos etapas de reducción de tamaño y se realiza normalmente por compresión, fracturándose el mineral en el momento de alcanzar su límite elástico.

El equipo de trituración varía de acuerdo a la fijación de ciertos parámetros económicos que tienen una influencia definitiva sobre la rentabilidad de la operación. Para la selección de la quebradora adecuada se debe considerar la nueva superficie producida, la relación de trituración y la demanda y consumo de energía de cada etapa, ya que ninguna máquina es capaz de realizar eficientemente la reducción total por sí sola. Sin embargo, en base a la dureza y al sistema de cristalización de los minerales de cobre a triturar, se hace uso del equipo convencional de trituración primaria que incluye quebradoras de quijada y quebradoras giratorias. De la primera se construyen modelos especiales que admiten materiales hasta de 2 m. de diámetro. Para los minerales de cobre tradicionales se utilizan normalmente quebradoras con 72 pulgadas de apertura entre quijadas, capaces de reducir el tamaño del mineral hasta 7.5 pulgadas y con una producción superior a 400 toneladas por hora. Las

quebradoras giratorias, en cambio, alcanzan una producción superior a las 200 toneladas por hora. Aunque la operación es rentable, su uso no se ha generalizado demasiado debido a que su diseño limita el grosor de los bloques que se pueden tratar.

La trituración secundaria se efectúa normalmente en quebradoras de reducción de los tipos giratorio y de rodillos. Las primeras tienen una alta capacidad de reducción, ya que pueden arrojar un producto cuyo tamaño fluctúa entre 19 y 12 mm. Las quebradoras de rodillos ofrecen la ventaja de poder ajustar a voluntad el espesor de los fragmentos producidos, debido a que su operación es función del espacio comprendido entre dos cilindros móviles que tienen un diámetro igual y giran en sentido contrario. El diámetro de los cilindros varía de 0.45 a 1.50 m. y su longitud es de 0.30 a 0.60 metros. La velocidad de rotación es de 100 rpm y la producción alcanza 5 toneladas por hora.

Mediante la operación de molienda es posible producir mineral de cobre con un grado de pulverización hasta de 100 mallas. La pulverización cumple con la obtención de la máxima superficie de reacción, requisito indispensable para que las reacciones subsecuentes del proceso general de producción de cobre primario se desarrollen con rapidez. El equipo más utilizado para la pulverización es el molino cilíndrico de bolas. Está constituido por un tambor cilíndrico de eje horizontal que, al girar, tritura el mineral cargado en su interior, por la acción combinada del choque, frotamiento y presión que ejercen cierto número de bolas de acero sobre el revestimiento interior del tambor. El molino se

encuentra en circuito cerrado con los clasificadores, de tal manera que el producto obtenido va siendo cribado a medida que se forma, seleccionando a la vez el mineral que cumple ya con las especificaciones de tamaño de la operación de concentración.

II.5. Concentración.- La etapa de concentración tiene como objetivo fundamental el incrementar el contenido de cobre presente en el mineral a tratar. Normalmente se trabaja con minerales que analizan un promedio de 1.2% de cobre, consiguiendo a través de la operación de concentración una composición final que fluctúa entre 20 y 50%.

En función del tipo de mineral procesado, se han desarrollado diversas técnicas de concentración inicial. (Cap. 5). Así, los minerales sulfurados de cobre responden satisfactoriamente al ser tratados en celdas convencionales de flotación; con los minerales oxidados de cobre, en cambio, se logran resultados favorables cuando se someten al proceso LPF de lixiviación-precipitación-flotación. Este método involucra, en esencia, la lixiviación ácida de el mineral seleccionado seguida de la precipitación del cobre soluble en hierro esponja y la flotación normal del cobre de cementación. Los minerales que no responden a ninguna de las técnicas mencionadas se tratan por medio del proceso de segregación-Torco, que se basa en la separación del cobre a través de la formación y reducción subsecuente de sus cloruros volátiles. El mineral se calienta aproximadamente a 800°C y se lleva a una cámara de segregación en la que se aplican dosis controladas de sal común y carbón. Aquí, el cobre metálico se deposita a manera de pequeñas ampollas sobre la superficie -

del carbón. El cobre metálico puede concentrarse posteriormente hasta un 60% por medio de la flotación tradicional. El proceso de segregación no sustituye formalmente a las técnicas establecidas de extracción y concentración, pero hace posible la obtención de cobre a partir de yacimientos cupríferos que estaban siendo considerados inexplotables.

Durante la década pasada se realizaron numerosas investigaciones tendientes a la eliminación de la etapa de concentración, logrando un gran impacto en la industria del cobre los métodos hidrometalúrgicos de extracción. La aplicación de estas técnicas se basa en la recuperación de cobre a partir de grandes volúmenes de soluciones diluídas. Hasta el momento, el método clásico de cementación con hierro guarda un sitio de gran importancia económica. Sin embargo, la extracción con solvente se ha declarado recientemente como una técnica hidrometalúrgica altamente competitiva. En la primera parte del proceso, un solvente orgánico absorbe cobre de las soluciones acuosas diluídas. En la segunda etapa se presenta un ácido que arrastra el cobre del solvente e induce la formación de un electrolito propio para electrobeneficio. Esto constituye una gran ventaja respecto al cobre de cementación, ya que éste requiere una fusión posterior. El solvente tiene además un carácter selectivo y se obtienen cátodos de elevada pureza. En base a las ventajas que ofrece el proceso, se le considera como un tratamiento capaz de desplazar a las técnicas de recuperación establecidas.

II.6. Fusión.— Los concentrados de cobre constituyen la materia prima de la operación de fusión. En términos generales, la opera-

ción incluye la tostación del mineral, fusión en horno de reverbero, con versión y refinación a fuego (Cap. 5).

Los aspectos técnicos de la operación de fusión varían conside rablemente en la práctica, pero los principios teóricos son, en esencia, muy similares. La metalurgia de la fusión se basa en el hecho de que el cobre tiene una mayor afinidad que el hierro hacia el azufre. Con la -- tostación se elimina una parte del azufre y se obtiene un balance favora ble de cobre, hierro y azufre en el material que se alimenta al reverbe- ro. En el horno de reverbero, el hierro presente como óxido se combina con un fundente de sílice para formar una escoria, arrojando un material que se denomina "mata" y que contiene cobre, hierro y algo de azufre, - de preferencia combinado éste último, con el cobre. La mata se reduce a cobre en el convertidor por medio de la acción de aire forzado que se -- aplica en dos etapas. En la primera etapa se elimina azufre y se forma el óxido de hierro que se escorifica y separa por medio del fundente. En la segunda etapa se reduce al estado metálico el sulfuro de cobre del -- convertidor y el azufre desalojado se elimina como SO_2 .

El cobre que se obtiene a este nivel de las operaciones se de- nomina "cobre blister". Sobre este cobre crudo se desarrolla la etapa - de afino, que consiste en una refinación a fuego tendiente a la reduc- - ción de azufre y oxígeno del material con que se fundirán los ánodos pa- ra refinación electrolítica.

II.7. Refinación Electrolítica.- El proceso de refinación -

electrolítica tiene la finalidad de producir un cobre con la máxima pureza permitida por las limitaciones de tipo económico.

La refinación electrolítica se lleva a cabo en celdas convencionales de electrólisis que utilizan ánodos impuros de cobre con un análisis superior al 99%, hojas iniciadoras de cobre o titanio que cierran el circuito de depositación catódica y una solución de sulfato de cobre y ácido sulfúrico que actúa como electrolito. Con el paso de corriente a través del sistema y de acuerdo a las reacciones de electrodo de la celda (Cap. 5), se induce la transferencia de cobre del ánodo hacia el cátodo, constituyendo la esencia de la purificación del proceso, las impurezas del ánodo que se dirigen al fondo de las celdas en forma de lodos anódicos.

La refinación electrolítica de cobre consume una gran cantidad de electricidad. Los egresos por tal concepto ocupan un lugar de primera importancia en el balance general de la planta y alcanzan a representar un 25-30% del costo total del proceso. El consumo total de energía eléctrica está compuesto por dos partes: a) la que utiliza el proceso de electrólisis; b) la que se consume en motores, luz y calentamientos.

La cantidad de electricidad usada en el proceso de electrólisis depende de varios factores, siendo los más determinantes la resistencia óhmica de la celda y la densidad de corriente. El voltaje E_V de la celda queda definido por la expresión 2.1:

$$E_V = E_a - E_c + I R + I_r \quad (2.1)$$

donde:

$E_a - E_c$ = diferencia de potencial entre ánodo y cátodo,

I_r = caída de potencial en el electrolito,

$I R$ = caída de potencial en los contactos y conductores metálicos.

Los cátodos que se obtienen como producto de la refinación -- electrolítica analizan un 99.99% de cobre. Sin embargo, el cobre electrolítico se encuentra contaminado aun por casi todos los elementos presentes en el ánodo de cobre, dependiendo el grado de contaminación de un gran número de factores, entre los que se cuentan la composición del -- electrolito, su temperatura, la claridad y agitación, el espaciado de -- ánodos y la densidad de corriente. Es obvio, por lo tanto, que para producir cátodos de alta calidad, una refinería debe examinar cada faceta -- de sus operaciones con el objeto de determinar las condiciones óptimas, -- y entonces mantenerlas bajo una rigurosa supervisión. Para realizar esto con efectividad, se requiere el servicio de un laboratorio de primera clase.

II.8. Fundición de Cátodos.-- La fundición de cátodos constituye la etapa final de la producción de cobre primario. El lingote para alambre, el lingote cilíndrico, el lingote para laminar, el lingote para fundir y el cátodo electrolítico constituyen las formas comerciales en -- que se presenta el cobre primario. Algunas compañías que se dedican a -- la manufactura de aleaciones en donde intervenga el cobre consumen las --

placas de cobre electrolítico obtenido por electrólisis en forma de cátodos. Sin embargo, la mayor parte de los cátodos se transforman a barras de cobre electrolítico propio para la fabricación de conductores eléctricos y a lingotes de cobre exento de oxígeno.

La operación se lleva a cabo generalmente en hornos de reverbero, en hornos eléctricos de arco y en los recientemente desarrollados - hornos de fundición tipo Asarco. El horno de reverbero ha sido por mucho tiempo el equipo clásico de fundición de cátodos. A pesar de que actualmente su uso está decayendo en forma notable, aún conserva dos ventajas importantes sobre los otros hornos: a) la fundición de cátodos es un proceso intermitente y las cargas pueden combinarse con efectividad; b) la introducción de aire y troncos de pino tiene un efecto de refinación que extrae azufre y elimina algunas impurezas presentes. Así, en el horno de reverbero es posible tratar cátodos contaminados que no pueden ser procesados en el horno eléctrico o en el horno tipo Asarco. Desafortunadamente, la refinación no tiene la capacidad de eliminar impurezas nocivas como Bi, Se, Te, Sb y As. Además, la fundición en horno de reverbero está expuesta al arrastre de azufre del combustible y a la contaminación por parte del refractario.

Algunos hornos de arco eléctrico han estado operando satisfactoriamente durante los últimos veinte años. Son unidades de fusión más eficientes que el horno de reverbero y menos susceptibles al arrastre de azufre o refractario. Sin embargo, la presencia del horno de fundición-Asarco ha hecho obsoleto el uso del horno de arco. El horno Asarco debe

ser considerado como el avance más notable de los últimos años en materia de fundición de cobre. Es indiscutible la superioridad que muestra sobre el horno de arco en lo que respecta al arrastre de hierro y a la eliminación de sulfatos volátiles presentes en el cátodo. En la tabla 2.2 se muestra un análisis comparativo de la fundición de un mismo cátodo en ambos tipos de horno.

TABLA 2.2

Comparación de la fundición de cátodos en horno de arco y en horno tipo ASARCO. (Composición expresada en ppm).

Material	O ₂	S	Fe	Se	Bi	Pb	Te	Si	As	conductividad %
Cátodo de Cu	50	5	1	0.2	0.1	0.2	0.2	1.1	0.1	- - -
Barra de horno de arco	270	5	7	0.2	0.1	0.4	0.1	0.8	0.1	101.7
Barra de horno tipo ASARCO	170	2	1	0.2	0.2	0.2	0.2	0.5	0.1	101.8

Inevitablemente, el horno Asarco presenta sus puntos débiles - en el sentido de que requiere un combustible con bajo contenido de azufre y un cátodo de cobre de alta calidad. Sin embargo, estableciendo - claramente estas limitaciones, el horno tipo Asarco es indudablemente la primera opción al elegir equipo para la fundición de cátodos de cobre.

II.9. Cobre Secundario.- La recuperación de cobre a partir de chatarra constituye la industria del cobre secundario. Es notable la importancia del papel que desempeña la industria del cobre secundario en el mercado general del cobre. Estadísticas recientes muestran que de es

ta fuente proviene aproximadamente una tercera parte del total de cobre-metálico que se consume en el mundo. Así, el valor del cobre primario - queda establecido indirectamente por las posibilidades de recuperación - metálica que ofrece el material.

Es difícil determinar con exactitud la cantidad de chatarra de cobre primario que entra en proceso. Sin embargo, se estima en un 60% - el total de material tratado con objetivos de recuperación.

El cobre secundario proviene del tratamiento de los siguientes tipos de chatarra:

a) Chatarra con bajo contenido de cobre.- Estas chatarras se encuentran altamente contaminadas por materiales extraños que resultan - de la formación de la escoria. El tratamiento consiste básicamente en - fundir la chatarra en presencia de un fundente que contenga azufre. Se - obtiene una mata de cobre o cobre impuro que posteriormente se refina a fuego por el método convencional. En algunos casos, parte de los conte- nidos de zinc y estaño se recuperan como polvos.

b) Chatarras con mediano contenido de cobre.- Están constituí- das principalmente por chatarras de latón y bronce. Su fundición requie re normalmente la adición de partículas metálicas que se encargan de res taurar o ajustar la composición de la aleación comercial procesada (lato nes o bronces).

c) Chatarras con alto contenido de cobre.- Proviene de ca--

bles y alambres conductores a los que se ha separado del material aislante previamente. El proceso incluye un tratamiento a fuego (similar a la refinación de cobre blister) seguido de una refinación electrolítica.

d) Chatarras especiales de cobre.- Algunas fuentes de obtención de cobre secundario poco usuales quedan incluidas dentro del grupo de chatarras especiales de cobre. La volatilización de zinc y recuperación de cobre a partir de latón y la recuperación del cobre presente en artículos de acero que utilizan recubrimiento metálico, constituyen los tratamientos de mayor importancia de las chatarras especiales de cobre.

En términos generales, los procesos existentes para la producción de cobre secundario (Cap. 5) constan de etapas de clasificación, fusión y refinación. El equipo incluye preferentemente hornos de reverbero, hornos rotatorios, hornos eléctricos, convertidores y celdas de refinación electrolítica.

III. ESTUDIO DE MERCADO

III.1 Producción interna del país. Anteriormente se indicó - que la producción de cobre en México puede considerarse, en términos generales, capaz de satisfacer la demanda de éste metal por parte de las - industrias consumidoras. A continuación se presentan los cuadros referentes al volumen y valor de la producción de cobre en México para el período 1964-1973.

Volumen de la producción de cobre 1964-1973 por forma de presentación - (contenido metálico).

	1964	1965	1966	1967	1968	1969
Cobre (Ton)	52072	55248	56513	56012	61110	66167
Afinado	35146	46363	47174	47054	51483	56953
Barras impuras	15097	7645	7980	7266	8225	7923
Concentrados	1631	1240	967	1235	1195	1051
Precipitados	95	-	308	246	80	76
Calcinados de Zn con Cu	-	-	-	85	-	-
Electrolito de cobre	73	84	-	74	79	80
Minerales	30	-	-	52	48	84

	1970	1971	1972	1973
Cobre (Ton)	61012	63150	78720	80501
Afinado	53676	52577	59591	57212
Barras impuras	5933	9359	14645	15822
Concentrados	1174	1084	4393	7357
Precipitados	38	-	-	-
Calcinados de Zn con Cu	-	-	-	-
Electrolito de cobre	92	98	67	4
Minerales	99	32	24	48

Valor de la producción de cobre 1964-1973 por forma de presentación (miles de pesos)

	1964	1965	1966	1967	1968
Cobre (Ton)	436884	535077	749973	724785	846599
Afinado	294875	449026	626037	608869	713230
Barras impuras	126664	74042	105901	94021	113947
Concentrados	13684	12009	12833	15981	16555
Precipitados	797	-	4087	3183	1108
Calcinados de Zn con Cu	-	-	-	1100	-
Electrolito de cobre	612	-	1115	958	1094
Minerales	252	-	-	673	665
Sulfato de Cu	-	-	-	-	-

	1969	1970	1971	1972	1973
Cobre	1 060537	1 105157	836231	1 013105	1 613820
Afinado	912853	972276	696224	766919	1 146940
Barras impuras	126991	107469	123932	188477	317187
Concentrados	16846	21265	14354	56537	147487
Precipitados	1218	688	-	-	-
Calcinados de Zn con Cu	-	-	-	-	-
Electrolito de cobre	1282	1666	1298	862	80
Minerales	1346	1793	423	309	962
Sulfato de Cu	-	-	-	-	1163

Fuente: Comisión de Fomento Minero.

III.2. Importaciones en volumen y valor.- En términos generales, nuestro país ha sido autosuficiente en materia de producción de cobre y aleaciones de cobre. Sin embargo, en algunos casos han coincidido la inesperada demanda por parte de las industrias consumidoras y la irregularidad mostrada por la única refinera de cobre electrolítico del país (Cobre de México, S.A.), obligando a realizar algunas importaciones. En la siguiente tabla se muestra el volumen y el valor de las importaciones de productos de cobre en los últimos años:

Años	Toneladas	Valor en miles de pesos
1964	72	1020
1965	283	5059
1966	331	7196
1967	222	5159
1968	303	6692
1969	364	9326
1970	432	11910
1971	569	12551
1972	825	11934
1973	927	12841

Por medio de los datos representados en la tabla anterior es posible trazar dos gráficas; una en la que se establecen las toneladas de cobre contra años y en otra el valor en pesos contra años. Esto proporciona una idea de la tendencia del consumo de productos de cobre durante los últimos años, aunque cabe aclarar que en la sección referente a Proyección de la Demanda de este mismo capítulo se presenta un estudio detallado con datos reales de consumo aparente nacional.

Efectuando un análisis de las gráficas trazadas (Apéndice) se deduce que el consumo de productos de cobre en México ha mostrado una tendencia ascendente durante los últimos años.

En los Anuarios Estadísticos de la Minería Mexicana del Consejo de Recursos Naturales No Renovables se consultó la información correspondiente a importaciones de productos de cobre. La cuantificación más representativa correspondió al año de 1973, al cual se refiere la exposición detallada que se muestra a continuación:

1973

Importación de Productos de Cobre				
Fracción Arancelaria	Producto y País de Procedencia	Kgs.	Pesos	Precio por Kilogramo
74,01A.001	Anodos de cobre	13,054	288,376	
	Alemania Occidental	13,048	287,751	22.053
	Estados Unidos	6	625	104.16
74,01A.002	Cobre Electrolítico	4,886	130,695	
	Alemania Occidental	4,296	112,005	26.071
	Estados Unidos	590	18,690	31.67
74.01A.999	Cobre no especificado (los demás)	326,911	4,616,558	
	Estados Unidos	326,911	4,616,558	14.12
74.06A.001	Polvos de Cobre	577,542	17,749,216	
	Alemania Occidental	122,240	4,855,015	39.71
	Austria	3	57	19.00
	Bélgica-Luxemburgo	1,385	56,225	40.59
	Canadá	1,433	60,797	42.42
	Checoslovaquia	86	3,636	42.27
	Estados Unidos	406,851	11,220,216	27.57
	Francia	154	8,338	54.14
	Italia	3,647	135,957	37.27

Fracción Arancelaria	Producto y país	Kgs.	Pesos	Precio por Kilogramo
	Japón	21	714	34.00
	Reino Unido	12,552	585,738	46.66
	Suecia	29,115	620,119	21.29
	Suiza	55	2,393	43.50
74.06A.002	Partículas de cobre	74	5,574	
	Estados Unidos	71	5,449	76.74
	Japón	3	125	41.66

Del análisis de la tabla anterior se desprende que aproximadamente el 63% del total de importación corresponde a la compra de polvo - de cobre por parte de las compañías interesadas en su uso.

III.3. **Usos.** - Las favorables propiedades físicas, mecánicas y tecnológicas del cobre y sus aleaciones han tenido como consecuencia una amplia variedad de aplicaciones que a continuación se mencionan:

- a) Estructuras.
- b) Embarcaciones.
- c) Piezas de equipo industrial.
- d) Devanado de motores.
- e) Cables y conductores eléctricos.
- f) Evaporadores.
- g) Refrigeradores.
- h) Condensadores.
- i) Digestores.
- j) Ciclotrones.

- k) Sistemas de calefacción.
- l) Linotipos.
- m) Monedas.
- n) Relojes.
- o) Tuberías y accesorios.
- p) Tanques de almacenamiento.
- q) Torres de transmisión.
- r) Radares.
- s) Artículos personales.
- t) Piezas decorativas.
- u) Reactivos químicos.
- v) Insecticidas.
- w) Fungicidas.
- x) Torres de destilación.
- y) Aire acondicionado.
- z) Partes automotrices.

III.3.a. Principales usos del cobre y de sus aleaciones en México.- Debido a la gran diversidad de aplicaciones que en México tienen el cobre y sus aleaciones, discutiremos solamente las que hemos considerado de mayor importancia, aclarando que se han agrupado en función de las principales áreas de uso para facilitar su mención./

a) Arquitectura y Construcción.

El cobre y sus aleaciones se encuentran en uso ascendente en -

lo que respecta a la arquitectura y construcción modernas. La fabricación de enormes estructuras de cobre para el techado de amplias superficies de construcción, constituye la aplicación típica en el aspecto arquitectónico.

Las elevadas conductividades térmica y eléctrica, la excelente disposición al trabajado y su resistencia a la corrosión, son responsables de una amplia variedad de aplicaciones en la construcción actual. Los sistemas de alumbrado, calefacción, aire acondicionado, tubería y sanitario, constituyen partes de la construcción en las que el cobre tiene un papel muy importante.

Una aplicación muy especial del cobre en la construcción es la fabricación del forro protector de tores de transmisión tendiente a la eliminación de interferencia en el sonido.

b) Transportes.

La modernización de los actuales sistemas de transportación terrestre ha obligado a contar con grandes cantidades de cobre y ciertas aleaciones del mismo; materiales que se utilizan en la manufactura de los conductores eléctricos de las líneas motrices, sistemas de señales, frenos, pantógrafos, interruptores y devanado de motores.,

Por lo que respecta a motores de combustión interna, las piezas fabricadas a base de aleaciones cobre-plomo han tenido una gran aceptación debido a su elevada resistencia a la fatiga. Finalmente, el automóvil convencional presenta aplicaciones de cobre en la caja del radiador.

c) Monedas.

El cobre tradicionalmente se ha usado en la fabricación de monedas de diversos valores. En este punto es difícil generalizar, sin embargo indicaremos que la moneda de cobre común contiene 95.5% de cobre, 3% de estaño y 1.5% de zinc. Estos porcentajes varían ligeramente, dependiendo del valor de cada metal en el mercado internacional.

d) Fabricación del papel.

El proceso de fabricación del papel involucra el uso de maquinaria que incluye una amplia variedad de rodillos, discos metálicos, poleas, bombas, digestores y telas de alambre; conteniendo todos ellos proporciones considerables de cobre y aleaciones de cobre. El sistema de enfriamiento de los digestores, por ejemplo, está equipado con tubería de cobre o latón, mientras que la evaporación de los licores residuales utiliza tubería de cobre y, en algunos casos, cilindros de cobre. En estas aplicaciones se prefiere el cobre debido a su elevada conductividad térmica.

e) Impresión.

Una aplicación importante del cobre en las operaciones de impresión es la manufactura de matrices para linotipo y otras máquinas de impresión automática. Las matrices, que contienen el modelo de una letra o un número, generalmente se fabrican de latón, aunque también puede usarse bronce o cobre.

f) Ingeniería en general!

La enorme versatilidad tecnológica del cobre y sus aleaciones, ha hecho que su uso en la práctica de la ingeniería sea una acción común. El cobre se encuentra presente en plantas industriales en forma de conductores eléctricos, partes de la maquinaria o componentes del equipo de proceso.

La industria química utiliza el cobre como un importante material de construcción de equipo, principalmente debido a su elevada razón de transferencia de calor, su sencilla manipulación y trabajado, y su resistencia a ciertas substancias corrosivas a temperaturas moderadamente elevadas. El metal Monel, una aleación níquel-cobre, se usa generalmente para esta aplicación, aunque la elección óptima del material depende de las consideraciones adecuadas respecto a temperatura, concentración, razón de flujo, etc.

Haciendo uso de la ductilidad y maleabilidad de la lámina de cobre, es posible transformarla en tanques de almacenamiento, calentadores y cilindros de diversas dimensiones. Con el cobre y sus aleaciones se fabrican las tuberías para el transporte de una amplia variedad de gases y líquidos, incluyendo aceites; así como para la construcción de evaporadores, refrigeradores y condensadores.

Los evaporadores de cobre se utilizan para la construcción de sistemas de concentración de azúcar, leche, extracto de malta, café, ácido láctico, etc. Otras aleaciones, entre las que se cuenta el metal Mo-

nel, se emplean en el equipo de evaporación del agua de mar. Finalmente, las columnas de destilación, los platos y las tuberías utilizadas en la producción de alcohol industrial y ácidos grasos se construyen con hojas y placas de cobre desoxidado.

g) Agricultura y Horticultura.

La fabricación de insecticidas y fungicidas consume actualmente volúmenes considerables de compuestos de cobre en forma de polvos y soluciones. El sulfato de cobre y el óxido de cobre son ejemplos de substancias que se utilizan en el control del desarrollo de plantaciones de tomate, frutos cítricos, plátano, café, té y tabaco.

III.4. Sustitutos.- El cobre y sus aleaciones son materiales que presentan una gran estabilidad en lo que a sus aplicaciones clásicas se refiere. En la mayor parte de los usos a que han sido destinados, superan significativamente a otros materiales capaces de ofrecer resultados similares, situación que se debe, principalmente, a las características físicas, mecánicas y tecnológicas de éste metal, además de los factores económicos que sus procesos involucran. A continuación se presenta, sin embargo, una lista de materiales que han mostrado posibilidades de sustituir al cobre en determinada aplicación. Los sustitutos han sido ordenados en función del mayor grado de competencia en el mercado.

Aplicación	Material Empleado:
a) Baleros	Bronce, Acero.

Aplicación	Material Empleado
b) Conductores	Cobre, Aluminio.
c) Evaporadores	Cobre, Titanio.
d) Monedas	Cobre, Níquel.
e) Relojes	Latón, Acero inoxidable.
f) Tubería	Cobre, Acero inoxidable.
	En forma de polvos:
g) Bandas para frenos	Cobre, Estaño, Acero, Aluminio.
h) Abrazaderas	Cobre, Estaño, Acero, Aluminio.
i) Revestimiento de frenos	Cobre, Estaño, Acero, Fierro.
j) Ruedas cortantes	Cobre, Acero, Fierro, Estaño.
k) Candiles de oxígeno	Cobre, Fierro, Magnesio, Latón.
l) Bandas rotatorias de proyectiles.	Cobre, Acero, Latón.
m) Encendedores	Cobre, Níquel, Latón, Acero.
n) Navajas de afeitar	Cobre, Níquel, Latón, Acero.
o) Trineos	Cobre, Níquel, Latón, Acero.
p) Bandas de fricción en pantógrafos	Cobre, Acero, Molibdeno, Níquel.

De la lista anterior se desprende que el cobre guarda actualmente una notable firmeza en sus aplicaciones típicas, observándose solamente una tendencia al desplazamiento en los usos en los que se requiere una presentación en forma de polvos.

III.5. Principales consumidores.— Las industrias dedicadas a

la elaboración de cables y conductores eléctricos son las que consumen - la mayor parte del cobre (refinado electrolíticamente) que se produce en el país. A continuación se anota una relación que menciona en orden de importancia a dichas industrias consumidoras.

- 1) Condumex, S.A.
- 2) Nacional de Cobre, S.A.
- 3) Conductores Monterrey, S.A.
- 4) Industrias Unidas, S.A.
- 5) Conductores Eléctricos, S.A.
- 6) Latinoamericana de Cables, S.A.
- 7) Latones Nacionales, S.A.
- 8) Banco de México, S.A.
- 9) Conelec, S.A.
- 10) Cobre y Aleaciones, S.A.
- 11) Manufacturera de Cobre, S.A.
- 12) Manufacturera de Cintas Metálicas, S.A.
- 13) Nitco de México, S.A.
- 14) Metalúrgica Almena, S.A.
- 15) Imperial Eastman de México.
- 16) Alambres de México, S.A.
- 17) Alambres y Cordones, S.A.
- 18) Nacional de Alambre, S.A.
- 19) Conductores de Puebla, S.A.
- 20) Metales Aguila, S.A.

A través de la Dirección General de Difusión y Relaciones de - la Secretaría de Industria y Comercio se obtuvieron los datos de consumo de las compañías de mayor importancia en el país.

	Cantidad en Kgs.	Porcentaje
1) Condumex, S.A.	14065	27.59%
2) Nacional de Cobre, S.A.	9950	19.33%
3) Conductores Monterrey, S.A.	8510	16.70%
4) Industrias Unidas, S.A.	7616	14.94%
5) Conductores Eléctricos, S.A.	4481	8.79%
6) Latinoamericana de Cables, S.A.	3364	6.60%
6) Latones Nacionales, S.A.	<u>1254</u>	<u>2.46%</u>
T O T A L :	49240	96.41%

En virtud de que el consumo interno total del año de 1973 se estimó en 50980 Kgs., se entiende que la cantidad faltante fue consumida por las industrias que anteriormente se enumeraron y no fueron consideradas en esta relación.

hasta aquí

III.6. Distribución geográfica de los consumidores.- Habiendo establecido que las principales industrias consumidoras de cobre electrolítico en el país son, en términos generales, las que se dedican a la fabricación de productos del ramo eléctrico, es necesario ahora localizar regionalmente a los consumidores con el objeto de situar geográficamente el punto óptimo donde podría funcionar una nueva planta de refinación -- electrolítica de cobre. Para tal efecto se recurrió a la Secretaría de Industria y Comercio y a la Cámara Nacional de la Industria de la Transformación, encontrándose que los importantes núcleos consumidores de este producto están distribuidos en el país en la forma que muestra la relación siguiente:

Distribución Geográfica Nacional de Consumidores
(Relación por orden de mayor consumo de cobre electrolítico
de la República Mexicana)

- 1) Distrito Federal.
 - a) Condumex, S.A.
 - b) Nacional de Cobre, S.A.
 - c) Industrias Unidas, S.A.
 - d) Conductores Eléctricos, S.A. de C.V.
 - e) Latinoamericana de Cables, S.A.
 - f) Latones Nacionales, S.A.

- 2) Monterrey
 - a) Conductores Monterrey, S.A.

- 3) Puebla

- 4) México

- 5) Guadalajara

Considerando que solamente las industrias situadas en el Distrito Federal consumen, en conjunto, un 79.71% del total, es lógico concluir que la región óptima para la instalación de una nueva planta de refinación electrolítica de cobre es el Valle de México o un Estado próximo al Distrito Federal.

III.7. Historia de Precios.- En esta sección efectuaremos un análisis de la variación que ha sufrido el costo unitario del cobre durante un cierto tiempo considerado. Para cuantificar la variación haremos uso de los datos de importaciones de productos de cobre realizadas desde el año de 1964 hasta el año de 1973. El costo unitario se calcula

r a mediante el valor global de las importaciones y la cantidad importada en Kgs. brutos correspondientes a cada uno de los a os del per odo de - an lisis. Debe alcararse que en los costos calculados que se muestran a continuaci n, no se incluyen los fletes nacionales ni los impuestos lega les.

A�os	Precio Unitario		Variaci�n Porcentual (Base 1964)
	pesos /Kg	US c/lb	
1964	14.16	51.49	0
1965	17.87	64.98	26.2
1966	21.74	79.05	53.5
1967	23.23	84.47	64.0
1968	22.08	80.29	55.2
1969	25.60	93.09	80.7
1970	27.52	100.07	94.3
1971	22.05	80.18	55.7
1972	14.46	52.58	2.1
1973	13.85	50.36	(2.2)

Gratificando estos valores es posible observar que el precio - unitario entre 1964 y 1973 ha sufrido una variaci n descendente del 2.2%. Comparando adem s los precios alcanzados por el cobre en el pa s respec- to a las cotizaciones de los mercados de Londres y Nueva York, se confir- ma que el precio del cobre ha presentado una marcada tendencia a la ines- tabilidad durante los  ltimos a os. A continuaci n se muestran los pre- cios del cobre en los mercados de Nueva York y Londres, los cuales pue-- den considerarse como reales en el plano internacional.

Precios del Cobre

Años	Nueva York US c/lb	Londres US c/lb
1964	31.96	44.99
1965	35.02	58.65
1966	38.23	69.14
1967	38.24	51.24
1968	41.85	56.01
1969	47.53	66.29
1970	57.70	62.88
1971	51.43	49.27
1972	50.62	48.53
1973	58.87	80.86

Es notoria la discrepancia existente entre los precios del cobre mostrados para los mercados nacional, norteamericano y europeo. Entre los factores que se deben considerar como posibles razones se pueden contar las diferencias entre costos de producción, de materia prima, embarque y calidad de la presentación. En el Apéndice se muestran las curvas comparativas trazadas con los valores anteriores.

Impuestos.- El movimiento de las importaciones se realiza al amparo de varias fracciones arancelarias, cuya situación es la siguiente:

Fracción arancelaria	Nomenclatura	Precio oficial	Específicas	Advalorem %
74.03A.002	Barras con alma de hierro	---	0.10	5

Fracción arancelaria	Nomenclatura	Precio oficial	Específicas	Advalorem %
74.03B.001	Perfiles en forma de T ó de H	12.60 KB	0.25	35
74.03B.004	Tubulares	9.30 KL	2.00	75
74.03B.001	Alambres desnudos	7.40 KB	0.25	40
74.03C.002	Con alma de hierro o acero	43.80 KB	0.10	30
74.03C.015	Alambre de latón liso u ondulado	35.0 KL	1.00	50
74.06A.001	Polvos	18.0 KB	0.10	15
74.08A.002	Accesorios para tubería	120.0 KB	0.20	35
74.11A.001	Telas con más de 50 hilos/dm ²	90.0 KL	0.05	7
74.11A.003	Telas de bronce	150.0 KL	0.20	50
74.14A.001	Clavos	38.50 KL	1.50	80
74.15A.001	Tornillos	38.50 KL	1.50	80
74.15A.002	Tuercas	38.50 KL	1.50	80
74.15B.002	Arandelas	38.50 KL	1.50	80
74.16A.001	Resortes	63.30 KL	20.0	100

El movimiento de las exportaciones se realiza de la siguiente manera:

Fracción arancelaria	Nomenclatura	Precio oficial	Específicas	Advalorem %
271.05.00	Cobre en minerales	16.9852 KN	exento	26.75

Fracción arancelaria	Nomenclatura	Precio oficial	Cuotas	
			Específicas	Advalorem %
271.05.01	Cobre en concentrados, en precipitados, matas, speiss, lodos o en otros no especificados.	17.9745 KN	exento	26.70
271.05.02	Cobre en barras impuras	18.5903 KN	exento	27.50
271.05.03	Cobre afinado	19.1991 KN	exento	27.50

III.8. Proyección de la demanda.- En esta sección efectuaremos un estudio estadístico tendiente al cálculo de una estimación de la demanda que tendrá el cobre en México durante los próximos cinco años. - Se utilizarán datos de consumo interno correspondientes al período 1964-1973 y se aplicarán varias técnicas de pronóstico que se basan en métodos de proyección denominados "Series de Tiempo", los cuales nos proporcionarán valores de la demanda para el período 1974-1978.

III.8.a. Regresión lineal.

Método de mínimos cuadrados. Línea recta.

Tabla de muestras

Años	Consumo interno de cobre, (Toneladas).
1964	34237
1965	45563
1966	46923
1967	47053
1968	51300
1969	56954
1970	53082
1971	52278
1972	51628
1973	50986
<u>n=10</u>	

En éste método se tiene como base la siguiente ecuación:

$$\hat{Y} = \hat{\alpha} + \hat{\beta} X \quad (1)$$

donde Y representa las toneladas consumidas y X los años correspondientes a cada consumo, $\hat{\alpha}$ y $\hat{\beta}$ constantes de proporcionalidad.

X	Y	X ²	Y ²	XY
1	34.237	1	1172.1721	34.237
2	45.563	4	2075.9869	91.126
3	46.923	9	2201.7697	140.769
4	47.053	16	2213.9848	188.212
5	51.300	25	2631.6900	256.500
6	56.954	36	3243.7581	341.724
7	53.082	49	2817.6987	371.574
8	52.278	64	2732.9892	418.224
9	51.628	81	2665.4503	464.652
<u>10</u>	<u>50.986</u>	<u>100</u>	<u>2599.5721</u>	<u>509.860</u>
55	490.004	385	24355.068	2816.878

$$\hat{\beta} = \frac{\Sigma XY - \frac{(\Sigma X)(\Sigma Y)}{n}}{\Sigma X^2 - \frac{(\Sigma X)^2}{n}} \quad (2)$$

$$\hat{\beta} = \frac{2816.878 - \frac{(55)(490.004)}{10}}{385 - \frac{(55)^2}{10}}$$

$$\hat{\beta} = 1.477042$$

$$\hat{\alpha} = \bar{Y} - \hat{\beta} \bar{X}$$

donde \bar{Y} representa la media de las toneladas y \bar{X} la media de los años.

$$\bar{Y} = \frac{\Sigma Y}{n}$$

$$\bar{Y} = \frac{490.004}{10} = 49.0004$$

$$\bar{X} = \frac{\Sigma X}{n}$$

$$\bar{X} = \frac{55}{10} = 5.5$$

$$\hat{\alpha} = 49.004 - 1.4770 (5.5)$$

$$\hat{\alpha} = 40.8769$$

Cálculo de las toneladas esperadas:

De la ecuación (1), tenemos para X = 1:

$$Y = 40.8769 + 1.4770 (1) = 42.3539$$

Para X = 2:

$$Y = 40.8769 + 1.4770 (2) = 43.8309$$

Continuando con el mismo cálculo para los siguientes años, ob
tenemos la tabla de valores de toneladas esperadas:

X	Y
1	42.3539
2	43.8309
3	45.3079
4	46.7849
5	48.2619
6	49.7389
7	51.2159
8	52.6929
9	53.9699
10	55.6469
11	57.1239
12	58.6009
13	60.0779
14	61.5549
15	63.0319

Análisis de correlación.

Coeficiente de correlación: $\rho = \hat{\beta} \sqrt{\frac{(X - \bar{X})^2}{(Y - \bar{Y})^2}}$

X	Y	$X - \bar{X}$	$(X - \bar{X})^2$	$Y - \bar{Y}$	$(Y - \bar{Y})^2$
1	34.237	- 4.5	20.250	- 14.7634	217.957970
2	45.563	- 3.5	12.250	- 3.4374	11.815718
3	46.923	- 2.5	6.250	- 2.0774	4.315590
4	47.053	- 1.5	2.250	- 1.9474	3.792366
5	51.300	- 0.5	0.250	2.2996	5.288160
6	56.954	0.5	0.250	7.9536	63.259752
7	53.082	1.5	2.250	4.0816	16.659458
8	52.278	2.5	6.250	3.2776	10.742661
9	51.628	3.5	12.250	2.6276	6.904281
10	50.986	4.5	20.250	1.9856	3.942607
			82.500		344.67853

$$\rho = 1.4770 \sqrt{\frac{82.500}{344.67853}}$$

$$\rho = 0.722253$$

$$1 - \rho^2 = 1 - 0.5216493 = 0.4783507$$

En un modelo general de regresión lineal los valores de las muestras satisfacen una línea recta solamente cuando el coeficiente de correlación tiene los valores de 1 ó -1; aproximándose ρ^2 a la unidad en la medida que los valores muestrales se acercan a la trayectoria de una línea recta. En éste caso, el coeficiente de correlación se aleja significativamente de la unidad y arroja una diferencia del 47.83% entre lo real y lo calculado. En virtud de que el coeficiente de correlación es, en cierto modo, una medida de la dependencia lineal entre las variables-

consideradas (años y toneladas consumidas), se concluye que las variables analizadas no muestran una relación tendiente a la linealidad que permita emitir pronósticos de la demanda con un grado de confiabilidad aceptable.

Cálculo del Ruido o error promedio de las toneladas consumidas con respecto a las calculadas.

Por medio de la expresión $E = \gamma_i - Y_i$ se calcula el error o ruido, magnitud que representa la desviación que guarda cada uno de los puntos esperados respecto a las muestras reales.

Para el 1er. año, se tiene:

$$E_1 = \gamma_1 - Y_1 = 34.237 - 42.353 = - 8.116$$

Continuando con el cálculo obtenemos la siguiente tabla de errores:

Años	Miles de toneladas consumidas γ_i	Miles de toneladas esperadas Y_i	Error o ruido E
1	34.237	42.353	- 8.116
2	45.563	43.830	1.733
3	46.923	45.307	1.616
4	47.053	46.784	0.269
5	51.300	48.261	3.039
6	56.954	49.738	7.216
7	53.082	51.215	1.867
8	52.278	52.692	- 0.414
9	51.628	53.969	- 2.341
10	50.986	55.646	- 4.660

Al graficar los valores de error contra años transcurridos es posible establecer la comparación de la trayectoria armónica de este método con respecto al consumo (Apéndice).

III.8.b. Promedios Móviles.

Para este método tendremos como ecuación base la siguiente expresión:

$$Y_t = \frac{\sum Y_i}{n} + \frac{6 S}{n(n+1)}$$

donde $S = \sum Y_i A_i$ es una función de la amplitud (A), la cual queda definida en sus valores extremos como $\pm n-1/2$, teniendo la restricción de que $\sum_{i=1}^n A_i = 0$. Las toneladas consumidas quedan representadas por Y_i , mientras que n representa el tamaño de la muestra.

X	Y_i	A_i	$A_i Y_i$
1	34	- 4.5	- 153.00
2	46	- 3.5	- 161.00
3	47	- 2.5	- 117.50
4	47	- 1.5	- 70.50
5	51	- 0.5	- 25.50
6	57	0.5	28.50
7	53	1.5	79.50
8	52	2.5	130.00
9	52	3.5	182.00
10	51	4.5	229.50
	<hr/>		<hr/>
	490		122.00

n = 10

Sustituyendo valores en la ecuación base:

$$Y_t = \frac{490}{10} + \frac{6(122)}{10(10 + 1)} = 55.654$$

El valor de Y_t representa las toneladas de consumo esperadas - para el año de 1973, ya que Y_{t+1} viene definido para el primer año de pronóstico (1974). Utilizaremos el valor de Y_t como una medida de comparación respecto al volumen de consumo correspondiente al año de 1973.

Para efectuar los pronósticos, la ecuación base que hemos utilizado se ve modificada por el factor:

$$\left[1 + \frac{2 L}{n + 1} \right]$$

que se denomina "factor de corrección de tendencia" y tiene la propiedad de que:

$$L = 1, \text{ para } Y_{t+1}; \quad L = 2, \text{ para } Y_{t+2}; \quad L = n, \text{ para } Y_{t+n}$$

Así, se tiene:

$$1974: \quad Y_{t+1} = \frac{Y_i}{n} + \frac{6 S}{n(n + 1)} \left[1 + \frac{2 L}{n + 1} \right]$$

Sustituyendo valores en la ecuación anterior:

$$Y_{t+1} = 49 + 6.654 \left[1 + \frac{2 (1)}{11} \right] = 56.858$$

Continuando con el cálculo para los siguientes años, tenemos:

$$1975: \quad Y_{t+2} = 49 + 6.654 \left[1 + \frac{2 (2)}{11} \right] = 58.073$$

$$1976: Y_{t+3} = 49 + 6.654 \left[1 + \frac{2(3)}{11} \right] = 59.283$$

$$1977: Y_{t+4} = 49 + 6.654 \left[1 + \frac{2(4)}{11} \right] = 60.493$$

$$1978: Y_{t+5} = 49 + 6.654 \left[1 + \frac{2(5)}{11} \right] = 61.703$$

Con los resultados anteriores podemos construir la siguiente -
 tabla de pronósticos .

X	Y
11	56.858
12	58.073
13	59.283
14	60.493
15	61.703

III.8.c. Modelo logarítmico.

Para este método tendremos como ecuación base la siguiente ex-
 presión:

$$\hat{Y}_i^! = \hat{\alpha} + \hat{\beta} X_i \quad (1)$$

donde $\hat{Y}_i^!$ es el logarítmico de Y_i (toneladas de consumo), representando X_i -
 los años y $\hat{\alpha}$ y $\hat{\beta}$ constantes de proporcionalidad.

El cálculo de $\hat{\beta}$ se hará de acuerdo a la expresión:

$$\hat{\beta} = \frac{\sum X_i Y_i' - \frac{(\sum X_i)(\sum Y_i')}{n}}{\sum X_i^2 - \frac{(\sum X_i)^2}{n}} \quad (2)$$

Y $\hat{\alpha}$ se calculará de acuerdo a:

$$\hat{\alpha} = \bar{Y}_i' - \hat{\beta} \bar{X}_i ; \quad \text{donde: } \bar{Y}_i' = \frac{\sum Y_i'}{n} \text{ y } \bar{X}_i = \frac{\sum X_i}{n}$$

X_i	Y_i	$Y_i' = \log Y_i$	$X_i Y_i'$	X_i^2	$(X_i - \bar{X}_i)^2$	$(Y_i - \bar{Y}_i')^2$
1	34.237	1.534	1.534	1	20.25	217.946
2	45.563	1.658	3.316	4	12.25	11.812
3	46.923	1.671	5.013	9	6.25	4.313
4	47.053	1.672	6.688	16	2.25	3.790
5	51.300	1.710	8.550	25	0.25	5.290
6	56.954	1.755	10.530	36	0.25	63.266
7	53.082	1.724	12.068	49	2.25	16.662
8	52.278	1.718	13.744	64	6.25	10.745
9	51.628	1.712	15.408	81	12.25	6.906
10	50.986	1.707	17.070	100	20.25	3.944
55	490.004	16.861	93.921	385	82.50	344.674

Sustituyendo valores y desarrollando términos en la ecuación (2), tenemos:

$$\hat{\beta} = \frac{93.921 - 92.735}{385 - 302.500} = 0.014$$

Cálculo de $\hat{\alpha}$:

$$\hat{\alpha} = \bar{Y}_i' - \hat{\beta} \bar{X}_i$$

$$\bar{Y}_i' = \frac{\sum Y_i'}{n} = \frac{16.861}{10} = 1.686 ; \quad \bar{X}_i = \frac{\sum X_i}{n} = \frac{55}{10} = 5.5$$

Sustituyendo valores:

$$\hat{a} = 1.686 - 0.014 (5.5) = 1.609$$

Desarrollando la ecuación base, tenemos:

$$Y'_i = 1.609 + 0.014 X_i$$

Para $X = 1$,

$$Y'_1 = 1.609 + 0.014 (1) = 1.623 \quad ; \quad \text{antilog } 1.623 = 41.98$$

Para $X = 2$,

$$Y'_2 = 1.609 + 0.014 (2) = 1.637 \quad ; \quad \text{antilog } 1.637 = 43.35$$

Continuando el cálculo para los siguientes años, obtenemos los volúmenes de consumo que se anotan en la siguiente tabla:

X	Y
1	41.98
2	43.35
3	44.77
4	46.24
5	47.75
6	49.32
7	50.93
8	52.60
9	54.33
10	56.10
11	57.94
12	59.84
13	61.80
14	63.83
15	65.92

Verificación por medio del coeficiente de correlación:

Aplicaremos:

$$\rho = \hat{\beta} \sqrt{\frac{(\sum X_i - \bar{X}_i)^2}{(\sum Y_i - \bar{Y}_i)^2}}$$

Sustituyendo valores:

$$\rho = 0.014 \sqrt{\frac{82.50}{344.674}} = 0.00684$$

$$1 - 0.00684 = 0.99316$$

El coeficiente correlación se acerca bastante a la unidad, indicando que éste método se apega a la realidad y ofreciendo confiabilidad en los pronósticos emitidos.

Error del modelo logarítmico.

Años	Miles de toneladas consumidas (γ_i)	Miles de toneladas esperadas (Y_i)	Error ($\gamma_i - Y_i$)
1	34.237	41.980	- 7.743
2	45.563	43.350	2.213
3	46.923	44.770	2.153
4	47.053	46.240	0.813
5	51.300	47.750	3.550
6	56.954	49.320	7.634
7	53.082	50.930	3.152
8	52.278	52.600	- 0.322
9	51.628	54.330	- 2.702
10	50.986	56.100	- 5.114

Cálculo de la tasa de crecimiento.

Para el cálculo de la tasa de crecimiento utilizaremos los volúmenes de consumo proyectados por el modelo logarítmico para el período 1974 - 1978.

A ñ o	Volumen de consumo
1974	57.940
1975	59.840
1976	61.800
1977	63.830
1978	65.920

Aplicaremos la expresión:

$$t_c = \left[\frac{X_{i+1}}{X_i} - 1 \right] \times 100$$

donde X_{i+1} representa el volumen de consumo del año posterior y X_i el volumen del año anterior o de referencia para cada uno de los cálculos. Así, para la tasa de crecimiento 1974/1975, tenemos:

$$t_c = \left[\frac{59.840}{57.940} - 1 \right] \times 100 = 3.20$$

$$t_c \quad 1974/1975 : 3.20\%$$

Continuando los cálculos para los siguientes años, obtenemos los siguientes resultados:

Período	Tasa de crecimiento
1974/1975	3.20%
1975/1976	3.27%
1976/1977	3.28%
1977/1978	3.27%

Tasa de crecimiento media para el período 1974/1978:

Tasa media:

$$\bar{t}_c = \frac{\sum t_c}{n} = \frac{13.02}{4} = 3.24 \%$$

III.8.d. Método de la proporción relativa con respecto al consumo.

En base a éste método es posible analizar la variación del consumo de cobre en México. Esta técnica no proporciona una proyección de la demanda, sino que establece una medida para cuantificar el aumento porcentual en el consumo de un producto durante un cierto período de análisis.

X	Y	% Y
1	34.237	6.987
2	45.563	9.298
3	46.923	9.576
4	47.053	9.602
5	51.300	10.469
6	56.954	11.623
7	53.082	10.832
8	52.278	10.668
9	51.628	10.536
10	50.986	10.405
	<hr/>	<hr/>
	490.004	99.996

En este método utilizaremos como base la siguiente expresión:

$$\text{proporción relativa} = \frac{\% \text{ del año siguiente}}{\% \text{ del año base}}$$

Sustituyendo valores, tenemos:

$$P_r \text{ 1964/1965} = \frac{9.298}{6.987} = 1.330$$

$$P_r \text{ 1964/1065} = 1.330 (100) = 133\%$$

$$P_r \text{ 1965/1966} = \frac{9.576}{9.298} = 1.029$$

$$P_r \text{ 1965/1966} = 1.029 (100) = 102.9\%$$

$$P_r \text{ 1966/1967} = \frac{9.602}{9.576} = 1.002$$

$$P_r \text{ 1966/1967} = 1.002 (100) = 100.2\%$$

$$P_r \text{ 1967/1968} = \frac{10.469}{9.602} = 1.090$$

$$P_r \text{ 1967/1068} = 1.090 (100) = 109\%$$

$$P_r \text{ 1968/1969} = \frac{11.623}{10.469} = 1.110$$

$$P_r \text{ 1968/1969} = 1.110 (100) = 111\%$$

$$P_r \text{ 1969/1970} = \frac{10.832}{11.623} = 0.931$$

$$P_r \text{ 1969/1970} = 0.931 (100) = 93.1\%$$

$$P_r \text{ 1970/1971} = \frac{10.668}{10.832} = 0.984$$

$$P_r \text{ 1970/1971} = 0.984 (100) = 98.4\%$$

$$P_r \text{ 1971/1972} = \frac{10.536}{10.668} = 0.987$$

$$P_r \text{ 1971/1972} = 0.987 (100) = 98.7\%$$

$$P_r \text{ 1972/1973} = \frac{10.405}{10.536} = 0.987$$

$$P_r \text{ 1972/1973} = 0.987 (100) = 98.7\%$$

Cálculo de la proporción relativa de consumo para el período - de tiempo considerado:

$$P_r \text{ 1964/1973} = \frac{(9.298)(9.576)(9.602)(10.469)(11.623)}{(6.907)(9.298)(9.576)(9.602)(10.469)}$$

$$\frac{(10.832)(10.668)(10.536)(10.405)}{(11.623)(10.832)(10.668)(10.536)}$$

$$P_r \text{ 1964/1973} = \frac{1317856834.6020}{884946288.56205} = 1.489194$$

$$P_r \text{ 1964/1973} = 1.489194 (100) = 148.9194 \%$$

Graficando los valores es posible observar la variación que se tiene en el consumo año tras año. (Apéndice)

El significado de los valores obtenidos es el siguiente:

Para el período de 1964 a 1965 se obtuvo un aumento en el consumo de 33%.

Para el período de 1965 a 1966 se obtuvo un aumento en el consumo de 2.9%.

Para el período de 1966 a 1967 se obtuvo un aumento en el consumo de 0.2%.

Para el período de 1967 a 1968 se obtuvo un aumento en el consumo de 9%.

Para el período de 1968 a 1969 se obtuvo un aumento en el consumo de 11%.

Para el período de 1969 a 1970 el consumo descendió a 93.1%.

Para el período de 1970 a 1971 el consumo descendió a 98.4%

Para el período de 1971 a 1972 el consumo descendió a 98.7%

Para el período de 1972 a 1973 el consumo descendió a 98.7%

El total de aumento neto en el consumo, dentro de período de tiempo considerado en éste trabajo, fue de 48.91%, arrojando un incremento anual promedio de 4.89%.

IV. ESPECIFICACIONES DE CALIDAD PA
RA EL COBRE Y SUS ALEACIONES

des de quai

Las especificaciones de calidad que se mencionan en el presente capítulo han sido seleccionadas en base al importante papel que desempeñan en las aplicaciones típicas del cobre y sus aleaciones. La información que se presenta incluye la clasificación internacional del cobre y sus aleaciones adoptada por la International Standards Organization (ISO) y una serie de especificaciones referentes a cada tipo de material.

Las tablas de datos y especificaciones muestran la siguiente información:

- a) Denominación.
- b) Composición química.
- c) Propiedades físicas.
- d) Propiedades mecánicas.

Gran parte de la información, especialmente sobre propiedades mecánicas, ha sido obtenida de documentos no publicados y diagramas ce-

dados por los fabricantes de productos de cobre y sus aleaciones a través del Consejo Internacional para el Desarrollo del Cobre (CIDEC).

IV.1. Clasificación internacional del cobre y sus aleaciones.

Grupo A - Cobre.

Grupo B - Cobre débilmente aleados.

Grupo C - Cobre de alta aleación.

Grupo D - Aleaciones Cobre-Zinc (latones).

Grupo E - Aleaciones Cobre-Zinc-Plomo (latones con plomo).

Grupo F - Aleaciones Cobre-Zinc especiales (latones especiales).

Grupo G - Aleaciones Cobre-Estaño (bronces de estaño o fosforosos).

Grupo H - Aleaciones Cobre-Aluminio (cuproaluminios).

Grupo K - Aleaciones Cobre-Níquel (cuproníqueles).

Grupo L - Aleaciones Cobre-Níquel-Zinc (alpacas).

Grupo M - Aleaciones Cobre-Níquel-Zinc-Plomo (alpacas con plomo).

Costo que

IV.2. Tablas de especificaciones.

TABLA 4.1. COBRE ELECTROLITICO TENAZ

a)	<u>Cu-ETP</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu (+ Ag) ... 99.90 mín.	
c)	Densidad a 20°C	8.9 g/cm ³
	Punto de fusión.	1083°C
	Conductibilidad térmica a 20°C	0.94 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C	58.0-58.9 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad (tracción) a 20°C	
	Recocido	12000 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez (torsión) a 20°C	
	Recocido.	4500 Kg/mm ²

TABLA 4.2

COBRE TERMICO TENAZ DE ALTA CONDUCTIBILIDAD

a)	<u>Cu-FRHC</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu (+ Ag) ... 99.90 mín.	
c)	Densidad a 20°C	8.9 g/cm ³
	Punto de fusión	1083°C
	Conductibilidad térmica a 20°C.	0.94 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C	56.3 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C	
	Recocido.	12000 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez	
	Recocido.	4500 Kg/mm ²

TABLA 4.3

COBRE TERMICO TENAZ

a)	<u>Cu-FRTP</u>
b)	Composición (% en peso) Cu (+ Ag) ... 99.90 mín.
c)	Densidad a 20°C 8.9 g/cm ³ Punto de fusión 1083°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.80-0.90 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 49-55 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C Recocido 12000 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C Recocido 4500 Kg/mm ²

TABLA 4.4

COBRE EXENTO DE OXIGENO

a)	<u>Cu-OF</u>
b)	Composición (% en peso) Cu (+ Ag) 99.95 mín.
c)	Densidad a 20°C 8.9 g/cm ³ Punto de fusión 1083°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.94 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 56.3 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C Recocido 12000 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C Recocido 4500 Kg/mm ²

TABLA 4.5

COBRE DESOXIDADO CON FOSFORO (BAJO CONTENIDO DE FOSFORO RESIDUAL)

a)	<u>Cu-DLP</u>
b)	Composición (% en peso) Cu (+ Ag) 99.90 mín. P 0.005-0.012
c)	Densidad a 20°C 8.9 g/cm ³ Punto de fusión 1093°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.80-0.93 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 49-57 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C Recocido 12000 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C Recocido 4500 Kg/mm ²

TABLA 4.6

COBRE DESOXIDADO CON FOSFORO (ALTO CONTENIDO RESIDUAL)

a)	<u>Cu-DHP</u>
b)	Composición (% en peso) Cu (+ Ag) 99.85 mín. P 0.013-0.050
c)	Densidad a 20°C 8.9 g/cm ³ Punto de fusión 1083°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.70-0.87 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 41-52 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C Recocido. 12000 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C Recocido 4500 Kg/mm ²

TABLA 4.7

COBRE DESOXIDADO CON FOSFORO, CON ARSENICO

a)	<u>Cu-DPA</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu (+ Ag) + As	... 99.7 mín.
	P 0.013-0.050
	As 0.15-0.50
c)	Densidad a 20°C	... 8.9 g/cm ³
	Intervalo de fusión	... 1053-1082°C
	Conductibilidad térmica a 20°C	... 0.35-0.45 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C	... 20-26 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C	
	Recocido	... 12000 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C	
	Recocido	... 4500 Kg/mm ²

TABLA 4.8

COBRE TENAZ CON BAJO CONTENIDO DE PLATA

a)	<u>Cu-LSTP</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu (+ Ag) 99.90 mín.
	Ag 0.02 - 0.12
c)	Densidad a 20°C	... 8.9 g/cm ³
	Punto de fusión	... 1082°C
	Conductibilidad térmica a 20°C	... 0.94 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C	... 57.4-58.6 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C	
	Recocido	... 12000 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C	
	Recocido	... 4500 Kg/mm ²

TABLA 4.9

COBRE EXENTO DE OXIGENO CON PLATA

a)	<u>Cu-OFS</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu (+ Ag)	99.95 mín.
	Ag	0.02-0.12
c)	Densidad a 20°C	8.9 g/cm ³
	Punto de fusión	1082°C
	Conductibilidad térmica a 20°C.	0.94 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C.	57.4-58.6 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C	
	Recocido.	12000 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C	
	Recocido	4500 Kg/mm ²

TABLA 4.10

COBRE CON AZUFRE

a)	<u>Cu-S</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu (+ Ag) + S	99.90 mín.
	S	0.20-0.50
c)	Densidad a 20°C	8.9 g/cm ³
	Intervalo de fusión	1067-1079°C
	Conductibilidad térmica a 20°C.	0.89 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C.	53.9 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C	
	Recocido	12000 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C	
	Recocido	4500 Kg/mm ²

TABLA 4.11

COBRE CON TELURIO

a)	<u>Cu-Te</u>
b)	Composición (% en peso) Cu (+ Ag) + Te 99.90 m̄n. Te 0.30-0.80
c)	Densidad a 20°C 8.9 g/cm ³ Intervalo de fusión 1051-1081°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.88 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 56.8 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C Recocido 12000 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C Recocido 4500 Kg/mm ²

ALEACIONES COBRE - ZINC - PLOMO

TABLA 4.12

a)	<u>Cu-Zn9-Pb2</u>
b)	Composición (% en peso) Cu 87.5-90.5 Pb 1.3-2.5 Zn Complemento
c)	Densidad a 20°C 8.8 g/cm ³ Intervalo de fusión 1010-1040°C Conductibilidad térmica a 20°C. 9.43 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 24 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C. 11,900 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C 4400 Kg/mm ²

TABLA 4.13

a)	<u>Cu-Zn34-Pb1</u>
b)	Composición (% en peso) Cu 62.5-66.5 Pb 0.5 - 1.5 Zn Complemento
c)	Densidad a 20°C 8.5 g/cm ³ Intervalo de fusión 885 - 925°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.28 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 15 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C. 10500 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C 3900 Kg/mm ²

TABLA 4.14

a)	<u>Cu-Zn36-Pb2</u>
b)	Composición (% en peso) Cu 61.0-64.0 Pb 1.0 - 2.0 Zn Complemento
c)	Densidad a 20°C 8.5 g/cm ³ Intervalo de fusión 885 - 910°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.28 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 15 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C. 10200 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C. 3800 Kg/mm ²

TABLA 4.15

a)	<u>Cu-Zn36-Pb3</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu	60.0 - 63.0
	Pb	2.5 - 3.7
	Zn	Complemento
c)	Densidad a 20°C	8.5 g/cm ³
	Intervalo de fusión	885-900°C
	Conductibilidad térmica a 20°C.	0.28 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C.	15 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C	10100 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C	3700 Kg/mm ²

TABLA 4.16

a)	<u>Cu-Zn38-Pb1</u>	
	Composición (% en peso)	
	Cu	59.0-63.0
	Pb	0.5-1.5
	Zn	Complemento
c)	Densidad a 20°C	8.4 g/cm ³
	Intervalo de fusión	885-900°C
	Conductibilidad térmica a 20°C.	0.29 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C.	16 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C.	9900 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C	3700 Kg/mm ²

TABLA 4.17

a)	<u>Cu-Zn40-Pb</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu	59.0 - 62.0
	Pb	0.3 - 0.8
	Zn	Complemento
c)	Densidad a 20°C	8.4 g/cm ³
	Intervalo de fusión	885-900°C
	Conductibilidad térmica a 20°C.	0.29 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C	16 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C	10000 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C.	3700 Kg/mm ²

TABLA 4.18

a)	<u>Cu-Zn39-Pb2</u>	
b)	Composición (% en peso)	
	Cu	57.0-60.0
	Pb	1.0-2.5
	Zn	Complemento
c)	Densidad a 20°C	8.4 g/cm ³
	Intervalo de fusión	880-895°C
	Conductibilidad térmica a 20°C.	0.28 cal cm/cm ² s °C
	Conductibilidad eléctrica a 20°C.	16 m/ohm mm ²
	Módulo de elasticidad a 20°C.	9800 Kg/mm ²
	Módulo de rigidez a 20°C	3600 Kg/mm ²

TABLA 4.19

a)	<u>Cu-Zn40-Pb3</u>
b)	Composición (% en peso) Cu 56.0-59.0 Pb 2.0-3.5 Zn Complemento
c)	Densidad a 20°C 8.5 g/cm ³ Intervalo de fusión 875-890°C Conductibilidad térmica 0.29 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 16 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C. 9750 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C. 3600 Kg/mm ²

TABLA 4.20

a)	<u>Cu-Zn43-Pb1</u>
b)	Composición (% en peso) Cu 54.0-57.5 Pb 0.8-2.5 Zn Complemento
c)	Densidad a 20°C 8.4 g/cm ³ Intervalo de fusión 870-885°C Conductibilidad térmica a 20°C. 0.26 cal cm/cm ² s °C Conductibilidad eléctrica a 20°C. 18 m/ohm mm ²
d)	Módulo de elasticidad a 20°C. 8500 Kg/mm ² Módulo de rigidez a 20°C. 3100 Kg/mm ²

Fuente: Hojas de datos para el cobre. (CIDEK).

V. REVISION DE LAS TECNOLOGIAS EXISTENTES PARA LA PRODUCCION DE COBRE

V.1. Concentrados.

V.1.a. Concentración de minerales sulfurados de cobre.- Debido a las disminuídas reservas de depósitos ricos en el metal, la gran mayoría de los minerales de cobre que se explotan en la actualidad requieren un tratamiento de concentración inicial que haga rentable la recuperación. La introducción de los sistemas de flotación de los años 1920 hizo posible, económicamente, el tratamiento de vastos depósitos de minerales sulfurados de cobre de baja ley. Pronto vino un adelanto más cuando se investigó con éxito que una gran cantidad de minerales oxidados podían flotarse si se trataban previamente con un sulfuro soluble. El sistema de flotación se ha colocado firmemente como el método más importante para la concentración del cobre presente en el mineral, y es muy poco probable que la naturaleza del proceso tienda a cambiar. Los equipos de concentración que se construyan en los próximos diez años diferirán muy poco, en esencia, de los que se encuentran actualmente en operación.

Los circuitos de concentración varían de acuerdo a propiedades físicas tan determinantes como dureza y tipo de minerales presentes en el cuerpo mineralizado. Sin embargo, la estructura general del proceso de concentración involucra las operaciones de trituración, molienda, clasificación, flotación y secado, para producir un concentrado que analizará entre 15 y 30% de cobre. La figura 5.1 muestra el diagrama de flujo de un proceso convencional de concentración. En la mina se lleva a cabo una cierta concentración preliminar a través de una selección inicial que garantice uniformidad en el tamaño del material hasta un grado previamente especificado por el plan de beneficio.

El mineral a ser triturado llega a través de un transportador de banda que descarga el material sobre una de las quebradoras giratorias que constituyen el equipo de trituración. Cuando se utiliza el triturador de 72 pulgadas de apertura, es posible reducir el tamaño del mineral hasta un promedio de 7.5 pulgadas. Este material se pasa por una criba y las partículas minerales que no logran salvar la malla son alimentadas a un triturador giratorio de tipo secundario que es capaz de arrojar un producto de 1.5 pulgadas de tamaño promedio. Con este grado de trituración, el mineral se pasa a los rodillos en presencia de agua de cal para favorecer la reducción y obtener el fino producto que se alimentará a los molinos de bolas. El agua de cal actúa como depresor de la pirita (FeS_2) en los circuitos de flotación, sin embargo se agrega durante la pulverización con el objeto de contar con el tiempo adecuado para el acondicionamiento del mineral. Los molinos de bolas primarios y secundarios deben

colocarse en circuito con los clasificadores, de tal manera que el mineral que se encuentre aún fuera de las especificaciones de tamaño pueda ser recirculado simultáneamente a la entrega de los finos que serán flotados.

A este nivel del proceso, las partículas minerales que se presentan finamente diseminadas a través del cuerpo mineralizado, deberían encontrarse predispuestas a ser separadas de la ganga. La gran mayoría de las partículas minerales raramente exceden de 0.05 pulgadas de sección transversal, así que la molienda debe reducir un alto porcentaje del mineral a menos de 65 mallas. Aunque la economía de la pulverización debe considerarse en función de la capacidad de recuperación de los valores minerales, normalmente se reduce la mayor parte del mineral a un tamaño que varía entre 65 y 200 mallas.

La humedad de la pulpa se elimina parcialmente por medio de espesadores que producen el material a ser alimentado a las celdas de flotación. La introducción de aire, en presencia de pequeñas cantidades de espumantes tales como el aceite de pino o algunos alcoholes de cadena larga, genera una abundante espuma. Al agregar cantidades adecuadas de agentes colectores, las partículas de minerales sulfurados de cobre se adhieren a las burbujas de aire y se recogen en la espuma en forma de concentrados de cobre. La ganga se recibe en el fondo de la celda y se clasifica entre las colas de la flotación.

La selección de los colectores que se utilizan para la flota--

tación de minerales de cobre depende de los otros minerales presentes; - pueden ser xantatos, ditiolfosfatos o derivados de xantatos. Los agentes de acondicionamiento se emplean para cumplir con funciones diversas debido a que pueden actuar como reguladores de pH, depresores, activadores y dispersantes.

Los circuitos de concentración incluyen normalmente celdas primarias y celdas secundarias de flotación. En las celdas primarias el mineral se separa toscamente de la ganga. Este material incrementa su grado de concentración al ser flotado en una celda de tipo secundario. Después de ser secados y filtrados, los concentrados que se obtienen de los circuitos de flotación quedan en condiciones de ser enviados a la operación de fusión.

V.1.6. Concentración de minerales oxidados de cobre.- El tratamiento de los minerales oxidados de cobre se inicia al recibir el material que no respondió a la acción del circuito de flotación convencional discutido anteriormente.

Las colas de la flotación se espesan hasta aproximadamente un 40% en sólidos y se envían a la planta de tratamiento de lodos para la extracción de cobre a partir de minerales oxidados de cobre solubles en medio ácido. Una planta convencional para el tratamiento de lodos presenta tanques de lixiviación de 20 pies de diámetro. Cada tanque se encuentra equipado con agitadores mecánicos que actúan sobre la pulpa lixiviada. Al agregar ácido sulfúrico se induce la formación del sulfato de cobre en solución. La separación de los residuos insolubles en ácido y

en la solución de sulfato de cobre se efectúa por medio de lavados a contracorriente en espesadores de tracción de 150 pies. La solución concentrada de sulfato de cobre se bombea al equipo de recuperación donde el cobre se precipita por medio de chatarra fina de hierro. El consumo de ácido sulfúrico para la lixiviación de los lodos fluctúa entre 3.9 y 4.2 libras de ácido por libra de cobre recuperado. El consumo de hierro para la precipitación de cobre es de 1.6 libras de hierro por libra de cobre precipitado. La recuperación de cobre es de aproximadamente el 95%.

Recuperación de cobre.- El cobre presente en los licores de lixiviación se recupera casi totalmente a través de la precipitación con hierro metálico y depositación electrolítica. Numerosos investigadores han demostrado que a elevadas temperaturas y presiones es posible precipitar el cobre de la solución por medio de la reducción con hidrógeno. Otros métodos para la recuperación de cobre a partir de soluciones son el de intercambio iónico y el de extracción con solvente. Sin embargo, actualmente la recuperación de cobre se lleva a cabo en la práctica con la aplicación exclusiva de los métodos de precipitación con hierro metálico y depositación electrolítica. Los puntos que a continuación se discuten se refieren al primero de estos métodos.

Precipitación con hierro.- El hierro metálico precipita el cobre presente en la solución de acuerdo a la reacción:

$$\text{CuSO}_4 + \text{Fe} \rightleftharpoons \text{Cu} + \text{FeSO}_4$$

En la práctica, el cobre se recupera casi totalmente de los licores concentrados en base a la aplicación del principio de esta reacción.

Fuentes de obtención del hierro.- El desperdicio de hierro se ha utilizado como el precipitante tradicional del cobre en múltiples operaciones. El bajo costo de los desperdicios de hierro provenientes de la mina y de la operación de molienda ha hecho muy atractivo este tipo de precipitante. Sin embargo, el uso de la chatarra de hierro presenta desventajas de cierta consideración debido a las dificultades de manipulación de la chatarra durante la carga y limpieza de los tanques de precipitación y a la superficie tan reducida de reacción por unidad de peso.

El hierro esponja finamente dividido es otro precipitante efectivo del cobre, a pesar de que en la actualidad no es competitivo en costo con los desperdicios de hierro. La principal ventaja que presenta el uso del hierro esponja parece ser la relativamente más rápida razón de precipitación de cobre respecto a la que se obtiene con los productos convencionales de chatarra de hierro. De acuerdo a investigaciones recientes, el hierro esponja es el precipitante más efectivo para el cobre cuando la operación se efectúa en un precipitador de tipo cónico. La magnetita de alto grado, los minerales de hierro y las cenizas de piritas son las más importantes fuentes de producción de hierro esponja aplicable como reactivo de precipitación del cobre.

Equipo de precipitación y operaciones.- El cobre se precipita de las soluciones por medio de una serie de precipitadores de gravedad o a través de precipitadores cónicos. El equipo más común en la práctica es el de precipitación por gravedad. Presenta una estructura de concre-

to y placas de madera integradas a la parte superior de las paredes como elemento de protección. Una rejilla de acero inoxidable y chapa de madera sostiene la chatarra de hierro por encima de las celdas de precipitación. Los licores concentrados de cobre se introducen por el extremo superior del precipitador y fluyen descendentemente a través de la chatarra. La disposición de los precipitadores es tal que el flujo de la solución se desarrolla en serie. Se utilizan válvula y equipo de bombeo para regular el paso del fluido y desviar las soluciones que deban regresar a alguna celda en particular. Los contenidos de cobre, hierro en estado férrico y ácido sulfúrico de los licores concentrados, así como el área de hierro susceptible de reacción, constituyen los factores más importantes en el cálculo de la velocidad y el grado de recuperación de cobre en cada una de las celdas.

El precipitador tipo Yerington difiere del anterior en que el flujo de la solución concentrada tiene un sentido ascendente a través del hierro precipitante. Los licores concentrados se introducen a los precipitadores a presión por medio de tubos de plástico paralelos de 4 pulgadas que desembocan en los pisos de las celdas de precipitación. Los tubos presentan perforaciones de 5/8 de pulgada espaciadas entre sí de 1 a 3 pies. Las velocidades de la solución se mantienen invariables en las celdas de precipitación. El producto que se forma se ha denominado cobre cementado o cobre de cementación. Se caracteriza por su elevada pureza y un bajo contenido de humedad.

Es indispensable efectuar un muestreo continuo de los licores concentrados que se alimentan y de las soluciones que se descargan de las celdas de precipitación. Las soluciones se analizan para pH y contenidos de cobre, hierro y ácidos por métodos químicos de vía húmeda, aunque recientemente se han adoptado algunos otros métodos como el análisis electrolítico, rayos -X y absorción atómica. El pH de los licores concentrados varía desde 1.4 hasta 3.5, el contenido de cobre es de 0.75 a 7 gramos por litro, el de hierro ferroso es de 0.00 a 3.60 g/l, el de hierro férrico es de 0.05 a 3.0 g/l y el contenido de ácido libre varía de 0.04 a 7.50 g/l. La recuperación de cobre es alta en todas las operaciones, arrojando un promedio superior al 90%. Consecuentemente, el contenido de cobre de las colas de las soluciones es bajo y normalmente analiza entre 0.01 y 0.36 g/l. El pH de las colas en más alto, entre 2.4 y 4.4, como resultado del decremento en el contenido de ácido. La disminución de ácido y el incremento en el contenido total de hierro es la consecuencia de las diversas reacciones de consumo de hierro que tienen lugar durante la precipitación.

El consumo de hierro varía de operación a operación, pero siempre es superior al valor teórico de 0.88 libras de hierro por libra de cobre que dicta la reacción de desplazamiento del cobre. El factor real varía de 1.2 a 2.5 en las diversas operaciones.

Precipitadores cónicos.- Una de las innovaciones más recientes en materia de recuperación de cobre a partir de soluciones concentradas la constituye el precipitador de tipo cónico.

La solución concentrada de cobre se bombea por medio de un sistema múltiple desde el fondo del cono y se inyecta a través de toberas a la chatarra de hierro, la cual se carga semicontinualmente en la parte superior del cono sobre una plataforma de acero inoxidable. La inyección a presión tiene dos efectos fundamentales; la velocidad de precipitación del cobre es mayor y su eliminación de las superficies de hierro es más rápida debido a la acción turbulenta, creando así una superficie de hierro limpia y preparada para la precipitación continua de cobre.

Manipulación del cobre cementado.- Se han utilizado varios métodos como tratamiento posterior a la precipitación del cobre cementado en celdas o conos. El objetivo en cada caso es el mismo: obtener un producto de máxima pureza y mínimo contenido de humedad.

El método que se aplica con mayor frecuencia para la extracción del cobre cementado de las celdas de precipitación es el que hace uso de corrientes de agua a presión elevada. El agua se bombea aproximadamente a 100 libras de presión con el objeto de lavar hasta las conexiones de manguera que comunican a las toberas. El cobre cementado se remueve de las zonas de hierro que no reaccionó, y la mezcla resultante se lleva a los depósitos de decantación a través de drenes que actúan en el fondo de las celdas.

El cobre de cementación producido en precipitadores cónicos sedimenta sobre la plataforma de acero inoxidable, cae al fondo del tanque y se remueve en forma periódica por medio de válvulas operadas neu-

máticamente. Por éste método se obtienen productos de alta pureza, analizando finalmente entre 90 y 95% de cobre.

Decantación.- El cobre cementado se deja reposar en grandes depósitos. El agua clara se decanta y se envía nuevamente a las celdas de precipitación para prevenir la pérdida de cualquier partícula de cobre retenida.

Secado.- El cobre cementado se retira de los depósitos de sedimentación por medio de diversos dispositivos mecánicos con el objeto de secarlo antes de enviarlo a la operación de fusión o al mercado. Cuando se usa el secado atmosférico, se construyen superficies de concreto adyacentes a los depósitos de sedimentación. En algunos casos, sin embargo, la operación de secado se lleva a efecto sobre enormes plataformas equipadas con quemadores de gas.

El secado atmosférico del cobre de cementación reduce el contenido de humedad desde el 50% original hasta un 25% final. El cobre secado con quemadores de gas contiene normalmente un 15% de humedad. Para secar el cobre producido en precipitadores cónicos se utiliza un sistema de filtros de presión que reducen el contenido de humedad del producto final a un 8%. El material en estas condiciones queda preparado para su venta directa al consumidor.

Deposición electrolítica.- Algunas compañías prefieren recuperar cobre a partir de los licores concentrados por medio de la deposición electrolítica que usa ánodos insolubles. Los licores concentra

dos, que contienen entre 25 y 30 gramos de cobre por litro, actúan como electrolito en el proceso de electrobeneficio. Las principales ventajas que ofrece este proceso son que el cobre beneficiado electrolíticamente no requiere el tratamiento adicional de fusión y que tanto el ácido sulfúrico como el sulfato férrico utilizados como solventes durante la operación pueden ser regenerados.

V.2. Cobre blister.

La producción de cobre blister, como segundo punto a discutir del proceso de elaboración que nos ocupa, se encuentra íntimamente ligada a la operación de fusión que hemos mencionado con anterioridad. El término "fusión" se puede utilizar, en un sentido amplio, para cubrir las operaciones sucesivas de tostación, fusión en horno de reverbero, conversión y refinación. En la figura 5.2 se muestra el diagrama de flujo correspondiente.

La operación de fusión es aplicable exclusivamente para producción en gran escala; se ha estimado en 100,000 toneladas anuales el volumen mínimo de producción para que la operación sea rentable. Los elevados costos de planta y de manufactura, así como la demanda de mayores niveles de producción han exigido grandes esfuerzos por incrementar las eficiencias de fusión.

V.2.a. Tostación.— En la operación de tostación se calienta el mineral en presencia de aire hasta una elevada temperatura que se controla de tal manera que no haya fusión. El azufre se oxida y se elimina par

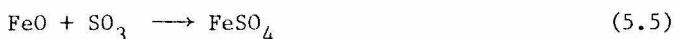
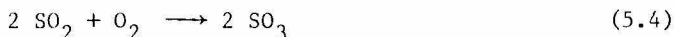
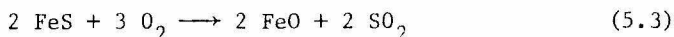
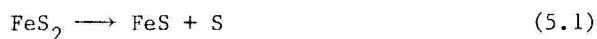
cialmente. Los fines que básicamente persigue la tostación son el control de la cantidad de azufre presente en el mineral y la preparación adecuada de la carga que al fundir proporcione una mata que garantice eficiencia y economía en su tratamiento en el convertidor. La extracción de antimonio y arsénico es otro de los objetivos de la tostación, ya que es más económico hacerlo en este punto del proceso que más adelante.

La operación de tostación se desarrolla normalmente a una temperatura suficientemente alta para inflamar los sulfuros y otros constituyentes oxidables y mantenerlos por encima del punto de inflamación. Algunos minerales sulfurados liberan durante la tostación una cantidad de calor tal que son capaces de cumplir con las condiciones del tratamiento sin recibir calor del exterior. Esto se conoce con el nombre de tostación "autógena".

Se requiere un mínimo de 24% de azufre en el mineral de cobre para que se desarrolle la tostación autógena. Sin embargo, en la mayoría de los casos es indispensable usar combustibles en el horno de tostación. Con la aplicación de las operaciones de tostación es posible eliminar parcialmente el azufre, volatilizar algunas impurezas, oxidar algo de hierro permitiendo su escorificación y precalentar la carga que se alimenta al reverbero.

Las reacciones de la operación de tostación difieren al variar los contenidos de valores metálicos presentes en los concentrados y al

modificar las condiciones de operación de los tostadores. Sin embargo, las reacciones típicas que suceden durante la operación son las siguientes:



Las reacciones (5.2) y (5.3) son fuertemente exotérmicas y de su desarrollo proviene en gran parte el calor del sistema de tostación autógena.

La mayor parte de los tostadores que se encuentran en uso actualmente, corresponden al tipo de tostador de hogar múltiple. Están constituidos por una serie de cilindros forrados con ladrillo refractario en las bases que cumplen la función de transferir calor a los concentrados. Presentan normalmente entre 8 y 12 bóvedas interiores en forma de chimeneas y dispuestas alternativamente en desniveles. Los concentrados se colocan sobre uno de los extremos de la chimenea superior y se arrastran lentamente hacia la parte central de la misma, encontrando un orificio donde se descargan sobre la siguiente bóveda. Los ángulos de los conductos de la segunda chimenea son tales que los concentrados se desplazan hacia los extremos hasta que encuentran la salida que los conduce al siguiente nivel, y la operación se efectúa consecutivamente por-



todos los conductos hasta el fondo del tostador. Los calcinados se descargan sobre un transportador que pasa por debajo del último nivel.

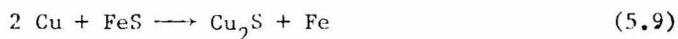
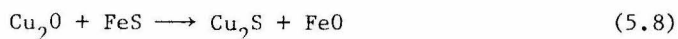
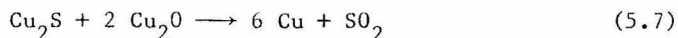
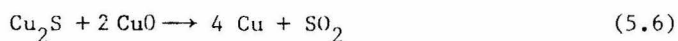
La temperatura del tostador varía desde los 400°F de la chimenea superior hasta los 1400°F a que se encuentran los niveles del fondo. Excepto en la tostación autógena, se requiere la aplicación de calor - desde el exterior por medio de gas o aceites que se queman ante los conductos de los niveles bajos. La capacidad varía desde 100 hasta 200 toneladas por día, dependiendo del tipo de equipo y operación.

Ultimamente se le ha dado una especial consideración a la operación de tostación en cama fluidizada. El principio de este tipo de tostador es la suspensión de las partículas de concentrados sobre una corriente de gas caliente que se desplaza ascendentemente. La ventaja que presenta esta operación es la excelente exposición de la superficie de las partículas tratadas, situación que produce reacciones casi instantáneas. En virtud de que se requiere la eliminación completa del oxígeno del aire, el gas que se obtiene analiza un contenido de SO_2 de aproximadamente el 15%. El alto contenido de SO_2 presenta un atractivo considerable si se toma en cuenta la producción de ácido sulfúrico.

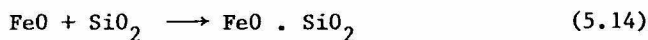
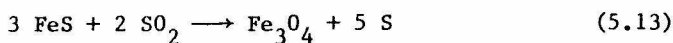
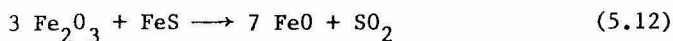
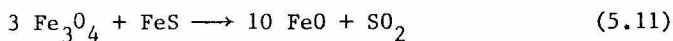
V.2.b. Fusión en horno de reverbero.- La operación de fusión hace uso de la gran afinidad del cobre por el azufre. El calor de formación del Cu_2S es de -41,625 cal/mol de azufre a 2372°F, mientras que el calor de formación de FeS es de -34,403 cal/mol. Así, el azufre se combina preferentemente con el cobre formando sulfuro cuproso y el oxí-

geno se combina con el hierro para formar óxido ferroso. Los sulfuros cuproso y ferroso se disuelven para formar la mata, insoluble en la escoria y de gravedad específica superior. En la mata se disuelven los metales preciosos y otros metales como el arsénico, antimonio, bismuto y níquel que contienen los concentrados. Por encima de 450°C, el sulfuro y el óxido cuprosos reaccionan para formar cobre metálico y dióxido de azufre.

A medida que se proporciona calor, se elimina primeramente la humedad de la carga y posteriormente se libera algo del azufre de la piritita, uniéndose a los gases del horno. Cuando se alcanza la temperatura de 1150°C, el óxido de cobre es reducido por el sulfuro cuproso. A la vez, una parte del óxido de cobre es convertido a sulfuro por la acción del sulfuro ferroso. Estas reacciones se muestran a continuación:



Al seguir elevando la temperatura, los óxidos de hierro presentes serán reducidos por el hierro y el sulfuro de hierro, liberando así al hierro como óxido ferroso aplicable en la formación de escoria. Aun cuando las reacciones que a continuación se anotan muestran la formación de silicatos simples en la escoria, se tiene la seguridad de que se induce la formación de silicatos complejos.



El porcentaje de cobre en la mata se denomina "grado de la mata", y la cantidad expresada como porciento de la carga total se conoce como "caída de mata". La mata de cobre contiene de 15-50% de cobre; sin embargo, una mata de 40-45% de cobre ofrece los resultados más satisfactorios. La mata del más alto grado no es realmente deseable debido a que ocupa un volumen menor que la mata de bajo grado y no es un colector tan efectivo del oro, plata y metales preciosos. Estos se recogen por medio de la "lluvia de mata" al escurrir sobre las partículas no descompuestas de la carga, por lo tanto, una cantidad insuficiente de mata podría provocar una pérdida de metales preciosos. Se ha observado además, que una mata de alto grado ofrece mayores dificultades al tratar de convertirla a cobre blister debido a que la mayor parte del calor requerido para mantener fundido el material proviene de la oxidación del sulfuro ferroso y obviamente, una mata de alto grado necesariamente contiene menos sulfuro ferroso.

Respecto al equipo de fusión utilizado, mencionaremos solamente que el horno de reverbero convencional se caracteriza debido a que la flama del quemador se dispone de tal manera que pase libremente, en sen-

tido ascendente, con el objeto de que al reflejarse contra la pared curva de la parte superior del horno se dirija sobre la carga. Los hornos de reverbero varían en dimensiones desde 90 a 130 ft de longitud y de 18 a 30 ft de ancho. Los hornos de más alta capacidad aceptan hasta 2000 toneladas de carga. Como combustibles utilizan gas natural y carbón de coque pulverizado.

V.2.c. Fusión directa de concentrados de cobre en alto horno.

Este método empieza a cobrar aceptación entre los productores debido a las ventajas que presenta sobre los procesos convencionales de fusión. Es un proceso que permite la fusión directa de concentrados de cobre húmedos. El horno presenta una sección rectangular en la que se cargan, junto con el coque, capas sucesivas de mineral de cuarzo, piedra caliza y escoria en series paralelas. En la parte central se introducen los concentrados después de haber sido mezclados en húmedo. Los concentrados se calientan gradualmente en la parte superior del horno por acción del gas de los quemadores, lixiviando a la vez las capas de relleno. En la parte baja del horno pierden una fracción de su contenido de azufre y se funden totalmente hasta producir la mata de cobre. Los gases de desperdicio tienen tan alto contenido de SO_2 que pueden utilizarse para la producción de ácido sulfúrico.

El proceso acepta la alimentación directa de diferentes tipos de concentrados de cobre y, en casos extremos, es posible mezclar con los concentrados cantidades específicas de polvos de cobre residual y -

minerales sulfurados de cobre en estado de pulverización. La proporción adecuada de los diferentes materiales de fusión y la mezcla apropiada de los diversos tipos de concentrados es determinante para la obtención de buenos resultados en la fusión directa. Las proporciones clásicas son - las siguientes: materiales pulverizados, 87.9%; minerales sulfurados, -- 8.3%; residuos de cobre, 3.8%. Las cantidades de minerales silicosos y piedra caliza se controlan de tal manera que el grado de silicatación de la escoria sea de aproximadamente 1.2 y el contenido de CaO sea del 8%.

Con el objeto de proporcionar la viscosidad adecuada a los con centrados, se ha diseñado un dispositivo de vacío que se utiliza también como mezclador en la industria de la cerámica, añadiendo solamente peque ñas modificaciones como resistencia a la corrosión y a la abrasión.

Los concentrados que se utilizan deben ser examinados en carac terísticas tales como tamaño de partícula y composición química, siendo indispensable que al menos un 50% de los concentrados presenten un tamaño de partícula inferior a las 200 mallas. Se requiere, además, ajustar previamente el grado de humedad de los concentrados. Aunque puede haber diferencias al respecto en función del tipo de concentrados, el grado de humedad debe fluctuar dentro del rango de 13%, ⁺ 5%. Para obtener un -- mezclado eficiente, los concentrados se deben mantener a una presión absoluta de 150 mm Hg por un tiempo determinado. Los concentrados trata-- dos al vacío pueden alimentarse directamente al alto horno. Si la carga presenta la viscosidad suficiente, se puede alimentar al horno mezclando adecuadamente y sin efectuar el tratamiento al vacío. En este caso, sin

embargo, el horno deberá estar equipado con cortinas de acero resistentes al flujo térmico. La relación que se recomienda entre el espesor de cortina y el espesor del horno es la siguiente:

$$\frac{a}{b} = \frac{1}{3} - \frac{1}{6}$$

donde: a: espesor de cortina

b: espesor del horno

Las ventajas concretas que presenta la fusión directa de concentrados de cobre son las que a continuación se mencionan:

a) El consumo de coque disminuye a menos de la mitad de la cantidad que utiliza la fusión reductora.

b) Disminuye el contenido de cobre en la escoria.

c) Aumenta la concentración de SO_2 en los gases desprendidos.

d) La extracción de azufre y la calidad del ácido sulfúrico producido mejoran notablemente.

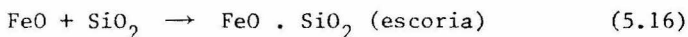
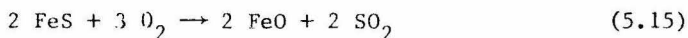
e) La operación se simplifica y el consumo de energía eléctrica disminuye.

En la figura 5.4 se muestra el perfil de temperaturas que arrojaron las mediciones efectuadas en el horno a diferentes espesores.

V.2.d. Conversión.— La carga del convertidor está constituida por la mata fundida que se obtiene en el horno de reverbero y un funden-

te de sílice cuya función es la escorificación del hierro. A través de las toberas instaladas a los lados del convertidor se inyecta aire fuerza do sobre la mata fundida y se obtienen los siguientes productos: (a) cobre blister o cobre crudo; (b) una escoria que aún contiene demasiado cobre; (c) un gas que contiene dióxido de azufre y polvos en estado de volatilización. Debido al elevado contenido de cobre de la escoria, generalmente se instala un sistema de recirculación entre el convertidor y el horno de reverbero. Los gases del convertidor se envían al sistema de recuperación de polvos. Una vez que han sido tratados se destinan co mo materia prima para la producción de ácido sulfúrico.

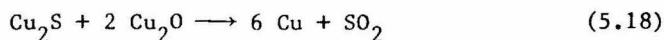
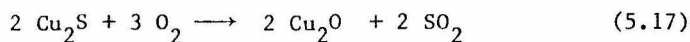
Los aspectos químicos de la etapa de conversión quedan expresa dos por la sucesión de las reacciones siguientes:



Al entrar en contacto el aire inyectado y la mata fundida, el sulfuro ferroso se oxida, el dióxido de azufre escapa por la boca del convertidor, y el óxido ferroso reacciona con el fundente para formar la escoria que flota sobre la mata. Las reacciones 5.15 y 5.16 son repre sentativas de este período de escorificación.

El período de formación de cobre blister se inicia cuando todo el azufre asociado con el hierro ha sido oxidado, y se desarrolla cuando el sulfuro cuproso es oxidado a óxido cuproso y, a continuación, reducido

a cobre y dióxido de azufre por el sulfuro de cobre restante, de acuerdo a las siguientes reacciones:

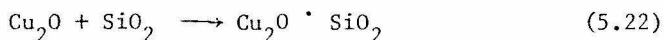
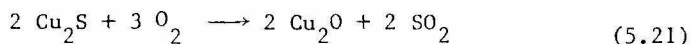
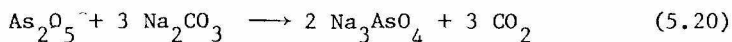
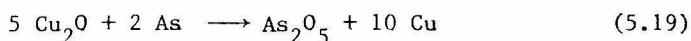


Estas reacciones continúan hasta que prácticamente todo el azufre ha sido eliminado. El oro y la plata presentes no resultan afectados y quedan retenidos junto con el cobre.

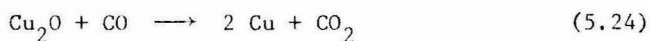
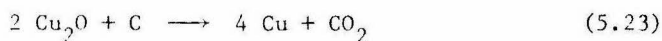
V.2.e. Refinación.- La refinación del cobre blister que se obtiene de los convertidores tiene por objeto la eliminación de impurezas y el ajuste de los contenidos de azufre y oxígeno hasta niveles que permitan su fundición posterior sin que se presente una desgasificación excesiva durante la solidificación. El cobre que se encuentra a este nivel del tratamiento puede ser refinado parcialmente y fundido en forma de ánodos para purificación electrolítica y recuperación de metales preciosos, o refinado solamente hasta un nivel que garantice la venta del producto. La distribución aproximada de la producción es la siguiente:-(a) el 6% del cobre que se fabrica en el mundo se entrega en forma de cobre refinado y presenta una concentración de impurezas lo suficientemente baja como para permitir su transformación posterior; (b) el 8% de la producción mundial queda cubierto por el cobre refinado de pureza intermedia, y se presenta en forma de lingotes o barras impuras; (c) el resto del cobre se entrega en forma de ánodos afinados y se destina a la refinación electrolítica.

Durante la operación de afino se desarrolla primeramente una oxidación hasta que el contenido de oxígeno fluctúa entre 0.6 o 0.9%, eliminando azufre e impurezas volátiles. Si se desea elaborar ya productos comerciales, se efectuará una reducción hasta un contenido de oxígeno entre 0.03 y 0.05%. Si la producción es de ánodos para refinación -- electrolítica, el contenido de oxígeno residual deberá fluctuar entre -- 0.05 y 0.2%. La presencia de oxígeno residual en el cobre es indispensable para la fundición de productos libres de ampollas u orificios. La cantidad de oxígeno queda determinada como una función de la relación de oxígeno a azufre.

En la etapa de oxidación se eliminan como escoria los óxidos de hierro, magnesio, aluminio y silicio. La extracción parcial de arsénico y antimonio se facilita al agregar 4 libras de carbonato de sodio por cada 100 libras de cobre que se cargan. Los arsenatos de sodio se unen también a la escoria. Otras técnicas especiales de escorificación se utilizan para el control de elementos tales como selenio, telurio y plomo. A continuación se anotan algunas de las reacciones que suceden:



La fase de reducción está caracterizada por el contacto forzado entre la superficie del metal fundido y trozos de madera de pino que se inyectan a presión. Se lleva a cabo una reacción violenta entre el Cu_2O y los hidrocarburos presentes, liberándose oxígeno en forma de CO_2 :



El equipo que se utiliza consiste normalmente en hornos tipo reverbero y en hornos cilíndricos de inclinación variable. Los primeros varían en capacidad de 100 a 400 toneladas y son más pequeños, aunque de construcción más pesada, que los hornos de reverbero utilizados para fusión. Los hornos cilíndricos, que varían entre 100 y 300 toneladas de capacidad, son similares a los convertidores tradicionales. La selección del horno adecuado depende de la continuidad de las operaciones y del proceso establecido en la planta en particular.

Uno de los avances que se han logrado en materia de fusión durante los últimos años, lo constituye la operación de fusión con enriquecimiento de oxígeno. El aire enriquecido en oxígeno se inyecta sobre la mata para provocar la producción autógena a partir de concentrados sin utilizar combustibles externos. A pesar de que se ha publicado una vasta información respecto al proceso, los productores aun no lo han adoptado en la medida que sus beneficios podrían hacerlo suponer. Una planta con capacidad de 600 toneladas por día incrementó su rendimiento de fusión en un 30% al enriquecer el aire de combustión en un 27%. Se obten-

drían ventajas aun más sustanciales si el proceso se aplicara directamente a los convertidores. La conversión directa a cobre blister de los -- concentrados altamente sulfurados parece ser bastante factible al considerar el uso de este método.

Con el objeto de superar las limitaciones que presenta la aplicación de las operaciones de fusión y conversión, recientemente se han hecho intentos por combinar las dos operaciones en un proceso individual y continuo. El método más difundido es el que se denomina "Proceso Worcester", que en la actualidad funciona a una escala semicomercial. La producción continua de cobre blister a partir de concentrados, aunada al hecho de que utiliza un equipo de menores dimensiones que el que se usa en la fusión convencional, constituyen ventajas sobresalientes que deberán ser explotadas en el futuro.

V.3. Cobre Electrolítico.

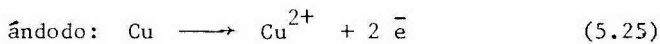
La producción electrolítica de cátodos debe ser considerada como una de las operaciones más firmemente ligadas al proceso general de producción de cobre primario. Es muy poco probable que las modificaciones futuras de tipo tecnológico tiendan a omitir este eslabón del proceso.

Las operaciones discutidas hasta el momento han mostrado un enfoque que se orienta hacia el volumen de la producción exclusivamente, relegando a un segundo plano la calidad del producto. Esta actitud se adopta solamente hasta la fusión de ánodos, ya que el propósito que per-

sigue la producción electrolítica de cátodos es el incrementar la pureza del producto final. Una refinera electrolítica deberá ser capaz de reducir las impurezas nocivas como bismuto, selenio y telurio a menos de 0.5 ppm, y el contenido de azufre hasta aproximadamente 5 ppm. La eliminación de antimonio y arsénico tiende a ser menos rigurosamente controlada.

La refinación electrolítica es una operación lenta que retiene grandes tonelajes de cobre demasiado tiempo en proceso. Desafortunadamente, la gran mayoría de las modificaciones que se han propuesto para disminuir el tiempo de proceso, han venido acompañadas por efectos que perjudican la pureza catódica. Sin embargo, el éxito metalúrgico y económico de algunas de las técnicas que se han probado, dependerá de que se efectúe un balance correcto de los ajustes requeridos por las refineras en operación.

Los fundamentos teóricos de la purificación electrolítica se reducen a lo siguiente: el cobre presente en los ánodos impuros (concentración de cobre superior al 99%) se disuelve electrolíticamente en una solución que contiene sulfato de cobre y ácido sulfúrico. El cobre disuelto emigra hacia el cátodo y se deposita en él. A pesar de que no existe reacción neta, se presenta una transferencia de cobre de acuerdo a las siguientes reacciones de electrodo:



Las impurezas del ánodo se disuelven en el electrolito o caen al fondo de las celdas en forma de lodos. El nivel de impurificación -- del electrolito es de extrema importancia en la composición final del cá-- todo de cobre.

Con el objeto de presentar un panorama detallado de las operaciones que se realizan en una planta típica de refinación electrolítica, efectuaremos la descripción del proceso cuyo diagrama de flujo se muestra en la figura 5.3.

Materia prima y producción de ánodos..- La materia prima para la refinación electrolítica es el cobre blister y una pequeña cantidad de desperdicios de cobre. El cobre blister se recibe en forma de lingotes que tienen un peso promedio de 350 Kg cada uno. Habiendo efectuado análisis químico de contenidos de cobre, plata y oro, con el objeto de conocer la cantidad de cobre electrolítico a obtener (ya que existe una pérdida metalúrgica que oscila entre 2.5 y 3.0 Kg. por tonelada de cobre), el cobre blister y la chatarra de cobre se cargan a los hornos de reverbero que en el diagrama de flujo se denotan como "C" y "D", con una capacidad de 120 toneladas cada uno.

A continuación se muestra el análisis químico que presenta el cobre blister que se utiliza para la producción de cobre electrolítico:

TABLA 5.1

ANALISIS DE BLISTER	
Cobre	99.470%
Arsénico	0.037%
Antimonio	0.016%
Hierro	0.010%
Azufre	0.076%
Níquel	0.026%
Plomo	0.019%
Bismuto	trazas
Selenio	0.009%
Telurio	0.007%
Zinc	trazas
Estaño	0.003%
Oxígeno	0.750%
Plata Oz/ton	9.140%
Oro Oz/ton	0.140%

Los hornos utilizan gas natural como combustible, y el ciclo - total del horno desde que principia la carga hasta que termina de colar - es de 24 horas. Las fases que componen este ciclo son las siguientes:

- a) Carga del horno
- b) Fusión de la carga
- c) Oxidación
- d) Reducción
- e) Colado

El horno es cargado y el cobre blister principia a fundirse. - Durante la fusión, las impurezas no deseables forman la escoria, y haciendo uso de su menor peso específico en comparación con el metal fundido, se retira del horno. Posteriormente se beneficia la escoria para extraer el cobre, plata y oro que contiene la misma. Con el objeto de hacer posible el moldeo del cobre, es necesario ajustar el contenido de oxígeno entre 0.025 y 0.040%. El exceso de oxígeno se elimina por medio de la aplicación de troncos de pino de aproximadamente 5 metros de longitud, los cuales se introducen a presión dentro del baño de metal por la puerta de escoriar, efectuándose la reducción del cobre de acuerdo a las reacciones 5.23 y 5.24 de este capítulo.

En estas condiciones y con una temperatura del cobre en el horno entre 1135 y 1140°C se procede al moldeo de los ánodos en una rueda de colar tipo Walker de 12 moldes con una capacidad de colado de 35 a 40 toneladas por hora. Cada ánodo de cobre pesa 350 Kg aproximadamente, y su control químico arroja el siguiente análisis:

TABLA 5.2

ANALISIS DE ANODOS	
Cobre	99.30%
Arsénico	0.0370%
Antimonio	0.0266%
Oxígeno	0.030%
Fierro	0.0082%
Azufre	0.0264%
Níquel	0.0589%
Plomo	0.0385%
Bismuto	0.0014%
Selenio	0.1120%
Telurio	0.0080%
Zinc	trazas
Estaño	0.0054%
Plata oz/ton	67.5500
Oro oz/ton	0.4750

Los ánodos que se extraen de la rueda de colar se enfrían y se pesan, quedando en condiciones de ser enviados al departamento de electrolisis.

Refinación electrolítica del cobre.- Los ánodos se introducen a las celdas electrolíticas, que son tanques de forma rectangular hechos de fibra de vidrio y resina y que tienen capacidad para 21 ánodos cada uno. Los ánodos se encuentran espaciados a una distancia de centro a centro de 101.6 mm; entre ellos se intercalan las hojas iniciadoras en número de 22 piezas. Las hojas iniciadoras son láminas de cobre electrolítico muy delgadas, y sobre ellas se iniciará el depósito de cobre electrolítico.

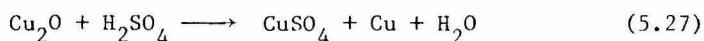
Como electrolito de la celda se utiliza una solución que arroja el siguiente análisis:

TABLA 5.3

ANALISIS GENERAL DEL ELECTROLITO	
CONSTITUYENTE	g/l
Acido sulfúrico	180-200
Cobre	45-50
Arsénico	0.5-12
Antimonio	0.2-0.7
Bismuto	2.0-20.0
Níquel	2.0-20.0

La temperatura de operación del electrolito es de 60°C y se encuentra circulando por las celdas a razón de 18 litros por minuto. La electrólisis utiliza corriente directa que se obtiene por medio de rectificadores de corriente y turbogeneradores de vapor. Se opera a una densidad de corriente de 1.73 Amp/dm². Las cubas electrolíticas se agrupan en número de siete formando así lo que se llama una sección. Las celdas se encuentran conectadas en serie y los cátodos y ánodos en paralelo.

El oxígeno presente en los ánodos como Cu₂O reacciona con el ácido sulfúrico del electrolito, dando como resultado la precipitación de una parte del cobre y la disolución del resto, de acuerdo a la reacción:



El cobre precipitado se une a los lodos de la electrólisis y podrá recuperarse en la operación de tratamiento de lodos, pero es un elemento indeseable debido a que aumenta el peso de los lodos a ser tratados. Por otro lado, la fracción de Cu₂O que entra en solución es responsable del aumento gradual de la concentración de cobre en el electrolito, y se recupera al efectuar la purificación del mismo.

En la conducción electrolítica, el movimiento de la corriente viene acompañado siempre por un movimiento de materia. Al sumergir los ánodos de cobre y las hojas iniciadoras de cobre electrolítico en la solución que actúa como electrolito, y conectar con el manantial de corriente continua, se producirá el efecto de electrólisis. Con la elec-

trólisis se presenta la transferencia de cobre en forma iónica a través del electrolito y se deposita en las hojas iniciadoras de acuerdo a las reacciones 5.25 y 5.26.

Debido a la corrosión del electrolito y a la acción de la corriente que circula, el cobre de los ánodos, así como los valores de plata, fierro, níquel, selenio, etc., entran en solución, pero debido a circunstancias específicas como densidad de corriente y tensión en los tanques, únicamente el cobre se puede depositar en el cátodo. Los otros elementos, por su densidad o por los compuestos que se forman, se precipitan como lodos anódicos. El control de la plata, por ejemplo, se efectúa al agregar NaCl al electrolito para precipitar el cloruro de plata. El azufre, selenio y telurio de los ánodos se combinan con el cobre y la plata para formar los compuestos insolubles Cu_2S , Cu_2Se , Ag_2Se y Ag_2Te , pasando en esta forma a los lodos anódicos.

Cátodos de cobre electrolítico.— Los cátodos de cobre electrolítico presentan la forma de placas rectangulares, con medidas aproximadas de 80 cms. de largo, 70 cms. de ancho y 0.5 cms. de espesor. A los ánodos de 350 Kg se les extrae en las celdas electrolíticas tres cosechas de cobre electrolítico, cada una de ellas produce cátodo con un peso de 100 a 110 Kg cada uno, teniendo cada cosecha una duración para su formado de 11 a 13 días.

La extracción de los cátodos se hace cuba por cuba por medio de un gancho especial que toma de una vez a los 22 cátodos, estando sus-

pendido de una grúa viajera de 7.5 toneladas de capacidad. La extracción de los ánodos se realiza con un gancho que toma a la vez de 10 a 11 ánodos, los cuales se recorren dentro de las cubas para formar un solo conjunto.

El cátodo es lavado en tanques especiales con agua caliente — después de estibado haciendo un solo conjunto de las 22 piezas, y transportado por montacargas a su pesado y almacenaje para su posterior fundición y colado de barras en los hornos que en el diagrama de flujo se denotan por "A" y "B". El análisis de los cátodos se anota a continuación:

TABLA 5.4

ANALISIS DE CATODOS	
Cobre	99.99%
Arsénido	0.00048%
Antimonio	<0.00029%
Fierro	0.00092%
Azufre	0.00050%
Níquel	0.00088%
Plomo	<0.00050%
Bismuto	<0.00006%
Selenio	0.00020%
Telurio	<0.00020%
Zinc	<0.00050%
Estaño	<0.00008%
Cadmio	<0.00030%
Plata oz/ton	0.261

Hojas iniciadoras.- Las hojas iniciadoras son producidas por depósito electrolítico durante 24 horas, sobre matrices, que son láminas de cobre trabajadas en frío de 3.3 mm de espesor. Estas hojas matrices son preparadas en sus caras con una mezcla de gasolina blanca y un aceite pesado para evitar la adherencia del cobre y hacer que éste se pueda desprender fácilmente en forma de hoja. Las matrices de cobre se han empezado a sustituir por matrices de titanio de una mayor resistencia a la corrosión y ofrecen la ventaja de que no requieren preparación alguna para poder desprender la hoja.

Cuando se extrae la tercera cosecha de cátodos, los ánodos ya están agotados, por lo que se vacían las celdas de la solución, se lavan los ánodos consumidos y se extraen llevándose a pesar para ser recirculados a los hornos de ánodos. En el fondo de las celdas sedimentan las impurezas insolubles como la plata, el oro y el selenio principalmente, formando los lodos anódicos. Las impurezas solubles quedan en el electrolito, siendo las principales el níquel y el arsénico. Al efectuar la electrólisis del cobre, el consumo de energía eléctrica es de 250-300 KWH/tonelada de cobre electrolítico.

Tratamiento de lodos anódicos.- Los lodos anódicos que se obtienen de la refinación electrolítica del cobre presentan el siguiente análisis antes de ser tratados:

TABLA 5.5

ANALISIS DE LODOS	
Cobre	36.6%
Arsénico	3.2%
Antimonio	4.2%
Plomo	2.0%
Selenio	22.5%
Telurio	0.9%
Plata	300.0 Kg/ton
Oro	2.0 Kg/ton

Estos lodos anódicos son filtrados y lavados, posteriormente se secan y se colocan en charolas que se introducen al horno de tostación sobre estanteros. El horno tiene una torre de absorción empacada y un extractor acoplado a la descarga de la chimenea. La torre trabaja -- con una solución de carbonato de sodio a un pH de 9 para absorber el anhídrido sulfuroso (SO_2) que se pueda generar durante la tostación que se verifica a $200^\circ C$ con una duración de 3 horas.

Una vez tostado el lodo queda listo para ser llevado a una -- lixiviación con ácido sulfúrico. A través de la lixiviación se elimina -- el cobre que se encuentra presente en forma de compuestos. La solución -- procedente de la lixiviación contiene sulfato de cobre y plata soluble, -- la cual se precipita con cloruro de sodio para formar cloruro de plata. -- El selenio presente en la solución se recupera como subproducto del proce -- so por reducción con anhídrido sulfuroso hasta formar el selenio metáli -- co en su estado inestable, el cual se pasa a la forma estable de selenio

metálico negro por calentamiento a 55°C en medio ligeramente ácido.

La solución ya purificada regresa al circuito electrolítico, - el selenio se seca, se muele y se envasa para su venta posterior. Los - lodos anódicos tratados se envasan en tambores de 200 litros de capaci-- dad y se envían a las compañías mineras de donde proceden. Los lodos en cuestión contienen aun selenio, oro y plata principalmente.

Control y purificación del electrolito.- La purificación del electrolito se realiza con el propósito de controlar los contenidos de - cobre, impurezas solubles y ácido sulfúrico libre.

El electrolito tiene tendencia a aumentar la concentración de iones cobre en solución. Este aumento se controla por medio de cubas li beradoras que en número de 15 a 18 están dentro del circuito. Estas cubas se caracterizan por el hecho de que no llevan ánodos de cobre, sino áno dos insolubles de plomo, por lo que el depósito electrolítico para for-- mar el cátodo proviene exclusivamente del cobre disuelto en la solución. Cada ánodo de plomo pesa aproximadamente 225 kilogramos.

La purificación del electrolito se efectúa por medio de un pro ceso de decuprización que consiste en eliminar todo el cobre contenido - en el electrolito por medio de dos celdas electrolíticas con ánodos inso lubles de plomo, en donde una cantidad del electrolito se encuentra cir culando en circuito cerrado. Una vez eliminado el cobre del electrolito, el licor queda con ácido sulfúrico, níquel en forma de sulfato y arséni co solubles.

El níquel se precipita junto con el arsénico por adición de -- carbonato de sodio, obteniéndose un licor neutro que contiene sulfato de sodio y que se recircula al departamento de electrólisis. El carbonato de níquel con arsénico es filtrado, lavado y secado. En estas condiciones se envasa y almacena en tambores de 200 litros de capacidad para su posterior purificación y venta como óxido o carbonato de níquel.

V.4. Polvo de Cobre

Los procesos pulvimetalúrgicos presentan una sorprendente analogía con las técnicas utilizadas en la industria de la cerámica. Ambos procedimientos muestran una serie de detalles en común que se inicia con la producción preliminar de un material de forma definida y fabricado a partir de polvo finamente dividido. El material se conforma a mano o -- usando compactación mecánica y es relativamente débil a este nivel. A continuación viene la sinterización en horno que une las partículas con el objeto de que el material adquiera consistencia sin perder la forma -- que se le impartió durante el moldeo. Las operaciones finales siguen -- patrones similares y utilizan técnicas de corrección dimensional y modificación del acabado superficial. La gran diferencia radica en la maqui-- nabilidad de los metales, en la mayor precisión que es posible lograr y en la amplia gama de técnicas de procesamiento que se puede aplicar so-- bre los componentes metálicos de sinterización.

Actualmente la industria pulvimetalúrgica tiene un nivel de -- expansión anual superior al 15%. Se ha estimado que se mantendrá este -

ritmo de crecimiento debido a la enorme demanda de sus productos y a los procesos que ahora se encuentran en desarrollo y que ofrecen altas probabilidades de convertirse en realidades comerciales en el futuro.

Para la producción de polvos de cobre se ha generalizado el -- proceso de depositación catódica. Esta técnica proporciona un polvo cuya distribución de tamaño de grano fluctúa entre 10 y 100 milimicras; di mensiones adecuadas para ser usado en pulvimetalurgia. Sin embargo, una desventaja del proceso consiste en que la materia prima debe tener pureza electrolítica con el objeto de garantizar la calidad mínima de 99.5% de cobre requerida en el polvo metálico.

Otros sistemas para la producción de polvo de cobre es el proceso Sherrit-Gordon de reducción directa de soluciones de cobre por medio de hidrógeno o monóxido de carbono, y un método recientemente publicado en el que un sulfito doble de Cu^+ y Cu^{2+} se descompone hasta polvo de cobre por la acción de ácido sulfúrico que actúa en condiciones de -- desproporción. Estos procesos, sin embargo, no han mostrado aplicación en la metalurgia de polvos a escala industrial.

En la presente sección discutiremos el proceso hidrometalúrgico para la preparación de polvo de cobre. Es un nuevo método que ha pro bado su efectividad en producción a gran escala y consiste en una técnica que opera sobre bases puramente hidrometalúrgicas.

V.4.a. Proceso hidrometalúrgico.- Esta técnica comprende los siguientes pasos:

- a) Preparación de cloruro de cobre puro.
- b) Reacción del cloruro de cobre y un álcali hasta obtención de óxido de cobre (I).
- c) Desproporción del óxido de cobre (I) con ácido sulfúrico - hasta polvo de cobre y sulfato de cobre.
- d) Reducción del sulfato de cobre a cloruro de cobre por acción de dióxido de azufre.

a) Preparación de cloruro de cobre puro.- El proceso hidrometalúrgico parte de una solución acuosa que contenga cobre como soluto, - principalmente en el estado divalente. Estas soluciones pueden ser los baños electrolíticos de las operaciones de electro-refinación y recubrimiento, los licores del lavado de columnas de intercambio iónico, o las soluciones resultantes de la lixiviación de cenizas piríticas. Cuando dichas soluciones que contienen cobre divalente son reducidas con dióxido de azufre en presencia del ión cloruro, precipitan cloruro de cobre.- Este cloruro de cobre, que proviene de soluciones impuras, y por tanto, - presenta una pureza insuficiente, se utiliza como materia prima del proceso.

El cloruro de cobre se encontrará contaminado, de acuerdo a su procedencia, por ganga insoluble, residuos orgánicos y aguas madres residuales. Cuando el material proviene directamente de la lixiviación del mineral, el cloruro de cobre contendrá además plata y oro como impurezas que deberán ser eliminadas.

Purificación del cloruro de cobre.- La recristalización es -- aplicable como uno de los métodos más simples de purificación. La solubilidad del cloruro de cobre en agua pura es muy pequeña ya que asciende a 0.3 g/l. Sin embargo, en las soluciones que contienen iones cloruro - se forma el complejo aniónico fácilmente soluble $(\text{CuCl}_2)^-$ y la solubili-- dad del cobre aumenta exponencialmente al incrementar la concentración - de cloruros. La figura 5.5 muestra la solubilidad del cobre a diferen-- tes temperaturas como función de la concentración de cloruros. De acuer-- do a este diagrama, el proceso de recristalización de una solución de -- cloruro de sodio cercana a la saturación será una operación satisfacto-- ria entre 80 y 40°C. A partir de una solución saturada, casi la mitad - del cobre alimentado cristaliza como cloruro de cobre puro. La recupera-- ción mejora notablemente durante la cristalización con la disminución de la concentración de cloruros, de tal manera que la concentración de cobre disminuye con el enfriamiento.

Durante la etapa de recristalización se lleva a efecto la sepa-- ración de los metales nobles. El oro se encuentra presente en estado -- elemental y se separa junto con otros constituyentes insolubles al fil-- trar la solución. Por otro lado, la plata, que aparece en forma de - - $(\text{AgCl}_2)^-$, tiene una solubilidad considerablemente mayor que el complejo-- aniónico de cobre y permanece en las aguas madres después de haber sepa-- rado el cloruro de cobre cristalizado y puro. Como en toda operación de recristalización, la solución debe recircularse varias veces (figura 5.6). Cuando las impurezas solubles han excedido un cierto nivel, las aguas ma

dres deben ser tratadas por cementación con chatarra de hierro.

b) Precipitación del óxido de cobre.- El cloruro de cobre resultante, ahora en forma pura, es filtrado y lavado antes de alimentarse al segundo paso del proceso. En virtud de que no existe un hidróxido de cobre monovalente, la reacción del cloruro de cobre y el álcali produce inmediatamente el óxido de cobre monovalente con la fórmula Cu_2O . Por razones de pureza del producto, solo una solución de hidróxido de sodio es aplicable como agente de precipitación.

Al precipitar óxido de cobre se obtienen granulillos extremadamente finos de un color que varía desde amarillo hasta rojo claro. Desde el punto de vista tecnológico, sus propiedades son desfavorables al considerar las operaciones de filtración y lavado. Sin embargo, siguiendo ciertas reglas específicas es posible obtener un producto de precipitación más grueso y con propiedades de asentamiento adecuadas. Para ello es necesario desarrollar la reacción en forma continua y a una temperatura de 80-90°C. Como el cloruro de cobre se tiene en suspensión acuosa, es indispensable proporcionar una agitación constante con el objeto de mantener la concentración de cobre en el volumen de reacción al nivel correspondiente al equilibrio de solubilidad del cloruro de cobre. Algunos otros parámetros de la reacción, como la concentración de los reactivos y el tamaño de grano del cloruro de cobre, tienen una influencia menor.

Se obtienen productos de precipitación con óptimas propiedades

tecnológicas cuando la reacción se desarrolla a dilución infinita. Esta situación la discutiremos haciendo uso del esquema mostrado en la figura 5.7. El eje de las abscisas del diagrama cuantifica el hidróxido de sodio agregado a una cantidad específica de cloruro de cobre. El punto de equivalencia correspondiente a la conversión unitaria se encuentra indicado por una marca especial. Las tres curvas que se muestran corresponden a la variación en el pH, al potencial de cobre y a la concentración de cobre en solución durante la reacción. La concentración de cobre aumenta al principio debido a que con el incremento en la concentración de cloruros se combina una mayor cantidad de cobre en el anión $(\text{CuCl}_2)^-$. Hacia el punto de equivalencia, la concentración de cobre disminuye, pasa por un mínimo en el punto de equivalencia y aumenta nuevamente al rebasarlo. Al mismo tiempo se presenta un incremento en la concentración de hidróxido, posiblemente debido a la formación de un complejo "hidroxo". Si el potencial de cobre se mide simultáneamente con un electrodo de cobre, en el punto de equivalencia se encontrará un gran salto del potencial de 350 mV. Esto corresponde al cambio en la concentración del ión-cobre (I) desde los valores correspondientes al equilibrio de solubilidad del cloruro de cobre hasta los valores determinados por la constante de disociación del complejo hidroxo. Este salto del potencial es muy apropiado para el control automático del desarrollo continuo de la reacción.

En el diagrama se muestra también la variación en el pH. En la línea de pH se nota fácilmente que el punto de operación que se deriva del potencial corresponde a un pH de aproximadamente 8.2. La medición -

de pH no es apropiada para el control del proceso debido a que el óxido de cobre forma densas capas que se adhieren al vidrio de los electrodos, dando lugar a indicaciones erróneas de los instrumentos. Finalmente debe mencionarse, respecto a la reacción, que a través de mediciones electroforéticas se ha encontrado que el punto isoeléctrico del óxido de cobre recién precipitado aparece a un pH de 7.8, de tal manera que el óxido de cobre precipitado a un pH de 8.0-8.4, se forma cerca del punto isoeléctrico y como consecuencia presenta propiedades de coagulación, asentamiento y lavado bastante favorables.

El producto de la reacción es lavado y filtrado. Las aguas madres de la solución de cloruro de sodio regresan al primer paso del proceso. El óxido de cobre queda en condiciones de entrar a la tercera etapa del proceso.

c) Desproporción del óxido de cobre (I).- Esta reacción es bastante sencilla química y tecnológicamente. Se basa en el hecho de -- que las sales de cobre (I) de los oxiácidos existen en solución como complejos y no como sales simples. Los compuestos de cobre, por lo tanto, al reaccionar con oxiácidos experimentan un desequilibrio en su valencia, situación que hemos denominado "desproporción". En la figura 5.6 se -- muestra la reacción entre óxido de cobre (I) y ácido sulfúrico. Los productos de la reacción son cobre metálico y una solución de sulfato de cobre con un bajo contenido de ácido sulfúrico. La reacción es fuertemente exotérmica, practicable estequiométricamente y muy rápida. Es posible desarrollarla en forma continua o discontinua, y el polvo de cobre producido puede separarse por un filtro en un tanque de asentamiento. En vir

tud de que el polvo es muy sensible al oxígeno en estas condiciones de humedad, deben observarse ciertas precauciones. Una de las más obvias es el uso de atmósfera inerte.

El tamaño de grano del polvo de cobre precipitado aumenta en función directa del tamaño de grano del óxido de cobre (I) original. También aumenta al elevar la temperatura de reacción y al disminuir la concentración de ácido sulfúrico. Realizando el ajuste apropiado de estos factores, es posible obtener un polvo de cobre cuyo tamaño de grano varía entre 0.1 y 1 milimicra, lo cual supone un tamaño de grano altamente homogéneo. Hasta el momento no se ha podido establecer si este material es apropiado para aplicarse en catálisis. Su aplicación en metalurgia de polvos es inadecuada con esta presentación; la forma más gruesa de este material es aun demasiado fina. Sin embargo, al sinterizar moderadamente a 400-500°C, los diminutos cristales primarios se combinan con los conglomerados secundarios libres arrojando como resultado un producto — con tamaño de grano entre 50 y 100 milimicras, característica que satisface los requerimientos de la metalurgia de polvos. El proceso de sinterización se desarrolla en una atmósfera ligeramente reductora con el fin de eliminar las últimas trazas de oxígeno del material.

Al comparar la calidad del producto que se obtiene por medio del proceso convencional de fusión, con el material que produce el método hidrometalúrgico, se observa inmediatamente el hábito distintivo de cada tipo de polvo. El material fabricado por el proceso convencional está conformado por granos redondos, compactos y sin microestructura de-

finida. Por el contrario, en el polvo del proceso hidrometalúrgico es posible distinguir aun los cristales primarios dentro de los conglomerados secundarios. El producto hidrometalúrgico tiene una elevada pureza química que podría aumentar, si fuera exigido por algún caso en particular, purificando la materia prima hasta el grado deseado. Las propiedades físicas como densidad, área específica y distribución de tamaño de grano, son casi idénticas.

d) Reducción de la solución de sulfato de cobre.- La solución de sulfato de cobre que se forma en la etapa de desproporción en una cantidad equivalente al polvo de cobre, constituye un problema especial del proceso hidrometalúrgico debido a que el mercado del sulfato de cobre es limitado. Se ha desarrollado el siguiente método para su retroalimentación al proceso: al agregar iones cloruro a la solución de sulfato de cobre y tratarla con dióxido de azufre gaseoso, el cobre divalente se reduce al estado monovalente. Como resultado de la reacción precipita cloruro de cobre (I) y se forma ácido sulfúrico y sulfato de sodio. El cloruro de cobre precipitado se separa del ácido sulfúrico por filtración y puede enviarse a la segunda etapa del proceso sin mayor purificación.

El ácido sulfúrico formado corresponde estequiométricamente a la cantidad requerida por la subsecuente desproporción del óxido de cobre (I). Aparentemente el proceso opera sin adición alguna de ácido sulfúrico. En la reacción general que se muestra en la figura 5.6 se puede observar que a partir de cloruro de cobre(I), dióxido de azufre e hidróxido de sodio se forma sulfato de sodio y cloruro de sodio, y que to-

do el cobre presente en el material original se produce como cobre metálico en forma de polvos de la calidad previamente descrita.

La reducción del sulfato de cobre por el dióxido de azufre -- trae consigo una considerable disminución de los costos del proceso, ya que una tonelada de SO_2 equivale estequiométricamente a 3 toneladas de H_2SO_4 puro. Es indudable que se deberá contar con una reserva de ácido sulfúrico en condiciones de aplicación inmediata, debido a que el ácido que se utiliza en la etapa de desproporción incrementa progresivamente su contenido de sulfato de sodio.

En cuanto a los aspectos económicos del proceso, es obvio que debemos comparar los costos del método hidrometalúrgico respecto a los que causan las técnicas convencionales para la producción de polvo de cobre:

a) Por el nuevo método se evitan las operaciones de fusión y refinación;

b) El uso de los reactivos del proceso, dióxido de azufre e hidróxido de azufre, se contrarresta con la recuperación de sulfato de sodio;

c) La pérdida de cobre es bastante menor en la operación hidrometalúrgica;

d) Además de polvo de cobre, se obtienen tres productos de alta aceptación en el mercado: cloruro de cobre(I), óxido de cobre(I) y -- sulfato de cobre.

V.5. Recuperación de Chatarra.

Por cada 100 toneladas de cobre primario producido, se reprocesan aproximadamente 70 toneladas de chatarra (en términos de contenido metálico) que representan un 40% del consumo total. De este 40%, aproximadamente el 12% se refina como cobre metálico secundario; el 28% restante se utiliza directamente en forma de aleación. Los datos anteriores permiten concluir que la chatarra de cobre se ha constituido en una gran reserva estratégica y en la más importante fuente potencial de cobre.

En términos generales, el procesamiento de la chatarra de cobre sigue las operaciones que muestra el diagrama de flujo de la figura 5.8. Aquí discutiremos los aspectos que hemos considerado de mayor importancia.

V.5.a. Clasificación de la chatarra.- La etapa de clasificación hace uso de una amplia variedad de propiedades y características de terminantes. El color, el método de fabricación, las propiedades magnéticas, la dureza y la maquinabilidad son factores auxiliares en esta etapa del proceso. Cuando el color del material se toma criterio de clasificación, se debe cuidar que el color real del material no se confunda con un color transitorio. Durante el maquinado, por ejemplo, es fácil desarrollar una amplia gama de colores temporales que, en términos de clasificación, pueden provocar el error.

Las pruebas químicas superficiales tienen una aplicación muy restringida. Si se manipulan 100 toneladas de chatarra de cobre por día,

no es operante estar al tanto de los cambios de coloración de una pieza pequeña que será representativa solamente de sí misma. En términos generales, las pruebas químicas superficiales no ofrecen la rapidez, el grado de exactitud y la confiabilidad que debe garantizar todo criterio de clasificación.

La etapa de clasificación requiere una maquinaria que sea capaz de aceptar cualquier tipo de chatarra y proporcionar un resultado rápido, objetivo y, de ser posible, inequívoco. La técnica de perforación es probablemente el método mecánico más valioso, especialmente para fundiciones de bronce. En virtud de que uno de los objetivos que se persiguen al agregar plomo a las aleaciones de cobre es el de incrementar la maquinabilidad, resulta lógico explotar esta característica como criterio de clasificación. La técnica de perforación es fundamentalmente una prueba de maquinabilidad, y aunque no ofrece alta precisión, puede realizar la separación de los broncees convencionales y los materiales aleados que contienen hasta un 5% de plomo.

En virtud de que aproximadamente un 50% del cobre que se produce lo consume la industria eléctrica, principalmente en la fabricación de todos los tipos de cable aislado, es obvio mencionar que el cable eléctrico representa una importantísima fuente de cobre secundario. El quemado es la técnica tradicional de recuperación a partir del cable. El método presenta una serie de desventajas que se inicia con el desprendimiento de humos nocivos que provienen de la incineración del aislante plástico y provocan severos problemas de contaminación y mantenimiento -

de la planta. La calidad del producto es deficiente y además existe una pérdida considerable de metal (superior al 15% para alambre fino).

La obsolescencia del quemado de cables como técnica de recuperación de cobre, ha conducido al desarrollo de nuevos tratamientos que se basan en dispositivos mecánicos. El más significativo de ellos parte de una fragmentación del cable tendiente a la separación del metal y el aislante plástico. En esta operación se utiliza un motor de 200 H.P. que acciona un enorme cortador rotatorio de 5 guillotinas. El material granulado final contiene cobre y plástico. Su separación requiere la aplicación de corrientes de aire o de camas fluidizadas con medio pesado (figura 5.9). Se prefiere un medio de tipo magnético para facilitar la separación de los productos finales. Con el mismo propósito se ha diseñado un dispositivo que utiliza una plataforma inclinada y de base porosa. Los gránulos de cobre y plástico se mezclan con polvo de hierro o ferrosilicio y el conjunto se fluidiza a través de la plataforma. El cobre cae al fondo de la corriente; el plástico permanece sobre la capa superior. La corriente final puede dividirse en dos fracciones, una que conduce plástico y otra que contiene cobre. Las fracciones se separan más adelante y el medio fluidizante se recircula.

Los sistemas mecánicos parecen muy atractivos y realmente ofrecen resultados más satisfactorios que el sistema de quemado en crudo de los cables. Muestran un excelente funcionamiento cuando el cable aislado que se procesa es uniforme y de un diámetro razonable, pues este material produce una mezcla de gránulos de cobre y plástico que es posible -

separar eficientemente por corrientes de aire o a través de separadores de medio sólido. La chatarra de cable viejo, sin embargo, provoca serios problemas al presentar una calidad extremadamente variable. Los diámetros de los conductores pueden variar considerablemente y se debe efectuar una cuidadosa separación de los sólidos antes de intentar la fragmentación. Así, aunque el conjunto de dispositivos mecánicos puede ser el apropiado para una parte del material procesado, no necesariamente debe serlo para el resto.

La pérdida de cobre a través del método mecánico es casi inevitable. Siempre existe en el producto una porción de finos de cobre que tienden a perderse en el plástico debido a su enorme ligereza relativa. Las pérdidas de cobre por finos ascienden a un 8-10%. Un detalle importante es que los costos de la purificación final del plástico se incrementan en la medida que el proceso se acerca a la total separación del cobre y el plástico.

Otro problema que se debe considerar en el tratamiento de cables es la presencia de residuos de algodón y fibras que refuerzan el aislante. Pueden dañar seriamente las mallas, los separadores de aire y las tolvas, alterando la conducción normal del proceso. Eliminarlos por medio de succión local no siempre rinde resultados satisfactorios debido a que se corre el riesgo de perder cobre también.

V.5.b. Fusión y refinación.- Los procesos de refinación pueden dividirse en dos amplios grupos. La técnica principal, a través de

la cual se realiza la mayor parte de la refinación pesada, involucra el uso de aire para oxidar impurezas tales como hierro, manganeso y aluminio, que posteriormente se eliminan como escoria. Esto sucede de acuerdo a las energías libres de formación de los óxidos del metal, aunque el desarrollo real de las operaciones es tan lejano al equilibrio termodinámico que la información teórica debe interpretarse con cuidado.

El segundo tipo de refinación de cobre secundario es el que -- utiliza fundentes químicos: por ejemplo, el uso de piedra caliza para -- eliminar estaño; fósforo para remover plomo, etc...

El tipo de horno utilizado determina el grado de refinación posible para una mezcla en particular. Los hornos de inducción, por ejemplo, son esencialmente unidades de fusión que ofrecen la facilidad de desarrollar solo una parte de la refinación, siendo el caso típico la extracción del aluminio presente en los latones. Así, las mezclas de fusión deben prepararse a partir de cargas cuidadosamente clasificadas. De no ser así, el producto fundido deberá enviarse a una refinación adicional. Esto representa pérdidas en tiempo de producción y consumo de fundentes. El dilema radica en que si el horno es una unidad de alta recuperación, tenderá a fundir todo el metal que se alimenta a la carga (impurezas y elementos requeridos). Esto significa que entre más elevado sea el grado de recuperación del horno, se requerirá un mayor nivel de clasificación de la chatarra alimentada.

V.5.c. Procesos

a) Chatarras con bajo contenido de cobre.- Las materias primas pueden ser desperdicios de cobre, metales fuertemente oxidados y escorias ricas en cobre procedentes de las diversas operaciones metalúrgicas.

La carga está compuesta normalmente por el material que aporta el cobre, un material fundente (sílice, caliza, óxido de hierro, de acuerdo al caso), y adiciones posibles de fundente sulfurado y coque. -- Los productos de fusión son un cobre muy impuro o una mata y una escoria que generalmente contiene zinc. Si no se desea la fusión sulfurante, se preferirá el uso de coque con bajo contenido de azufre y se evitará la formación de la mata. El cobre negro obtenido de esta manera puede contener Pb, Zn, Sn, Si, Fe, Ag, Ni, y debe ser refinado.

Este proceso se aplica en el tratamiento de los desperdicios de latón. A continuación se anota el análisis que se logra:

Cu	87.00%	Zn	5.0%
Sn	2.5-3.5	Sb	0.015%
Pb	1.8	Ni	0.7
Fe	1.5	Co	0.01
Bi	0.0015	Ag	130 g/t
As	0.02	Au	1 g/t

En el diagrama de flujo correspondiente a esta sección se mues

tra un tratamiento similar. En este caso, el cobre negro se refina en convertidores antes de combinarlo con metales de diferente procedencia.- La fusión de desperdicios de latón triturado produce un cobre negro que contiene:

Cu	92.125%	Zn	1.88%
Pb	1.96%	Fe	0.31%

así como una mata con 73% de cobre y una escoria rica en zinc:

Pb	1.08	MgO	3.97
Cu	2.80	CaO	2.75
ZnO	37.28	SiO ₂	19.82
Al ₂ O ₃	6.13	FeO	24.61

El polvo recuperado en un separador Cottrell arrojó la siguiente composición:

Pb	9.17%
Cu	0.63%
Zn	61.13%

Aproximadamente 4/5 del contenido total de zinc se encontraron presentes en la escoria, y menos de 1/5 se recuperó de los polvos. Las etapas de conversión y refinación del cobre negro se realizan por los métodos convencionales. Si la carga no se encuentra oxidada, se desarrolla una fusión simple en horno de cubilote para obtener dos fases líquidas, una metálica y otra de escorificación. Se requiere un contenido inicial del 30% para que el proceso sea competitivo.

b) Chatarras con mediano contenido de cobre.- Actualmente se

procesan grandes cantidades de bronce y latón para producir un cobre -- blister que posteriormente se refina. El proceso incluye: a) un tratamiento en el convertidor que produce cobre blister, materiales de escorificación y polvo; b) un tratamiento en horno de la escoria del convertidor con posible producción de polvo (si son bajos los contenidos de zinc y estaño). Esta operación produce un metal que se trata nuevamente en el convertidor, una escoria disponible para el mercado y un polvo comercial con altos contenidos de zinc y estaño.

El proceso es ideal para las compañías que producen cobre electrolítico a partir de chatarra de latón y bronce. Las chatarras de bronce y latón pueden usarse en la producción directa de aleaciones secundarias. El proceso incluye fusión, refinación y ajuste de la composición especificada. En el diagrama del proceso de la chatarra se observa que la refinación es el paso esencial del tratamiento. Requiere el uso de -- diversos fundentes que pueden o no tener un carácter metálico. Los fundentes no metálicos pueden encontrarse en estado sólido, líquido o gaseoso; pueden ser una mezcla de varios constituyentes y su acción puede tener efectos mecánicos o químicos. Ejemplo de ello es el hecho de que -- evitan la oxidación de la masa fundida o la volatilización de los metales. Los principales fundentes no metálicos son: cloruro de sodio, bórax, rasorita y ulexita (minerales con alto contenido de bórax), hidróxido de sodio, caliza, vidrio, nitrógeno y oxígeno.

Los fundentes metálicos contienen uno o varios agentes activos como litio o fósforo con una base de cobre como vehículo. Se utilizan --

en la refinación oxidante de la masa fundida o para modificar la composición de las aleaciones. El "cobre fosforado" (15% P) es uno de los fundentes metálicos clásicos y cumple funciones de desoxidante, desgasificador, estabilizador y fluidizante. Aleaciones binarias de silicio, manganeso, litio y cadmio pueden usarse con los mismos propósitos.

El equipo normalmente incluye hornos de reverbero, hornos rotatorios, hornos de crisol, hornos de resistencia y hornos de inducción de baja y media frecuencia.

c) Chatarras con alto contenido de cobre.- Las materias primas pueden ser componentes de cobre puros que han sido separados de materiales extraños (aislante plástico del alambre conductor), así como el cobre blister que se obtiene del tratamiento de las chatarras de bajo contenido de cobre.

El proceso es el que se aplica usualmente en la producción de cobre blister a partir de minerales: refinación en horno de reverbero seguida posiblemente de una refinación electrolítica, dependiendo del nivel de impurezas y de los contenidos de metales preciosos.

V.5.d. Equipo de producción de cobre secundario.- El alto horno es probablemente la unidad más versátil para la refinación de cobre secundario. En condiciones normales de operación se encuentra totalmente forrado con refractario, aunque el agua de enfriamiento de las zonas de fusión haga que en esa región el refractario sea una capa de esco

ria congelada. El contenido promedio de cobre presente en el material de carga varía entre 25 y 30%.

Una desventaja del uso del alto horno es que el producto que proporciona (cobre negro) es demasiado impuro y se debe refinar posteriormente hasta calidad anódica. El análisis varía de acuerdo a la carga alimentada, pero los valores típicos son: Cu 70-80%; Sn 5-10%; Zn 6-8%; Fe 5-10%; Ni 2-4%. La composición de la escoria se encuentra en el rango siguiente: Cu 1.5-2.0%; Si 35-40%; FeO 25-30%; CaO 5-10%; Al_2O_3 15%.

El convertidor de metal secundario es más pequeño que la unidad utilizada en la industria primaria para la refinación de cobre blister. Su diseño es similar y su operación se basa en la oxidación exotérmica desarrollada durante la refinación del cobre negro que proviene del alto horno.

Aunque el convertidor y el horno de reverbero cumplen con la misma función (ambos realizan una refinación oxidante), el convertidor es una unidad más rápida y arrastra mayor cantidad de valores secundarios en los humos que en la escoria. La razón es que el convertidor utiliza una carga preferentemente metálica, con un valor calorífico mayor que la del horno de reverbero.

El horno de reverbero es la unidad idónea para la producción directa de ánodos de cobre. Supera al convertidor en lo referente a fusión de cargas sólidas, particularmente cuando éstas contienen una baja

proporción de impurezas metálicas y un alto contenido de impurezas no metálicas como óxidos, silicatos, etc... Bajo un control adecuado, pueden consumir combustibles líquidos o gaseosos y arrojar productos de escorificación con características comerciales.

Las celdas de refinación electrolítica guardan un sitio de importancia en la producción de cobre secundario. Las refinерías electrolíticas de cobre secundario son generalmente más pequeñas que las refinерías primarias y trabajan con ánodos menos puros y de calidad más variable. El contenido de cobre es de 98-99%, siendo el plomo (superior al 0.5%), el estaño (0.1%) y el níquel (0.5-1.0%), las impurezas más comunes.

Los detalles de tipo electroquímico de la refinación electrolítica secundaria difieren poco respecto a la refinación primaria. La concentración del electrolito es de 45 g Cu/l, con 80-100 gramos de H_2SO_4 /l y una temperatura de 50-60°C. Se opera a una densidad de corriente de 15-20 amp/ft².

La recuperación de lodos anódicos es un aspecto importante de la economía de la refinación secundaria. Debido a la presencia de aleaciones en la carga, los lodos secundarios son siempre más ricos en plomo y estaño que los lodos primarios, y normalmente presentan un contenido menor de níquel y metales preciosos. Esto es debido a que la carga que se alimenta a la refinación secundaria ya ha sido electro-refinada previamente a su servicio original. Los lodos anódicos primarios contienen

elementos como antimonio, selenio, telurio, etc., ninguno de los cuales se utiliza en el cobre original. Por esta razón, su presencia en la industria del cobre secundario es mínima.

VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1).- La producción de cobre en México puede considerarse, en general, suficiente para satisfacer la demanda interna por parte de las industrias consumidoras. Sin embargo, en algunas ocasiones se han presentado inesperados aumentos en la demanda que han sobrepasado la capacidad de producción de cobre electrolítico de la refinería Cobre de México, S.A., única planta de tal naturaleza instalada actualmente en el país.

Durante el año de 1973, la producción de alambre y de cable de cobre fue de 31,888 toneladas, 32.4% sobre la producción de 1972 cuando, a su vez, hubo un incremento de 28.6%. La producción de tubería de cobre fue de 9425 toneladas, un incremento del 16.2% sobre la del año anterior. Por lo que respecta a las aleaciones y los productos de latón, la producción aumentó un 55.7%. Las exportaciones de la industria, especialmente de tubería, laminado y alambre de cobre totalizaron 11,590 toneladas con un valor de 205.2 millones de pesos. Incluso se realizaron algunas exportaciones de cobre electrolítico, pero el inesperado aumento en la demanda interna hizo que dichas exportaciones fueran suprimidas.

El panorama de la producción de cobre en México debe considerarse con perspectivas bastante favorables si se toma en cuenta el fortalecimiento que tendrá esta industria con la instalación de las nuevas -- plantas de beneficio localizadas en los Estados de Sonora y Baja California.

2).- El renglón de las importaciones se reduce casi exclusivamente a la compra de polvos de cobre en el extranjero, ya que aproximadamente un 68% del total de importaciones realizadas corresponde a este -- producto.

3).- En términos generales, el cobre y sus aleaciones conservan un lugar bastante estable y seguro en lo que a sus aplicaciones clásicas concierne. Sin embargo, es notoria la gran cantidad de sustitutos que compiten con el cobre cuando la aplicación específica requiere que -- la presentación del metal sea en forma de polvos.

4).- Como consecuencia de las excelentes conductividades térmica y eléctrica que presenta el cobre, existen actualmente aplicaciones que han llegado a considerarse como típicas de este metal. Los usos, -- por lo tanto, difícilmente pueden catalogarse como susceptibles de variación, asegurando esta situación una base de consumo estable con posibilidades de desarrollo.

5).- En lo referente al consumo, se encontró que las principales industrias consumidoras son las que se dedican a la elaboración de -- conductores eléctricos. La mayor parte de ellas se encuentran situadas en el Valle de México y en el Distrito Federal.

6).- Durante el intervalo de tiempo considerado, el precio -- del cobre mostró una tendencia ascendente desde el año de 1964 hasta el año de 1970, a partir de 1971 mostró un descenso que en el año de 1973 - llegó a ser de 2.2% respecto al precio de 1964.

7).- El actual consumo de cobre en México es de 50,000 a - - 51,000 toneladas anuales, representando dicho volumen el 89% de la capacidad de producción instalada. A pesar de que en algunas ocasiones la - demanda ha sido un poco mayor que la oferta, la relación de 0.89:1 puede considerarse como verdadera.

8).- Las técnicas de pronóstico aplicadas hacen esperar una - demanda de aproximadamente 66,000 toneladas de cobre para el año de -- 1978. Esta demanda se predijo en base al comportamiento de las curvas - trazadas con los datos de consumo del intervalo comprendido entre 1964 y 1973. De las técnicas aplicadas, el modelo logarítmico fue el que mos-- tró un mayor margen de confiabilidad. Son sus proyecciones, por lo tan- to, las que hemos tomado en cuenta para esperar el anterior volumen de - consumo.

9).- En base al modelo logarítmico se calculó la tasa media - de crecimiento de la industria mexicana del cobre, estimándose dicho de- sarrollo en un valor de 3.25% anual.

10).- Las especificaciones de calidad para el cobre y sus - aleaciones se dictan por parte del International Standards Organisation,

organismo que en la fijación de las especificaciones toma en consideración el método de elaboración y la aplicación a que ha sido destinado cada material.

11).- Los aspectos tecnológicos de la producción de cobre en México se encuentran actualmente dentro de un marco que podría considerarse como establecido y poco susceptible a ser desplazado. A pesar de ello, señalaremos la extracción con solvente y el proceso de segregación como posibles modificaciones que han mostrado cualidades dignas de consideración para los próximos años. La extracción con solvente se desarrolla en dos etapas; en la primera parte, un solvente orgánico absorbe cobre de soluciones acuosas diluídas; en la segunda etapa un ácido arrastra el cobre del solvente e induce la formación de un electrolito propio para electrobeneficio. Esto constituye una gran ventaja respecto a las técnicas establecidas ya que éstas requieren una fusión posterior. El solvente tiene además un carácter selectivo y se obtienen cátodos de elevada pureza. La economía del proceso radica en la recuperación del solvente utilizado.

El proceso de segregación, por otra parte, se aplica a minerales que no responden a ninguna de las técnicas de concentración establecidas. El mineral se trata aproximadamente a 800°C y se lleva a una cámara de segregación en la que se aplican dosis controladas de cloruro de sodio y carbón. El cobre metálico se deposita en forma de ampollas sobre la superficie del carbón y posteriormente puede concentrarse hasta

un 60% por la flotación tradicional. El proceso de segregación hace posible la obtención de cobre a partir de yacimientos catalogados como -- inexplotables.

En base a las ventajas que ofrecen ambos procesos, se les considera como tratamientos capaces de sustituir a las técnicas convencionales de recuperación.

La nula producción de polvo de cobre en México y el significativo monto de las importaciones que de este producto se realizan en la actualidad, son hechos que conducen a que la instalación de una planta productora de polvo de cobre sea una recomendación obligada de este trabajo.

A P E N D I C E

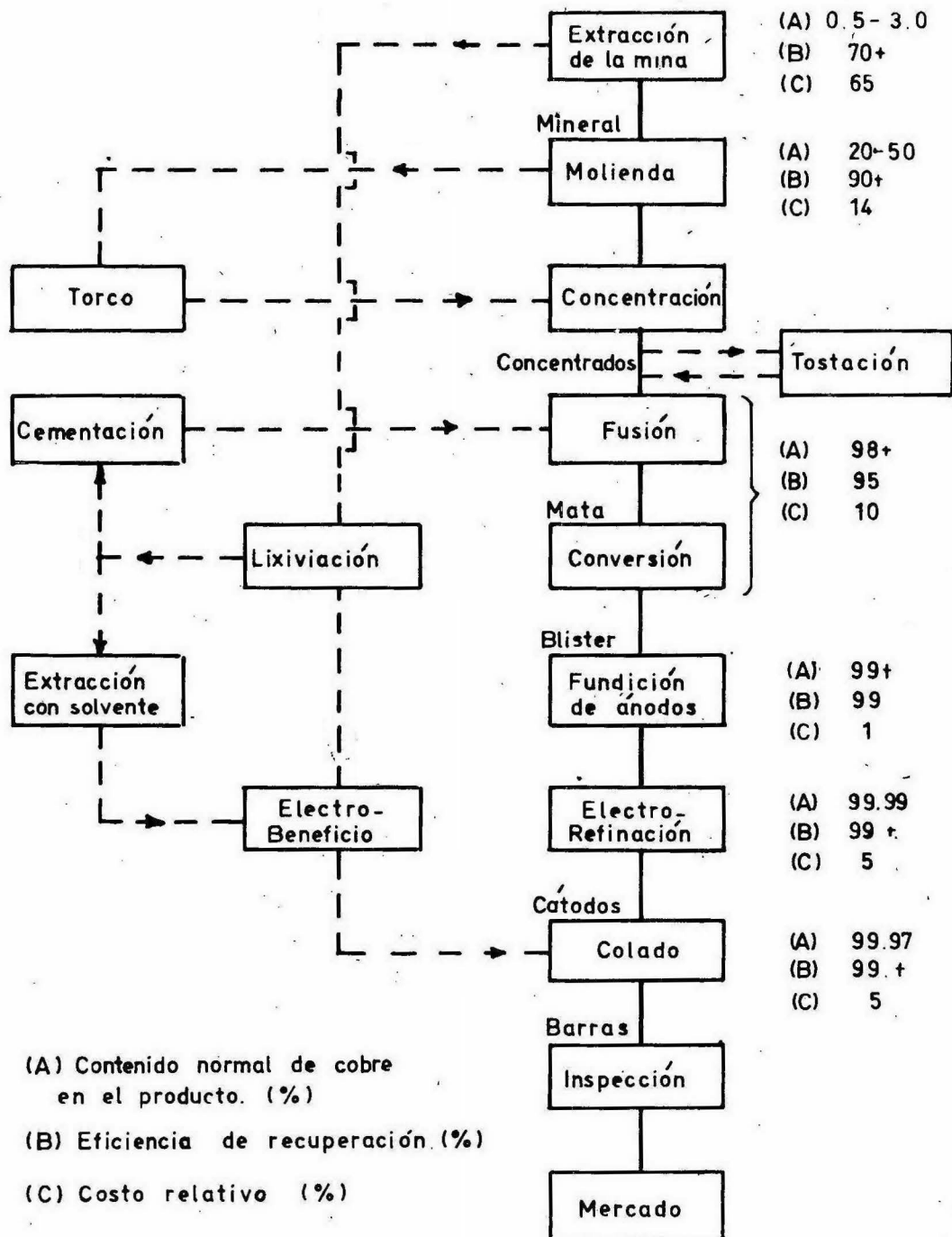


Figura 2.1

Producción de cobre primario

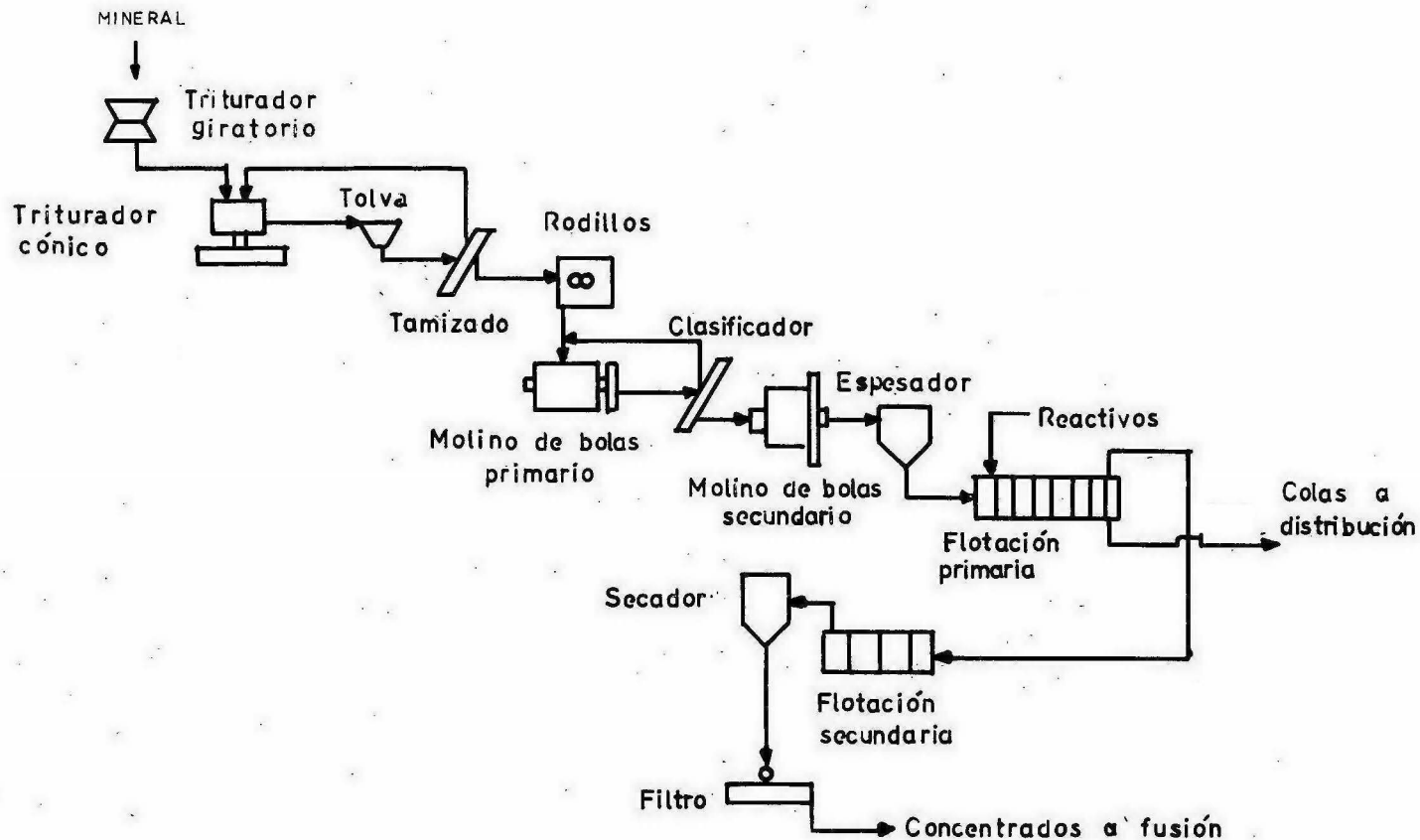


Figura 5.1 ✓

Diagrama simplificado de la etapa de concentración

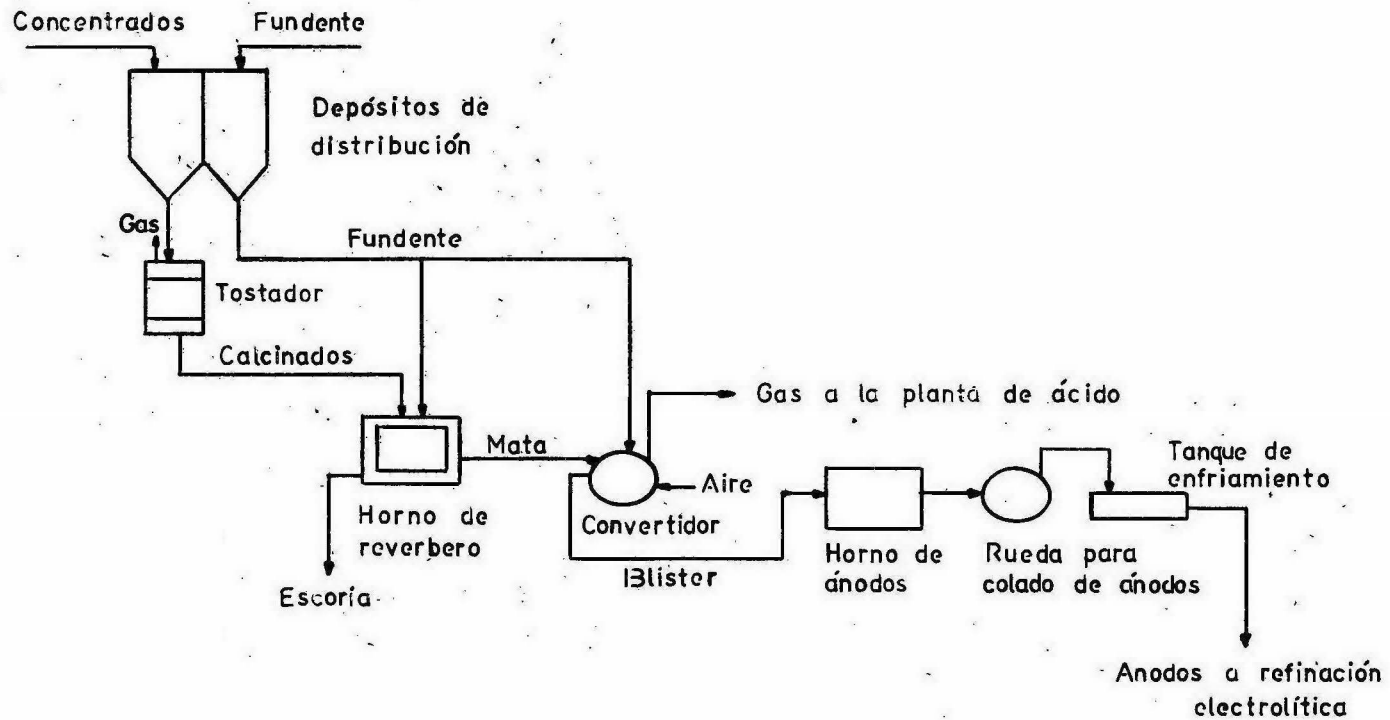


Figura 5.2

Diagrama simplificado de la etapa de fusión.

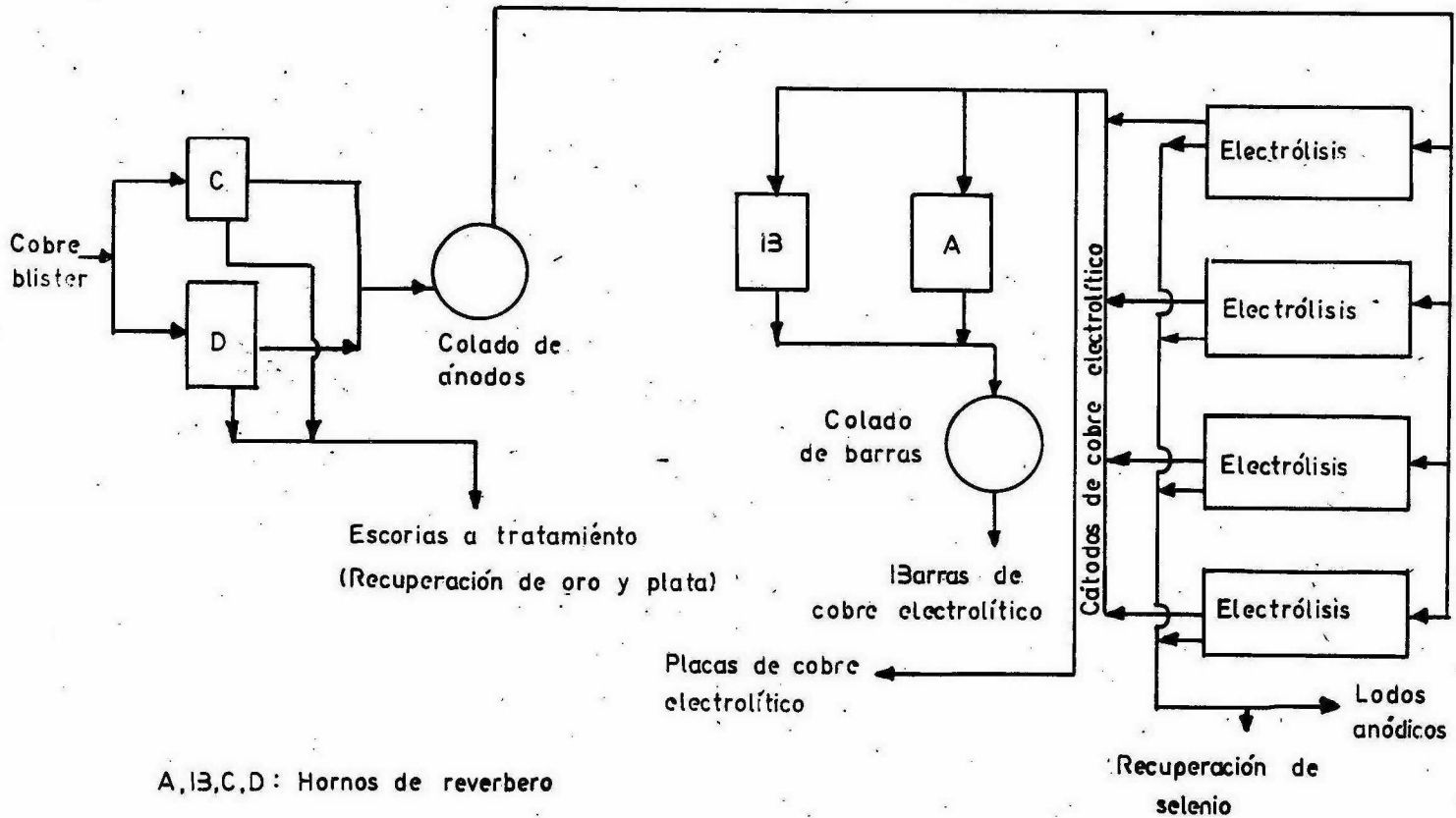


Figura 5.3

Proceso de refinación electrolítica, teniendo cobre blister como materia prima.

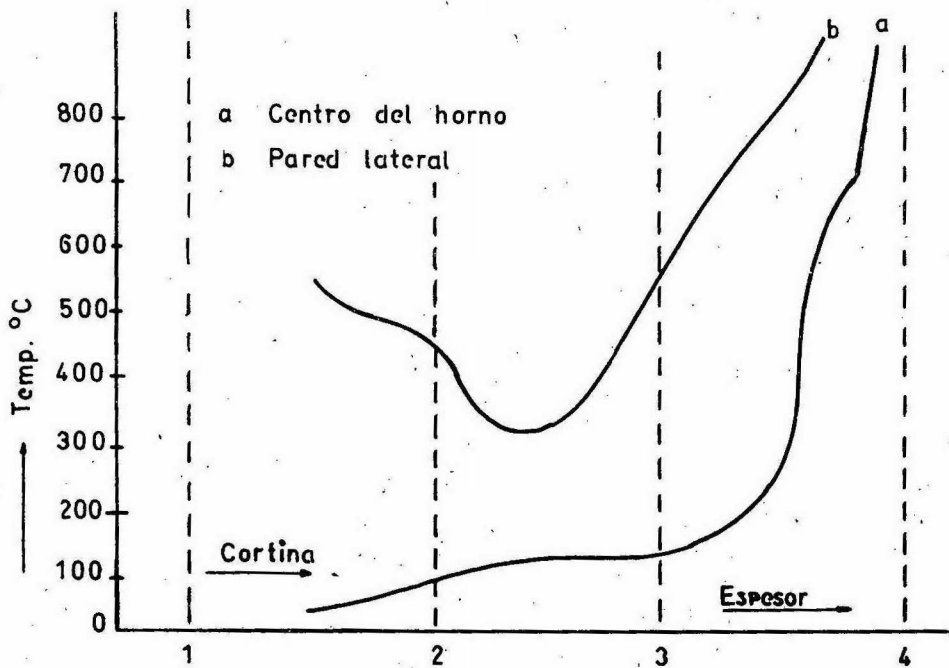
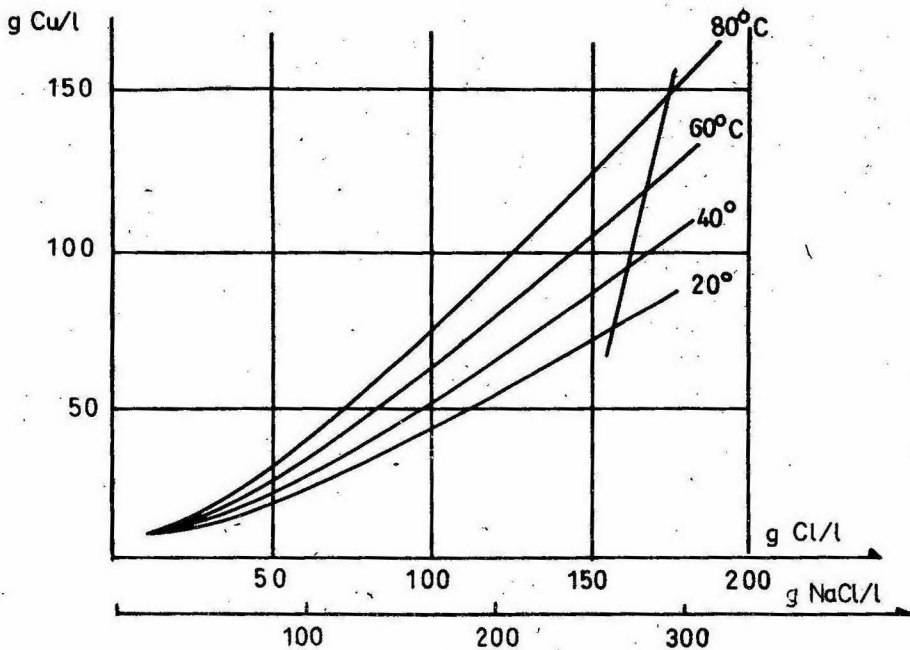


Figura 5.4 Resultados de la medición de temperaturas en el interior del horno.

Figura 5.5 Solubilidad del CuCl en soluciones de NaCl.



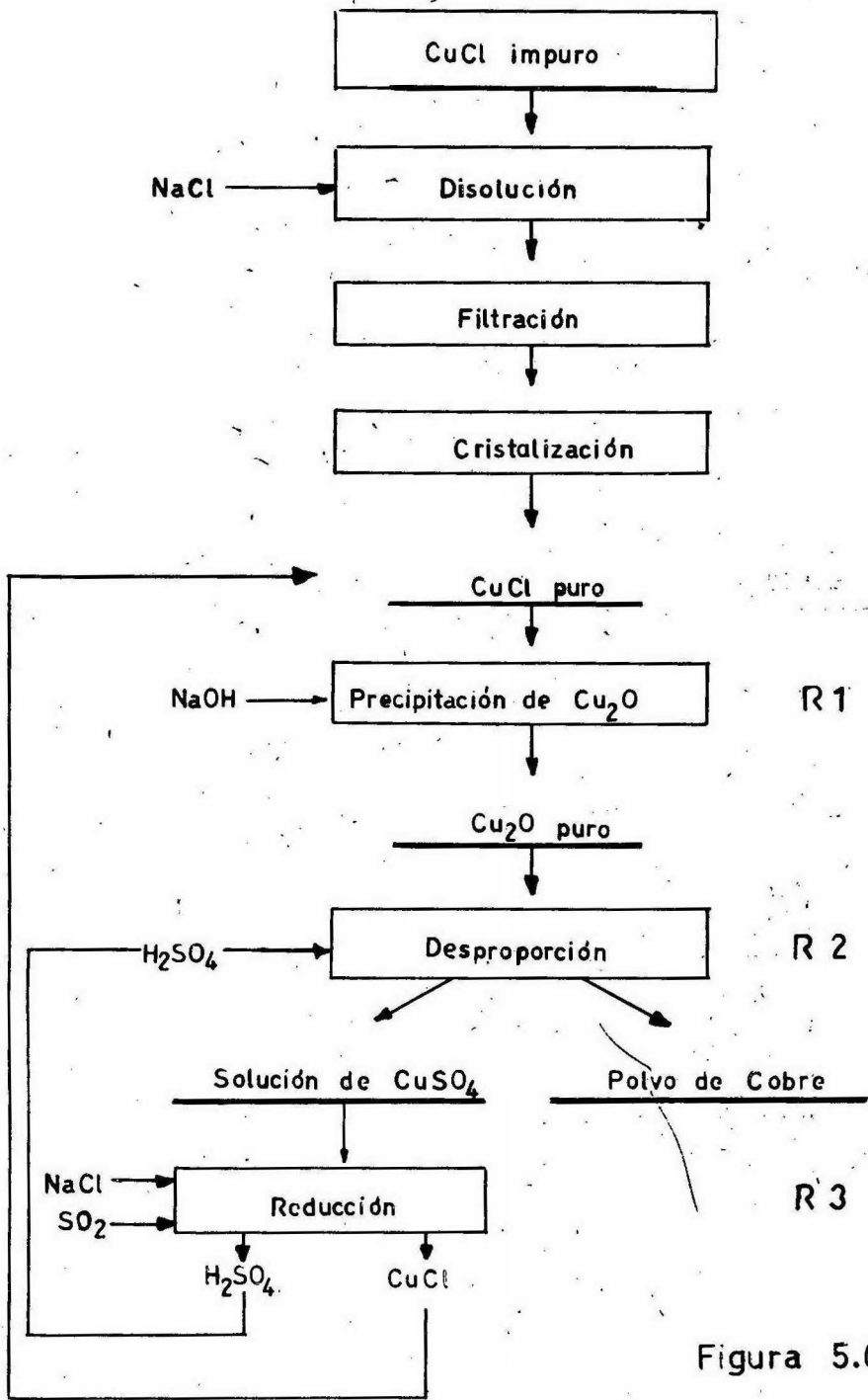


Figura 5.6

Diagrama de flujo de la producción de polvo de cobre.

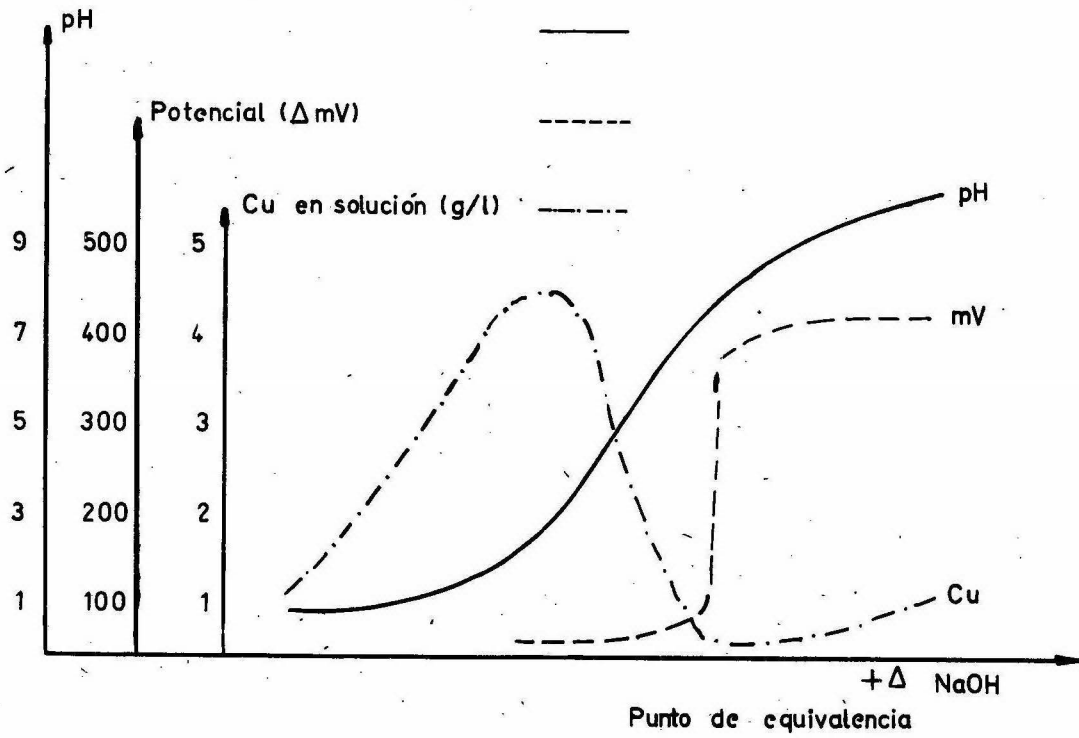


Figura 5.7

Variación de pH, potencial y solubilidad del cobre durante la precipitación de Cu_2O .

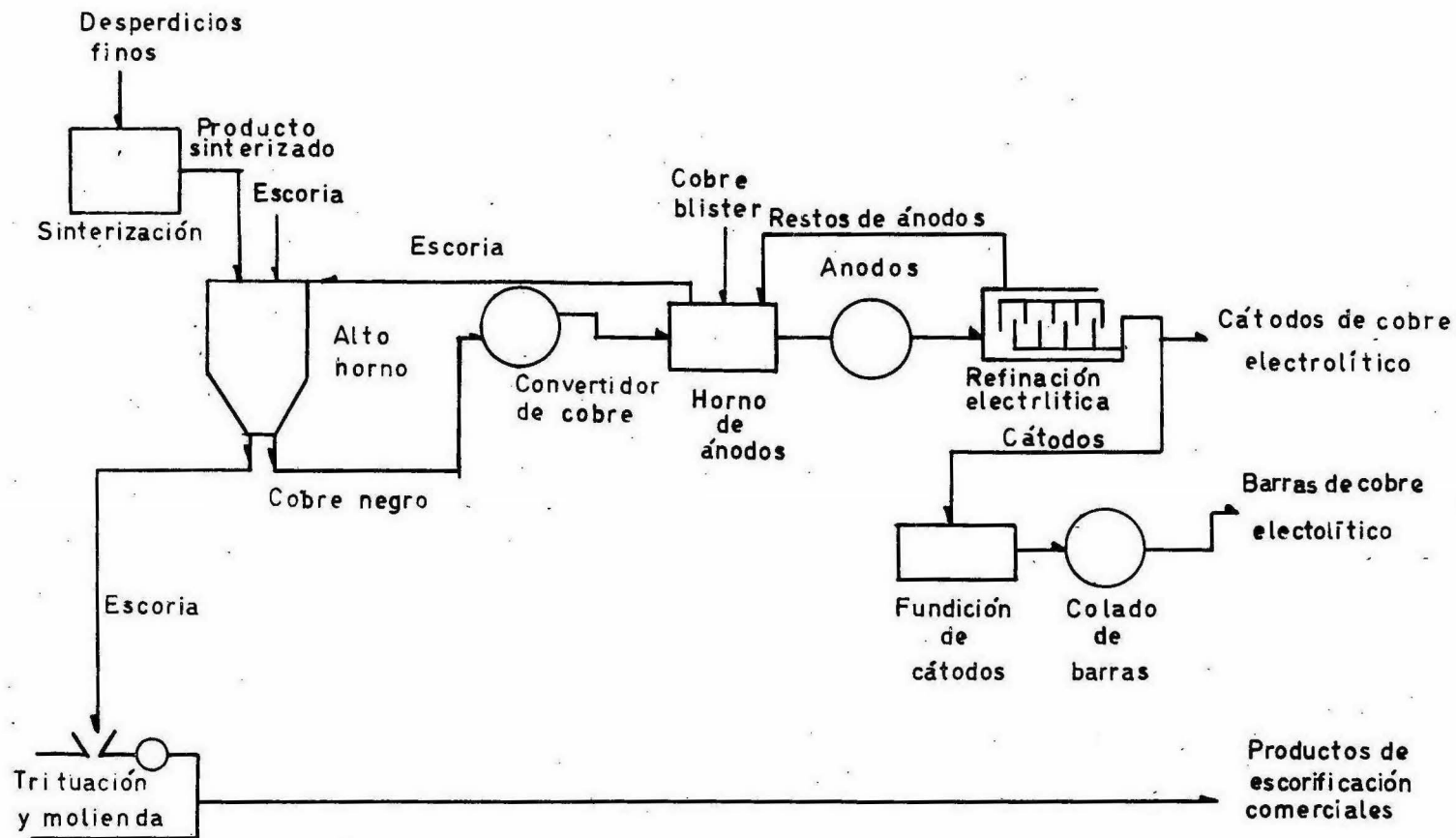


Figura 5. 8

Diagrama de flujo del proceso de la chatarra.

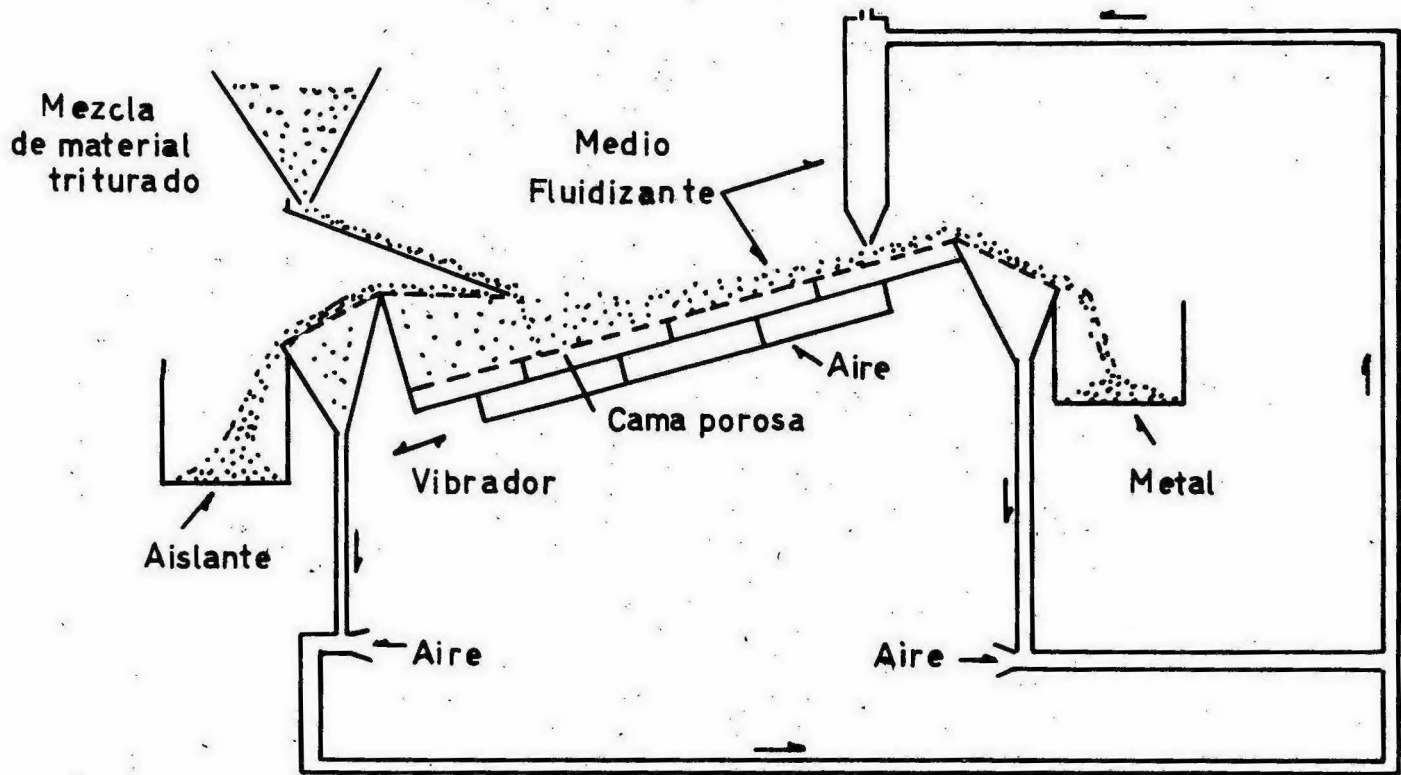
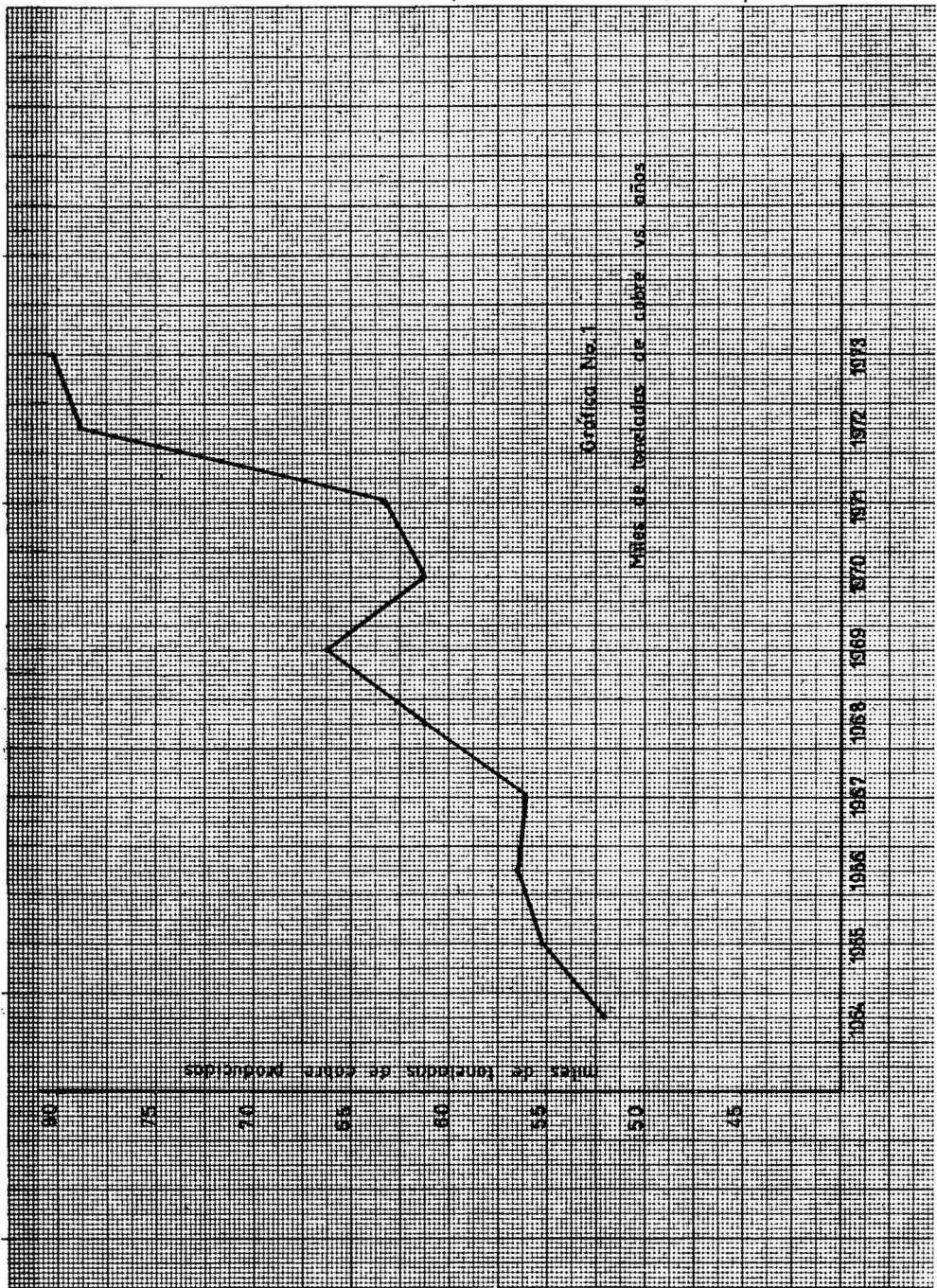
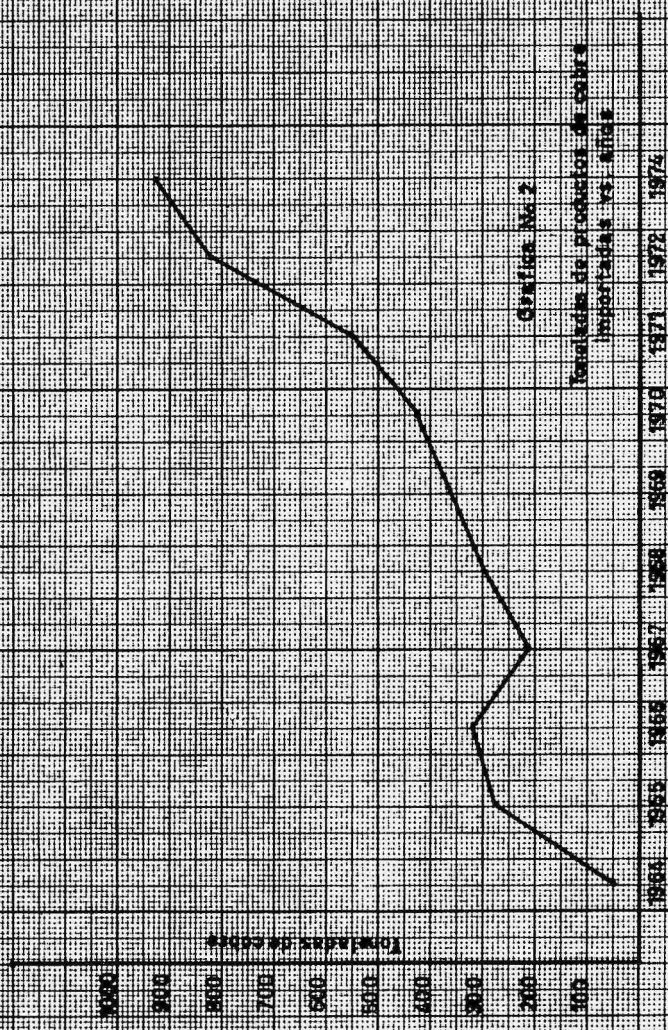
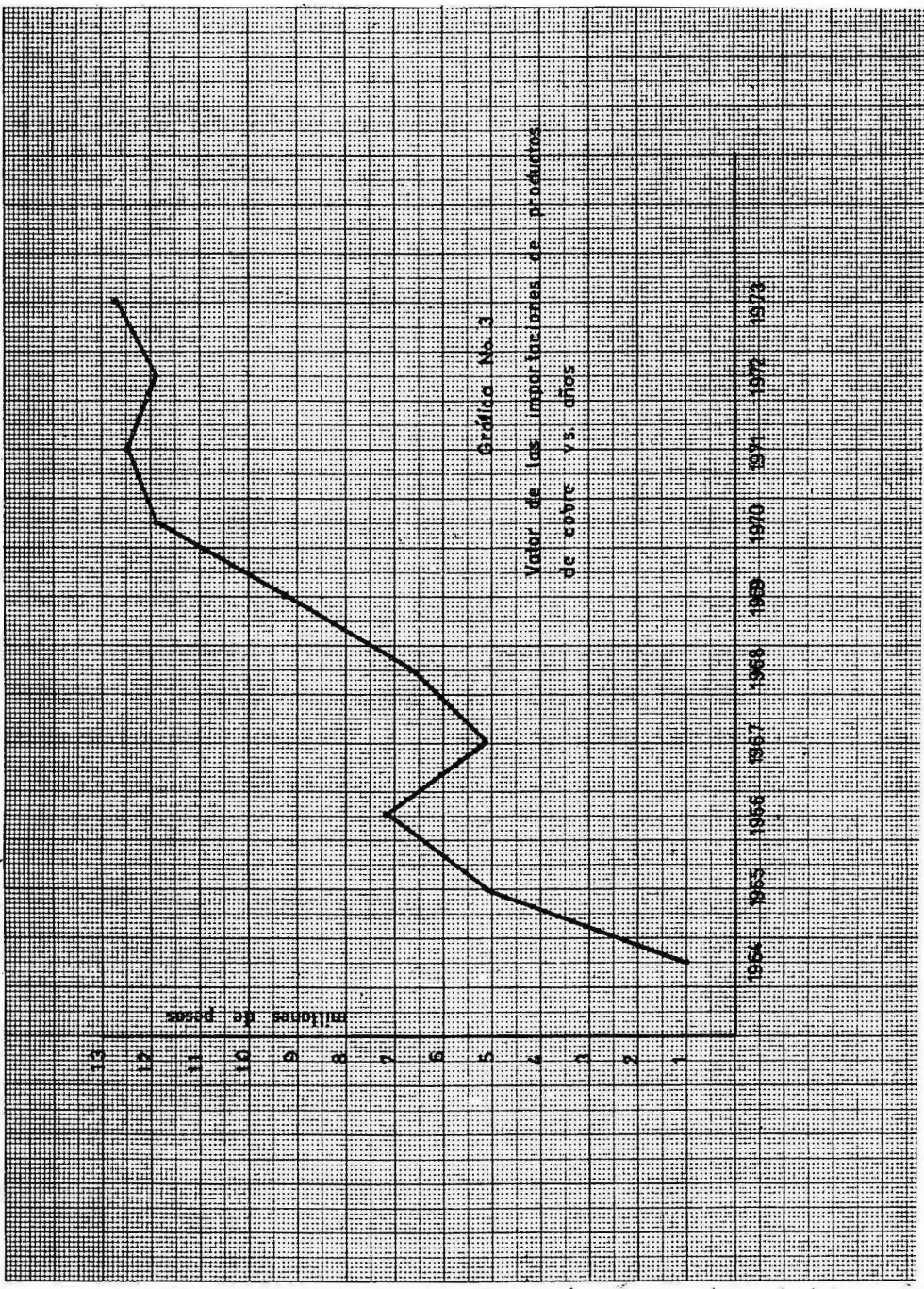


Figura 5.9

Cama fluidizada para la separación de partículas de metal y plástico.

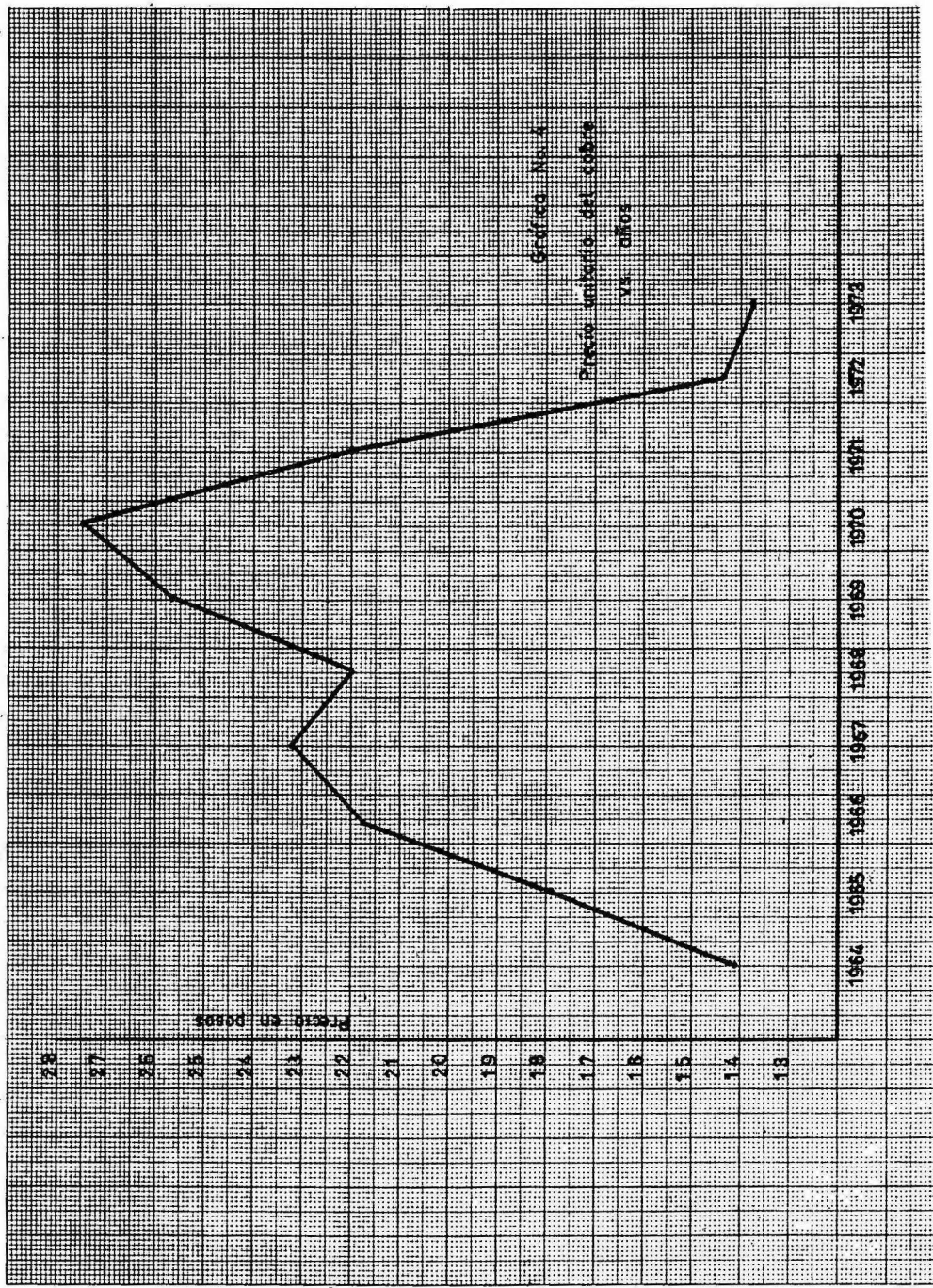


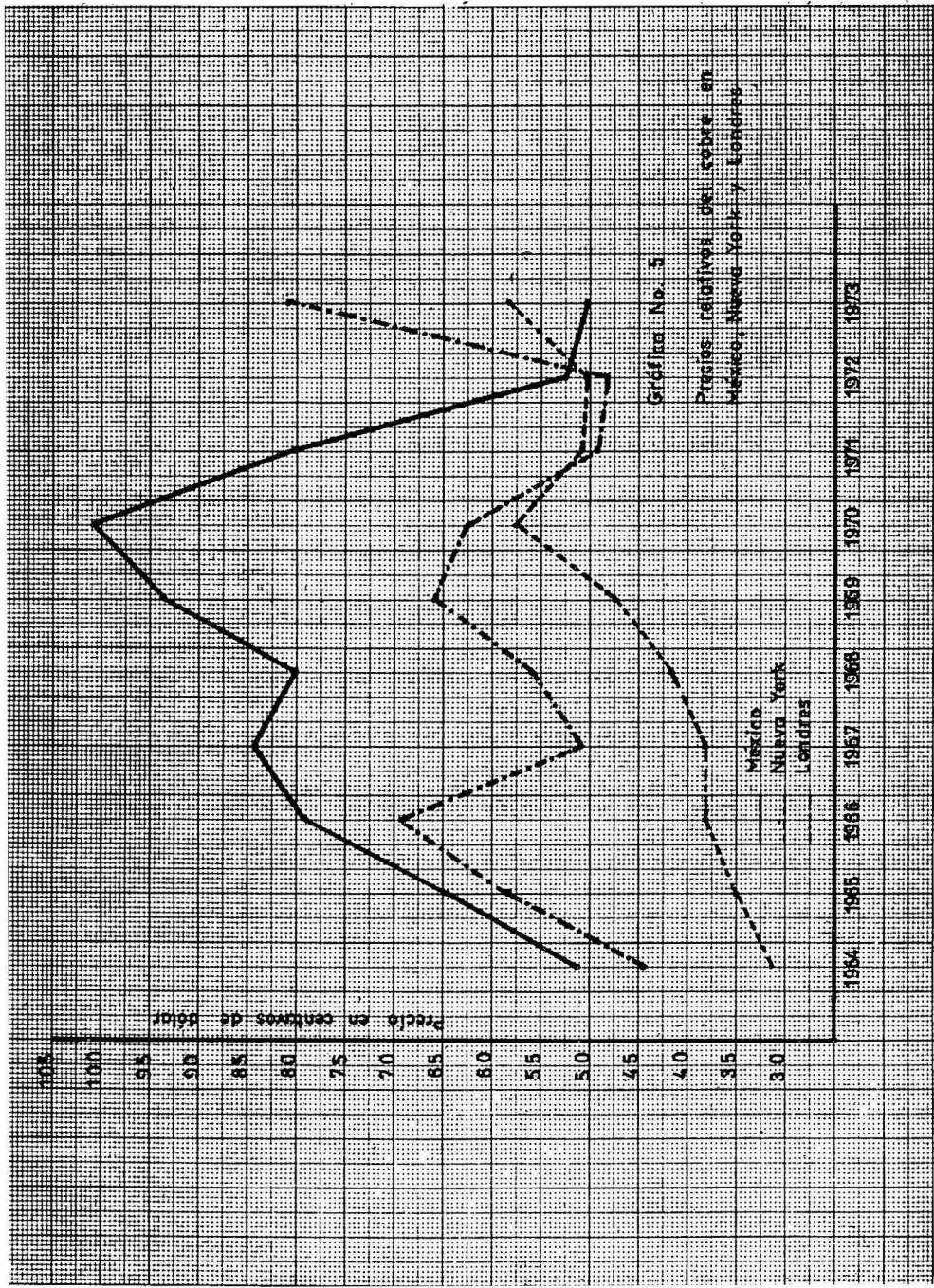


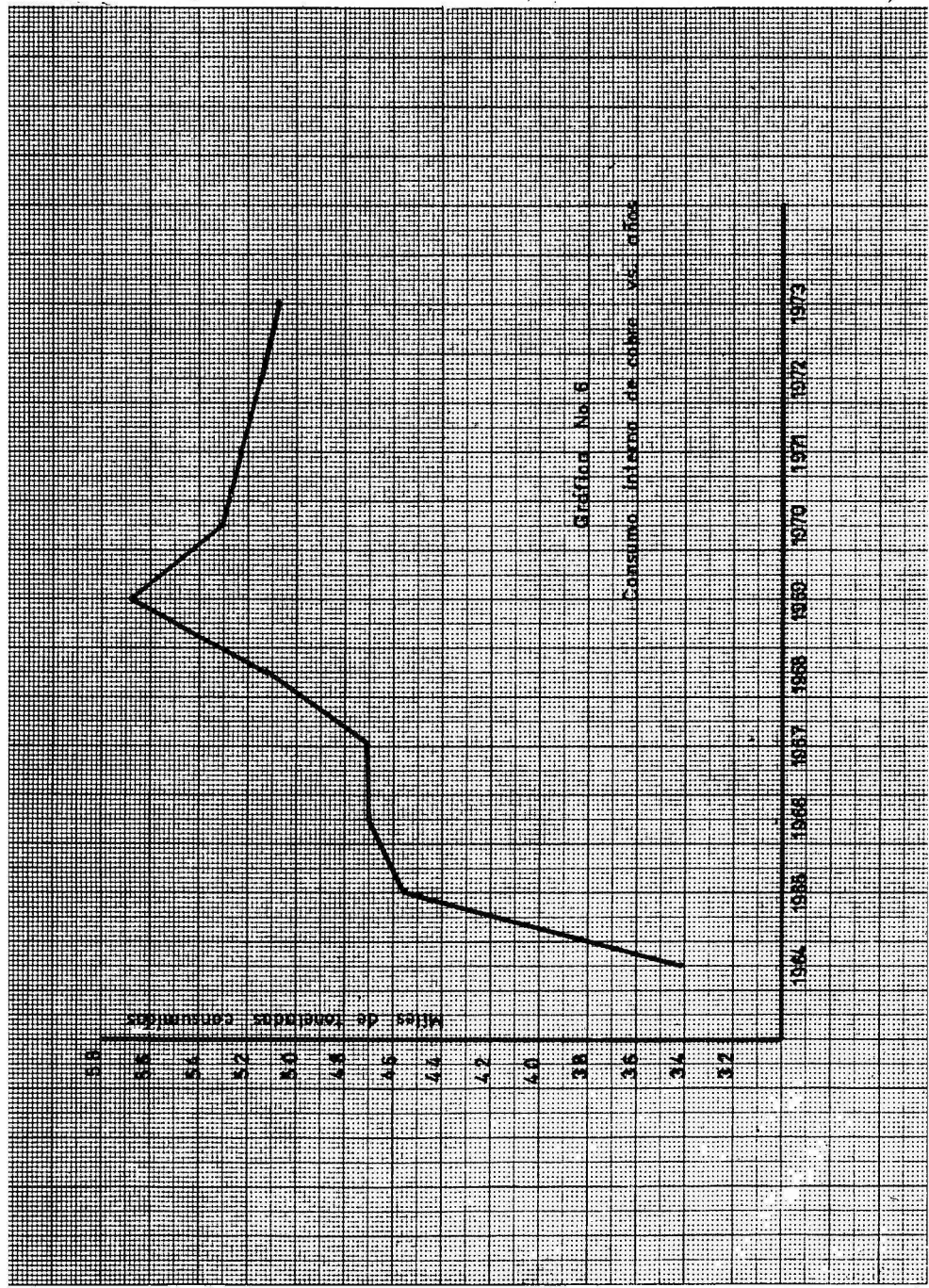


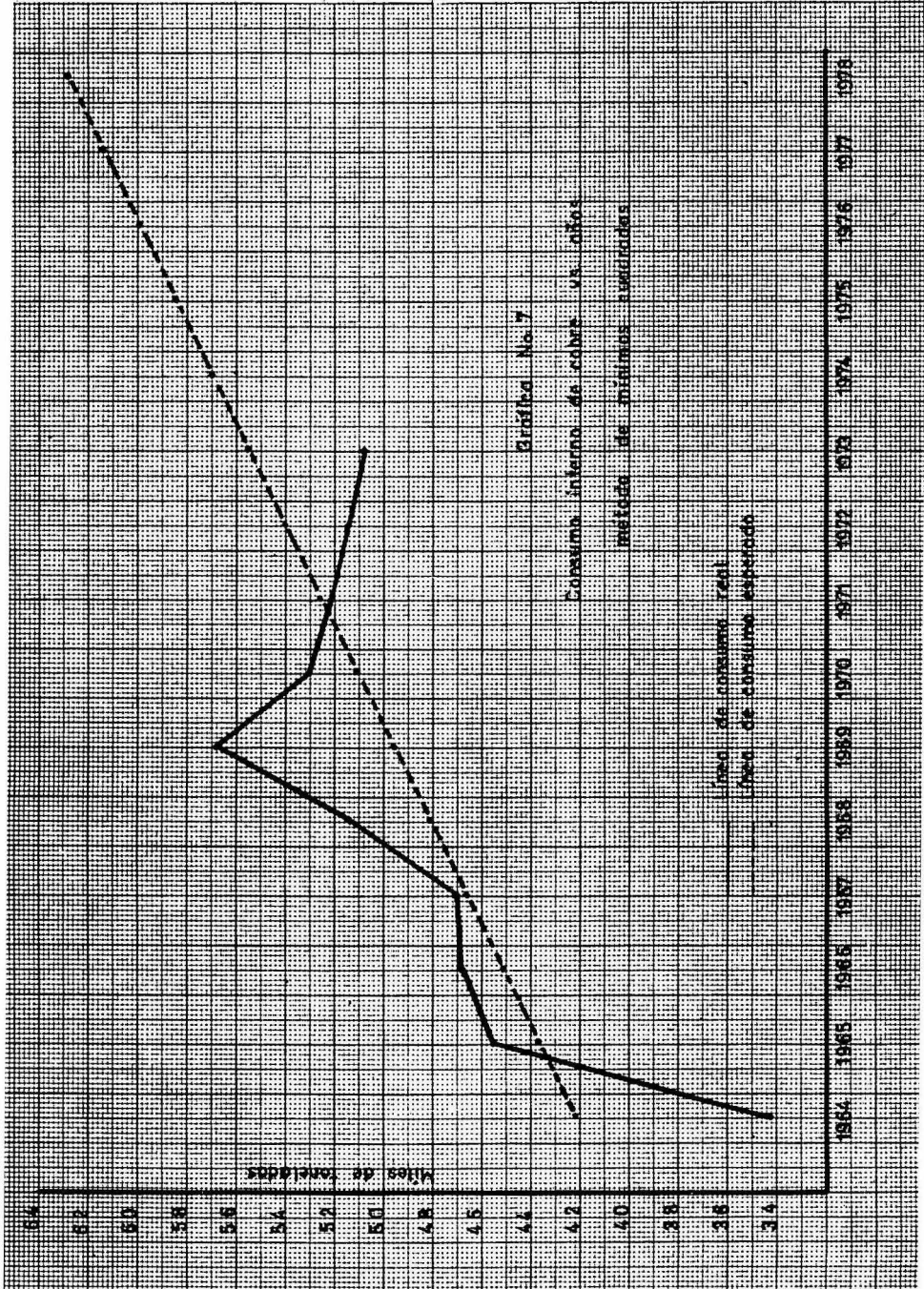
Gráfica No. 3

Valor de las importaciones de productos de cobre v.s. años









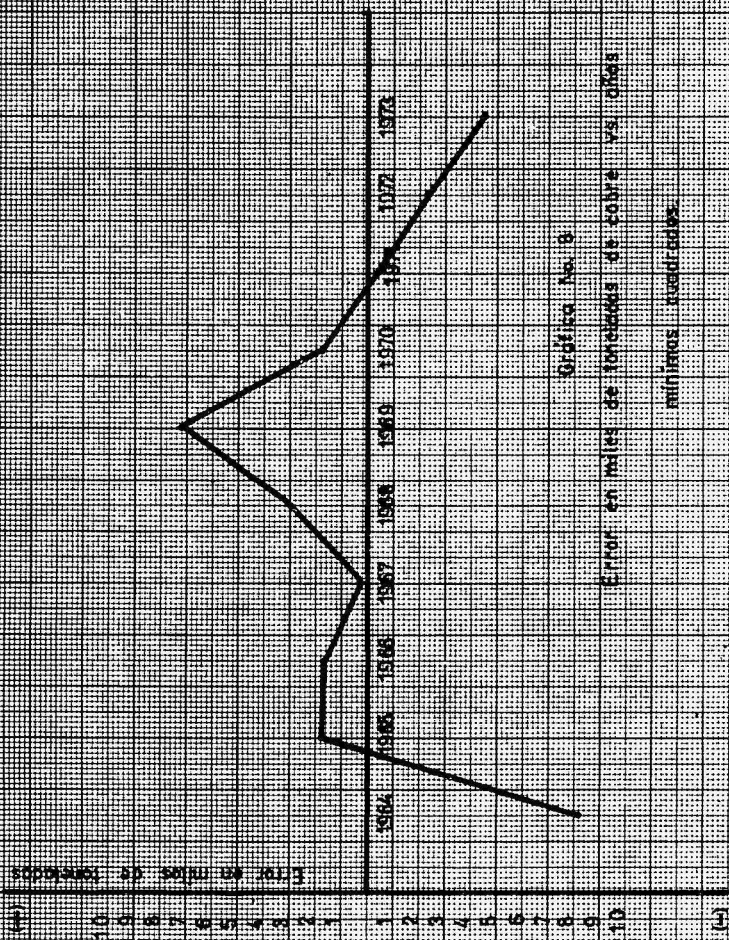
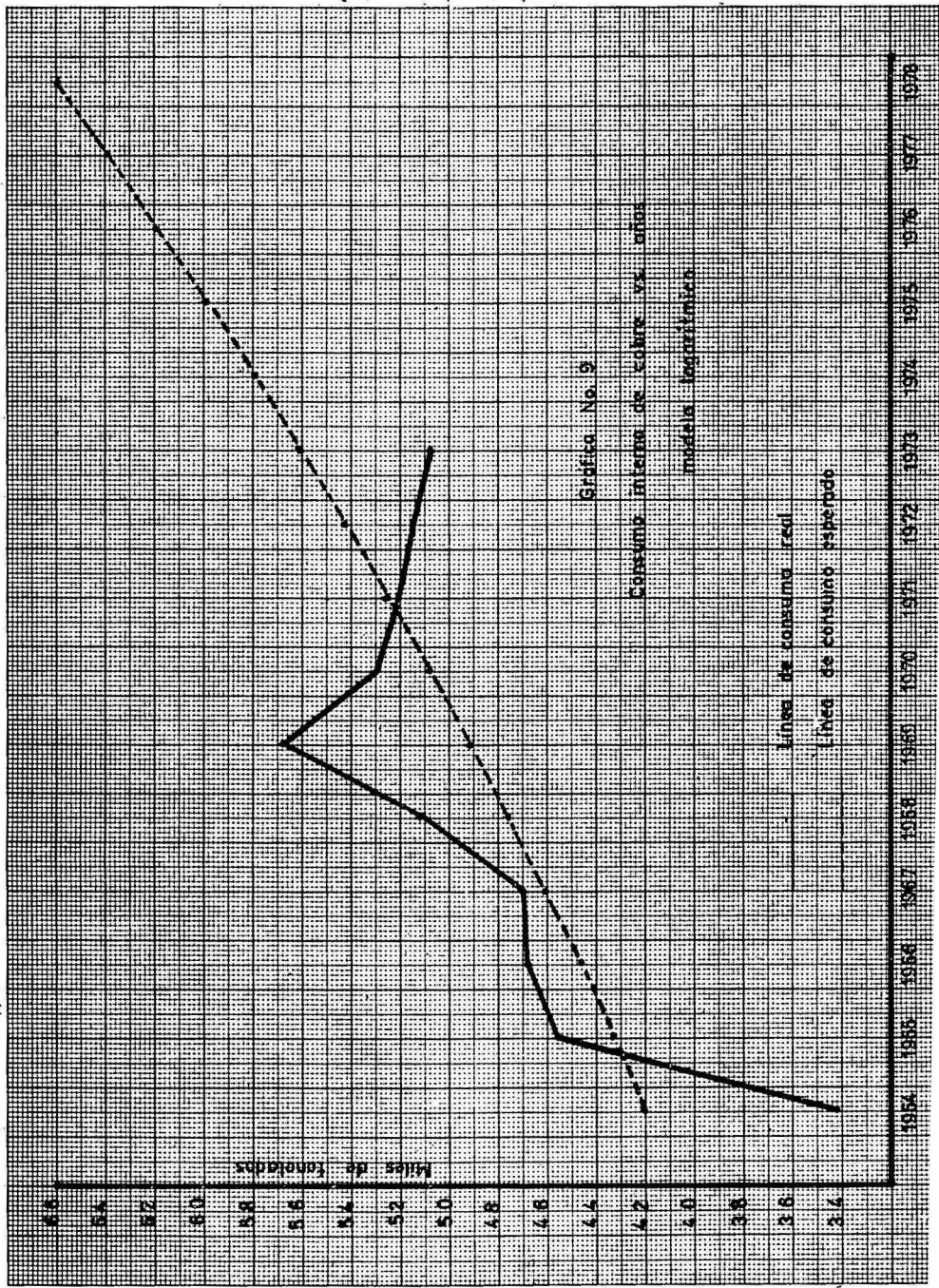


Gráfico No. 8

Error en miles de hectáreas de cobre vs años
mínimos cuadrados



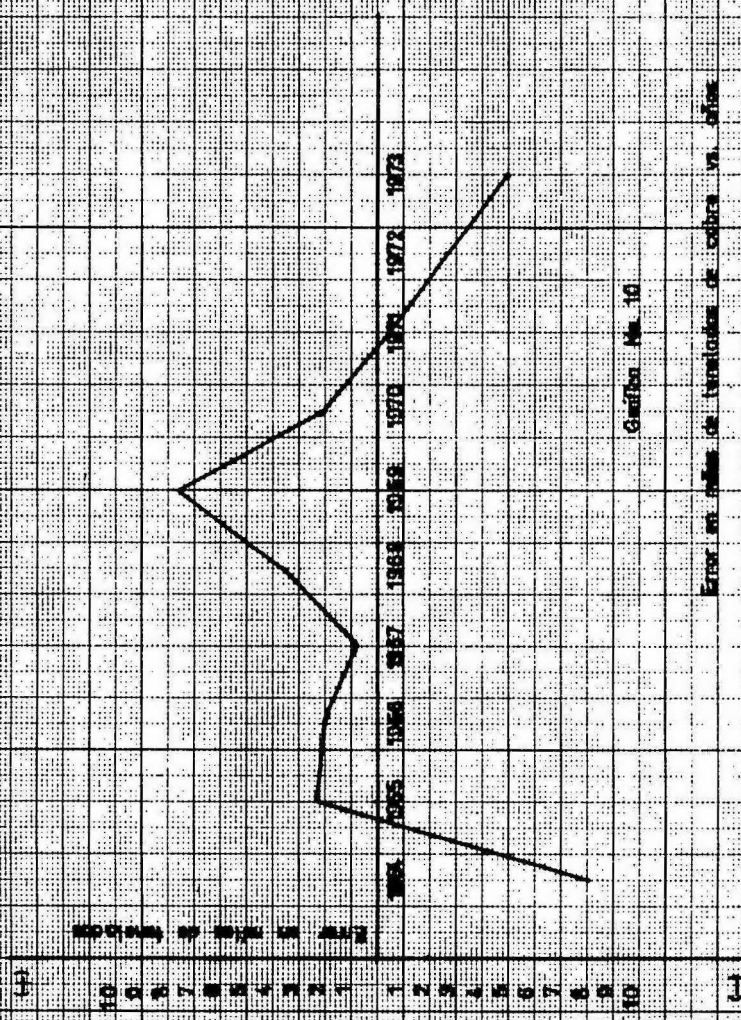
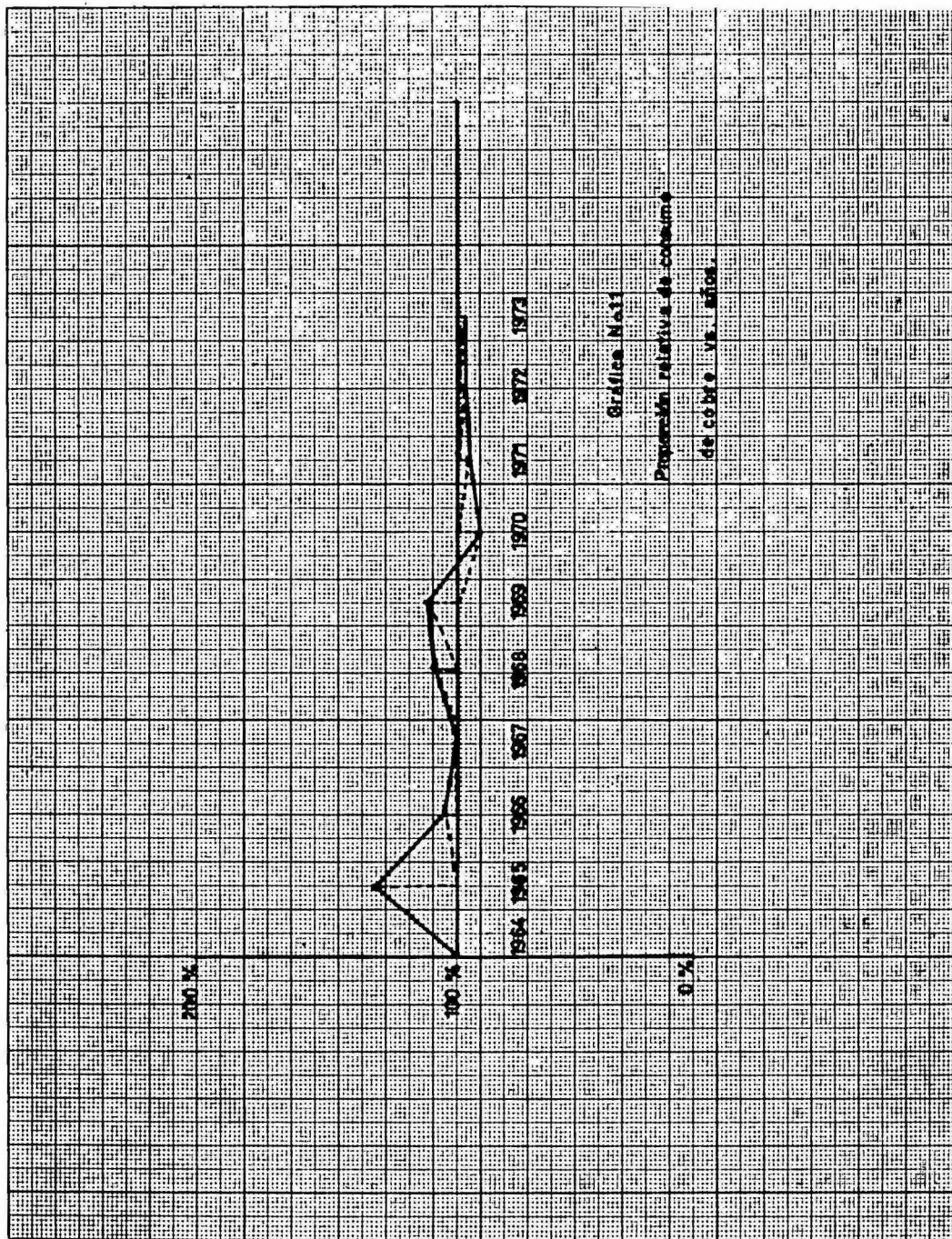


Gráfico No. 10

Evolution of the number of visits to the market in the period 1965-1973



B I B L I O G R A F I A

- 1.- Junghanss Helmut.
TMS Paper Selection. Reporte No. A70-45 (1972)
Preparation of copper powder by a hydrometallurgical process.
The Metallurgical Society of AIME.
- 2.- Spendlove M.J.
U. S. Bureau of Mines Reports. Reporte No. 170 (1967)
Copper scrap processing.
International Copper Development Council.
- 3.- International Copper Development Council.
Reporte No. 124. Noviembre 10, 1966.
Direct smelting of copper concentrates by blast furnace.
Technical Secretariat, Brussels.
- 4.- Yurko, W.J.
Chemical Engineering. (Agosto 29, 1970) p, 64-66.
Refining copper by acid leaching and hydrometallurgy.
- 5.- Mc Garr H.J.
Chemical Engineering. (Agosto 10, 1970) p. 82-84.
Solvent extraction starts in making ultrapure copper.

- 6.- Monografía No. 1 de la ONUDI sobre desarrollo industrial.
Industria de los metales no férreos. (1969) p. 45-53.
Naciones Unidas.
Nueva York, N.Y.
- 7.- Prain Ronald L.
Cuprum No. 2 - 1972.
Perspectivas internacionales del cobre.
Consejo Internacional para el Desarrollo del Cobre.
- 8.- Farthing T.W.
Copper and its Alloys. Monograph and Report Series
No. 34 (1970) p. 14-19.
Review of production process for scrap, their economic uses
and future trends.
The Institute of Metals, London.
- 9.- Prain Ronald L.
Copper and its Alloys. Monograph and Report Series
No. 34 (1970) p.1-8
The future availability of copper supplies.
The Institute of Metals, London.
- 10.- Mantell Charles Letnan.
Electrochemical Engineering.
4a. Edición. p. 85-87.
Mc Graw-Hill (1968).
New York. N.Y.
- 11.- Kreyszig Erwin.
Introducción a la Estadística Matemática.
Principios y Métodos.
1a. Edición. p. 315-377 Limusa-Wiley, S.A.
México, D.F. (1974).

- 12.- Dixon J. Wilfrid y Massey J. Frank.
Introducción al Análisis Estadístico.
2a. Edición. p. 185-203 Mc Graw-Hill
México, D.F. (1966).
- 13.- Miller & Freund.
Probabilidad y Estadística para Ingenieros.
2a. Edición. p. 210-241. Reverté Mexicana, S.A.
México, D.F. (1967).
- 14.- Spiegel Murray R.
Estadística.
1a. Edición. p. 241-281 Mc Graw-Hill.
México, D.F. (1970).
- 15.- Ostle Bernard.
Estadística Aplicada.
1a. Edición. p. 185-274 Limusa-Wiley, S.A.
México, D.F. (1973).
- 16.- Metal Statistics (1962-1972) p. 26-32, 219, 325.
Metallgesellschaft AG. Publishing Agency.
Jakob Wiesler, Frankfurt. (1973).
- 17.- Análisis '73.
La Economía Mexicana. p. 175-179.
Publicaciones Ejecutivas de México, S.A.
México, D.F. (1974).
- 18.- Year Book of the American Bureau of Metal Statistics.
Fifty Third Annual Issue for the Year 1973. p. 10-42
Maple Press Company, New York. (1974).

- 19.- Kirk-Othmer.
Encyclopedia of Chemical Technology. Vol. 6 p. 133-178.
UTEHA (1966).
- 20.- Isakov, V. I.
The Electrolytic Refining of Copper. p. 101-125.
Technicopy Limited Stonehouse Glos.
England, (1973).
- 21.- Sheffer W. Herman & Evans G. Lamar.
Copper Leaching Practices in the Western U.S.A. p. 32-46
Bureau of Mines. United States, (1968).
- 22.- Non-ferrous Metals.
A Survey of their production and potential in the developing-
countries. p. 99-105.
United Nations Industrial Development Organisation.
New York. N.Y. (1972).
- 23.- Martijena P. Armando.
Influencia de las economías de escala en la industria de
transformación del cobre y sus aleaciones. p. 164-179.
Consejo Económico y Social de las Naciones Unidas.
Santiago de Chile, (1966).
- 24.- Webster Smith B.
Sixty Centuries of Copper. p. 76-90
Hutchinson of London for the Copper Development.
London. (1965).
- 25.- Memoria 1972. p. 8-13.
Comisión de Fomento Minero.
México, D.F. (1973).

- 26.- El Mercado de Valores. Año XXXIV, Núm. 16, p. 461.
Semanao de Nacional Financiera, S.A.
México, D.F. (1974).
- 27.- Datos proporcionados por:
Asociación Mexicana del Cobre, S.A.
Av. Sonora No. 166, 1er. piso.
México 11, D.F.
- 28.- Datos proporcionados por:
Comisión de Fomento Minero.
Departamento de Estudios Económicos.
Puente de Tecamachálco 26.
México, D.F.
- 29.- Datos proporcionados por:
Cobre de México, S.A.
Poniente 44 No. 3310.
México 16, D.F.
- 30.- Datos proporcionados por:
Nacional de Cobre, S.A.
Poniente 134 No. 719.
México 16, D.F.