

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE ESTUDIOS SUPERIORES CUAUTITLAN



**DISEÑO DE UN SISTEMA PARA RECUPERAR
DESPERDICIOS DE UNA PLANTA
DE POLVO DE COBRE**

T E S I S
para obtener el título de
INGENIERO QUIMICO
q u e p r e s e n t a
JUAN DIEGO TOMAS MEROÑO

Dirigida por:

I. Q. MANUEL F. GUERRERO FERNANDEZ

1980



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis 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.

I.Q. FERNANDO OROZCO F.

PRESIDENTE

I.Q. YOLANDA MARTINEZ

SECRETARIO

I.Q. MANUEL FELIPE GUERRERO

VOCAL

I.Q. ADOLFO OBAYA

1er. SUPLENTE

I.Q. FRANCISCO MARTIN DEL CAMPO

2o. SUPLENTE

I N D I C E

	Pág. No.
OBJETIVO	i
CAPITULO I INTRODUCCION	
1.1.- El cobre, su historia.	1
1.2.- Estado del cobre en la natu- raleza.	5
1.3.- Propiedades físicas y quími- cas del cobre.	8
1.4.- El sulfato de cobre II.	11
1.5.- Generalidades sobre electro- química.	14
CAPITULO II ELABORACION DEL POLVO DE COBRE	
2.1.- Depósito y disolución de me- tales.	27
2.2.- Obtención y refinado elec- trólítico del cobre.	34
2.3.- Obtención del polvo de co- bre.	47
2.4.- Desperdicios del polvo de - cobre.	59
CAPITULO III RECUPERACION DE DESPERDICIOS	
3.1.- Aprovechamiento de los des- perdicios de polvo de cobre	61
3.2.- Selección del sistema de re- cuperación.	64
3.3.- Descripción del sistema em- pleado en el laboratorio.	68

CAPITULO IV	SISTEMA DE RECUPERACION	
	4.1.- Descripción del experimento.	70
	4.2.- Determinaciones analíticas - empleadas.	73
	4.3.- Cálculo de la velocidad de - reacción.	76
	4.4.- Resultados.	80
	4.5.- Diseño del sistema de recupe ración.	101
CAPITULO V	CONSIDERACIONES ECONOMICAS	111
CAPITULO VI	CONCLUSIONES	114
	BIBLIOGRAFIA	117

O B J E T I V O

Debido a la creciente demanda de polvo de cobre para sinterizado y a las estrictas especificaciones que se requieren para obtener las piezas, la operación en las plantas de polvo de cobre es cada día más compleja y se requiere un control más estricto del proceso. A pesar de esto, la cantidad de polvo de cobre que no pasa las especificaciones es considerable y la necesidad de un sistema de recuperación de desperdicios se hace evidente.

El método utilizado convencionalmente para reusar -- los desperdicios de polvo de cobre consiste en fundirlos con cobre nuevo para formar ánodos; sin embargo, la cantidad de desperdicios supera a la capacidad de producción de ánodos -- por lo que es necesario un sistema para recuperar estos desperdicios, aumentando así la rentabilidad de la planta.

El objetivo del presente trabajo es estudiar la posibilidad de implantar un sistema de recuperación de desperdicios de polvo de cobre mediante su transformación a sulfato de cobre II.

Para tal efecto, es necesario conocer el proceso de obtención de polvo de cobre y las variables que influyen en el mismo para comprender porque se obtienen desperdicios y la importancia de su recuperación.

Para poder diseñar el sistema se requiere de la selección de un aparato para llevar a cabo la reacción eficientemente a nivel laboratorio. En este equipo se llevarán a cabo experimentos para conocer la velocidad de la reacción de transformación de cobre metálico a sulfato cúprico mediante -

ácido sulfúrico en presencia de oxígeno.

Se determinará la ecuación de velocidad de reacción_ y el tiempo necesario para neutralizar el ácido. El sulfato_ cúprico obtenido podrá ser utilizado para obtener otras sa- les de cobre o bien podrá usarse como electrolito para la ob- tención de polvo de cobre.

A partir de los datos experimentales obtenidos se di- señará el sistema a nivel industrial y se tomarán en cuenta_ algunas consideraciones económicas al respecto.

En resumen se intenta diseñar un sistema mediante el cual sea posible recuperar el polvo de cobre que no pase las especificaciones aumentando la eficiencia y la rentabilidad_ de la planta.

I

INTRODUCCION

- 1.1.- El cobre, su historia.
- 1.2.- Estado del cobre en la naturaleza.
- 1.3.- Propiedades físicas y químicas del cobre.
- 1.4.- El sulfato de cobre II.
- 1.5.- Generalidades sobre electroquímica.

I

INTRODUCCION

1.1.- El cobre, su historia.

El cobre fue uno de los primeros metales que conoció el hombre, debido a que se presentaba como metal nativo en forma de pepitas.

Hace unos ocho mil años, los egipcios hacían instrumentos de cobre y se han encontrado tubos de este metal, que datan del año 2750 A.C.

No fue únicamente el cobre puro, el que despertó la curiosidad de los antiguos, sino que averiguaron pronto que, combinado con otros metales, es decir en forma de aleaciones, podían conseguirse características diferentes a las del metal puro, esto se justifica por el hallazgo de un espejo de bronce que se hiciera hacia el año 1800 A.C.

Se puede considerar que el primer productor de cobre de la historia, en forma sistemática, fue la isla de Chipre de donde el metal era obtenido por los romanos; es por esta razón que el metal se conociera como: "Aes Cyprium", de donde se derivó la palabra latina cuprum y de esta el inglés

copper, el alemán kupfer, el francés cuivre y el español cobre. Es también del latín de donde se derivó el símbolo químico Cu. (1)*

En la edad contemporánea, el cobre es poco utilizado para la fabricación de recipientes y adornos; sin embargo, su resistencia a la corrosión, sus altas conductividades tanto eléctrica como térmica y la variedad y versatilidad de sus aleaciones han provocado una creciente demanda del metal.

En 1869, la Calumet and Hecla Company, era la primera productora de cobre del mundo, al extraer 6 000 toneladas por año del metal. En 1877, las minas de Río Tinto (España), consiguieron ponerse al frente de los productores -- con 25 000 toneladas por año, manteniéndose en ese lugar -- hasta que fueron desplazadas en 1892 por la Anaconda Copper Company (Estados Unidos), que produjo 34 000 toneladas. (1)

A partir de 1892 y gracias al descubrimiento de minas de minerales de baja ley en el oeste y suroeste de los Estados Unidos y a su posibilidad de explotación debido a la introducción del proceso de flotación (2); los Estados Unidos se han mantenido en el primer lugar como productores de cobre, pero si bien la producción norteamericana equivale al 56% de la mundial en 1900, hoy en día esta proporción es mucho más baja. (3)

Los grandes yacimientos de mineral existentes en América del Sur, sobre todo en Chile, han permitido que este país haya conseguido colocarse como segundo productor de cobre en los últimos años. En África existen también extensos yacimientos, pudiéndose citar como productores importantes del metal a Zambia, Zaire y Sudáfrica. (3)

* ver referencia (1) en la bibliografía.

Debido a la creciente demanda de cobre, el aprovechamiento de la chatarra de cobre se ha vuelto una gran preo cupación desde principios de siglo, de manera que entre 1907 y 1943 se recuperaron tan sólo en los Estados Unidos 14 millones de toneladas de cobre, hoy en día grandes cantidades de metales se recuperan de la chatarra y se conocen con el nombre de metales secundarios, que vuelven a encontrar utilidad como metales puros, aleaciones o compuestos químicos. -- Los metales secundarios han adquirido gran importancia en -- los últimos años debido a sus implicaciones económicas y su ingerencia en la protección del medio ambiente y los recursos naturales no renovables.

TABLA 1.- PRINCIPALES PAISES PRODUCTORES DE COBRE, CON SU RESPECTIVA PRODUCCION EN LOS ULTIMOS AÑOS. (4)*

PAIS PRODUCTOR	PRODUCCION EN MILES DE TONELADAS			
	1974	1975	1976	1977
ESTADOS UNIDOS	1448.8	1282.2	1456.6	1364.4
U.R.S.S.	1060.0	1100.0	1130.0	1100.0
CHILE	902.0	828.3	1005.2	1056.2
CANADA	821.4	733.8	730.9	780.6
ZAIRE	698.0	676.9	708.9	656.0
ZAMBIA	499.7	404.8	444.6	481.6
AUSTRALIA	251.3	219.0	218.5	219.9
FILIPINAS	225.5	225.8	237.6	272.8
PERU	211.6	181.0	220.3	341.1
POLONIA	185.0	230.0	267.0	289.0
NUEVA GUINEA	184.1	172.5	176.5	182.3
SUDAFRICA	179.1	178.9	196.9	216.1
CHINA	130.0	140.0	150.0	155.0
YUGOSLAVIA	112.1	114.9	120.1	116.2
MEXICO	82.7	78.2	89.0	89.5
JAPON	82.1	85.0	81.6	81.4

* Tomada de la referencia (4), ver bibliografía.

1.2.- Estado del cobre en la naturaleza.

El cobre se halla muy ampliamente distribuido en la naturaleza, donde se le encuentra como tal, en estado libre o en sulfuros, arseniuros, cloruros, carbonatos, óxidos y silicatos. (5)

Desde el punto de vista metalúrgico, las menas de cobre pueden dividirse en tres tipos:

- 1.- Menas nativas
- 2.- Menas oxidadas
- 3.- Menas sulfuradas

El cobre nativo es escaso en la actualidad y sólo se encuentra en Chile, China y los Estados Unidos; en este país es donde se encuentran los yacimientos más importantes de metal nativo, exactamente en el estado de Michigan y da origen a la denominación, "ASTM Copper Lake".

Las menas oxidadas son características de los yacimientos que se encuentran cerca de la superficie, ya que son el resultado de la alteración y descomposición de los minerales sulfurados por las aguas que se filtran al subsuelo; se encuentran en este tipo de menas, aquellas formadas por sulfatos, carbonatos, silicatos y óxidos. Aunque son de gran importancia debido a su facilidad de reducción con el carbono o el monóxido de carbono, su abundancia en la actualidad es poca debido a que fueron los primeros yacimientos explotados.

Las menas de cobre más importantes en todo el mundo son las sulfuradas, que son mezclas complejas de sulfuros de hierro y cobre, asociados con compuestos de hierro, zinc, arsénico, antimonio, bismuto, selenio, telurio, plata,

oro y platino. (3)

TABLA 2.- MINERALES DE COBRE MAS INTERESANTES,
POR ORDEN DE IMPORTANCIA. (3)

NOMBRE	FORMULA	% DE COBRE
Calcopirita	CuFeS_2	34.5
Calcosina	Cu_2S	79.8
Bornita	Cu_5FeS_4	55.5
Tetraedrita	$\text{Cu}_3\text{SbS}_3 + x(\text{Fe}, \text{Zn})_6\text{Sb}_2\text{S}_9$	32 a 45
Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	57.3
Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	55.1
Cuprita	Cu_2O	88.8
Crisocola	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	37.9

1.3.- Propiedades físicas y químicas del cobre.

El cobre pertenece al grupo Ib de la tabla periódica, junto con la plata y el oro; son características propias de este grupo de metales, sus altas conductividades eléctrica y térmica, su maleabilidad, ductibilidad y alta resistencia a la corrosión.

Existen dos isótopos del cobre, de pesos atómicos 63 y 65. En estado metálico, el cobre presenta una red cristalina cúbica centrada en las caras, con una arista de 3.607 angstroms; no presenta estados alotrópicos. (6)

Como ya se ha comentado, el cobre tiene una buena resistencia a la corrosión, aunque al aire se oxida superficialmente. Caliente al rojo, el cobre reacciona con el oxígeno para dar CuO y a mayores temperaturas se obtiene Cu_2O , -- con azufre se obtiene Cu_2S . Es atacado por los halógenos, pero en ausencia de oxígeno, no lo afectan los ácidos diluidos no oxidantes y no complejantes; en presencia de oxígeno, el cobre se disuelve con relativa facilidad en los ácidos sulfúrico y nítrico. También es soluble en soluciones de amoníaco y de cianuro de potasio, siempre en presencia de oxígeno. (5)

En general el cobre presenta dos estados de oxidación, +1 y +2, aunque se han sintetizado compuestos en los que presenta el estado +3, como el Cu_2O_3 obtenido en 1921 por Scagliarini y Torelli. Por lo tanto es común encontrarlos con sales de Cu(I) y de Cu(II) , sin embargo la existencia del ión Cu^+ , está limitada en solución acuosa por el siguiente equilibrio, (6):



TABLA 4.- PROPIEDADES FISICAS DEL COBRE. (6)

SIMBOLO	Cu
NUMERO ATOMICO	29
CONFIGURACION ELECTRONICA	3d ¹⁰ ,4s ²
COLOR	rojizo
PESO ATOMICO	63.54 g/gmol
DENSIDAD (a 25°C)	8.94 g/cm ³
DUREZA (escala de Mohs)	3
PUNTO DE FUSION	1 083°C
PUNTO DE EBULLICION	2 310°C
CALOR ESPECIFICO	5.85 cal/g
CALOR DE FUSION	48.9 cal/g
CALOR DE VAPORIZACION	1 146 cal/g
COEF. DE DILATACION LINEAL	16.5 x 10 ⁶
CONDUCTIVIDAD TERMICA	0.94 cal/cm ² /cm/seg
RESISTIVIDAD ELECTRICA (a 20°C)	1.72 microhms/cm
ELECTRONEGATIVIDAD (escala de Pauling)	1.9
RADIO METALICO	1.278 Å
RADIO COVALENTE TETRAEDRICO	1.35 Å
RADIO IONICO M ⁺	0.93 Å
RADIO IONICO M ⁺⁺	0.72 Å

1.4.- El sulfato de cobre II.

El sulfato cúprico pentahidratado, es el más importante de todos los compuestos químicos del cobre, debido a su gran variedad de aplicaciones y que a partir de él se obtienen muchos otros compuestos de cobre.

El sulfato de cobre II, conocido como hidrocianita, tiene un peso molecular de 159.63 g/gmol; suele presentarse en forma de pentahidrato ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), que cristaliza de sus soluciones en forma de grandes cristales triclinicos de color azul ultramar, con una densidad de 2.28 g/cm^3 y recibe diferentes nombres comunes, como: Vitriolo Azul, Piedra Lapis y Calcantita. El sulfato de cobre II pentahidratado, pierde poco a poco las moléculas de agua de cristalización, al aumentar la temperatura, así éste se convierte en el trihidrato cerca de los 100°C , en el monohidrato a 110°C y a 150°C en la forma anhidra, que puede presentarse como polvo cristalino de color blanco verdoso o agrisado, de prismas incoloros o blancos o bien en forma amorfa de color blanco verdoso; descompone en óxido cúprico a 650°C .

La solubilidad del CuSO_4 en agua se muestra en la siguiente tabla.

TABLA 5.- SOLUBILIDAD DEL SULFATO DE COBRE II EN AGUA. (1)

TEMPERATURA ($^\circ\text{C}$)	0	10	20	30	40	60
CuSO_4 (g/100 g solv.)	12.5	14.8	17.2	20.0	22.5	28.5

El sulfato cúprico, es también soluble en metanol, muy poco soluble en ácido sulfúrico concentrado, casi insoluble en alcohol etílico absoluto, insoluble en ácido acético y es precipitado de sus soluciones por el ácido acético glacial.

El sulfato cúprico, en solución caliente es reducido por el hidrógeno y el carbono, tratando una solución de CuSO_4 con magnesio, se forma sulfato de magnesio y óxido cuproso, con liberación de hidrógeno; la formación de otros -- compuestos de cobre, como carbonato, hidróxido, cloruro, silicato, etc., es sencilla a partir de soluciones de sulfato cúprico.

El sulfato cúprico puede producirse a partir de cobre metálico, haciéndolo reaccionar con ácido sulfúrico diluido en presencia de oxígeno, hasta que el ácido quede neutralizado; después, se cristaliza el sulfato.

El sulfato de cobre II obtenido puede contener muy pocas impurezas, esto dependerá mayormente de la pureza del ácido, en general se considera de buena calidad al sulfato cúprico con un 99% de pureza en $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$. (1)

Desde el punto de vista económico, el sulfato de cobre es de gran importancia y sus precios fluctúan de acuerdo a los del cobre metálico.

Respecto a la toxicidad del sulfato cúprico, se -- considera que no es venenoso, aunque sí dañino y sus efectos dependen de la cantidad de alimento que exista en el estómago de la persona que lo ha ingerido, por lo que en general, -- las etiquetas de los envases de este producto indican que --

puede ser fatal si se ingiere.

El sulfato de cobre II tiene gran diversidad de usos en la actualidad, tanto hidratado como anhidro; en la agricultura se usa como fungicida y herbicida, pero además - debido a que el cobre es un elemento indispensable para los seres vivos, se adiciona en forma de sulfato a los fertilizantes y a los alimentos balanceados para animales. El sulfato cúprico tiene también aplicación en la industria textil, en el proceso de cupramonio para la fabricación del rayón, en la industria farmacéutica y como algicida, pero su uso más importante se encuentra en la electrometalurgia. (1)

1.5.- Generalidades sobre electroquímica.

De ninguna manera se pretende en este inciso, ofrecer un tratamiento de los principios fundamentales de la electroquímica; eso sería imposible, sólo se intenta ofrecer una visión amplia y general, de la historia, el desarrollo, la importancia y las bases de esta vasta ciencia.

La electroquímica ha sido definida clásicamente como la ciencia que trata de los cambios químicos producidos por la corriente eléctrica y de la producción de electricidad mediante la energía química; es decir que la electroquímica es la parte de la fisicoquímica que estudia las relaciones existentes entre la transformación de energía eléctrica en química y viceversa. (8)

La ingeniería electroquímica es una rama de la ingeniería química a la que se acoplan ciertos aspectos de la ingeniería eléctrica y de la metalurgia. En sí la ingeniería electroquímica no tan sólo atañe a todas las cuestiones consideradas generalmente como electroquímicas, sino también al suministro de energía eléctrica a las industrias, a la utilización de la misma, al proyecto, construcción y funcionamiento de los aparatos, maquinaria e instalaciones destinadas a la obtención de productos electroquímicos; así como a las consideraciones económicas dimanantes de la competencia de métodos químicos y electroquímicos para la fabricación de los mismos productos u otros similares. (8)

En casi ninguna ciencia puede darse una fecha exacta de su fundación, sin embargo, en el caso de la electroquímica no hay lugar a dudas de que se funda en 1800, gracias a la invención del primer generador de energía eléctrica me---

dante la transformación de energía química; por el científico italiano Alejandro Volta.

En este mismo año, Nicholson y Carlisle, consiguen efectuar la electrólisis del agua y a partir de entonces y con la postulación de la ley de Ohm en 1827 y las leyes de Faraday en 1830, la electroquímica ha seguido un desarrollo sorprendente, hasta el punto de que a menos de dos siglos de su fundación, puede asegurarse que científica y tecnológicamente, el mundo moderno depende de ella.

Los procesos electroquímicos de naturaleza endotérmica, es decir, los que ocurren con absorción de energía eléctrica, frecuentemente han desplazado a los meramente químicos y en algunos casos han permitido la obtención de nuevos productos que difícilmente hubieran podido obtenerse por otros métodos. Así el cobre en la actualidad, se refina casi exclusivamente por vía electroquímica; todo el cloro empleado en la depuración de aguas, instalaciones de saneamiento y de blanqueo, es producto de elementos electrolíticos; del mismo modo, la fabricación de aluminio, carburo de calcio y los abrasivos sintéticos, no hubieran alcanzado su actual desarrollo sin recurrir al empleo de métodos electroquímicos.

En los procesos químicos, la energía necesaria acostumbra introducirse en forma de calor. Ocurre a menudo que el más sencillo de los procesos puramente químicos, para obtener determinados objetivos, no puede emplearse debido a las grandes resistencias pasivas o a la imposibilidad (en condiciones determinadas) de convertir la energía térmica en química. En consecuencia, suele ser necesario emplear varias reacciones sucesivas, para sustituir una sola por vía -

directa. En cambio los procesos electroquímicos hacen uso de la energía eléctrica en lugar de la térmica, por lo que comúnmente, los procesos electroquímicos, son más sencillos y directos que sus correspondientes químicos, aunque a veces los primeros suelen ser más caros, se prefieren, ya que los productos se obtienen mucho más puros.

A pesar de todo, los procesos electroquímicos son casi inflexibles en la manera de llevarlos a cabo, ya que requieren de condiciones prácticamente constantes, materias primas mucho más puras y equipos de medición más precisos.

Puesto que los procesos electroquímicos hacen uso de la energía eléctrica o la producen, es necesario para su estudio tener conocimientos de electricidad, además de amplios conocimientos de química; es por esta razón que se mencionan en la tabla 6 las principales unidades eléctricas junto con las ecuaciones que las relacionan.

La energía eléctrica es función de dos factores: - la intensidad de la corriente expresada en amperes y la diferencia de potencial expresada en volts.

La magnitud de los cambios que ocurren en la cantidad total de energía de un sistema, queda determinada por estos dos factores, intensidad y voltaje, pero la posibilidad de que se produzca algún cambio, se haya supeditada exclusivamente a la diferencia de potencial. (8)

Para continuar con el desarrollo del presente trabajo, es necesario hacer un paréntesis y clasificar los conductores eléctricos, de manera que los dividiremos en dos cla

TABLA 6.- UNIDADES ELECTRICAS (9).

MAGNITUD	SIMBOLO	UNIDAD (MKS)
Carga eléctrica	q	COULOMB
Intensidad de corriente	I	AMPERE
Diferencia de potencial	V	VOLT
Resistencia eléctrica	R	OHM
Trabajo o Energía	W,E	JOULE
Potencia eléctrica	P	WATT
Capacitancia	C	FARAD
Inductancia	L	HENRY

RELACIONES ENTRE LAS UNIDADES ELECTRICAS .

1 ampere = 1 coulomb / 1 segundo

1 ampere = 1 volt / 1 ohm

1 joule = (1 coulomb) (1 volt)

1 watt = 1 joule / 1 segundo

1 watt = (1 ampere) (1 volt)

1 farad = 1 coulomb / 1 volt

1 henry = (1 volt) (1 segundo) / 1 ampere

ses:

a) Conductores electrónicos.

También conocidos como metálicos, comprenden a los metales, las aleaciones y algunas otras sustancias como el carbón; en ellos la corriente es conducida por electrones. En este tipo de conductores la resistencia aumenta al aumentar la temperatura.

b) Conductores electrolíticos.

Este grupo comprende en general las soluciones de ácidos, bases y sales, las sales fundidas, algunos sólidos y los gases calientes; su característica es que la corriente fluye a través de ellos gracias al desplazamiento de iones. Al contrario que en los electrónicos, su resistencia disminuye al aumentar la temperatura.

En un sistema electroquímico, existen siempre las dos clases de conductores, lo que se visualizará más fácilmente con un ejemplo:

Consideremos que se sumergen dos láminas o alambres de platino en una solución diluida de ácido sulfúrico y se conectan a una batería o a una fuente de corriente continua, de esta forma se producirá una electrólisis. Podrá observarse que en la lámina conectada al polo negativo de la batería, se desprende hidrógeno y en la lámina conectada al polo positivo se desprende oxígeno.

Las láminas reciben el nombre de electrodos y son los conductores electrónicos del sistema, mientras que la so

lución en sí es un conductor electrolítico. El electrodo negativo se llama cátodo y el positivo ánodo: los iones que emigran hacia el cátodo durante la electrólisis se llaman cationes y los que emigran hacia el ánodo, aniones, siendo -- por la ley de las cargas iones positivos los cationes y negativos los aniones. De esta manera, el anión O^{2-} emigra al -- ánodo y el catión H^+ emigra al cátodo.

Si producimos la electrólisis en una solución de - nitrato de plata, observaremos que se deposita plata en el - cátodo y se desprende oxígeno en el ánodo. La cantidad de ma-
teria depositada o desprendida en los electrodos se relaciona con la cantidad de corriente que fluye en el sistema, es_ decir que el fenómeno es cuantitativo.

Las investigaciones de Michael Faraday (1791-1867) llevaron al descubrimiento de las relaciones cuantitativas - entre la cantidad de electricidad que pasa a través de una - solución y la cantidad de materia separada en los electrodos. Estas relaciones quedan concretadas en dos leyes que reciben el nombre de dicho físico.

La primera ley de Faraday, establece que los pesos de las sustancias desprendidas en los electrodos, son directamente proporcionales a la cantidad de electricidad que --- atraviesa la solución.

La segunda ley, expresa la relación fundamental entre las cantidades de diferentes sustancias separadas en los electrodos por una misma cantidad de electricidad y es la si siguiente: una misma cantidad de electricidad separa en los -- electrodos el mismo número de equivalentes químicos de las - diferentes sustancias.

Lo anterior quiere decir que si hacemos fluir por una solución de nitrato de plata 20 coulombs de electricidad la cantidad de plata depositada será el doble de la que depositarían 10 coulombs de electricidad. El paso de una misma cantidad de electricidad a través de soluciones salinas de diferentes metales por ejemplo, depositará cantidades de esos metales proporcionales a sus pesos equivalentes correspondientes.

De lo anterior se deduce que el paso de un coulomb de electricidad por una solución o cualesquiera de los conductores electrofíticos, depositará diferentes cantidades de cada elemento; a esta cantidad, se le denomina equivalente electroquímico.

Desde otro punto de vista, la cantidad de corriente requerida para depositar el peso equivalente de un elemento, es constante y equivale a 96 494 coulombs. Esta cantidad de electricidad, se conoce como "Faraday" y es importante hacer notar en este momento, que no debe confundirse con la unidad de capacitancia mencionada en la tabla 6.

Para comprender mejor los conceptos antes mencionados, haremos uso otra vez de la plata, de la que se depositan 0.0011180 gramos al fluir un coulomb de electricidad o un ampere en un segundo; si dividimos el equivalente gramo de la plata o peso equivalente de la plata entre su equivalente electroquímico obtendremos:

$107.88 \text{ g} / 0.0011180 \text{ (g/coulomb)} = 96 \text{ 494 coulombs.}$
 que es precisamente la cantidad de electricidad que depositaría al peso equivalente de la plata o sea, un Faraday.

Para fines prácticos el valor del Faraday suele re dondearse a 96 500 coulombs y en la industria electroquímica se acostumbra emplear en función de la intensidad de la co- rriente, según se muestra en la tabla 7.

TABLA 7.- EQUIVALENCIAS DEL FARADAY (F). (10)

1 F =	96 500 coulombs
1 F =	96 500 amperes-segundo
1 F =	1 608 amperes-minuto
1 F =	26.8 amperes-hora

Hemos hablado hasta ahora de la importancia de la la intensidad de la corriente en los depósitos de metales, pero puesto que el metal se depositará sobre el electrodo, es im- portante no pasar por alto que la superficie o área del elec- trodo sobre el cual se deposita el metal, influye grandemen- te en las características del depósito. Si efectuamos una -- electrólisis con un alambre de platino, el área sobre la cu- al puede depositarse la sustancia es muy pequeña y esta se - deposita con mayor dificultad, que si se coloca como electro- do una lámina de platino; mientras más superficie tenga una la sustancia para depositarse, más facilidad tendrá para deposi- tarse.

Lo anterior puede tratarse cuantitativamente si de

finimos la densidad de corriente como la intensidad de corriente eléctrica por unidad de superficie del electrodo; expresada en general en amperes/dm², amperes/cm² o bien, amperes/ft². Los términos, densidad de corriente catódica y densidad de corriente anódica, se refieren a la intensidad de la corriente dividida entre la superficie del cátodo o el ánodo respectivamente.

Como se vió anteriormente, según las leyes de Faraday, una cantidad de electricidad dada depositará una cantidad de sustancia dada; pero en los procesos reales esto no siempre se cumple, ya que pueden ocurrir otros cambios en el sistema, de manera que la cantidad de sustancia depositada no sea la esperada en base a las leyes de Faraday. Esto nos lleva a definir la eficiencia de corriente como:

$$\text{Eficiencia de corriente} = \text{C.E.} = \frac{\text{cantidad teórica de elect. requerida}}{\text{cantidad real de elect. consumida}}$$

o bien el cociente entre la cantidad real de producto formado y la cantidad teórica.

Lo anterior no quiere decir que las leyes de Faraday fallen, sino que no toda la corriente consumida se empleó en el depósito; si toda la corriente fuera perfectamente contabilizada, las leyes de Faraday no parecerían equívocas. (10)

Para explicar el origen del potencial generado en la interfase metal - solución, mencionaremos los conceptos introducidos por W. Nernst.

Cuando un metal se sumerge en agua o en un electrolito, existen las tendencias de los átomos del metal a transformarse en iones y de los iones a transformarse en átomos - depositándose sobre el metal. La primera tendencia fue denominada por Nernst como presión de disolución, mientras que - la segunda la denominó presión osmótica de depósito.

Si introducimos un metal en una solución de sus -- propios iones, nos encontramos con que están presentes ambas tendencias y del predominio de una sobre otra, dependerá que el metal se disuelva o se depositen sus iones; si ninguna de las dos tendencias prevalece sobre la otra, no observaremos ningún cambio y nos encontraremos con que el sistema se encuentra en el equilibrio. Puesto que se trata de un sistema que sufre cambios hasta alcanzar un equilibrio termodinámico podemos hacer uso de la energía libre de Gibbs para conocer que tendencia prevalece en el sistema hasta alcanzar el equilibrio; utilizando magnitudes electroquímicas, la energía libre de Gibbs, viene dada por la ecuación 1.5.1 .

$$G = - n E F \quad (1.5.1)$$

donde: G = cambio en energía libre (joules/mol)
 n = equivalente por mol del soluto
 E = diferencia de potencial (volts)
 F = Faraday (96 500 coulombs/equivalente)

Suponiendo que los iones en solución se comportan como las moléculas de un gas ideal y utilizando los conceptos de presión de disolución y presión osmótica de depósito, tenemos:

$$G = RT \ln \frac{P}{P_0} \quad (1.5.2)$$

donde: G = cambio en energía libre
 R = constante de los gases
 T = temperatura
 P = presión de disolución
 P_0 = presión osmótica de depósito

Sabemos que la presión osmótica es proporcional a la concentración según:

$$P_0 = KC \quad (1.5.3)$$

sustituyendo en la ecuación 1.5.2, obtenemos:

$$G = RT \ln \frac{P}{KC} \quad (1.5.4)$$

y separando el término de la concentración:

$$G = RT \ln \frac{P}{K} + RT \ln \frac{1}{C} \quad (1.5.5)$$

sustituyendo la ecuación 1.5.1 en la 1.5.5:

$$- nEF = RT \ln \frac{P}{K} + RT \ln \frac{1}{C} \quad (1.5.6)$$

despejando el potencial y eliminando el signo negativo, nos queda:

$$E = \frac{RT}{nF} \ln \frac{K}{P} + \frac{RT}{nF} \ln C \quad (1.5.7)$$

debido a la dificultad para conocer K y P , Nernst se valió

de soluciones de sales cuyos iones tenían concentración unitaria de modo que el segundo término de la ecuación 1.5.7 se anula quedando:

$$E = \frac{RT}{nF} \ln \frac{K}{P} \quad (1.5.8)$$

El potencial anterior, sería constante a concentración unitaria y una temperatura dada para cada elemento, --- Nernst lo designó como E° y se le conoce como potencial tipo potencial normal o potencial estándar, a una temperatura --- dada.

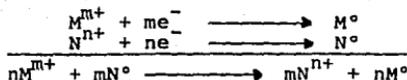
De lo anterior obtenemos finalmente:

$$E = E^\circ + \frac{RT}{nF} \ln C \quad (1.5.9)$$

ecuación que se conoce como ecuación de Nernst; actualmente se ha sustituido la concentración química por la actividad - (a), quedando:

$$E = E^\circ + \frac{RT}{nF} \ln a \quad (1.5.10)$$

Si consideramos una reacción de oxido-reducción:



la ecuación de Nernst para este caso queda como: (10)

$$E = \frac{RT}{nF} \ln K_{eq} + \frac{RT}{nF} \ln \frac{(M)^n (N^{n+})^m}{(N)^m (M^{m+})^n} \quad (1.5.11)$$

al igual que en el caso anterior si las actividades de todas las especies son unitarias tenemos que:

$$E^{\circ} = \frac{RT}{nF} \ln K_{eq} \quad (1.5.12)$$

y este es el potencial estándar de la reacción de oxido-reducción; sustituyendo la ecuación 1.5.11, nos queda:

$$E = E^{\circ} + \frac{RT}{nF} \ln \frac{(M)^n (N^{n+})^m}{(N)^m (M^{m+})^n} \quad (1.5.13)$$

que es la ecuación de Nernst para una reacción de oxido-reducción.

Puesto que la finalidad de este inciso, no es más que dar un enfoque general de los conceptos de que haremos uso para tratar de la obtención del polvo de cobre, se han omitido varios pasos en la deducción de la ley de Nernst; sólo se ha pretendido plantear los conocimientos básicos, para poder explicar por que se producen desperdicios en el proceso de obtención de polvo de cobre, el cuál se tratará en el siguiente capítulo.

II

ELABORACION DEL POLVO DE COBRE

- 2.1.- Depósito y disolución de metales.
- 2.2.- Obtención y refinado electrolítico del cobre.
- 2.3.- Obtención del polvo de cobre.
- 2.4.- Desperdicios del polvo de cobre.

II

ELABORACION DEL POLVO DE COBRE

2.1.- Depósito y disolución de metales.

Los procesos industriales de depósito electrolítico de metales se clasifican en cuatro grupos principales; cada uno de los cuales exige requisitos diferentes según sean las condiciones físicas del producto catódico. Estos cuatro grupos son:

- 1.- Galvanostegia
- 2.- Electrorrefinado
- 3.- Electrobeneficio
- 4.- Electroobtención de polvos metálicos

En la galvanostegia, que es el arte de recubrir -- por electrólisis un objeto, con una delgadísima capa de un metal de buena calidad y aspecto, se necesita un depósito de cristales finos de gran tenacidad y adherencia, brillantes o de gran pulimento. En los grupos 2 y 3, bastan depósitos de granos relativamente gruesos, ásperos pero adherentes. Estos

depósitos han de ser de gran pureza y resistencia suficiente a fin de poder sufrir la manipulación habitual, antes de ser fundidos o moldeados en su elaboración subsiguiente. (8)

En la producción de polvos metálicos en pilas electrolíticas se necesita poder asegurar el tamaño deseado de los granos, aunque se exige también nula o escasa adherencia al cátodo. Por regla general, las condiciones requeridas en la obtención de polvos son contrarias a las de la galvanostegia.

La regulación de las condiciones de trabajo más eficaces, desde un punto de vista económico, se realiza por los mismos mecanismos empleados en otros procesos de ingeniería química.

En materia de recubrimientos galvanostégicos, la eficaz utilización de la energía eléctrica es secundaria para la calidad del recubrimiento; aunque sea deseable conseguir buenos rendimientos de la energía, en general ésta puede sacrificarse sin deteriorar la economía del proceso. En el refinado sobre todo, cuando los procesos térmicos pueden competir con los electroquímicos, el costo de la corriente tiene carácter decisivo, debido a que el máximo rendimiento de la energía es vital para la justificación económica del proceso. En la producción de polvos metálicos, las condiciones generalmente se asemejan a las del refinado (en lo que a economía se refiere), ya que se trata de una industria en la que los procedimientos térmicos y mecánicos compiten con los electroquímicos. No debe olvidarse que la pureza de los productos obtenidos electroquímicamente es generalmente superior a la obtenida por otros métodos.

Las características del metal depositado en el cátodo pueden diferir mucho según sean las condiciones del electrolito, sobre todo en lo que se refiere a los iones existentes. Definitivamente, la naturaleza del metal que se va a depositar afecta al tipo de depósito, pero no sólo el catión tiene influencia, sino que también el anión contribuye. Por ejemplo, los depósitos de plomo provenientes de soluciones de cloruro o acetato, son muy diferentes a los que se obtienen de soluciones de clorato o perclorato.

La naturaleza del electrolito, el pH de la solución, la concentración de iones metálicos, la densidad de las corrientes anódica y catódica, la temperatura del electrolito, la sencillez o complejidad del ión metálico, así como la presencia de agentes modificadores tales como agentes tensoactivos, influyen en la naturaleza del depósito.

Según el proceso de que se trate, el depósito que se desea es diferente, esta diferencia estriba básicamente en el tipo de cristales a depositar, esto puede controlarse variando los parámetros mencionados en el párrafo anterior, evaluando siempre la mejor opción sin olvidar el balance económico.

Las estructuras cristalinas de los depósitos catódicos, pueden clasificarse según su tipo de formación, como se muestra en la tabla 8.

En algunos procesos puede no ser muy importante el tipo de cristales obtenidos, pero en otros como en galvanostegia y en la obtención de polvos metálicos, el control del tipo de depósito es de vital importancia, para la obtención de un producto óptimo.

TABLA 8.- ESTRUCTURAS CRISTALINAS (8)

GRUPO I	<p>Todos (o practicamente todos) los núcleos o cristales iniciales siguen aumentando en el seno del depósito.</p> <p>1.- Cristales aislados</p> <p style="padding-left: 20px;">a) simétricos</p> <p style="padding-left: 20px;">b) aciculares</p> <p>2.- Cristales contiguos</p> <p style="padding-left: 20px;">a) columnares</p> <p style="padding-left: 20px;">b) fibrosos</p>
GRUPO II	<p>Tan sólo una parte de los núcleos iniciales sigue creciendo.</p> <p>1.- Cristales cónicos</p> <p>2.- Cristales gemelos</p>
GRUPO III	<p>No crece ningún cristal.</p> <p>1.- Compactos</p> <p>2.- Arborescentes</p> <p>3.- Pulverulentos</p>

A PARTIR DE

ESTA PAGINA

**FALLA
DE
ORIGEN**

El crecimiento de un cristal consiste, primeramente en la formación de núcleos o minúsculos cristalitas nuevos, a lo que sigue el crecimiento de los cristales existentes. Todas las condiciones que tiendan a incrementar la velocidad de formación de los núcleos, tienden a incrementar el número de cristales pero no su tamaño; las condiciones opuestas inhiben dicho incremento.

Los efectos de varios factores en la estructura de los depósitos se muestran en la tabla 9.

TABLA 9.- EFECTOS DE VARIOS FACTORES EN LOS DEPOSITOS (8)

	Cambio de estructura. (grupos tabla 8).
Aumento de concentración metálica de la sal	III — II — I
Aumento de concentración del ión metálico	III — II — I
Solución agitada	III — II — I
Elevación de la temperatura	III — II — I
Aumento de conductibilidad de la solución	III — II — I
Adición de coloides	I — II — III
Aumento de viscosidad	I — II — III
Aumento de densidad de la corriente	I — II — III

Hasta ahora nos hemos referido al depósito de metales, hablaremos a continuación de la disolución anódica de los mismos.

La disolución anódica de un metal, en un electrolito de sus propios iones, tiene lugar en forma casi reversible al aparecer cierta polarización en las películas adyacentes al ánodo. El valor de esta polarización varía según la naturaleza del metal, la formación de películas anódicas y el comienzo de la pasividad son factores que aumentan esta polarización, necesaria para que prosiga la disolución anódica. En las operaciones industriales se añaden sustancias llamadas: agentes de corrosión anódica, para favorecer la disolución de algún metal. Los cloruros son eficaces en este sentido, ya que contrarrestan la tendencia de algunos metales a la pasividad.

En la industria, rara vez se emplean metales puros como ánodos, debido a que el empleo de la disolución anódica se aprovecha generalmente para el refinado de metales, en el que la composición del ánodo es bastante compleja.

Los tratamientos mecánicos que anteriormente haya sufrido el ánodo, en combinación con tratamientos térmicos; tales como: laminado, forjado, soldado, estirado, etcétera, tienen gran influencia en el fenómeno de disolución anódica.

La formación de películas o recubrimientos en el ánodo puede provocar insolubilidad, estas películas pueden ser producto de la formación de sustancias insolubles, como en el caso de la anodización, que produce recubrimientos anticorrosivos sobre el aluminio y sus aleaciones.

La disolución anódica del metal es modificada por la formación de películas, como consecuencia de la resistencia eléctrica, de la porosidad y de las condiciones físicas de la película. Los recubrimientos disminuyen el área de la superficie eficaz del electrodo y aumentan el valor de la densidad de corriente en la superficie restante, esto a su vez determina efectos de polarización e inicia nuevos procesos electrolíticos. Si la película es de gran resistencia y poca porosidad cesará la disolución del ion metálico, sin embargo, si el recubrimiento tiene poca resistencia y mucha porosidad, los aniones escaparán a través de la película descargándose en la superficie de ésta. (8)

La disolución del metal anódico puede ser dificultada o reemplazada por una descarga de aniones sin formación perceptible de película, de esta manera, la adición de ciertas sales puede afectar el proceso de disolución. Los haluros son agentes de corrosión anódica en los procesos industriales y tienden a impedir la pasividad, en cambio los agentes oxidantes pueden producirla.

2.2.- Obtención y refinado electrolítico del cobre.

En 1800, Cruikshank llamó la atención sobre el -- hecho de que el cobre metálico podía ser precipitado de -- sus soluciones por medio de la corriente en una pila voltáica y durante los años 1865 - 1870, después de haber sido - enunciadas las Leyes de Faraday en 1831, se publicaban las_ patentes de James Elkington sobre el refinado electrolítico del cobre aprovechando para tal efecto un dínamo.

Conviene destacar que así como la invención del - dínamo hizo posible el refinado electrolítico del cobre, a_ su vez el cobre puro así obtenido fue la base de la gran -- industria eléctrica moderna. Ambas industrias dependen la - una de la otra y han experimentado un gran desarrollo paralelo.

En 1921 Addicks estudió en forma definitiva el re_ finado del cobre desde el el punto de vista del proceso pe- ro sin un fundamento científico y basado únicamente en con- sideraciones económicas.

El refinado electrolítico del cobre, no sólo pro- duce el metal de tan extraordinario grado de pureza que re- quiere la industria eléctrica, sino así mismo recupera las_ pequeñísimas cantidades de metales preciosos que contiene - el mineral beneficiado y que no podrían ser recuperados por otros métodos, además también pueden recuperarse otros meta_ les tales como níquel, arsénico, antimonio, selenio, telu- rio y paladio.

Al fundir los minerales de cobre y de plomo, es- tos metales básicos actúan como portadores de los metales -

preciosos, que se encuentran en los productos en bruto. Cerca de las tres cuartas partes de la producción mundial de plata se recupera como subproducto de la refinación del cobre y del plomo.

La materia prima para el refinado es el cobre blister producto de los altos hornos de cobre, o bien el cobre de cementación, material finamente dividido y de estructura granular, recuperado de las soluciones al precipitarlo con metales como el hierro o también bloques de cobre y chatarra de varias formas y grados de pureza diversos. La más empleada en la refinación en general es el cobre blister. (8)

Cuando un metal en estado líquido se solidifica, sus impurezas (incluyendo el oro y la plata), tienden a permanecer en estado líquido y a concentrarse en la última porción del líquido que se solidificará. En consecuencia, se produce en los lingotes de cobre blister una segregación considerable de metales preciosos.

El cobre blister llega a la refinación en forma de lingotes de los que se toman muestras que son analizadas para conocer con exactitud su contenido de metales preciosos, los lingotes se funden en hornos de reverbero en el que son eliminados tan sólo el oxígeno y el azufre. Los productos metálicos secundarios que contienen cobre se someten a un refinado previo en el horno.

En la actualidad se emplean dos procedimientos electrolíticos para el refinado del cobre: el sistema múltiple o Elkington y el sistema en serie o Hayden.

En el sistema múltiple, ánodos y cátodos se montan -

en paralelo, requiriéndose en el tanque una placa de iniciación, en la que se precipita el cobre y barras de conexión entre los diversos ánodos y cátodos. En el sistema en serie, sólo se conectan al circuito los dos electrodos externos, los otros, se sumergen en los tanques y actúan como electrodos bipolares una de cuyas caras, como ánodo, va disolviéndose y la otra como cátodo, recibe el depósito del metal puro.

La densidad de corriente que se adopte es el factor más importante en el refinado del cobre, sus valores generalmente varían entre 1.6 y 3.6 A/dm², siendo lo más común trabajar en el límite inferior salvo en el caso en que la energía eléctrica tenga un costo bajo. La corriente empleada en una refinería cualquiera representa el equilibrio económico entre el costo de la energía consumida, el costo de la planta industrial con su equipo y el del metal utilizado durante el proceso.

El voltaje por pila varía con la densidad de corriente y depende de la resistividad de la solución. El electrolito usado en la actualidad es ácido sulfúrico al 16% o 18% con 3% de cobre a 55°C. Al aumentar la cantidad de ácido, disminuye la resistividad de la solución pero también disminuye la solubilidad del sulfato de cobre. Los sulfatos de cobre, de níquel y el sulfato ferroso, aumentan la resistividad de la solución, sin embargo, es necesaria la existencia de iones cúpricos para que se lleve a cabo el proceso. Además, como el cobre se disuelve en el ánodo, la solución que hay en sus proximidades se halla constantemente sobresaturada y el sulfato de cobre tiende a cristalizar en el electrodo si la proporción de ácido se eleva demasiado. En consecuencia, el ánodo dejará de funcionar como ánodo soluble y lo hará como si fuera insoluble, elevando el voltaje y rebajando el contenido de

cobre del electrolito. Es importante pues, que circule bien la solución para asegurar la presencia de iones cúpricos en el cá todo; hay que evitar al mismo tiempo, la agitación de los ba-- rros que contienen metales preciosos. En las refin^{erías} se -- acostumbra usar un tipo de circulación de 4 q/min.

Kern y Chang (8) observaron que el arsénico, el ní-- quel y el hierro en electrolitos de ácido sulfúrico-sulfato -- cúprico, hacían disminuir el valor de la conductividad y reco-- mendaron un electrolito con una cantidad de 30 a 35 gramos de _ cobre por litro y hasta 175 gramos de ácido sulfúrico por li-- tro a 55°C, conservándose las proporciones de hierro y de ní-- quel lo más bajas posibles. Fink y Philippi (8) observaron que una elevada temperatura y una proporción hasta de 200 gramos - de ácido sulfúrico por litro reducían la polarización anódica_ y catódica y la caída de voltaje en el electrolito, en tanto -- que el aumento de contenido de sulfato cúprico disminuye la po_ larización en los electrodos, pero eleva la caída óhmica de -- voltaje. La adición de gelatina aumenta enormemente la polari-- zación catódica pero no afecta la polarización anódica ni la - caída de voltaje.

La tensión de las pilas varía en función de la densi_ dad de la corriente, de la construcción de los tanques, de los sistemas de conexiones y del estado de conservación. Puede va-- riar de 0.17 a 0.40 V, siendo el valor usual entre 0.20 y 0.25 V. La tensión para el refinado es baja a consecuencia de la -- energía generada en el ánodo por la solución de cobre.

A continuación se dan brevemente algunos pormenores_ de trabajo en refin^{erías} de cobre (8).

Antiguamente los tanques eran de madera forrados de planchas de plomo (con 4% de antimonio). La tendencia moderna es de usar tanques de hormigón forrados interiormente de plomo. Estos tanques se conectan en serie por el método de Walker, según el cual el ánodo de un tanque descansa sobre un contacto (barra ómnibus o colectora), común al cátodo del tanque contiguo. En algunas refinerías los cátodos del tanque anterior (mayor voltaje) descansan sobre los ánodos del siguiente (menor voltaje), y así sucesivamente. Los electrodos han sido fundidos con una cuña en V en las orejas, esto evita un punto de contacto y rebaja la tensión de la pila. Este dispositivo se conoce con el nombre de sistema Whitehead o contacto de Baltimore.

El electrolito circula mediante una bomba centrífuga o un elevador neumático. Se emplean dos métodos: uno de ellos consiste en hacerlo pasar directamente a los tanques desde los depósitos subterráneos, en que la solución se calienta a 60°C mediante vapor de agua; el otro consiste en hacerlo pasar a un depósito superior de distribución, desde el cual se reparte a los demás por gravedad. Este último método es el más aceptado. La mayor parte de las refinerías disponen de un sistema de circulación ascendente, introduciendo el electrolito por el fondo del tanque. En consecuencia, la circulación resulta en dirección contraria a la que sigue el depósito de los barros, pero la velocidad hacia arriba no es bastante elevada para alterar el curso descendente de las partículas de barro. Algunas refinerías se instalan con circulación descendente, entrando la solución por la parte superior del tanque y descendiendo mediante un sifón.

La capa inicial que forma el cátodo en el sistema múltiple, está constituida por un depósito de cobre sobre una

chapa laminada de cobre de 6.35 mm de espesor, que se engrasa cuidadosamente para impedir que el cobre depositado se adhiera a ella. Esta capa inicial pesa de 3 a 6 Kg, se hace algo mayor que el ánodo para compensar el aumento de la corriente en torno de los extremos de los electrodos, que de otro modo, formarían nódulos en los extremos del cátodo.

Las refinerías emplean cola como agente coloidal de adición, añadiéndolo al electrolito en pequeñas cantidades. La cola mejora notablemente las características del depósito catódico, sin embargo, eleva considerablemente el potencial de dicho electrodo, debiendo usarse con moderación.

Los ánodos de cobre contienen impurezas de metal base, en algunas ocasiones aleadas con plata y con cobre. Cuanto mejor sea la calidad o pureza del ánodo, tanto más sencillo y barato será el proceso de refinado. La mayor parte de los ánodos contienen más del 99% entre cobre y plata. Con ánodos de pureza inferior, el electrolito se ensucia pronto, resulta excesiva la cantidad de barros formados y se eleva considerablemente el porcentaje de desperdicios anódicos. Teóricamente y dada la baja tensión del refinado, los metales más nobles y más electropositivos que el cobre, se posarán como barro en el fondo del tanque, en tanto que los más electronegativos se disolverán y ensuciarán el electrolito.

En la práctica, las refinerías han de luchar con ocho impurezas primordiales: oro, plata, selenio, telurio, arsénico, antimonio, plomo y níquel. El selenio y el telurio se combinan en los ánodos principalmente con la plata y pasarán al barro como seleniuro y telurio de plata; todo exceso de selenio y telurio se combina con el cobre formándose seleniuro y telurio de cobre. El plomo se disuelve en el ánodo y se precipita

rápidamente como $PbSO_4$; el arsénico se disuelve en el ánodo como ácido arsénico y así pasa al electrolito; el antimonio se disuelve como $Sb(OH)_3$ y reaccionará con el ácido arsénico para producir un arseniato básico antimonioso que forma un barro de difícil sedimentación llamado barro flotante.

Prácticamente, la totalidad del níquel pasa al electrolito a menos que exista en los ánodos un exceso del mismo. En los ánodos se hallarán asimismo vestigios de otros metales como cinc, cobalto, hierro, bismuto y estaño; pero por lo general en cantidades tan pequeñas no influyen en el refinado. El azufre que puede existir en el ánodo, pasará al barro en forma de sulfuro de cobre.

El arsénico y el níquel son los únicos elementos -- que se disuelven en el electrolito en cantidad suficiente para requerir un proceso de recuperación.

A intervalos regulares se extraen cantidades suficientes de electrolito para su depuración, de modo que pueda regularse la proporción de sus principales impurezas. La máxima tolerancia de las distintas impurezas depende de las condiciones operatorias de cada una de las instalaciones.

Para entender mejor el proceso de refinación, en -- la tabla 10 se muestra un análisis típico de cobre blister, -- ánodos y cátodos.

TABLA 10

ANÁLISIS DE COBRE BLISTER, DE LOS ANODOS Y DE LOS CATODOS.

Análisis	Blister	Anodo	Cátodo
Cobre.....	99.0140 %	99.4220 %	99.9800 %
Oxígeno	0.6910 %	0.1514 %	...
Azufre	0.0185 %	0.0026 %	...
Arsénico	0.0464 %	0.0435 %	0.0010 %
Antimonio	0.0350 %	0.0317 %	0.0010 %
Plomo	0.0039 %	0.0042 %	nulo
Selenio	0.0184 %	0.0176 %	0.0003 %
Telurio	0.0122 %	0.0122 %	0.0002 %
Níquel	0.0140 %	0.0146 %	0.0010 %
Plata	1980 g/t.	1950 g/t.	9.4 g/t.

El electrobeneficio o electroobtención incluye los siguientes pasos: primero, molienda y tostación del mineral - (si es necesario); segundo, lixiviación del mineral; tercero, purificación de la solución de manera que sea apta para una electrólisis eficaz; cuarto, precipitación electrolítica del metal y quinto, nuevo empleo del electrolito como líquido --- lixivante que complete un ciclo e inicie otro a partir del - segundo paso.

La electroobtención se aplicó en primer lugar al cobre y luego, de manera más complicada al cinc; en la actualidad se aplica al antimonio, cobalto, cromo, hierro, galio, -- manganeso y plata.

En diversos lugares del planeta, los minerales que contiene n cobre se tratan para la recuperación del cobre lixiviando o disolviendo el mineral por una solución que a su vez se convierte en electrolito y resulta desposeída de una parte de su contenido metálico por precipitación electrolítica, --- siendo re i te grado el electrolito consumido para una nueva - lixivación.

El proceso de electrobeneficio permite el tratamien to de minerales de valor metálico muy bajo del orden de 1.50_ a 1.75% de cobre o aún menos. En la instalación de la " Chile Copper Company " en Chuquicamata (Chile), los principales minerales de cobre son la calcanita ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), la brocantita ($\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$) y la atacamita ($\text{CuCl}_2 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$), es tos minerales son sometidos al proceso de obtención electro- lítica y el líquido lixivante contiene ácido sulfúrico. En - la instalación de la " Inspiration Consolidated Copper Compa ny " en Inspiration (Arizona), el mineral está formado por --

Óxidos y sulfuros en los que el cobre entra en una proporción del 1.1 al 1.2%. El líquido lixivante es una solución del ácido sulfúrico y sulfato férrico y los ánodos insolubles son de plomo antimoniado al 8%.

En general, el mineral se extrae a cielo abierto empleando excavadoras que lo entregan a la instalación beneficiadora, donde es triturado de manera que pueda procederse a la lixiviación de sus componentes metálicos; el mineral machacado se carga en grandes tanques de hormigón. A veces al cargarlo, se encuentra ya en el tanque la solución lixivante, pero otras veces ésta se introduce después de haber cargado una parte o la totalidad del mineral. También se ha probado la terminación a la par de ambas operaciones, la carga del mineral y el llenado del tanque con la solución a fin de obtener un máximo período de maceración.

La operación de lixiviado se produce en dos etapas. En la primera, se disuelve el cobre del mineral y en la segunda se propone lavar o desplazar del material lixiviado las porciones de metal soluble en agua que queden todavía. La primera etapa se realiza mediante un tratamiento por dos soluciones a contracorriente; la primera de ellas se introduce por el fondo del tanque hasta que se cubre de líquido el mineral. Esta solución se llama de tratamiento y tiene una proporción relativamente baja de cobre y alta de ácido libre. Después del período de maceración, esta solución se extrae por el fondo del tanque, ahora está enriquecida en cobre y a disminuido su acidez a causa de la formación de sulfato de cobre y se denomina solución fuerte o concentrada. Al ser extraída del tanque de lixiviación, se le sustituye por electrolito agotado que es pobre en cobre y tiene fuerte proporción de --

ácido libre. Es una solución que proviene de la electrólisis y es devuelta a la instalación lixivadora para su regeneración; su contenido de cobre es normalmente de 15 gramos por litro. Este lixiviado puede comprender cierto número de períodos de maceración; finalmente el mineral se deja en remojo en las soluciones de sustitución hasta que se hace necesario el lavado, las soluciones obtenidas durante la primera parte del lavado se emplean en el tratamiento de otra carga de mineral; todas las soluciones, salvo las empleadas al principio para cubrir el mineral, se envían a la parte alta del tanque y las que van desplazándose salen por el fondo del mismo.

La solución concentrada se envía a la sala de tanques para la electrodeposición de una parte del cobre. Las proporciones de metal y de ácido dependen de la composición química del mineral tratado, de los períodos de maceración, del cobre contenido en las soluciones que originaron la solución concentrada y del número de orden de la carga tratada. La solución concentrada procedente de una carga de mineral se mezcla con la de otras cargas antes de enviarla a la sala de tanques a través de la instalación descloradora. De este modo se consigue una solución con un promedio de cobre de unos 35 gramos por litro.

Antes de la electrólisis, los líquidos lixivantes son desclorados agitándolos con cobre de cementación para producir CuCl insoluble. Al mismo tiempo, las sales férricas son reducidas por el cobre. En la tabla 11 se muestra la composición de la solución en diferentes etapas del proceso.

TABLA 11.-

ANALISIS DE SOLUCIONES CONCENTRADAS

	Cu g/l	SO ₄ H ₂ g/l	Cl g/l	Total Fe g/l	Fe férrico g/l
Solución concentrada de la instalación de lixiviado a la de -- descloruración.....	35.39	47.85	0.59	4.60	1.37
Solución concentrada de la instalación de descloruración a la sala de tanques.....	36.19	46.09	0.13	4.62	0.01
Electrolito agotado devuelto a la insta- lación de lixiviado.	14.44	78.54	0.21	4.60	1.13

Con el lixiviado continuo aumenta gradualmente la concentración de hierro, de ácido nítrico y de molibdeno en los líquidos lixiviantes; para disminuirla y regularla se extraen continuamente o a intervalos regulares pequeñas cantidades de electrolito.

La precipitación electrolítica del cobre se lleva a cabo en una instalación muy semejante a la del refinado, salvo por el uso de ánodos insolubles. El ánodo insoluble "Chillex" consta, esencialmente de una aleación de cobre, silicio, hierro y plomo, con reducidas cantidades de estaño y otros metales. Los ánodos reciben la forma de una parrilla de cinco barros, los cátodos se producen utilizando los electrolitos con reducida proporción de cobre, así como soluciones ya agotadas. El cobre de cementación se produce en la recuperación final a partir del electrolito gastado; el cobre comercial -- obtenido en los tanques de depósito contiene un 99.96% de cobre.

2.3.- Obtención del polvo de cobre.

Hay una gran cantidad de productos que se elaboran en la actualidad por métodos metalúrgicos que comprimen polvos metálicos o sus mezclas en moldes y aglutinan luego las piezas moldeadas.

El proceso mediante el cual se fabrican artículos comprimiendo en troqueles polvos metálicos se llama sinterizado (8).

La obtención de polvos metálicos electrolíticamente ha adquirido gran auge en los últimos años debido a que compete económicamente con los procesos de desintegración mecánica y con los que tratan polvos de óxidos mediante gases reductores. El método electrolítico se ha aplicado a una gran variedad de metales, en algunos casos se producen depósitos catódicos quebradizos que luego serán objeto de un tratamiento mecánico.

Los polvos metálicos están representados por el tipo de cristales del grupo III (tabla 8, páq. 30). La producción de polvos está favorecida por una baja concentración de metal, por una baja concentración del ion metálico, por soluciones no agitadas, por bajas temperaturas, por soluciones de conductibilidad baja, por la adición de coloides, por aumentos de la viscosidad e incrementos notables de la densidad de corriente. Estas distintas variables no producen efectos del mismo orden de magnitud, los efectos son acumulativos e interdependientes.

Los polvos precipitados electrolíticamente y que tienen importancia comercial son de dos clases: los cristales

suelos obtenidos en las pilas en forma de polvos no adherentes y, los polvos que provienen de la pulverización de depósitos parcialmente coherentes, frágiles (relativamente duros y quebradizos). El cobre, cinc, níquel, plata y plomo constituyen ejemplos de la primera clase; el hierro y el manganeso de la segunda.

En la práctica, las densidades de corriente catódica empleadas son mayores que en el refinado, lo cual da lugar a depósitos esponjosos relativamente adherentes que se extraen periódicamente por medio de rascadores o bien mediante la circulación del electrolito. En el caso del polvo de cobre, se prefieren electrolitos ácidos de concentración metálica inferior a la usada en el refinado, pero de concentración ácida superior. Si se trabaja con gran densidad de corriente catódica y con desprendimiento de hidrógeno los cristales presentan apariencia filisiforme por lo tanto, es necesario extraer periódicamente el cátodo y limpiarlo ya que en caso contrario, la superficie eficaz del depósito aumentaría hasta el punto en que disminuiría la densidad de la corriente.

La finura del polvo puede variar enormemente dependiendo de las condiciones que deben ser controladas cuidadosamente para obtener un producto de características uniformes. El polvo depositado se lava, se seca en atmósfera inerte o reductora y es enfriado hasta la temperatura ambiente.

Grandes cantidades de polvo de cobre industrial son electrolíticas, se obtienen por un depósito electrolítico utilizando un ánodo soluble y un cátodo inatacable. Como es esencial una gran pureza, los ánodos son de cobre refinado electrolíticamente que han sido utilizados como cátodos en el proceso de refinación. Se han realizado intentos para utili--

zar ánodos de menor pureza pero han resultado siempre un fracaso comercial ya que las especificaciones de los productos finales son muy estrictas, los cátodos recomendados son de una aleación de plomo.

Los electrodos se disponen en paralelo en cubas forradas de plomo o de poliéster reforzado con fibra de vidrio; en contraste con la técnica del refinado del cobre, la electrolisis se realiza a densidades de corriente varias veces mayores, a temperaturas más bajas, menores concentraciones y circulación menos intensa.

El cobre se deposita en el cátodo en forma de partículas separadas y se precipita en el fondo de la pila o bien, como depósito poco adherente que puede extraerse de la pila lavando los cátodos; periódicamente, se saca el barro se filtra y se lava. La gran superficie y actividad del polvo de cobre mojado hacen necesario un lavado completo y un secado inmediato a fin de evitar la oxidación.

El polvo se seca en hornos continuos de atmósfera regulada, se mantienen condiciones reductoras para eliminar los óxidos superficiales; generalmente se trabaja a temperaturas comprendidas entre 315 y 760°C en atmósferas del 10 al 30% de hidrógeno y 5 a 20% de monóxido de carbono. El contenido de los hornos se lleva a molinos de choque de gran velocidad a fin de disgregar los grumos, de esta manera se obtienen partículas de diferentes tamaños que son clasificadas mediante cribas. La mezcla adecuada de las diferentes fracciones dará los tipos de polvos que se deseen.

Wills y Clugston (11) describen la operación en la producción comercial de polvo de cobre electrolítico. La planta es una fundidora y refinería de cobre integrada que procesa

concentrados, cobre electrolítico, cobre blister y polvo de cobre electrolítico; la planta también produce polvos atomizados en base plomo cobre, así como soldaduras y polvos de estaño.

El polvo de cobre electrolítico basado en el trabajo de Drouilly (patente USA 1 799 157, abril 7, 1931), ha sido producido en la refinería por 25 años.

Las características físicas tales como el tamaño de las partículas, la densidad aparente y cambio dimensional en el sinterizado de polvo de cobre depositado electrolíticamente, son afectadas por diferentes factores. Los más importantes de éstos son la densidad de la corriente, el contenido de cobre y ácido, la temperatura y velocidad de circulación del electrolito de sulfato de cobre; aunque las variables electroquímicas pueden ser controladas para producir un polvo dentro de un rango relativamente estrecho de propiedades físicas, no pueden ser suficientemente controladas para dar un producto -- que se adapte a las rígidas especificaciones requeridas por el cliente. Consecuentemente se requieren operaciones posteriores para procesar el polvo lavado, tales como el secado en una --- atmósfera controlada, molienda, cribado y mezclado.

La teoría electroquímica básica del electrorefinado y la electrodeposición es idéntica a la de la obtención del -- polvo electrolítico, sin embargo, las condiciones que afectan el tipo de depósito se controlan de tal manera que produzcan - un depósito opuesto al deseado en el refinado o en el recubrimiento de piezas.

Para producir un polvo dentro de un rango específico de propiedades físicas, es necesario controlar las siguientes_

variables:

- a) composición del electrolito (contenido de ácido y de cobre),
- b) temperatura del electrolito,
- c) velocidad de circulación del electrolito,
- d) densidad de corriente,
- e) tamaño y tipo de ánodo y cátodo,
- f) espaciamiento entre electrodos e
- g) intervalo de limpieza del cátodo.

La última variable es muy importante, ya que no sólo controla el tipo de depósito sino que también previene variaciones excesivas en el área del cátodo con una consecuente disminución de la densidad de corriente.

En la planta que se describe, una sección de refinado es utilizada para la producción de polvo de cobre. El tipo de celdas utilizadas para producir el polvo es el mismo que se utiliza para el refinado y recibe la alimentación de corriente directa de la casa de energía principal. Las condiciones eléctricas y del electrolito son diferentes pero, con sencillas alteraciones de las tuberías y las barras ómnibus, las secciones pueden cambiarse para producir o para refinar polvo según convenga.

La planta cuenta con seis secciones de dieciseis -- celdas cada una para la producción de polvo. Cada sección -- cuenta con una sección de cuatro celdas liberadoras que producen polvo de cobre controlando el contenido de cobre del -- electrolito ya que depositan el cobre de la solución en lugar de depositarlo de los ánodos. Las celdas de cuatro de las secciones regulares son de madera forrada de una aleación de --

plomo y antimonio al 6%; las otras dos secciones, y las secciones de las celdas liberadoras están constituidas por celdas de poliéster reforzado con fibra de vidrio, éstas últimas son superiores a las forradas de plomo desde el punto de vista eléctrico, ya que las fugas de corriente son minimizadas. Sin embargo, algunas de estas celdas han presentado fugas de electrolito debido a la separación de las láminas de fibra de vidrio. La reparación de estos tanques es un trabajo arduo debido a que es difícil determinar donde se origina la fuga en la estructura laminada.

Las dimensiones de las celdas son 3.35 m (11 ft) de largo por 1.06 m (3.5 ft) de ancho, por 1.22 m (4 ft) de altura. Cada celda está equipada con una salida de solución a 38.1 cm (15 in) del fondo para drenado parcial. Esta salida junto con un tubo que controla el nivel de solución en el tanque es también usada para la circulación de electrolito. En el fondo del tanque existe otra salida que se usa para el drenado total.

El electrolito se bombea de tanques de almacenamiento en el sótano hasta un tanque elevado, de este fluye a cada celda por gravedad; la entrada a la celda es por arriba por lo tanto, la circulación del electrolito en el tanque es de arriba hacia abajo. Esto produce un polvo más fino y homogéneo que la circulación en dirección opuesta. El electrolito regresa al tanque de almacenamiento del sótano por gravedad.

Los cátodos son de plomo con antimonio al 6% de 60.9 cm por 86.4 cm por 95.3 mm (24 por 34 por 3/8 de pulgada), y las barras omnibus son de cobre. Cada celda está cargada con dieciocho cátodos con un espaciamento de 17.8 cm (7 in) y diecinueve ánodos de cobre colgados entre los cáto-

dos. Los electrodos en cada celda están conectados en paralelo y las celdas y secciones están conectadas en serie.

La energía es proporcionada a las celdas por un generador cuyo motor es de 1 500 kw que produce de 10 000 a -- 13 000 amperes; la energía se conduce a las celdas por una barra omnibus de 135.45 cm^2 (21 in^2) de sección transversal a 12 000 amperes. La densidad de la corriente en los ánodos es de 5.38 A/dm^2 (50 A/ft^2).

Durante la electrólisis algo de polvo depositado se desprende y cae al fondo de la celda. Para prevenir cortos circuitos entre ánodos y cátodos, los cátodos se limpian periódicamente con un limpiador de hule o de plástico flexible como PVC.

El ciclo de operación es de tres días y al finalizar se interrumpe la corriente en esa sección y el electrolito se drena hasta un nivel justo por encima del polvo. Los ánodos y cátodos se lavan y se retiran de la celda con una grúa instalada en el techo de la sección; posteriormente, se abre la salida del fondo y el electrolito remanente es drenado junto con una pequeña cantidad de polvo que se separará posteriormente en los lavadores de solución. El polvo se saca del fondo de la celda mediante una pala mecánica integrada a la grúa.

La operación subsecuente del lavado del polvo es uno de los pasos más importantes en el ciclo de producción, todas los restos del electrolito deben ser eliminados del polvo, de otra manera el producto será impuro y de fácil oxidación; además, el sulfato remanente en el polvo puede causar desperfectos en los hornos eléctricos usados en la operación de secado.

En esta planta se utilizaba para el lavado del polvo una centrífuga, pero debido a la alta velocidad, el polvo se compactaba de manera que la producción de polvo de baja densidad era imposible. El sistema utilizado actualmente es un tanque de 11 328 litros (400 ft^3) al que se agrega el polvo y después se adiciona agua para formar un lodo (slurry) que se ajusta a la consistencia apropiada y que se bombea a través de un filtro; una vez filtrado, se lava dos veces con agua limpia, quedando con una humedad del 20% y un tornillo rotatorio retira el polvo del filtro. Debido a que la razón de densidades del polvo a la solución es de aproximadamente de 8 a 1, la operación se complica en lo que a asentamientos de polvo en tuberías, tanques, bombas, etcétera, se refiere.

Debido al bajo contenido de ácido y a la relativamente baja temperatura del electrolito, así como a la alta resistencia de los cátodos de plomo y alta densidad de corriente usada, el consumo de energía es considerablemente más alto para la obtención de polvo de cobre que para el electrorefinado. En la planta que nos ocupa, el voltaje promedio por tanque es de 0.9 - 1.1 v comparado con menos de 0.25 v empleado para el refinado del cobre. La eficiencia de intensidad en el ánodo es de un 95%, pero en el cátodo es menor del 90% debido a la liberación de hidrógeno y la relativamente rápida redisolución de polvo fino de cobre.

El polvo húmedo, que se oxida con gran facilidad, está listo después del lavado para las operaciones de acabado. Varias de sus propiedades, especialmente la densidad aparente y el cambio dimensional en el sinterizado, han sido adquiridas por el polvo durante la electrodeposición. Para producir un polvo con un grado más aceptable de calidad y optimizar el rendimiento, las operaciones de secado, molienda,

y cribado son aplicadas al producto.

Para secar el polvo de la manera más eficiente se utiliza un horno eléctrico a través del cual pasa una malla continua a modo de banda sin fin, que transporta el cobre, esta banda tiene un control de velocidad variable y opera entre 2.54 y 17.78cm/min (1 y 7 in/min). El horno tiene una sección final de enfriamiento mediante agua.

El polvo se deposita en una tolva de carga para la banda sin fin que alimenta el polvo al horno; para evitar que el polvo se caiga a través de la malla, una hoja continua de papel de alta resistencia a la humedad se interpone entre la banda y el polvo, y un rodillo colocado inmediatamente después de la descarga de la tolva, comprime el polvo para mejorar la transferencia de calor e impedir que el polvo suelto caiga de la malla. Después de que la banda entra al horno y toda el agua se ha evaporado, el papel se quema, pero para este momento, el polvo se ha sinterizado lo suficiente para evitar que caiga a través de la malla.

La atmósfera del horno se produce en unidades exotérmicas de gas, en estas unidades se quema gas natural y aire en una razón de aproximadamente 1 a 6 para dar un gas constituido por 17% de H_2 , 12% de CO, 4% de CO_2 y el resto de nitrógeno; el gas se alimenta al horno a contracorriente, lo que mejora la reducción.

La operación en el horno comprende los siguientes procesos:

- a) secado del polvo,
- b) reducción del óxido,
- c) sinterizado de polvos finos y

d) alteración de las propiedades físicas, incluyendo la densidad y las características del sinterizado.

Variando las condiciones en el horno, se efectúan grandes cambios en la cantidad de polvos finos, densidad aparente y hasta cierto punto, en las características de cambio dimensional; por lo tanto, en esta operación, las propiedades del polvo pueden ser cambiadas para ajustarse a las especificaciones finales.

A la salida del horno, la temperatura se mantiene lo suficientemente baja como para evitar la reoxidación del polvo, éste se descarga en forma de torta a la que se le da una molienda preliminar en un molino de martillos de 40 hp - para formar pedazos de 6.35 mm (1/4 in) aproximadamente. De aquí, se recoge y es transportado mediante un elevador de banda hasta los micropulverizadores que son molinos de martillos de alta velocidad enfriados por agua. La velocidad de alimentación al molino, la velocidad del molino y la abertura de la malla abajo del molino, pueden ser variadas para obtener las características deseadas, por lo tanto, en esta operación las características del polvo, pueden ser también variadas

A la salida del molino se obtienen partículas de diferentes tamaños, las partículas retenidas por la malla del molino se regresan a un sistema secundario de molienda del mismo tipo que el primario. El polvo muy fino se clasifica en un sistema clasificador por aire y las partículas de mayor tamaño provenientes de este clasificador pueden ser retiradas del sistema o regresadas al molino.

El sistema de clasificación y cribado consiste de siete bancos de micropulverizadores, mallas, clasificadores por aire y los elevadores y tornillos transportadores necesarios para transportar el polvo. El polvo más fino se obtiene en la primera unidad y las partículas de tamaño mayor se clasifican progresivamente a través de todo el sistema; por lo tanto, el producto de la unidad final representa el material de mayor densidad producido. Su densidad aparente está por encima de los 3.5 g/cm^3 y su aplicación es para usos especializados. Las partículas de mayor tamaño obtenidas en esta última unidad se rechazan y se mandan a la planta de formación de ánodos para ser fundidos. Este material es el que va a -- ser sometido a lixiviación ácida para obtener sulfato de cobre.

El polvo que se descarga del sistema de clasificación, se almacena en tambores cerrados con recipientes que contienen sílica gel para evitar la oxidación.

Para producir polvo que se adapte a las especificaciones del cliente, se seleccionan los tipos correctos de -- polvo y se mezclan en mezcladores Gemco de doble cono y antes de ser empacados para evitarse se checan todas las especificaciones, una vez aprobado el lote, se empaqa y se envía al cliente.

Para poder realizar todas las pruebas de control -- de calidad y poder controlar todas las frases de la operac--- ción, la planta cuenta con un laboratorio de control bien -- equipado.

La planta pertenece a la compañía American Metal -- Climax Inc., y se aprovecha para el presente trabajo su des-

cripción ya que es una planta tipo para producción de polvo de cobre electrolítico; cada planta de polvo de cobre puede carecer de alguno de los sistemas antes descritos y, por lo tanto, sus necesidades son diferentes, sobre todo en lo que a recuperación de desperdicios se refiere. Este punto será tratado en el siguiente inciso.

2.4.- Desperdicios del polvo de cobre.

Como en todo proceso industrial, el rendimiento total en la producción de cobre no es del 100%, es decir, se obtienen desperdicios.

En la planta descrita en el inciso anterior, el proceso cuenta con diferentes sistemas que minimizan la cantidad de polvo no aprovechable, sin embargo, al final del proceso encontramos que una cierta cantidad de producto no cumple con las especificaciones requeridas; este polvo se manda a la planta de producción de ánodos en donde es fundido para volver a integrarse al proceso.

La planta que nos ocupa en el presente trabajo no cuenta con sistemas de molienda tan estrictos como los descritos en el inciso anterior, por lo tanto, se obtiene una mayor cantidad de polvo de cobre que no pasa las especificaciones y que debe fundirse para formar nuevos ánodos.

Los desperdicios no sólo están constituidos por los polvos que no pasan las especificaciones, sino que también pueden contener cobre producido por un mal control de proceso. Si todos estos desperdicios, que son de gran pureza, deben ser fundidos para formar ánodos, el consumo de cobre nuevo como materia prima es menor y la eficiencia del proceso disminuye. Por otro lado, es necesario comprar sulfato de cobre como una variante de tipo económico, que permita producir sales de cobre de alto valor agregado.

Lo anterior nos lleva a pensar en la posibilidad de instalar un sistema para recuperar los desperdicios transformándolos a sulfato de cobre, debido a la imposibilidad --

tanto económica como de espacio para la instalación de un -- sistema efectivo de molienda.

La transformación de cobre metálico a sulfato de - cobre es relativamente sencilla, además de que un sistema di -- señado para tal efecto, producirá el sulfato de cobre necesá -- rio para el proceso de elaboración de polvo de cobre y nos - permitirá producir otros compuestos de cobre a partir del -- sulfato excedente, lo cual elevará la rentabilidad de la -- planta.

Debido a la gran pureza de los desperdicios, el -- sulfato de cobre producido a partir de ellos será también de una pureza elevada, dependiendo de la pureza del ácido sul -- fúrico empleado en la reacción.

El sistema de producción de sulfato de cobre no -- tendrá un costo elevado, además no ocupará un gran espacio y, debido a que se podrán obtener otros compuestos de cobre a - partir del sulfato, será rentable por sí mismo.

En el presente trabajo se estudia la posibilidad - de implementar este sistema mediante su reproducción a nivel de laboratorio, y se propone un sistema que satisfaga las ne -- cesidades de la planta de polvo de cobre que nos ocupa.

III

RECUPERACION DE DESPERDICIOS

- 3.1.- Aprovechamiento de los desperdicios de polvo de cobre.
- 3.2.- Selección del sistema de recuperación de desperdicios.
- 3.3.- Descripción del sistema empleado en el laboratorio.

III

RECUPERACION DE DESPERDICIOS

3.1.- Aprovechamiento de los desperdicios de polvo de cobre.

La recuperación de desperdicios de una planta productora de polvo de cobre puede realizarse principalmente de dos formas:

- 1.- por fusión
- 2.- por transformación a CuSO_4

La recuperación por fusión consiste en fundir los desperdicios con una cierta proporción de cobre comprado como materia prima para la producción de ánodos, de ésta manera se reincorpora el polvo que no se ajusta a las especificaciones.

La fusión de cobre para formar ánodos se lleva a cabo en un horno a una temperatura de $1\ 150^{\circ}\text{C}$, una vez fundido, se vacía a los moldes para obtener los ánodos y se enfría. Durante este proceso se debe tener mucho cuidado, ya que si no se llena bien el molde o se fractura el cobre, el ánodo producido no servirá y requerirá ser reprocesado.

La planta que estamos considerando en este trabajo

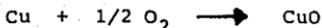
cuenta con un sistema de fusión y formación de ánodos con -- una capacidad de 1 000 kg Cu/día, que equivale a 40 ánodos - diarios; se utiliza una proporción de desperdicio de cobre a cobre nuevo de 50% y la planta produce diariamente 100 kg de cobre fuera de especificación. Lo anterior nos conduce la - proposición de un sistema de recuperación extra, basado en - la transformación de polvo de cobre a sulfato de cobre II.

Como se comentó en el capítulo anterior este siste- ma de recuperación permitirá no sólo aprovechar todo el co- bre que no encuentra aceptación en el mercado de polvos, si- no que además permitirá producir otras sales de cobre de -- gran demanda, lo que aumentará la rentabilidad de la planta_ y puede hacer rentable el sistema de recuperación por sí só- lo.

El proceso de recuperación de polvo de cobre me--- diante su transformación a sulfato de cobre se basa en la si- guiente reacción:



que en realidad es la suma de las reacciones:



En este par de reacciones, la primera es más lenta y, por lo tanto, es la determinante de la velocidad total de reacción.

Puesto que la reacción requiere de oxígeno, lo más recomendable es proporcionarlo en exceso así como el mismo - cobre de manera que el reactivo limitante sea el ácido sulfú

rico y que el proceso se lleve hasta neutralizar el ácido.

El sistema, por lo tanto, debe considerar la posibilidad de proporcionar aire u oxígeno en abundancia; debe estar diseñado de manera que se facilite el contacto entre las partículas de cobre y la solución de ácido y su construcción debe ser de un material resistente a la corrosión.

Para poder obtener el sulfato de cobre de la manera más eficiente posible, el proceso contará con seis etapas principales que son:

- 1.- Reacción
- 2.- Filtración
- 3.- Evaporación
- 4.- Cristalización
- 5.- Secado
- 6.- Envase

Existen diferentes sistemas que nos pueden proporcionar los requisitos necesarios para llevar a cabo la elaboración del sulfato de cobre a partir del polvo; en el siguiente inciso se discutirán varias alternativas y se seleccionará una de ellas, que será reproducida en lo posible a nivel laboratorio para realizar experimentos a fin de obtener los datos necesarios para el diseño final de acuerdo a las necesidades de la planta.

3.2.- Selección del sistema de recuperación.

Existen tres sistemas principales para llevar a cabo la reacción de obtención del sulfato de cobre; estos tres sistemas son los siguientes:

- 1.- Tanque de recirculación
- 2.- Tanque agitado
- 3.- Tanque de burbujeo.

El primer sistema es el sistema tradicional para la elaboración de sulfato de cobre II (1); consiste en un tanque con un plato en el que se depositan los desperdicios de cobre y que se llena con la solución de ácido sulfúrico. Una vez lleno, se deja escurrir por el fondo a un recipiente inferior que tiene una bomba que recircula la solución al reactor; la entrada de la solución se realiza mediante un tubo que derrama sobre el líquido del reactor, favoreciendo de este modo la oxigenación de la solución. (fig. 1a)

El tanque de recirculación no se considera el sistema más eficiente para oxidar el cobre, ya que si bien la solución se recircula a fin de oxigenarla, esta oxigenación es relativamente poca y el contacto de la solución con las partículas de cobre no se favorece, sobre todo si tenemos partículas pequeñas (polvo en lugar de gránulos), debido a que éstas se depositan en el fondo formando un lodo compacto que entorpece la reacción y puede llegar a bloquear el escurrimiento de solución de ácido.

El segundo sistema, como su nombre lo indica, es un tanque con un plato para depositar el cobre que tiene un agitador. En este sistema la solución no se recircula, simplemente se carga el reactor y mediante agitación se evita

que la solución del fondo se empobrezca en ácido y se oxigene la misma. (fig. Ib)

En este diseño la eficiencia de la oxigenación depende primordialmente del diseño del agitador y de su velocidad de agitación, ya que debe favorecerse la oxigenación, pero debe cuidarse que no salpique. Aún cuando estos tanques deben llevar tapa, el nivel del líquido se mantiene a una cierta distancia del borde para evitar que la solución salpique, pues es necesaria una turbulencia en la superficie para favorecer la oxigenación.

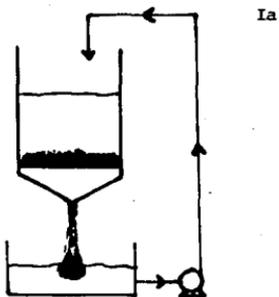
El sistema que más favorece la oxigenación (de gran importancia para la reacción), es el tanque de burbujeo que consta de un tanque con un plato para depositar el cobre por debajo del cual se burbujea aire. (fig. Ic)

En este sistema, el aire puede agitar las partículas de cobre si son lo suficientemente finas o si su densidad aparente es baja, lo que evita el asentamiento de polvo de cobre y permite un mejor contacto entre sólido y líquido; si los desperdicios de cobre son gruesos, el aire no puede agitarlos, pero circula a través de ellos y agita la solución.

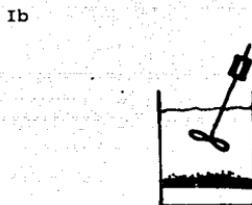
En este reactor, en caso de requerirse el calentamiento, existe la posibilidad de calentar la solución mediante la introducción de vapor de agua saturado a través de un tubo que lo inyecta.

Este tanque es el más versátil de los tres y en la práctica, es el sistema usado por los fabricantes de sulfato de cobre pentahidratado, $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ y, debido a su ver-

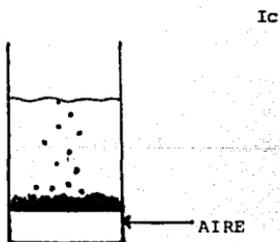
satilidad y sencillez, es el sistema que se ha seleccionado para ser estudiado a nivel laboratorio y ser utilizado en la planta para la recuperación de desperdicios. (fig. Id)



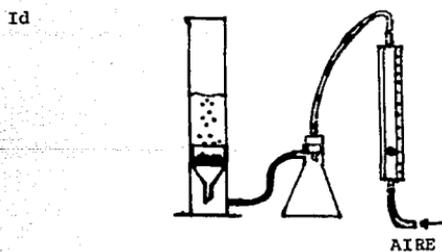
TANQUE DE RECIRCULACION



TANQUE AGITADO



TANQUE DE BURBUJEO

SISTEMA EMPLEADO EN
EL LABORATORIO

ENEP CUAUTITLAN

1980

TESIS PROFESIONAL

JUAN DIEGO TOMAS MEROÑO

3.3.- Descripción del sistema empleado en el laboratorio.

Este tema consta de la descripción del sistema de burbujeo que será empleado a nivel laboratorio para la de terminación de parámetros requeridos para el diseño a escala mayor.

Se utilizó como reactor una probeta de 1 litro de plástico (polímero de metil-penteno) resistente al ácido; a esta probeta se le practicó un orificio en el fondo en el -- que se colocó un tapón y otro orificio fue practicado en la parte inferior del cilindro, cerca del fondo para la entrada de aire; en este orificio se colocó un tubo de vidrio y se selló con un sellador de silicón. El tapón colocado en el -- fondo de la probeta permite limpiarla más fácilmente y va--- ciarla en el caso de que el líquido escurra por el embudo.

Un embudo Buchner de diámetro exterior ligeramente menor que el interior de la probeta fue presionado dentro de la misma hasta que quedó cerca de la entrada de aire y por encima de ella; este embudo servirá de distribuidor del aire y de plato de soportación del cobre.

Las conexiones se realizaron con manquera de hule látex y, antes de la entrada de aire a la probeta, se colocó un matraz para vacío con un tapón perforado y un tubo de vidrio a manera de trampa, para evitar que alguna impureza del aire contamine la reacción o que, en caso de que por alguna razón se hiciera succión, pase ácido a la tubería de aire.

Inmediatamente después de la tubería del aire y antes de la trampa, se colocó un rotámetro para medir el fluido de aire.

Para vaciar la probeta una vez terminada la reacción, se inclina y se decanta el líquido rico en sulfato de cobre que será evaporado para la posterior cristalización del sulfato.

El sistema es en lo posible parecido al sistema real, y los resultados obtenidos con él, así como la descripción del experimento realizado se encuentran en el siguiente capítulo.

IV

SISTEMA DE RECUPERACION

- 4.1.- Descripción del experimento.
- 4.2.- Determinaciones analíticas empleadas.
- 4.3.- Cálculo de la velocidad de reacción.
- 4.4.- Resultados.
- 4.5.- Diseño del sistema de recuperación.

IV

SISTEMA DE RECUPERACION

4.1.- Descripción del experimento.

Como se comentó en el capítulo anterior, se decidió reproducir en el laboratorio el sistema de burbujeo para la obtención del sulfato de cobre. El aparato empleado en el laboratorio fue descrito en el inciso 3.3.

A continuación se procederá a la descripción de la parte experimental; los datos obtenidos de cada experimento específico, así como el tratamiento de estos datos para la obtención de resultados, serán expuestos en el inciso 4.4.

a) Materiales y reactivos:

- 1.- Acido sulfúrico concentrado (reactivo analítico)
- 2.- Desperdicios de cobre (se utilizaron dos tipos de gránulos: finos y gruesos)
- 3.- Aire (como fuente de oxígeno)
- 4.- Aparato de burbujeo (descrito en el inciso 3.3)
- 5.- Rotámetro (para medir el flujo de aire)
- 6.- Termómetro
- 7.- Manguera de hule para conexiones.

b) Procedimiento:

Se prepara una solución de ácido sulfúrico aproximadamente al 15% en peso con agua destilada, se titula esta solución con sosa valorada y se calcula el número de moles de H_2SO_4 contenidas en 250 ml de solución que es el volumen empleado en cada experimento. Se requiere un exceso de cobre para que el ácido se neutralice totalmente, por lo que se pesa una cantidad de cobre que contenga tres veces el número de moles de ácido sulfúrico contenidas en los 250 ml de solución.

Una vez pesado el cobre, se coloca dentro de la probeta sobre el embudo Buchner y se abre un poco la llave del aire; se vacían los 250 ml de solución sobre el cobre, se anota la hora que será el tiempo de inicio de la reacción y se abre más la llave de aire para proporcionar un exceso de oxígeno y, de ser posible, provocar agitación; se determina el flujo de aire que se considere óptimo y se toma la lectura del rotámetro.

Para poder obtener datos que nos permitan conocer la cinética de la reacción, se tomarán dos muestras de la mezcla de reacción cada dos horas, una muestra será de 2 ml para valoración de cobre y la otra será de 1 ml para la valoración del ácido libre.

Una vez neutralizado el ácido, se suspende el flujo de aire, se vacía la probeta y se recupera el cobre metálico remanente para ser utilizado en experimentos posteriores.

Los experimentos fueron realizados a temperatura

ambiente y los parámetros que se variaron fueron el flujo_ de aire y el tamaño de las partículas de cobre. En el inci_ so 4.4 se mostrarán los resultados de cada experimento, in_ dicando las condiciones exactas a las que se llevó a cabo.

Los procedimientos de valoración serán descritos_ en el siguiente inciso.

4.2.- Determinaciones analíticas empleadas.

Para el desarrollo del experimento y la obtención de datos con la mayor exactitud posible, se requiere de la valoración de la solución inicial de ácido sulfúrico y de contar con soluciones valoradas de NaOH para titular el ácido libre y de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ para valorar el cobre libre por yodometría.

a) Preparación de la solución NaOH 0.1 N valorada.

Se prepara una solución de sosa con aproximadamente 0.1 eq/l y se valora con ftalato ácido de potasio de la siguiente manera: (12)

Se seca el ftalato de potasio en la estufa a 125°C dentro de un pesafiltros y se pesan porciones de 0.7 g más o menos con una exactitud de cuatro decimales; cada porción se disuelve en 50 - 75 ml de agua destilada previamente hervida y se titula con la solución del hidróxido usando fenolftaleína como indicador.

Los cálculos que se efectúan son los siguientes:

A = cantidad pesada de ftalato ácido

B = # equivalente de biftalato

C = normalidad de la solución de hidróxido

D = volumen de sol. de NaOH consumido

$$\frac{A}{204.22} = B$$

$$\frac{B}{D} = C$$

b) Preparación de la solución de ácido sulfúrico - valorada.

Como ya se ha comentado, se requiere de una solución de ácido de una concentración del 15% en peso aproximadamente, esta solución se prepara volumétricamente y se titula con la solución de sosa valorada.

Para valorar la solución de ácido sulfúrico de la reacción es necesario emplear rojo de metilo como indicador, ya que la solución contiene cobre y el rojo de metilo vira inmediatamente antes de que se precipite el hidróxido cúprico (13).

c) Preparación de la solución de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ 0.1 N valorada (12).

Se prepara una solución de tiosulfato de sodio disolviendo aproximadamente 25 gramos de tiosulfato de sodio cristalizado y puro y se afora a un litro, entonces se titula con solución valorada de permanganato de potasio aproximadamente 0.1 N como a continuación se describe.

Se prepara una solución de permanganato de potasio aproximadamente 0.1 N y se valora según el método descrito por Orozco (12) pp 309; posteriormente se disuelven 6 gramos de yoduro de potasio en 50 ml de agua acidulada con 2-3 ml de ácido clorhídrico concentrado en un matraz erlemeyer de 500 ml; se agregan 25 ml de solución de permanganato y se deja reaccionar durante 10 minutos. Usando como indicador una solución de almidón que se prepara según describe - Orozco (12) pp 342, se titula con la solución de tiosulfato, el final de la titulación queda indicado por la desaparición

ción del color azul.

Para calcular la normalidad, se relacionan el volumen y la normalidad de la solución de permanganato con el volumen de tiosulfato empleado en la titulación.

d) Determinación de cobre (12).

Puesto que la determinación de cobre se hará en una solución en la que el cobre se encuentra en la forma de sulfato y no existen iones que interfieran, únicamente se requiere tomar una alícuota de la solución de cobre que será de 2 ml, se agrega 1 gramo de yoduro de potasio y 10 ml de agua destilada; se deja reposar la solución al abrigo de la luz durante 5 minutos y se titula con solución valorada de tiosulfato de sodio, usando como indicador solución de almidón; éste se adiciona hasta que la solución presente un débil color amarillo y la titulación termina al desaparecer el color azul que indica la presencia de yodo libre.

Los cálculos que se efectúan son los siguientes:

$$\frac{N \text{ sol tiosulfato} \times V \text{ sol tiosulfato}}{V \text{ alícuota}} = N \text{ Sulfato de cobre.}$$

4.3.- Cálculo de la velocidad de reacción.

La reacción de transformación de cobre metálico a sulfato de cobre es compleja, consta de dos reacciones que son la oxidación del cobre metálico a óxido cúprico y la transformación de éste último a sulfato cúprico.

El sistema cinético es complicado, ambas reacciones son reversibles aunque la primera está muy desplazada hacia la derecha; su velocidad seguramente depende de más de un reactivo, sin embargo es posible conocer la ecuación de velocidad de la reacción global a partir de los datos experimentales de una manera sencilla, debido a que dos de los reactivos se adicionan en exceso y el otro reactivo (el ácido sulfúrico) es el reactivo limitante.

Si las condiciones para una reacción dada son tales que una o más de las concentraciones de las cuales depende la velocidad son constantes o casi constantes durante el experimento, estas concentraciones pueden estar incluidas en la constante k . En este caso se dice que la reacción es de un pseudo orden n , ya que este orden no es el real, es decir, el orden que obtendríamos si las concentraciones de todos los reactivos que afectan la velocidad variaran considerablemente durante el experimento (14).

Debido al exceso de cobre metálico y oxígeno adicionado en cada experimento, las reacciones deben estar muy desplazadas hacia la derecha y podemos considerarlas como irreversibles; además las variaciones de concentración de los reactivos en exceso pueden considerarse despreciables con respecto a la variación de concentración del ácido sulfúrico, por lo que podemos plantear la siguiente ecuación -

para la velocidad global del sistema:

$$v = kC^n$$

donde v = velocidad de reacción (mol/hora)

k = constante de reacción

C = concentración del ácido sulfúrico (mol/litro)

n = orden de reacción.

Debido a que estamos planteando una ecuación para la velocidad global de la reacción de un pseudo orden n , es te no puede predecirse de la observación del tipo de reacción, por lo que es necesario calcularlo aplicando el método diferencial de Van't Hoff (15).

Este método esta basado en las velocidades reales de reacción determinadas midiendo las pendientes en las curvas concentración-tiempo.

A partir de la ecuación $v = kC^n$ podemos tomar logaritmos decimales y obtener:

$$\log v = \log k + n \log C$$

por lo tanto, si se determina la velocidad para distintos valores de la concentración de reactivo, la representación del logaritmo de la velocidad frente a logaritmo de la concentración, debe dar una línea recta. En este caso, la pendiente representa el orden de la reacción respecto a la sustancia cuya concentración va variando y la intersección con el eje correspondiente al logaritmo de la velocidad repre--

senta el logaritmo de la constante.

Con los valores de concentración a diferentes tiempos, se realiza el ajuste a una parábola por el método de mínimos cuadrados; la ecuación obtenida se deriva y se sustituyen en la ecuación derivada los valores de tiempo para obtener los valores de la velocidad correspondientes. La velocidad es igual a la pendiente de la curva en un punto dado, pero con el signo contrario. (19)

Habiéndose obtenido así los valores de la velocidad se obtiene el orden de la reacción ajustando una recta por el método de mínimos cuadrados los valores de logaritmo v y logaritmo C . La pendiente de dicha recta será el orden de reacción y su intersección con el eje correspondiente a logaritmo v será logaritmo k .

Si deseamos conocer el tiempo t en el cual la concentración de ácido ha disminuido hasta un valor C , es necesario integrar la ecuación $v = kc^n$ como a continuación se indica:

$$v = kc^n$$

$$- \frac{dc}{dt} = kc^n$$

$$c^{-n} dc = -k dt$$

integrando:

$$\frac{c^{-n+1}}{-n+1} = -kt + I$$

si $t=0$, $C = C_i$ y,

$$I = - \frac{C_i^{-n+1}}{-n+1}$$

por lo tanto:

$$t = \frac{\frac{C_i^{-n+1}}{-n+1} - \frac{C^{-n+1}}{-n+1}}{k}$$

donde C_i es la concentración inicial de ácido sulfúrico.

De esta manera es posible conocer el tiempo que se tardaría en neutralizar el ácido.

4.4.- Resultados.

A continuación se presentan los resultados de los diferentes experimentos realizados para obtener datos acerca de la reacción de formación de sulfato de cobre a partir de cobre metálico.

Para cada experimento se presenta una tabla en la que se especifican las condiciones a las que se llevó a cabo, las concentraciones de ácido sulfúrico y las de sulfato de cobre a diferentes tiempos de reacción. Cada tabla va seguida del tratamiento estadístico y cinético requerido para la obtención del orden y la constante de reacción según se indica en el inciso 4.3.

Los datos utilizados para encontrar el orden y la constante de reacción fueron los de concentración de ácido sulfúrico, la valoración de cobre se usó únicamente para chequear.

Se realizó un experimento con los granos de cobre gruesos y se encontró que el tiempo de reacción era mucho mayor que para los granos finos por lo que se decidió diseñar un sistema para recuperar únicamente éstos últimos.

Al final de este inciso se desarrolla una ecuación de velocidad de reacción promedio en base a los promedios de los órdenes y constantes de reacción obtenidos. A partir de esta ecuación se obtuvo el tiempo necesario para neutralizar completamente el ácido.

EXPERIMENTO 1

GRANULOS	Gruesos
PESO INICIAL DE COBRE	78 g
FLUJO DE AIRE	12 l/min
CONCENTRACION INICIAL DE ACIDO	14.8%
TEMPERATURA	24°C
VOLUMEN DE SOLUCION	250 ml

TIEMPO DE REACCION (horas)	CONCENTRACION DE H_2SO_4 (molar)	CONCENTRACION DE $CuSO_4$ (molar)
0	1.64	0.00
2	1.60	0.04
4	1.44	0.20
6	1.41	0.23
8	1.26	0.38
10	1.19	0.48
12	1.02	0.62
14	0.93	0.69
16	0.87	0.78
18	0.79	0.86
20	0.71	0.97
22	0.65	1.02
24	0.58	1.07
26	0.55	1.12
28	0.53	1.13

EXPERIMENTO 2

GRANULOS	Finos
PESO INICIAL DE COBRE	81 g
FLUJO DE AIRE	12 l/min
CONCENTRACION INICIAL DE ACIDO	15.29%
TEMPERATURA	26°C
VOLUMEN DE SOLUCION	250 ml

TIEMPO DE REACCION (horas)	CONCENTRACION DE H_2SO_4 (molar)	CONCENTRACION DE $CuSO_4$ (molar)
0	1.70	0.00
2	1.60	0.10
4	1.42	0.25
6	1.27	0.40
8	1.05	0.60
10	0.95	0.72
12	0.83	0.84
14	0.75	0.90
16	0.71	1.10
18	0.59	1.14
20	0.48	1.20
22	0.42	1.26
24	0.30	1.36

x	y
0	1.70
2	1.60
4	1.42
6	1.27
8	1.05
10	0.95
12	0.83
14	0.75
16	0.71
18	0.59
20	0.48
22	0.42
24	0.30

$$\sum x_i = 156$$

$$\sum x_i^2 = 2\ 600$$

$$\sum x_i^3 = 48\ 672$$

$$\sum x_i^4 = 971\ 360$$

$$\sum y_i = 12.075$$

$$\sum x_i y_i = 102.99$$

$$\sum x_i^2 y_i = 1\ 850.18$$

$$13b_0 + 156b_1 + 2\ 600b_2 = 12.075 \quad (1)$$

$$156b_0 + 2\ 600b_1 + 48\ 672b_2 = 102.99 \quad (2)$$

$$2\ 600b_0 + 48\ 672b_1 + 971\ 360b_2 = 1\ 446.98 \quad (3)$$

multiplicando la ecuación (1) por $-156/13$:

$$-156b_0 - 1\ 872b_1 - 31\ 200b_2 = -144.9 \quad (4)$$

sumando (4) y (2) :

$$728b_1 + 17\ 472b_2 = -41.91 \quad (5)$$

multiplicando la ecuación (3) por $-156/2\ 600$:

$$-156b_0 - 2\ 920.32b_1 - 58\ 281.6b_2 = -86.82 \quad (6)$$

sumando (6) y (2) :

$$-320.32b_1 - 9\ 609.6b_2 = 16.17 \quad (7)$$

multiplicando la ecuación (5) por $320.32/728$:

$$320.32b_1 + 7\ 687.68b_2 = -18.44 \quad (8)$$

sumando (8) y (7) :

$$-1\ 921.92b_2 = -2.27$$

$$b_2 = 0.0012$$

sustituyendo :

$$-320.32b_1 - 11.53 = 16.17$$

$$b_1 = -0.0865$$

sustituyendo :

$$-156b_0 + 252.61 - 69.94 = -86.82$$

$$b_0 = 1.73$$

la ecuación de la parábola es :

$$1.73 - 0.0865x + 0.0012x^2 = y$$

derivando :

$$-0.0865 + 0.0024x = y'$$

t (x)	-v (y)	log C (x)	log v (y)
0	-0.0865	0.23	-1.06
2	-0.0817	0.20	-1.09
4	-0.0769	0.15	-1.11
6	-0.0721	0.10	-1.14
8	-0.0673	0.02	-1.17
10	-0.0625	-0.02	-1.20
12	-0.0577	-0.08	-1.24
14	-0.0529	-0.12	-1.28
16	-0.0481	-0.15	-1.32
18	-0.0433	-0.23	-1.36
20	-0.0385	-0.32	-1.41
22	-0.0337	-0.37	-1.47
24	-0.0289	-0.52	-1.54

ajustando a una recta los valores de log C y log v :

$$y = 0.6564x - 1.2047$$

por lo tanto :

$$n = 0.66$$

$$k = 0.062$$

EXPERIMENTO 3

GRANULOS	Finos
PESO INICIAL DE COBRE	81 g
FLUJO DE AIRE	12 l/min
CONCENTRACION INICIAL DE ACIDO	15.29%
TEMPERATURA	26°C
VOLUMEN DE SOLUCION	250 ml

TIEMPO DE REACCION (horas)	CONCENTRACION DE H_2SO_4 (molar)	CONCENTRACION DE $CuSO_4$ (molar)
0	1.70	0.00
2	1.62	0.10
4	1.45	0.24
6	1.26	0.40
8	1.10	0.58
10	0.92	0.76
12	0.85	0.86
14	0.75	0.92
16	0.70	1.02
18	0.60	1.14
20	0.45	1.26
22	0.41	1.30
24	0.29	1.34

x	y
0	1.70
2	1.62
4	1.45
6	1.26
8	1.10
10	0.92
12	0.85
14	0.75
16	0.70
18	0.60
20	0.45
22	0.41
24	0.29

$$\sum x_i = 156$$

$$\sum x_i^2 = 2\ 600$$

$$\sum x_i^3 = 48\ 672$$

$$\sum x_i^4 = 971\ 360$$

$$\sum y_i = 12.10$$

$$\sum x_i y_i = 102.28$$

$$\sum x_i^2 y_i = 1\ 425.92$$

$$13b_0 + 156b_1 + 2\ 600b_2 = 12.10 \quad (1)$$

$$156b_0 + 2\ 600b_1 + 48\ 672b_2 = 102.28 \quad (2)$$

$$2\ 600b_0 + 48\ 672b_1 + 971\ 360b_2 = 1\ 425.92 \quad (3)$$

multiplicando la ecuación (1) por $-156/13$:

$$-156b_0 - 1\ 872b_1 - 31\ 200b_2 = -145.2 \quad (4)$$

sumando (4) y (2) :

$$728b_1 + 17\ 472b_2 = -42.92 \quad (5)$$

multiplicando la ecuación (3) por $-156/2600$:

$$-156b_0 - 2920.32b_1 - 58281.6b_2 = -85.56 \quad (6)$$

sumando (6) y (2) :

$$-320.32b_1 - 9609.6b_2 = 16.72 \quad (7)$$

multiplicando la ecuación (5) por $320.32/728$:

$$320.32b_1 + 7687.68b_2 = -18.88 \quad (8)$$

sumando (8) y (7) :

$$-1921.92b_2 = -2.16$$

$$b_2 = 0.0011$$

sustituyendo:

$$-320.32b_1 - 10.57 = 16.72$$

$$b_1 = -0.085$$

sustituyendo :

$$-156b_0 + 248.23 - 64.11 = -85.86$$

$$b_0 = 1.73$$

la ecuación de la parábola es :

$$1.73 - 0.085x + 0.0011x^2 = y$$

derivando :

$$-0.085 + 0.0022x = y'$$

t (x)	-v (y)	log C (x)	log v (y)
0	-0.085	0.23	-1.07
2	-0.081	0.21	-1.09
4	-0.076	0.16	-1.12
6	-0.072	0.10	-1.14
8	-0.067	0.04	-1.17
10	-0.063	-0.04	-1.20
12	-0.059	-0.07	-1.23
14	-0.054	-0.12	-1.27
16	-0.050	-0.15	-1.30
18	-0.045	-0.22	-1.35
20	-0.041	-0.35	-1.39
22	-0.037	-0.39	-1.43
24	-0.032	-0.54	-1.49

ajustando a una recta los valores de log C y log v :

$$y = 0.5595x - 1.2009$$

por lo tanto :

$$n = 0.56$$

$$k = 0.063$$

EXPERIMENTO 4

GRANULOS	Finos
PESO INICIAL DE COBRE	83 g
FLUJO DE AIRE	12 l/min
CONCENTRACION INICIAL DE ACIDO	15.65%
TEMPERATURA	26°C
VOLUMEN DE SOLUCION	250 ml

TIEMPO DE REACCION (horas)	CONCENTRACION DE H ₂ SO ₄ (molar)	CONCENTRACION DE CuSO ₄ (molar)
0	1.74	0.00
2	1.64	0.10
4	1.50	0.20
6	1.30	0.38
8	1.02	0.60
10	0.89	0.82
12	0.80	0.90
14	0.69	1.06
16	0.56	1.16
18	0.50	1.25
20	0.45	1.30
22	0.30	1.44
24	0.25	1.50

x	y
0	1.74
2	1.64
4	1.50
6	1.30
8	1.02
10	0.89
12	0.80
14	0.69
16	0.56
18	0.50
20	0.45
22	0.30
24	0.25

$$\sum x_i = 156$$

$$\sum x_i^2 = 2\ 600$$

$$\sum x_i^3 = 48\ 672$$

$$\sum x_i^4 = 971\ 360$$

$$\sum y_i = 11.64$$

$$\sum x_i y_i = 92.96$$

$$\sum x_i^2 y_i = 1\ 256.64$$

$$13b_0 + 156b_1 + 2\ 600b_2 = 11.64 \quad (1)$$

$$156b_0 + 2\ 600b_1 + 48\ 672b_2 = 92.96 \quad (2)$$

$$2\ 600b_0 + 48\ 672b_1 + 971\ 360b_2 = 1\ 256.64 \quad (3)$$

multiplicando la ecuación (1) por $-156/13$:

$$-156b_0 - 1\ 872b_1 - 31\ 200b_2 = -139.68 \quad (4)$$

sumando (4) y (2) :

$$728b_1 + 17\ 472b_2 = -46.72 \quad (5)$$

multiplicando la ecuación (3) por $-156/2\ 600$:

$$-156b_0 - 2\ 920.32b_1 - 58\ 281.6b_2 = -75.40 \quad (6)$$

sumando (6) y (2) :

$$-320.32b_1 - 9\ 609.6b_2 = 17.56 \quad (7)$$

multiplicando la ecuación (5) por $320.32/728$:

$$320.32b_1 + 7\ 687.68b_2 = -20.56 \quad (8)$$

sumando (8) y (7) :

$$-1\ 921.92b_2 = -3.0$$

$$b_2 = 0.0016$$

sustituyendo:

$$-320.32b_1 - 15.38 = 17.56$$

$$b_1 = -0.1028$$

sustituyendo:

$$13b_0 - 16.0368 + 4.16 = 11.64$$

$$b_0 = 1.81$$

la ecuación de la parábola es :

$$1.81 - 0.1028x + 0.0016x^2 = y$$

derivando:

$$-0.1028 + 0.0032x = y'$$

t (x)	-v (y)	log C (x)	log v (y)
0	-0.1028	0.24	-0.99
2	-0.0964	0.21	-1.02
4	-0.0900	0.18	-1.05
6	-0.0836	0.11	-1.08
8	-0.0772	0.01	-1.11
10	-0.0708	-0.05	-1.15
12	-0.0644	-0.10	-1.19
14	-0.0580	-0.16	-1.24
16	-0.0516	-0.25	-1.29
18	-0.0452	-0.30	-1.34
20	-0.0388	-0.35	-1.41
22	-0.0324	-0.52	-1.49
24	-0.0260	-0.60	-1.59

ajustando a una recta los valores de log C y log v :

$$y = 0.6822x - 1.1440$$

por lo tanto :

$$n = 0.68$$

$$k = 0.072$$

EXPERIMENTO 5

GRANULOS	Finos
PESO INICIAL DE COBRE	83 g
FLUJO DE AIRE	12 l/min
CONCENTRACION INICIAL DE ACIDO	15.65%
TEMPERATURA	24°C
VOLUMEN DE SOLUCION	250 ml

TIEMPO DE REACCION (horas)	CONCENTRACION DE H_2SO_4 (molar)	CONCENTRACION DE $CuSO_4$ (molar)
0	1.74	0.00
2	1.63	0.11
4	1.46	0.30
6	1.28	0.45
8	1.04	0.69
10	0.91	0.80
12	0.83	0.93
14	0.72	1.02
16	0.65	1.10
18	0.56	1.19
20	0.47	1.25
22	0.38	1.36
24	0.31	1.45

x	y
0	1.74
2	1.63
4	1.46
6	1.28
8	1.04
10	0.91
12	0.83
14	0.72
16	0.65
18	0.56
20	0.47
22	0.38
24	0.31

$$\sum x_i = 156$$

$$\sum x_i^2 = 2\ 600$$

$$\sum x_i^3 = 48\ 672$$

$$\sum x_i^4 = 971\ 360$$

$$\sum y_i = 11.98$$

$$\sum x_i y_i = 99.92$$

$$\sum x_i^2 y_i = 1\ 392.48$$

$$13b_0 + 156b_1 + 2\ 600b_2 = 11.98 \quad (1)$$

$$156b_0 + 2\ 600b_1 + 48\ 672b_2 = 99.92 \quad (2)$$

$$2\ 600b_0 + 48\ 672b_1 + 971\ 360b_2 = 1\ 392.48 \quad (3)$$

multiplicando la ecuación (1) por $-156/13$:

$$-156b_0 - 1\ 872b_1 - 31\ 200b_2 = -143.76 \quad (4)$$

sumando (4) y (2) :

$$728b_1 + 17\ 472b_2 = -43.84 \quad (5)$$

multiplicando la ecuación (3) por $-156/2600$:

$$-156b_0 - 2920.32b_1 - 58281.6b_2 = -83.55 \quad (6)$$

sumando (6) y (2) :

$$-320.32b_1 - 9609.6b_2 = 16.37 \quad (7)$$

multiplicando la ecuación (5) por $320.32/728$:

$$320.32b_1 + 7687.68b_2 = -19.29 \quad (8)$$

sumando (8) y (7) :

$$-1921.92b_2 = -2.92$$

$$b_2 = 0.0015$$

sustituyendo :

$$-320.32b_1 - 14.41 = 16.37$$

$$b_1 = -0.0961$$

sustituyendo :

$$13b_0 - 14.9900 + 3.90 = 11.98$$

$$b_0 = 1.77$$

la ecuación de la parábola es :

$$1.77 - 0.0961x + 0.0015x^2 = y$$

derivando :

$$-0.0961 + 0.0030x = y'$$

t (x)	-v (y)	log C (x)	log v (y)
0	-0.096	0.24	-1.02
2	-0.090	0.21	-1.05
4	-0.084	0.16	-1.08
6	-0.078	0.11	-1.11
8	-0.072	0.02	-1.14
10	-0.066	-0.04	-1.18
12	-0.060	-0.08	-1.22
14	-0.054	-0.14	-1.27
16	-0.048	-0.19	-1.32
18	-0.042	-0.25	-1.38
20	-0.036	-0.33	-1.44
22	-0.030	-0.42	-1.52
24	-0.024	-0.51	-1.62

ajustando una recta a los valores de log C y log v :

$$y = 0.7760x - 1.1849$$

por lo tanto:

$$n = 0.78$$

$$k = 0.065$$

Obtención de la ecuación de la velocidad promedio :

k	n
0.062	0.66
0.063	0.56
0.072	0.68
0.065	0.78

$$\bar{T} = 25.5 \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$\bar{k} = 0.0655$$

$$\bar{n} = 0.67$$

$$v = kC^n$$

$$v = 0.0655 C^{0.67}$$

$$v = - \frac{dC}{dt}$$

por lo tanto:

$$- \frac{dC}{dt} = 0.0655 C^{0.67}$$

y

$$C^{-0.67} dC = -0.0655 dt$$

integrando:

$$\frac{C^{0.33}}{0.33} = -0.0655 t + I$$

si $t=0$, $C = 1.72 = \bar{C}_i$ = concentración inicial promedio.

$$I = \frac{C_1^{0.33}}{0.33} \quad \text{por lo que : } I = 3.62$$

y

$$\frac{C^{0.33}}{0.33} = -0.0655t + 3.62$$

despejando t :

$$t = \frac{\frac{C^{0.33}}{0.33} - 3.62}{-0.0655}$$

si $C=0$ $t = t_f =$ tiempo final de reacción.

y

$$t_f = 55.27 \text{ horas.}$$

Como neutralizar completamente el ácido sería impráctico, es recomendable detener la reacción a una concentración de ácido sulfúrico tal que el tiempo de reacción sea menor y que el ácido este casi neutralizado; por ejemplo, si detenemos la reacción a las 33.62 horas, la concentración de H_2SO_4 será de 0.1 mol/l y no tendrá caso continuar 20 horas más para neutralizarlo.

Puesto que el electrolito usado en la planta tiene una concentración de sulfato cúprico de 0.118 mol/l y una concentración de ácido sulfúrico de 1.02 mol/l, la mezcla de reacción obtenida después de 33 horas aproximadamente, puede usarse como electrolito si ajustamos las concentraciones de sulfato y ácido. La concentración de cobre se ajustará diluyendo la solución y la concentración de H_2SO_4 se ajustará agregando ácido.

Si se desea obtener CuSO_4 puro, es necesario dejar la reacción durante 55 horas 16 minutos aproximadamente; de esta manera se neutraliza el ácido completamente, posteriormente sería necesario evaporar y cristalizar para obtener el sulfato cúprico sólido.

4.5.- Diseño del sistema de recuperación.

a) Dimensionamiento del reactor.

La planta de polvo de cobre que nos ocupa produce - 666 Kg/día, de los cuales el 15% (100 Kg/día) son desperdicio. De estos 100 Kg/día el 80% es polvo fino que es el que será -- transformado a sulfato de cobre.

Puesto que para obtener una concentración de ácido sulfúrico 0.1 normal se requieren aproximadamente 33 horas de reacción, diseñaremos el tanque para una capacidad de 160Kg de desperdicio, lo que equivale a dos días de producción.

Para dimensionar el tanque utilizaremos el volumen - máximo de solución que pueda llegar a contener, es decir, el - correspondiente a una solución de ácido sulfúrico al 15% en - peso que contenga un número de moles igual a 1/3 del número de moles de cobre.

160 Kg de cobre equivalen a 2 518 moles de cobre; la solución de ácido sulfúrico deberá contener 839.33 moles, este número de moles equivale a 82.25 Kg de ácido sulfúrico. Puesto que la solución es al 15%, el peso total de la solución será - 548.33 Kg. La densidad de esta solución es 1.15 g/cm^3 , por lo - tanto, el volumen que ocupará será de 476.80 litros.

De los datos experimentales se obtuvo que el volumen se incrementa en un 80% al burbujear el aire, de manera que el volumen total del tanque deberá ser:

$$476.8 + (476.8) (0.8) = 858.24 \text{ l.}$$

Asimismo de los datos experimentales se obtuvo - que la relación altura a diámetro del tanque deberá ser de 3 a 1 ($h/d=3$), por lo tanto:

$$v = \pi r^2 \cdot h$$

$$v = \frac{\pi d^2 h}{4}$$

$$h = 3 d$$

$$v = \frac{3\pi d^3}{4}$$

despejando el diámetro:

$$d = ((4v)/(3\pi))^{1/3}$$

como $v = 858.24 \text{ l} = 0.85824 \text{ m}^3$,

$$d = 0.714 \text{ m} \quad \text{y} \quad h = 2.142 \text{ m}$$

Hasta ahora sólo hemos considerado el volumen ocupado por la solución, debemos incrementar la altura del tanque por el espacio ocupado por el cobre y la distancia de la superficie del líquido al borde del tanque.

160 Kg de polvo de cobre con una densidad aparente de 2 g/cm^3 ocupan 0.08 m^3 .

Puesto que este volumen es pequeño y es necesario realizar un ajuste del diámetro a una cifra entera, se sumará al volumen obtenido para el tanque y se ajustará a un diámetro dado.

Ajustando el diámetro a 0.72 m para un volumen de :

$$0.85824 \text{ m}^3 + 0.08 \text{ m}^3 = 0.93824 \text{ m}^3,$$

obtenemos una altura de 2.30 m

Consideramos una distancia de 20 cm de la superficie del líquido al borde del tanque de manera que la altura total será de 2.50 m.

Las dimensiones del reactor serán:

$$d = 0.72 \text{ m}$$

$$h = 2.50 \text{ m}$$

A continuación se calculan los espesores del fondo, la tapa, el cuerpo cilíndrico y el plato que soportará el cobre. Puesto que el tanque es pequeño y atmosférico, el fondo será plano.

Para calcular el espesor del cuerpo cilíndrico de tanques atmosféricos se tiene la siguiente fórmula (16):

$$t_c = \frac{2.598 G d (h-1)}{s F} + C$$

donde :

t_c = espesor del cuerpo cilíndrico (pulg.)

G = gravedad específica de la solución

d = diámetro del tanque (pies)
 h = altura del tanque (pies)
 s = esfuerzo de trabajo del material de construcción (lb/pulg²)
 E = eficiencia de la soldadura = 0.85 (16)
 C = espesor por corrosión (pulgadas)

Como material de construcción utilizaremos acero inoxidable 316 por lo que no se requerirá espesor adicional por corrosión. El esfuerzo de trabajo de este material es de 75 000 lb/pulg² (17).

$$G = 1.15$$

$$d = 0.72 \text{ m} = 2.36 \text{ pies}$$

$$h = 2.50 \text{ m} = 8.20 \text{ pies}$$

$$s = 75\,000 \text{ lb/pulg}^2$$

$$E = 0.85$$

por lo tanto :

$$t_c = 0.0008 \text{ pulgadas}$$

pero para tanques menores de 50 ' de diámetro, el espesor mínimo del cuerpo del cilindro debe ser 3/16 pulgadas (16).

Para el cálculo de espesor de tapas planas tenemos la siguiente fórmula (16) :

$$t_t = (d) \left(\frac{(0.15)(P)}{(s)} \right)^{1/2}$$

donde :

$$t_t = \text{espesor de la tapa (pulg)}$$

$$d = \text{diámetro (pulg)}$$

$$P = \text{presión (lb/pulg}^2)$$

$$s = \text{esfuerzo de trabajo del material (lb/pulg}^2)$$

$P = 11.32 \text{ lb/pulg}^2$ para México D.F. (dato proporcionado por el Instituto de Geofísica UNAM)

$s = 75000 \text{ lb/pulg}^2$

por lo tanto: $t_t = 0.011 \text{ pulg}$

y ajustándose a un espesor comercial: $t_t = 1/16 \text{ pulg}$

El espesor mínimo del fondo para tanques menores - de 50 pies de diámetro, de fondo plano, es de 1/4 pulg (16).

Para el cálculo del espesor de la placa que soportará el cobre utilizaremos la siguiente fórmula (18):

$$t_p = (r) (P/s)^{1/2}$$

donde:

t_p = espesor de la placa (pulg)

r = radio (pulg)

P = peso del cobre por pulgada cuadrada (lb/pulg^2)

s = esfuerzo del trabajo del material (lb/pulg^2)

$$r = 14.16 \text{ pulg}$$

$$P = W/A$$

donde : W = peso del cobre (lb)

y A = área de la sección transversal del tanque (pulg^2)

$$W = 352.42 \text{ lb}$$

$$A = 629.91 \text{ pulg}^2$$

$$P = 0.56 \text{ lb/pulg}^2$$

$$s = 75\,000 \text{ lb/pulg}^2$$

$$t_t = 0.039 \text{ pulg}^2$$

ajustando a un espesor comercial

$$t_p = 1/16 \text{ pulgada}$$

pero como esta placa llevará perforaciones para permitir el flujo de aire se recomienda utilizar

$$t_p = 1/8 \text{ pulgada}$$

En conclusión, las dimensiones del reactor serán :

altura =	2.50 m + 0.48 m
diámetro =	0.72 m
espesor del cuerpo cilíndrico =	3/16 pulg
espesor de la tapa =	1/16 pulg
espesor del fondo =	1/4 pulg
espesor del plato =	1/8 pulg
la altura bajo el plato es =	10 cm

b) Selección del soplador.

Para el burbujeo de aire se recomienda un soplador del tipo de cacahuates; para su selección se requiere conocer el flujo de aire en pies^3/min y la presión de oposición provocada por la columna de líquido.

De los datos experimentales se obtuvo que, para producir 67.83 g de sulfato de cobre es necesario un flujo de -- aire de 12 l/min, por lo tanto, para producir 133.988 kg de -- sulfato de cobre, que sería lo producido por carga en el reac

tor se requerirá un flujo de 23 704 l/min que equivale a --
837 pies³/min.

La presión ejercida por la columna de líquido se -
calcula según:

$$P = \frac{\rho}{\rho_c} h$$

$$\rho = 1.15 \text{ g/cm}^3 = 71.69 \text{ lb/pie}^3$$

$$h = 2.14 \text{ m} = 7.02 \text{ pies}$$

de donde:

$$P = 3.5 \text{ lb/pulg}^2$$

Para seleccionar el soplador se utilizó el catálogo (22) y los datos de flujo y presión ejercida por columna de líquido, a ésta hay que sumarle la caída de presión debida al paso del aire a través de los orificios de la placa que soporta al cobre. Para poder calcular la caída de presión necesitamos primero seleccionar un soplador únicamente con la presión ejercida por la columna de líquido y posteriormente, calcular la caída de presión y checar si el mismo soplador se ajusta a los nuevos requerimientos. Si no es así se selecciona un nuevo soplador, se recalcula la caída de presión, etc.

El soplador que mejor se ajusta a nuestros requerimientos (excluyendo la caída de presión) es un soplador - Sutorbilt California serie B, tamaño $\frac{8 \text{ MB}}{8 \text{ MBV}}$, de Fuller Co. Catasauqua PA, U.S.A.

Este soplador requiere una tubería de 6 pulgadas - de diámetro para el flujo de aire. El área transversal de esta tubería es de 28.27 pulg², la placa que soporta al cobre deberá llevar 37 orificios de una pulgada de diámetro cada -

uno, que podrán ser distribuidos mediante un arreglo cuadrado. La suma de las áreas de los 37 orificios equivale al -- área transversal de la tubería de 6 pulgadas de diámetro; - el objeto de los orificios es permitir el paso del aire y, - para evitar que el cobre pase a través de ellos, se colocará entre el polvo y el plato una malla de acero inoxidable número 325 cuya apertura es menor que las partículas de cobre.

A continuación se calcula la caída de presión mediante la siguiente fórmula (20), para cálculo de caídas de presión en platos perforados, considerando a cada orificio como una pequeña tubería:

$$h_c = 12C_o \frac{v_h^2 e_g}{2g e_l} \left(0.40 \left(1.25 - \frac{A_h}{A_n} \right) + \frac{4lf}{d_h} + \left(1 - \frac{A_h}{A_n} \right) \right)$$

$$C_o = 1.09 \left(\frac{d_h}{l} \right)^{0.25}$$

$$f = \frac{0.0791}{Re^{0.25}} \quad (21)$$

$$Re = \frac{d_h' v_h e_g}{\mu g}$$

donde:

h_c = caída de presión (pulgadas de líquido)

v_h = velocidad del gas a través de orificios (pies/min)

e_g = densidad del aire (lb/pie³)

e_l = densidad del líquido (lb/pie³)

g = aceleración de la gravedad (pies/seg²)

A_h = área total de perforaciones (pies²)

A_n = área transversal del reactor (pies²)

l = espesor de la placa (pulg)

f = factor de fricción de fanning (adimensional)

d_h = diámetro del orificio (pulg)

μ_g = viscosidad del aire (lb/pie seg)
 d_h = diámetro del orificio (pies)
 R_e = número de Reynolds (adimensional)

Para nuestro caso:

$$v_h = 69.75 \text{ pies/seg}$$

$$d_h = 1 \text{ pulg}$$

$$l = 0.125 \text{ pulg}$$

$$\rho_g = 0.08 \text{ lb/pie}^3$$

$$\rho_l = 71.69 \text{ lb/pie}^3$$

$$A_h = 0.2 \text{ pie}^2$$

$$A_n = 4.38 \text{ pie}^2$$

$$\mu_g = 1.23 \times 10^{-5} \text{ lb/(pie seg)}$$

de donde:

$$C_o = 1.833 \text{ pies}$$

$$R_e = 3.78 \times 10^4$$

$$f = 5.67 \times 10^{-3}$$

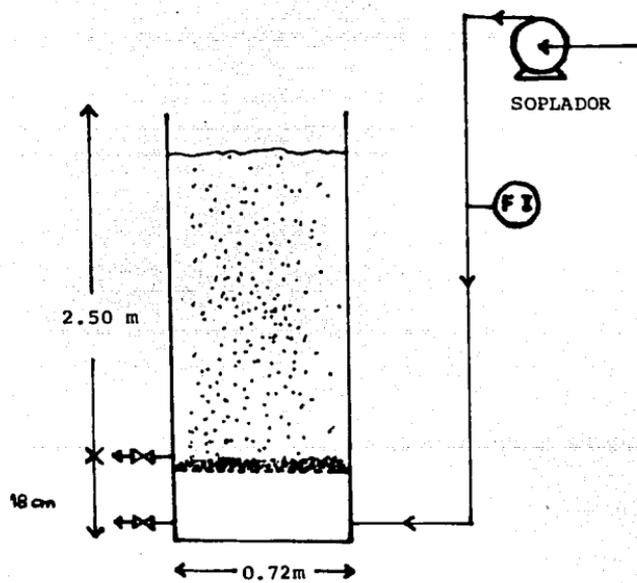
y, por lo tanto

$$h_c = 2.52 \text{ pulgadas} = 0.215 \text{ pies}$$

Sumando esta altura a la altura de la columna de líquidos, obtenemos una altura total de 7.235 pies, que equivalen a una presión de 3.6 lb/pulg².

Con esta nueva presión, regresamos al catálogo de sopladores y encontramos que el mismo soplador se ajusta a las nuevas condiciones.

figura II



SISTEMA DE RECUPERACION

ENEP CUAUTITLAN

1980

TESIS PROFESIONAL

JUAN DIEGO TOMAS MEROÑO

CONSIDERACIONES ECONOMICAS

V

CONSIDERACIONES ECONOMICAS

En este capítulo se presentan las consideraciones económicas con el objeto de justificar el proceso de recuperación.

No se realiza un balance económico, ya que eso es ta fuera de los objetivos del presente trabajo; sólo se analiza el costo del sulfato de cobre producido, teniendo en cuenta el costo del equipo depreciado a diez años y el costo de las materias primas; incluyendo agua y aire. No se considera el costo de la mano de obra y el mantenimiento, ya que el equipo se instalará en una planta ya existente y no se requerirá de mano de obra adicional.

Los costos se calcularon en base a la producción de sulfato de cobre pentahidratado, llevando la reacción hasta el punto de neutralidad del ácido a las 55.27 horas -

de haberse iniciado la reacción.

Costo del tanque: \$ 79 673.00 *(ver final de capítulo)

Costo del soplador: \$ 263 500.00 **

Costo total del equipo: \$ 316 173.00, depreciando a diez años, obtenemos un costo de \$ 2634.78 al mes.

Costo de aire: \$ 8514.00 / mes ***

Costo de cobre: El desperdicio de cobre tiene un precio en el mercado de \$ 55.16 / Kg, por lo tanto el costo de cobre por mes será de \$ 38 369.77 / mes.

Costo de ácido sulfúrico: \$ 7078.76 / mes ****

Costo de agua: \$ 8.39 / mes

Se consumirán 695.42 Kg de cobre al mes y se producirán 2732.10 Kg de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ al mes. El costo total de producción al mes será de \$ 56 605.70 y dividido entre la cantidad de sulfato producida, nos da un costo de \$ 20.72 por Kg de sulfato de cobre II pentahidratado.

El precio del sulfato cúprico pentahidratado en el mercado es de \$ 29.55 / Kg, este dato fué proporcionado por SULCONA S.A. De esta manera el proceso propuesto queda justificado y si además consideramos que el CuSO_4 que se obtendrá es de pureza superior debido a la pureza del cobre empleado como materia prima, el ahorro para la planta de polvo de cobre es aún mayor.

- * cotizado por Maquinaria y Mantenimiento, S.A.
- ** cotizado por Ingeniería y Procesos S.A. de C.V.
- *** calculado en base al consumo de energía eléctrica
- **** proporcionado por Mardupol S.A.

Todos los costos y precios considerados en este capítulo son válidos a junio de 1980.

Para poder establecer una comparación, se calculó el costo de producción de sulfato cúprico llevando la reacción hasta la neutralización del ácido sulfúrico.

VI

CONCLUSIONES

VI

CONCLUSIONES

Las conclusiones del presente trabajo se apegan a los objetivos planteados y pueden resumirse en los siguientes puntos:

1.- Es posible la recuperación de desperdicios de polvo de cobre mediante su transformación a sulfato, -- sin embargo, el proceso es más eficiente cuando los desperdicios son gránulos finos.

2.- Los granos gruesos se seguirán recuperando -- mediante el proceso de fundición para formar ánodos, ya -- que su transformación a sulfato cúprico no es eficiente y -- no dan problemas al fundirlos.

3.- El sistema de burbujeo propuesto es eficiente para efectuar el proceso; podiblemente no sea el siste-

ma más eficiente, ya que para afirmar lo anterior sería necesario tener datos para comparar con otros sistemas, pero su eficiencia es suficiente como para hacerlo costeable.

4.- Los datos cinéticos obtenidos no son los -- reales ya que el sistema de reacción es muy complejo; pero debido a las condiciones a las que se lleva a cabo la reacción, se justifica considerar que la velocidad de reacción solamente depende de la concentración de ácido sulfúrico y aunque la ecuación de velocidad de reacción obtenida no -- sea la real para el sistema cinético, se apega a la realidad en las condiciones experimentales y es suficiente para el diseño del sistema.

5.- El proceso se justifica económicamente y además de aumentar la eficiencia de la planta, aumentará la rentabilidad de la misma, puesto que se podrán convertir -- más desperdicios en menor tiempo evitándose problemas de oxidación de gránulos finos en el proceso de fundición, -- además de permitir la posibilidad de obtener otras sales -- de cobre de mayor valor agregado.

6.- No sólo puede obtenerse sulfato de cobre puro, sino que la reacción puede detenerse antes de manera -- que el producto de reacción pueda ser utilizado como electrolito ajustando las concentraciones de ácido y cobre.

7.- La posibilidad de obtener otras sales de cobre a partir del sulfato es factible y se propone como forma de hacer más rentable el sistema de recuperación al incrementarse el valor agregado del producto.

8.- Por último se hace mención a que el proceso_

se lleva a cabo a temperatura ambiente, trabajando de esta manera el sistema es suficiente para las necesidades actuales, pero si se quiere aumentar su capacidad se puede instalar un sistema para inyección de vapor como medio de calentamiento, lo que aceleraría la reacción.

En suma, la instalación de este sistema facilitará el trabajo en la planta de polvo de cobre, aumentará la eficiencia y disminuirá los costos de operación.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- Kirk y Othmer.
Enciclopedia de Tecnología Química.
Ed. UTEHA. España, 1966.
- 2.- Atilano Díaz, Francisco Julián.
Diseño de una Planta de Electrobeneficio de cobre -
a partir de algunos de sus minerales.
Tesis Profesional, UNAM
México, 1975.
- 3.- Bray, John L.
Metalurgia Extractiva de los Metales no Férreos.
Trad. José María Bermúdez de Castro.
2a. Edición en español.
Editorial Interciencia. España, 1968.
- 4.- Annuaire Statistique Minemet.
Groupe Imetal
Nancy, France; 1977.
- 5.- Cotton, Albert y Wilkinson, Geoffrey.
Química Inorgánica Avanzada.
Ed. Limusa. México, 1975
- 6.- Bargalló, Modesto.
Tratado de Química Inorgánica Fundamental y Sistemá
tica.
Ed. Porrúa. México, 1972.

- 7.- Mahan, Bruce H.
Química, Curso Universitario.
Trad. Gladys Yong de Banchemo.
Ed. Fondo Educativo Interamericano.
E.E.U.U., 1968.
- 8.- Mantell, C.L.
Ingeniería Electroquímica.
Ed. Reverté. España, 1962.
- 9.- Resnick and Haliday.
Physics
Ed. Mc.Graw Hill Kogakusha.
Japan, 1975.
- 10.- Guerrero Valencia, Norma Patricia.
Electroformado, ¿Arte o Ciencia?
Tesis Profesional, ENEP CUAUTITLAN UNAM.
México, 1979.
- 11.- Wills F. and Clugston E.J.
Production of Electrolytic Copper Powder.
J. Electrochem. Soc. 106:362 (1959)
- 12.- Orozco D., Fernando.
Análisis Químico Cuantitativo.
7a. Ed.
Ed. Porrúa. México, 1973.
- 13.- Ayres, Gilbert H.
Análisis Químico Cuantitativo.
Trad. Santiago Vicente Pérez.
Ed. HARLA S.A., México, 1974.

- 14.- Frost, Arthur A. and Pearson, Ralph G.
Kinetics and Mechanism.
2nd. Ed.
Ed. Wiley International.
U.S.A., 1961.
- 15.- Laidler, Keith J.
Cinética de Reacciones
Trad. Fernando Gómez Herrera.
2a. Ed. española.
Ed. Alhambra. España, 1971
- 16.- Apuntes de la materia "Diseño de Equipo"
9o. semestre de la carrera de Ingeniería Química.
Cátedra impartida por el Ing. Héctor Becerra.
ENEP CUAUTITLAN UNAM.
México, 1979.
- 17.- Reyerson, Joseph T. (ed.)
Reyerson Data Book
Ed. Reyerson and Son Inc.
U.S.A. 1967
- 18.- Oberg, Erik y Jones, F.D.
Manual de la Técnica Mecánica.
Trad. Pedro Danés Casabosch.
Ed. Labor S.A. España, 1955.
- 19.- Kreyszig, Erwin.
Introducción a la Estadística Matemática.
Ed. Limusa, México, 1976.

- 20.- Treybal, Robert E.
Mass Transfer Operations.
Mc.Graw Hill Kogakusha
Japón, 1968.
- 21.- Perry & Chilton, Ed.
Chemical Engineers' Handbook
Mc Graw Hill
U.S.A. 1975
- 22.- Catálogo de sopladores, Sutorbilt California serie B.
Boletín S-59V
Fuller Co., Catasauqua PA. U.S.A.