

Geología

**Universidad Nacional Autónoma
Facultad de Ciencias e Industrias Químicas**

**Proyecto de una
Planta de Refinación
Electrolítica de Cobre**

- T E S I S -

**que presenta para su examen re-
cepcional de Ingeniero Químico,
el alumno**

UNAM



8

TESIS-BCCT

COTT LÓPEZ

**E. GÓMEZ DE LA PUENTE, Editor.
MÉXICO, D. F., 1932.**

8



Universidad Nacional Autónoma
Facultad de Ciencias e Industrias Químicas

**Proyecto de una
Planta de Refinación
Electrolítica de Cobre**

- T E S I S -

**que presenta para su examen re-
cepcional de Ingeniero Químico,
el alumno**

MANUEL MASCOTT LÓPEZ



BIBLIOTECA



**INSTITUTO DE GEOLOGIA
BIBLIOTECA**

E. GOMEZ DE LA PUENTE, Editor.
MEXICO, D. F., 1932.

H. 24
8

CLASIF. MLM1932 I-1
ADQUIS. I-24
FECHA _____
PROCED. _____

429.4
Ma8p

A mis padres
A mis hermanos

A la Señora
Callejón Castro Pazama

**A la Señorita
Guillermina Castro Lezama**

A mis profesores

Roberto Medellín Ostos

Daniel Olmedo

Estanislao Ramírez

Rafael Illescas

Fernando Orozco

Antonio Hernández

Francisco Díaz Lombardo

The Professor
Roberto Merello
Luis Olivares
Esteban Ferrer
Rafael Illera
Fernando Orta
Antonio Perdomo
Francisco José Lombardi

A mis compañeros

**Edmundo de Jarmy
Juan Manuel Noriega jr.
Lucio Ruiz B.
Alberto Urbina
Ignacio de la Garza
Antonio Guerrero
Bernardo Eguía Liz**

A mi compaño

Edmundo de Larrea
Juan Manuel Novales
Lucio Ruiz B.
Alberto López
Ignacio de la Cruz
Antonio Guerrero
Bernardo López L.

INTRODUCCION

Los Estados Unidos Mexicanos ocupan en la actualidad el 4º lugar en la producción mundial de cobre. Los minerales extraídos de sus minas son sujetos a una afinación, para luego ser exportados al extranjero ya sea en forma de matas, barras impuras y concentrados. Una pequeña parte es exportada como mineral natural. En las grandes plantas del extranjero el cobre es sometido de nuevo a varias refinaciones para volverlo adecuado a la manufactura del artículo que se quiera obtener con él. El país no cuenta, por ahora, con una planta productora de cobre suficientemente puro; de aquí la necesidad de importarlo en forma de láminas, lingotes y de artículos más o menos indispensables para la vida económica e industrial. Tratar de evitar la importación completamente, es casi imposible, el capital necesario para el establecimiento de una planta refinadora de tal capacidad sería enorme; además de la falta de industrias subsidiarias, grandes o pequeñas, a quienes venderles el cobre.

Sin embargo, examinando la Estadística de las Importaciones se puede apreciar que hay tres capítulos de la lista, que son producto directo de la refinación electrolítica y cuya fabricación en el país puede ser realizable. La tabla siguiente muestra esos capítulos, dando su valor en pesos y kilogramos, durante cinco años.

TABLA I.

Artículos	Un.	1925	1926	1927	1928	1929
Cu en lingotes.	KB	215556	482973	623758	80494	700705
VALOR	\$	140162	443251	487530	59892	692095
Barras de Cu o aleac.	KB	52777	45738	57591	50438	42316
VALOR	\$	43917	39997	55458	58974	52768
Láminas y planchas.	KB	—	—	88110	90402	124114
VALOR	\$	—	—	84786	90968	140610
PESO TOTAL	KB	268333	528717	769459	221334	867135
VALOR TOTAL	\$	184079	483248	627774	209834	885473

Estos datos fueron proporcionados por el Departamento de Estadística. La importación media por año es de 530,994 Kilogramos, casi 531 Tons. Una planta cuya capacidad fuera de 600 Tons. anuales es capaz de abastecer perfectamente al mercado.

Todo proceso electroquímico para que se efectúe satisfactoriamente debe llevarse a cabo siempre en las mismas condiciones; con materia prima de alta pureza y de una composición constante. El llamado cobre "blister" o el obtenido directamente del convertidor es inadecuado para la refinación electrolítica, siendo necesario someterlo a un mejoramiento previo en un horno de reverbero antes de su moldeo en anodos. La electrolisis se verifica en unos tanques, sirviendo de electrolito una solución de CuSO_4 y de H_2SO_4 y los catodos son unas hojas delgadas de Cu electrolítico manufacturadas en un departamento especial de la planta. Como producto se obtienen: catodos de gran riqueza en Cu, residuos anódicos y lodos; además el electrolito se impurifica. Los catodos son fundidos en un horno de reverbero, semejante al de anodos, y moldeados en la forma que se desee o que requiera para su venta. Los residuos anódicos son regresados al horno respectivo y los lodos son tratados para la recuperación del cobre y de los metales preciosos que pueden contener. El electrolito que se impurifica, cambia de composición y se enfría, es sujeto a operaciones que le devuelven su estado original.

El presente estudio está hecho de acuerdo con el siguiente orden:

Peso, Muestreo y Laboratorio.

Horno de anodos y catodos.

Teoría.

El Problema Eléctrico.

Departamento de Tanques.

Manufactura de catodos y Purificación del Electrolito.

Tratamiento de los Lodos y Sub-Productos.

Presupuestos y Planos.

P A R T E I .

PESO, MUESTREO Y LABORATORIO.

PESO.—Cualquiera que sea la forma en la cual el cobre sea entregado a la Refinería se pesa en básculas cuya sensibilidad no debe ser menor de 0.01 por ciento. Si se desea obtener en la pesada de un lote comprado, exactitud hasta el número que indique los cientos de gramos, ésta no debe tener una capacidad mayor de 1,000 Kg. En las refinerías se acostumbra un máximo de 5,000 Kg., pudiendo llevarse cuenta segura hasta el 0.5 Kg.

Para tener mayor confianza en las pesadas, se colocan dos básculas en tandem, las lecturas son hechas por dos personas que comparan sus resultados y rectifican si es necesario. Las básculas usadas son las del tipo ferrocarrilero de plataforma libre. Cuando haya necesidad de pesar el cobre en plataformas o trucks, el peso de éstos debe conocerse de antemano, pintándose su valor en los costados; cada diez días debe verificarse debido a las pérdidas por desgaste y deterioro.

La manera es la misma para el cobre que llega, que para el refinado que sale de la planta. Debe tenerse presente que los metales preciosos contenidos en el material por tratar son pesados como cobre, luego vendidos en barras de oro y plata; requiriéndose para la última una precisión mayor, se lleva a cabo en balanzas especiales.

MUESTREO.—Es posible que el cobre lleve consigo cantidades considerables de humedad, que pueden llegar hasta el 0.5 por ciento. Los lingotes o barras de cobre son bastante porosos y absorben el agua con que son enfriados. En tales casos debe determinarse la cantidad o pérdida que experimenta una muestra al ser calentada en una estufa a una temperatura determina-

da, por ejemplo 100 °C., y aplicar la corrección encontrada al lote de la cual fué tomada.

El cobre blister puede contener fuertes proporciones de oro y plata y un error en la determinación cuantitativa de estos metales tiene como consecuencia un detrimento en los beneficios de la refinería. El cobre blister generalmente tiene del 98 al 99 por ciento de cobre, es vaciado cuando se encuentra fundido en unos moldes abiertos y ya sea que éstos se enfríen con agua o no, se retira una vez que la solidificación ha sido completa de estos moldes. La barra se enfría por lo tanto más rápidamente en los lados y fondo, porque el calor es absorbido por el molde de metal, siendo lo último en enfriarse la parte central superior. La plata y el oro, así como otras impurezas forman una serie de soluciones sólidas complicadas y eutécticos con el cobre, la porción más rica en metales preciosos es la última en solidificarse.

Cualquiera que sea el sistema que se use para el muestreo debe tener presente lo anterior. Teóricamente se requiere que cuando se tome una muestra, los agujeros hechos deben estar separados procurando no perforar el centro del lingote, por no poderse hacer otro que compense en composición al central. Prácticamente este procedimiento no es de gran importancia, porque los experimentos han demostrado que la zona más rica está a menudo en un anillo al rededor del centro y no en el centro mismo. Actualmente las refinerías han introducido al mercado una barra cuyas dimensiones son siempre las mismas, 46 por 69 cm. y de 5.5 a 6.5 cm. de espesor, cuyo peso es alrededor de 135 Kg. En estas condiciones es fácil tener muestra representativa y su manejo es económico. La toma de la muestra se lleva a cabo perforando el lingote con las precauciones dichas adelante, por medio de una broca de fierro acerado, no usándose lubricante ni agua, porque estas substancias tienden a oxidar las limaduras calientes.

Deben hacerse varios agujeros en el lingote escogido como muestra, siendo éstos de pequeñas dimensiones, porque la experiencia ha demostrado que en caso contrario los resultados obtenidos son muy elevados. En general, una muestra mal tomada da resultados elevados. Antes de perforar, se divide la superficie del lingote en 48 rectángulos y los agujeros son hechos en el centro de cada uno, la superficie total de estas 48 per-

foraciones debe ser igual a la cuarta parte de la del lingote. El agujero atraviesa completamente el lingote.

Hay que tener en cuenta que siempre la superficie está cubierta con tierra y una capa de óxido. También, se ha probado que valores diferentes se obtienen de un lote cuando los lingotes se agujeran de la superficie en donde está la marca a la cara inferior, que cuando se practican en sentido contrario. Esto ha dado lugar a que de un lingote se hagan en una dirección y del siguiente en la contraria. En cuanto al número de lingotes que tienen que ser perforados, es costumbre hacerlo con uno de cada cinco que haya en el lote.

Las limaduras obtenidas se mezclan, pulverizan ya sea mecánicamente o en un mortero de ágata. Si la cantidad obtenida es grande se usa el sistema de "cuarteo", pulverizándose las últimas porciones que fueron separadas de modo que pasen por un cernidor de mallas de 80 o 100. La operación del "cuarteo" se efectúa como sigue: el material una vez bien mezclado se forma una pila con él, que se aplana; se divide en cuatro partes que se corten en ángulo recto; dos porciones diagonalmente opuestas se separan y las otras dos se desechan, teniendo cuidado de limpiar perfectamente los restos de las últimas; las dos porciones escogidas vuelven a ser mezcladas lo mejor que sea posible, repitiendo la operación anterior. De la muestra finalmente obtenida, que bien puede llegar a 300 grs., se hacen tres porciones: una es entregada al vendedor, otra es analizada y la última sirve para el caso de tercería. Estas muestras deben conservarse en frascos de vidrio, bien tapados, para evitar un posible cambio en la humedad.

ANÁLISIS.—Determinación del Cobre.—Se disuelven 5 grs. de la muestra en 42 c.c. de la solución de "ensaye" y se evapora hasta la eliminación completa del ácido nítrico. La solución de "ensaye" se hace, mezclando 300 c.c. de ácido sulfúrico (peso específico 1.84), 210 c.c. de ácido nítrico (peso específico 1.42) y 750 c.c. de agua destilada. El precipitado se redissuelve en 70 c.c. de agua destilada y se añaden 3 c.c. de una solución de nitrato férrico (1 c.c. contiene 0.01 grs. de Fe). Se vacía la solución a un vaso de precipitado, colocando el vaso original debajo del embudo con papel filtro. Se precipita el Fe con amoniaco de la solución en caliente, se filtra y se lava. Se concentra la solu-

ción. El precipitado de hidróxido se disuelve en ácido sulfúrico diluído, se vuelve a precipitar con amoniaco y se filtra, añadiendo el filtrado a la solución principal; se repite esta operación. Se acidula con ácido sulfúrico diluído y se añaden 2 c.c. de ácido nítrico (peso específico 1.42). Se diluye a 150 c.c. en un vaso de 250 c.c. y se colocan los electrodos dentro de él, de modo que el catodo quede completamente sumergido. El catodo debe ser de tela de platino, teniendo 50 mallas por pulgada lineal, con una superficie total de cerca de 100 cm. cuadrados. Se conectan los electrodos a unos acumuladores u otra fuente de corriente directa y se electroliza, usando una corriente de 2 a 4 Amps. hasta que empiece el desprendimiento gaseoso en el catodo. El tiempo requerido no es menor de cuatro horas. Durante la electrolisis el vaso debe ser tapado para evitar posibles proyecciones. Cuando empieza el desprendimiento gaseoso se reduce la corriente a cerca de 0.4 Amps., se lavan las paredes del vaso y la cubierta con agua y se continúa la electrolisis. Para convencerse que el cobre se ha precipitado completamente, se toma con una pipeta 1 c.c. de la solución, se coloca en una placa de porcelana y se añaden unas gotas de agua sulfhídrica recientemente preparada. Si no hay cambio de coloración la electrolisis es completa. Sin interrumpir la corriente, se sifonea la solución ácida al mismo tiempo que se llena el vaso con agua destilada. Se retira el catodo rápidamente, lavándose con agua destilada y dos veces con alcohol. Se quita el exceso de alcohol con un movimiento rápido, quemando el resto lo más aprisa posible en una lámpara de alcohol, manteniendo en movimiento el catodo mientras éste se consume. Se pesa como cobre metálico. La exactitud de la operación debe estar dentro del 0.015 por ciento. La plata, que pueda estar presente, se deposita con el cobre.

Determinación del Arsénico, del Antimonio y del Bismuto.— Se disuelven 25 grs. de limaduras en un vaso de 600 c.c. que contiene 110 c.c. de ácido nítrico (peso específico 1.42). Se diluye hasta 300 c.c. y se añade una solución de sulfato férrico (2 grs.). Se calienta casi hasta la ebullición y se añade amoniaco hasta que el fierro se precipite y las sales de cobre se redisuelvan. Habrá necesidad de 175 c.c. Se hierve, se deja reposar media hora de manera que su temperatura no descienda mucho y se filtra sobre papel sin cenizas. Si se va a determinar el bis-

muto, se añaden 2 grs. de carbonato de amonio y 5 c.c. de una solución saturada de fosfato de sodio, después que el Fe se ha precipitado. Si el cobre contiene más del 0.1 por ciento de As y de Sb, se añade más sulfato férrico al filtrado acidulado y se precipita otra vez con amoniaco, se filtra y se lavan ambos precipitados bien con una solución de amoniaco al 1:10. Se disuelven los precipitados con ácido sulfúrico diluído, se precipitan otra vez con amoniaco, se filtran y se lavan bien.

Se disuelve el hidróxido férrico con ácido sulfúrico diluído y caliente que contiene el 5 por ciento de ácido clorhídrico y se precipita en frío el arsénico, antimonio y estaño con ácido sulfhídrico, pasando este gas durante 15 minutos. Se tapa el matraz y se deja reposar una noche. Después se hace pasar de nuevo hidrógeno sulfurado, se filtra en papel filtro y se lava con agua sulfhídrica.

Se llevan los precipitados a un vaso y se disuelven los sulfuros de antimonio, arsénico y estaño con sulfuro de sodio caliente, se calienta hasta que todos se disuelvan. Se usa lo menos que sea posible de sulfuro de sodio. Se filtra y se lava con agua sulfhídrica un poco alcalina. El sulfuro de bismuto queda sobre el papel filtro.

Al filtrado se añaden 0.2 grs. de hidróxido de sodio, se evapora a sequedad, se trata el residuo con 20 c.c. de ácido nítrico fumante y se calienta hasta que se disuelve todo el azufre. Se evapora a sequedad de nuevo.

Se disuelve el residuo en 35 c.c. de ácido clorhídrico, que contiene 2 partes de ácido clorhídrico (peso específico 1.2) por una de agua, añadiendo un cristal de ácido tartárico. Se hace pasar una corriente de ácido sulfhídrico por la solución fría, hasta que ésta se sature y que el arsénico se precipite. Se deja reposar un tiempo corto, se filtra sobre asbestos y se lava con ácido de la misma concentración. Se limpia con asbestos el sulfuro adherido a la pared del vaso. Después de lavado se quita el ácido con agua sulfhídrica. Se hace pasar una corriente sulfhídrica por el filtrado para convencerse que ya no hay arsénico. Se guarda el filtrado para el antimonio.

Se tratan los sulfuros en un pequeño vaso con ácido nítrico fumante, se diluye con 1 y $\frac{1}{2}$ veces su volumen de agua y se filtra, se lava y se evapora a sequedad con 0.1 a 0.5 grs. de ni-

trato de sodio, según la cantidad del arsénico presente.

Se disuelve el residuo en 5 c.c. de agua fría, se añaden 10 gotas de ácido clorhídrico y 0.1 grs. de ácido tartárico. Se filtra y se lava con la menor cantidad de agua posible. Se hace ligeramente alcalina con amoniaco, el volumen no debe ser mayor de 12 c.c. Se añaden 3 c.c. de mixtura magnesiana, llevando el volumen a 20 c.c. con amoniaco y se agita durante cinco minutos. Si hay mucho arsénico, se añade más precipitante, llevando el volumen hasta 30 c.c., una tercera parte del cual es amoniaco.

Se deja reposar una noche en un lugar frío, se filtra y se lava con amoniaco al 1:3 hasta eliminación completa del cloro. Se seca en estufa el precipitado en su papel filtro, se quita lo mejor posible de él, poniéndose el papel filtro en un crisol de porcelana. Se añaden unas gotas de nitrato de amonio saturado y se carboniza el papel cuidadosamente, se añade más nitrato y se calienta con las mismas precauciones hasta que el papel se consume, sin dar olor a arsénico. Se añade el resto del precipitado, se calcina hasta el rojo y luego se pesa. También se puede filtrar el arseniato en un crisol de Gooch, se lava y se pesa como piro-arseniato de magnesio, que contiene el 48.27 por ciento de As.

La mixtura magnesiana debe estar libre de cal y no debe usarse si ya ha atacado el frasco que la contiene. Se hace de una parte de sulfato de magnesio, cuatro de cloruro de amonio, ocho de agua y cuatro de amoniaco (peso específico 0.90).

En vez de determinar el arsénico gravimétricamente, puede hacerse volumétricamente. Se lleva la solución de sulfuro de arsénico en ácido nítrico fumante a un matraz de Kjeldahl, se añaden 15 c.c. de ácido sulfúrico y 3 grs. de sulfato ácido de potasio y se evapora hasta que desprenda humos durante quince minutos. Se enfría y se añaden 0.5 grs. de ácido tartárico hasta que la solución quede incolora, calentando. Se enfría, se diluye a 200 c.c. y se añade amoniaco hasta que está ligeramente alcalina, luego se hace ligeramente ácida, se añaden 3 gotas de una solución al 10 por ciento de KI y se añaden 10 grs. de carbonato ácido de sodio, se enfría y se titula con iodo.

Antimonio.—El filtrado del sulfuro de arsénico contiene el antimonio (y trazas de estaño). Se evapora casi a sequedad

para expulsar el exceso de ácido, se diluye hasta 25 c.c. y se precipita el antimonio (y el estaño) con ácido sulfhídrico. Se filtra, se disuelve con un poco de sulfuro de sodio (para quitar las trazas de cobre), se filtra, se acidula el filtrado y se hace pasar una corriente de sulfhídrico. Se filtra en un Gooch, se lava con agua sulfhídrica, se calcina y se pesa como tetróxido de antimonio. Si se desea la determinación del estaño, se separa del antimonio en el filtrado del sulfuro de arsénico por el método del ácido oxálico de Clark.

Bismuto.—El sulfuro de bismuto obtenido en el tratamiento de los sulfuros de arsénico y de antimonio con el sulfuro de sodio, se calienta con 10 c.c. de ácido nítrico hasta que se disuelva, se filtra, se añade 1 c.c. de ácido sulfúrico y se evapora hasta humos densos para expulsar todo el ácido nítrico. Se diluye hasta 50 c.c., se añade ácido sulfuroso y 10 c.c. de una solución diluída de KI, se expulsa por medio de la ebullición el iodo libre, se filtra si es necesario y se diluye hasta 100 c.c. en una probeta graduada. Según la intensidad del color, se toman 10, 20 o 50 c.c. y se llevan a un tubo de Nessler. Se añaden unos centímetros cúbicos de ácido sulfuroso diluído. En otro tubo se ponen otros 10 c.c. de la solución de KI, se añade ácido sulfuroso y se diluye hasta muy cerca de 100 c.c. Se añade entonces solución de bismuto, de título conocido, hasta que los tintes sean los mismos. El color se debe a la formación del ioduro de bismuto.

La solución tipo de bismuto se hace como sigue: se disuelve 0.1 grs. de bismuto en algunas gotas de ácido nítrico, se evapora hasta que haya humos con 2 c.c. de ácido sulfúrico y se diluye a 1 litro. El ácido sulfuroso usado se hace diluyendo 10 c.c. del ácido comercial a 1 litro.

No se debe confundir el color amarillo del iodo libre con el del ioduro de bismuto. Si el color amarillo desaparece por ebullición y regresa al enfriarse, se debe al iodo libre. De aquí, la necesidad de tener un pequeño exceso presente de ácido sulfuroso para remover el iodo. Pero una solución concentrada de ácido sulfuroso libre liberará el iodo aún en la presencia de ácido sulfúrico.

No debe haber más de 1 mg. de bismuto en el tubo, ni menos de 0.1 mg. No hay elementos que interfieran.

Determinación del Selenio y del Teluro.—Se precipitan antes que el arsénico, antimonio y el bismuto, haciendo pasar bióxido de azufre en la solución ácida. Este precipita el selenio y el teluro. Se filtra en un Gooch, se lava con agua que contiene un poco de HCl y de bióxido de azufre, se seca a 104°C., se pesa, se calcina y se pesa de nuevo.

Determinación del Plomo, Fierro, Níquel, Cobalto y Zinc.—Se disuelven 50 grs. de cobre en una mezcla de 80 c.c. de ácido sulfúrico, 50 c.c. de ácido nítrico y 400 c.c. de agua. Se diluye a 600 c.c. y se precipita el cobre sobre un cilindro grande y perforado de platino, usando un catodo de 11 por 11 cm. y una corriente de 3 Amps. y de preferencia un anodo giratorio para agitar la solución. Cuando el cobre se ha depositado completamente, comprobándose con algunos centímetros cúbicos y ensayando con sulfhídrico sobre una placa de porcelana, se evapora la solución a pequeño volumen, luego se pasa a una cápsula y se calienta hasta que haya humos para expulsar el ácido sulfúrico libre y la mayor parte de las sales de amonio. El residuo se disuelve en agua y se filtra el sulfato de plomo y la sílice. Se hace pasar una corriente de hidrógeno sulfurado en el filtrado, que se ha acidulado de antemano, se filtra el precipitado y se lava con agua sulfhídrica. Se extrae el precipitado con un poco de sulfuro de sodio diluido, caliente y el residuo se junta con el precipitado que contiene el plomo, y el plomo se determina en él por electrolisis, incluyendo el plomo originalmente depositado en el anodo como peróxido.

La solución principal (cuyo volumen es de 50 c.c.) se oxida y el hierro se precipita con amoniaco. Aluminio también se precipita.

El filtrado se acidula con ácido acético y 1 c.c. de ácido acético se añade en exceso. Se calienta a la ebullición y se hace pasar una corriente de hidrógeno sulfurado en él. Se filtra el ZnS, se calcina y se pesa como óxido. Se hace el filtrado alcalino con amoniaco y se precipita el níquel y el cobalto con ácido sulfhídrico, se filtran, se calcinan y se pesan como óxidos. Si se desea separar el níquel y el cobalto, ésto puede hacerse con dime-tilglioxima.

Determinación del Azufre.—El único método exacto y rápido que existe para la estimación de las trazas de azufre en el

producto refinado es el siguiente, que depende de la remoción del cobre de su solución en ácido nítrico puro por electrolisis. La solución, libre de cobre, se pasa gradualmente a una cápsula y se evapora a sequedad sobre una lámpara de alcohol, con la adición de un poco de carbonato de sodio para retener el ácido sulfúrico. El ácido nítrico que queda es removido en dos evaporaciones con ácido clorhídrico. Un poco de HCl y 25 c.c. de agua se añaden y la solución se filtra. Si en el filtro queda algo de sulfato de plomo, se hierve con un poco de carbonato de sodio para hacer al ácido sulfúrico soluble, y se filtra. Se combinan los filtrados y están listos para su precipitación con cloruro de bario. Un análisis de testigo se hace con los ácidos y el agua destilada, que usualmente mostrarán 1 mg. de sulfato de bario. Cuando el cobre contiene mucho azufre, es necesario usar agua regia para ponerlo en solución, y expulsar el ácido clorhídrico con evaporaciones subsecuentes con ácido nítrico.

Dosificación de los metales preciosos.—Para la determinación de la proporción de oro y plata contenida en el cobre "blister" o en un mineral, se funden 25 grs. de mineral o del cobre por analizar pulverizado con una mezcla de 100 grs. de litargirio, 40 grs. de carbonato de sodio y 20 grs. de bórax. Se añade un poco de nitrato de potasio en proporción variable según la cantidad de azufre, de arsénico y de otros metales análogos por oxidar. Se sumerge en el crisol un clavo de fierro, bastante largo, para poder tomarlo arriba de la masa en fusión con unas pinzas. Este fierro sirve para fijar una parte del azufre. La masa se hincha mucho. Cuando desciende el nivel y queda inmóvil, se añade una o dos veces 20 grs. de litargirio y un gramo de polvo de carbón, después se calienta fuertemente. Se recoge después del enfriamiento del crisol un casquete de plomo que contiene la mayor parte del cobre más todo el oro y la plata que encierra el mineral o metal de cobre por ensayar. Se somete este casquete de plomo, bien limpio de escoria que pueda adherirse, a una copleación en un crisol con cenizas de huesos que absorbe los metales no preciosos y deja un botón de plata que contiene el oro. Cuando el cobre contiene poca plata, se obtiene el mismo resultado añadiendo al principio de la operación una hoja de plata de peso conocido, para poder recoger mejor el oro.

PARTE II.

HORNO DE ANODOS Y CATODOS.

Las impurezas que contiene generalmente el cobre "blister" son: Fe, Pb, Zn, Sn, Co, Ni, As, Sb, Bi, S, Se, y Te; además de Ag, Au, Cu_2O y gases. El por ciento de Cu oscila entre el 98 y el 99. El metal en estas condiciones no es adecuado para la manufactura directa de anodos, tales impurezas ocasionarían trastornos en los tanques de electrolisis y la falta de uniformidad en las operaciones que se verifican en ellos. Es necesario eliminar lo más que sea posible esas impurezas, mediante una refinación que se efectúa en un horno de reverbero, en el que es eliminado completamente el azufre y cuyo fin principal es el moldeo del cobre en anodos. El tratamiento a que ha sido sujeto el mineral para llegar al "blister" está basado en la gran afinidad del cobre por el azufre, esta refinación tiene por fundamento la relativa poca afinidad entre el cobre y el oxígeno. El proceso general consiste en una fusión oxidante: para volatizar algunos metales, oxidar y escorificar a otros que tengan más afinidad por el oxígeno que el cobre; seguida de una reductora, en donde la mayor parte del Cu_2O formado y mantenido en solución por el Cu es reducido a cobre metálico. Una pequeña cantidad de Cu_2O (cerca del 0.5%) se deja en solución, con el fin de que las impurezas que hayan quedado presentes se oxiden y no permanezcan al estado de metal que son más perjudiciales, por formar soluciones sólidas.

De acuerdo con este método debería ser posible remover todos los elementos menos nobles que el cobre, dejando únicamente la plata, el oro y los metales del grupo del platino ligados con el cobre. En la práctica esta eliminación no es completa, pues cuando la cantidad de impurezas va siendo menor, aumenta

la dificultad de su deposición por medio de la escoria; por otra parte hay algunos elementos, como el arsénico, que forman compuestos con los metales básicos difíciles de desdoblar.

El calor de combustión en los hornos de reverbero es llevado por medio de la llama, de los gases calientes y por radiación al material que se quiere calentar. Según la manera adoptada para su trabajo varían los detalles de construcción, dependiendo: de la clase de combustible, sólido o líquido; de la forma de aprovechamiento de los gases de escape, precalentamiento de la carga o del aire para la combustión, o por medio de una caldera; de la disposición que se siga para la carga, descarga u operaciones mecánicas que deban hacerse. En general, tienen la forma exterior de un prisma rectangular cuyas grandes aristas son horizontales, son elevados y sostenidos por columnas de concreto o ladrillo, entre las cuales se construyen los recuperadores de calor, si hay caso. En uno de los extremos están situados la parrilla o quemadores y por el otro escapan los gases de la combustión; existen hornos en los que en cada extremo hay quemadores y conducto para gases, que trabajan alternativamente, llevándolos durante algún tiempo al recuperador que está frío, mientras que por el otro es precalentado el aire, ésta clase de hornos usan quemadores giratorios. Las paredes, techo y piso son construídos de materiales refractarios.

El tamaño de los hornos y su capacidad han ido aumentando, siendo en la actualidad hasta de 16 m. de largo y 200 Tons. como el de la American Smelting and Refining Co. en Perth Amboy, N. J. E. U. A. Estas magnitudes varían inversamente con las impurezas del cobre tratado.

El fondo del horno, la manera como es soportado, la construcción de las paredes, han recibido mucha atención con el aumento del peso de la carga. El fondo se hace de sílice, de ladrillos de este material o de magnesia, predominando los de sílice. La capa de sílice descansa sobre una de ladrillos refractarios y éstos sobre una plancha de fierro; estos ladrillos forman un fondo falso en el que están colocados tubos de fierro, por los cuales circula una corriente de aire que enfría dicho fondo e impide su fusión. La sílice debe impregnarse cuidadosamente con cobre, una excelente manera de llevarla a cabo consiste en mezclarla con el 30% de su peso de óxido de cobre, obtenido de la escoria

La mezcla perfectamente revuelta se lleva al horno, previamente secado, en donde se calcina a calor moderado cerca de 12 horas. Se quita el fuego para aplanar el piso y darle la inclinación adecuada hacia la puerta de descarga. Se vuelve a calentar, ahora hasta una temperatura muy elevada, quizá a 1,500 °C., durante 24 horas; después del enfriamiento se carga con el 10% de su capacidad, de pedacería de alambre o de otro material ligero, se funde y vacía, haciéndose otro tanto con una carga de doble peso. Entonces el horno está listo para el servicio. La cantidad total de cobre absorbido varía con la edad del horno y con el espesor de la capa de sílice, siendo de 5 a 20 Kg. por dm².

Antiguamente las paredes y techo eran hechos con ladrillos de sílice, ahora se construyen de magnesia y de cromita. Estos últimos se colocan entre los de magnesia y los de sílice, sirviendo de material neutro entre los ladrillos ácidos y básicos. Los ladrillos de magnesia tienen el inconveniente de su gran contracción, de su agrietamiento cuando no están bien calcinados y de su buena conductibilidad, siendo necesario un revestimiento externo de otro material para disminuir las pérdidas de calor. La cromita no presenta estas dificultades, pero puede fallar debido al reblandecimiento que sufre bajo un fuerte impulso a una elevada temperatura. Las paredes tienen cierto número de ventanas, por donde se introducen los troncos para la agitación, los rastrillos que sacan la escoria o el carbón que se coloca en la superficie del cobre fundido.

OPERACION DE LOS HORNOS.—El proceso comprende las siguientes operaciones: carga, fusión, oxidación, eliminación de la escoria, reducción y vaciado.

La carga puede efectuarse ya sea a mano o con máquinas, dependiendo de la capacidad del horno el método empleado. Para la carga a mano se emplean generalmente tres hombres, dos que suben la barra de cobre hasta colocarla encima de la pala, que está sostenida en posición horizontal por el tercero y por la puerta de carga del horno. Los tres empujan la pala hasta el lugar en que se quiere descargar la barra, tirando entonces rápidamente hacia fuera. Las máquinas comunmente empleadas son las patentadas por Prosser y Ladd en E. U. A., que consisten en un gran tenedor con un mecanismo especial para empujar la carga y colocarla en el lugar que se desea. Debe procurarse que que-

de bien acomodada, para ahorrar espacio y un posible desparriamiento cuando la fusión empieza.

La fusión se lleva a cabo mediante el calor llevado por los gases calientes de la combustión al cobre, el cual es absorbido rápidamente por su buena conductividad. La fusión se hace en tres etapas: 1º reblandecimiento de la carga; 2º aplanamiento, cuando el cobre fundido cubre el resto del metal que no lo está; 3º fusión completa de la carga. Debe procurarse que el combustible empleado esté exento lo más posible de azufre, para evitar que impurifique el cobre que se trata de afinar.

La oxidación se lleva a cabo en dos períodos; primero, el baño se agita en contacto del aire con un tronco de árbol hasta eliminación completa del azufre; segundo, agitación por medio de una corriente de aire comprimido para oxidarlo más energicamente. La presencia del azufre puede conocerse tomando una muestra con una cuchara, de 4 cm. de diámetro, que se introduce en el horno, sosteniéndola un momento encima del baño para que se caliente y limpiando después con ella la superficie, se sumerge y se retira rápidamente. La superficie y la fractura se examinan cuidadosamente, pues dan indicaciones claras acerca del estado en que se encuentra el baño de cobre. Cuando hay azufre, el cobre al enfriarse lanza una proyección en forma de gusano. Si existe un exceso de oxígeno la superficie presenta una depresión y cuando el baño está casi saturado de óxido cuproso, esta depresión se convierte en una cavidad. El cobre se encuentra en el "punto" deseado, listo para vaciarse, si la superficie es continua, un poco curva y algo rugosa. La estructura y el color de la fractura muestran cuando: el cobre está saturado de óxido cuproso (cerca del 6%), la fractura muestra una estructura cúbica de color rojo ladrillo; cuando el oxígeno va siendo eliminado, dicha estructura va siendo más fibrosa y su color más claro, hasta obtener la textura fibrosa del cobre convenientemente afinado.

Después que se ha eliminado completamente el azufre se lleva a cabo una oxidación energética, mediante una fuerte corriente de aire que se inyecta bajo la superficie del baño por un tubo de fierro. La presión usada es de 5 a 6 Kg. por cm². Durante esta operación verdaderas fuentes de cobre fundido son proyectadas hacia la bóveda del horno, la que es atacada fuertemente si no

está construída de material básico (magnesia o cromita), aumentando por consiguiente los gastos de reparación. Este método es muy eficaz, obteniéndose saturación completa al cabo de dos horas. El tubo de fierro se disuelve en parte, pero la proporción es tan pequeña que no tiene importancia.

La escoria formada se lleva por medio de un rastrillo hasta unas ventanillas especiales del horno, vaciándose en unas cubas. La superficie del cobre que ha quedado completamente limpia se cubre con una capa de carbón, ya sea de madera, de cok o de antracita, para protegerla de todas las influencias oxidantes durante la reducción que tiene lugar después. La capa es renovada tan pronto como se vaya consumiendo.

La reducción del óxido cuproso se obtiene por medio de una agitación con troncos de árboles. En ellos se opera una destilación destructiva de la madera, generando hidrocarburos. Los troncos son sostenidos por cadenas, formando palancas, sumergiendo una extremidad en el baño y moviéndolos por la otra. El tronco se quema y cuando ya está muy corto se deja caer dentro del horno, en donde termina por combustión. Esta operación es muy penosa y presenta muchos inconvenientes; los troncos son pesados para manejar y ocupan mucho lugar para su almacenamiento, además de que es indispensable talar los árboles jóvenes de los bosques de donde se obtienen. Se ha propuesto el uso del petróleo, pero no ha dado resultados satisfactorios. La reducción llevada así a cabo, es mucho más rápida, pero éste es también su gran inconveniente; no se puede tener un control sobre el fin de la operación, además su precio es excesivo y las impurezas que contiene pueden contaminar al cobre. El control de esta operación tiene mucha importancia; si la reducción se prolonga demasiado, se vuelve a observar el fenómeno que se produce cuando el baño contiene azufre, la superficie de la muestra al enfriarse se hincha, se "vomita" y proyecta un "gusano". Sucediendo ésto es necesario repetir todo el proceso de la afinación. Cuando la carga está lista para vaciarse, la muestra debe presentar una superficie continua, ligeramente rugosa y una fractura de estructura sedosa y de color rojo claro.

El vaciado se lleva a cabo a mano o con máquinas. Para el vaciado a mano se emplean cinco o seis hombres, cada uno con un cazo que puede contener de 7 a 10 Kg. de cobre, formando

una cadena entre la ventana de descarga y los moldes; éstos se encuentran en un tanque poco profundo lleno de agua y una vez llenos son extraídos mediante unas tenazas. Las máquinas usadas son las amparadas por las patentes McCoy, Clark y Walker; la primera, usada algunas veces para hacer anodos, consiste en una banda que lleva los moldes frente al orificio de descarga, los baja sobre rieles inclinados hasta un tanque de agua, adonde cae el cobre cuando se invierten los moldes en su viaje de regreso. Las de Clark y Walker son muy semejantes, consisten en un eje central provisto de un mecanismo giratorio y brazos radiales que soportan los moldes; éstos están colocados en la primera en la circunferencia y en la Walker son paralelos a los brazos radiales. Se han construído máquinas capaces de efectuar el vaciado con una velocidad de 50 Tons. por hora.

Los moldes se hacen de cobre, fierro o arena. Se pintan en la parte interior, que va a quedar en contacto con el cobre, con una capa de cenizas de huesos adicionada de algún aglutinante, para impedir que se pegue. Pueden usarse otras mezclas, pero deben estar exentas de grasas para evitar que el producto quede poroso por los gases desprendidos. Los moldes quemados, torcidos o esponjosos deben desecharse.

La composición y temperatura del agua del tanque tienen influencia en el aspecto del producto final, el agua debe contener la menor cantidad de sales, pues éstas al cristalizar ocasionan agujeros; la temperatura del agua y de los moldes se mantiene baja por un sistema adecuado de circulación.

CALCULO DEL HORNO.—En las Refinerías se tienen dos hornos de Reverbero: uno dedicado a la afinación y moldeo del cobre en anodos y otro destinado a los catodos obtenidos de los tanques de electrolisis; en éste último se eliminan lo más que sea posible las trazas de azufre y se le da al cobre la forma comercial requerida. Los métodos de operación de los dos hornos son idénticos y lo expresado respecto al de anodos, se aplica al de catodos. Trabajando la mitad del mes en la manufactura de anodos y la otra mitad en la fusión de catodos, se tiene un aprovechamiento continuo de los gases calientes de la combustión con una sola caldera, valiéndose de una válvula de mariposa.

Las pérdidas y desviaciones que sufre el cobre en el proceso de refinación son numerosas. La tabla siguiente da una idea

de los valores medios de esas cantidades, tomando por base la entrada de una unidad de cobre puro al horno de anodos.

TABLA II.

Puesto en el horno de anodos	1.0000
Cu obtenido del horno el 99.18%	0.9918
Cu obtenido de los tanques el 80%	0.7942
Cu obtenido del horno de catodos el 96.59%	0.7671

Luego por cada unidad de cobre puro que se trata en el horno de anodos, se obtienen 0.7671 de producto. La diferencia no se pierde, sino que se recupera, en parte, en la forma de sub-productos.

Anualmente se requiere una producción de 600 Tons.; como el horno no trabaja más que 144 días al año (12 días por mes) en el moldeo de anodos, la cantidad de Cu refinado que se necesita por día de trabajo del horno será:

$$\frac{600}{144} = 4.17 \text{ Tons.}$$

Teniendo en cuenta las desviaciones sólo se obtiene de Cu puro el 76.71% del Cu tratado en el horno; luego por día de trabajo será necesario tratar:

$$\frac{4.17}{0.767} = 5.432 \text{ Tons.}$$

Dimensiones.—Tomando como densidad del Cu blister fundido 8.2, el volumen ocupado por 5.43 Tons. será,

$$\frac{5.432}{8.2} = 662 \text{ dm}^3.$$

suponiendo una profundidad media del cobre fundido en el horno de 20 cm. y una relación de la longitud al ancho de 3 a 1, se deberán tener las siguientes dimensiones interiores:

Superficie	3.31 m ²
Longitud	3.15 m
Ancho	1.05 m

He adoptado para la altura del espacio por donde circulan

los gases una relación de 5 a 1 con respecto a la profundidad del líquido. Esta altura será de 1.00 m.

Los cálculos anteriores y la forma adoptada para la construcción del horno han servido para el arreglo de la Tabla siguiente.

TABLA III.

Longitud interior del horno	3.15 m
Longitud total, con paredes de 3 dm.	3.75 "
Ancho del interior:	
en el quemador	0.50 "
en el centro	1.05 "
en el tubo de descarga de los gases	0.50 "
Ancho total del horno, con paredes de 3 dm.	1.65 "
Area de la sección recta interior	3.31 m ²
Area de la sección recta total	6.17 "
Profundidad media del Cu líquido	0.20 m
Espesor mínimo de la capa de sílice y Cu del piso	0.30 "
Espesor de la capa de ladrillos del piso	0.10 "
Espesor de la plancha de Fe, que soporta las capas anteriores.	0.012,
Alturas interiores, desde la superficie libre del Cu líquido hasta la bóveda:	
en el quemador	0.60 "
en el centro	1.00 "
en la extremidad de descarga de los gases	0.70 "
Espesor de bóveda	0.20 "
Altura máxima del horno	1.80 "
Diámetro del tubo que lleva los gases de la combustión	0.40 "
Tiempo aproximado de trabajo por carga:	
carga	1 hrs.
fusión completa	5 "
oxidación y quitar escoria	2 "
agitación con troncos	3 "
vaciado	1 "
reparación del horno	1 "
Consumo de petróleo	75.6 lbs./Ton.
Troncos de pino, por carga	4
Tons. de material por m ² /día.	1.13
Carga y vaciado a mano.	

Como combustible he propuesto el uso del petróleo, dadas las ventajas y facilidades para obtenerse en el país. Las características del petróleo vendido por la Huasteca Petroleum Company son:

Densidad 14° Bé.

Calor de combustión 10,250 Cal/Kg.

Los quemadores usados en los hornos de reverbero son atomizadores, empleándose para dicho fin aire o vapor, el uso del primero es más generalizado. El vapor es más económico para presiones menores de 10 lbs. y el aire para mayores, no obstante

que con este último hay que calentar el petróleo a 80° C. para obtener la movilidad adecuada. La presión adoptada es de 12 lbs. El exceso de aire en los quemadores puede reducirse hasta un 20% sobre la cantidad teórica. De acuerdo con los estudios hechos por Sorensen se necesitan 75.60 litros de petróleo por tonelada de material tratado. Luego su consumo por día de trabajo será, $75.60 \times 5.432 = 410.66$ lts.; el peso específico del petróleo es 0.96, el peso de ese volumen es 394.2 Kg.

El rendimiento del horno en estas condiciones sería muy bajo, como lo demuestra el cálculo siguiente:

Combustible por 1 Kg. de Cu	0.0756 lts.
Peso de 0.0756 lts.	0.072 Kg.
Calor de combustión de 0.072 Kg.	738.00 Cal.

por otra parte el calor suministrado a 1 Kg. de Cu es de:

Temperatura de entrada 15° C.
 Temperatura de fusión 1083° C.
 Calor latente de fusión 43.3 Cal/Kg.
 Calor específico medio 0.11.

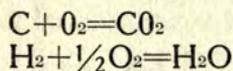
$$(1,083 - 15) 0.11 + 43.3 = 160.78 \text{ Cals.}$$

eficiencia:

$$\frac{160.78}{738.00} = 21.8 \%$$

Para mejorarla, es necesario aprovechar en alguna forma el calor que llevan los gases de la combustión que es considerable. Calculemos primero su volumen:

Considerando al petróleo con la siguiente composición: 84% de carbón, 12% de hidrógeno y el resto de materia no combustible; se puede tener una idea aproximada del volumen de estos gases. Las reacciones de la combustión son,



Tomando como base 1 Kg. de petróleo, de las ecuaciones anteriores se deduce:

Para 840 grs. de C. se necesitan 2,240 grs. de O₂, dando
 3,080 grs. de CO₂,

Para 120 grs. de H_2 se necesitan 960 grs. de O_2 , dando
1,080 grs. de H_2O .

Luego el oxígeno necesario para la combustión será 3,200 grs. La composición del aire en peso es de 23% de oxígeno y 77% de nitrógeno y gases raros. Se obtiene:

Aire teórico	13,913 grs.
Aire necesario (con un 20% de exceso)	16,695 grs.
	ca. 16,700 grs.
Exceso de aire	2,782 grs.
Nitrógeno correspondiente a 3,200 grs. de oxígeno	10,713 grs.

Mols resultantes de la combustión de 1 Kg. de petróleo:

CO_2	70.0
H_2O	60.0
N_2 del aire teórico	382.6
Exceso de aire	96.0

Total... 608.6 mols.

Aplicando las leyes de los gases, con los siguientes datos:

$p=587.7$ mm. (2.28 cm. de H_2O de sobre-presión)

$p_0=760.0$ mm.

$V=?$

$V_0=22.4$ lts.

$T=1,473^\circ$ K (temperatura de salida de los gases)

$N=608.6$ mols.

$T_0=273^\circ$ K.

$$V = NV_0 \cdot \frac{p_0}{p} \cdot \frac{T}{T_0}$$

$$V = 95,120 \text{ lts.}$$

Si el calor sensible de estos gases es utilizado, por ejemplo abatiendo su temperatura de 1,200 a 200° C., la energía térmica disponible será la calculada a continuación:

Energía cedida por 70 mols de CO_2 :

$$Q=70 \frac{dq}{dT} = 70 (7.0 + 0.0071 T_k - 0.00000186 T_k^2)$$

$$Q=839.44 \text{ Cal.}$$

Energía cedida por 60 mols de H₂O:

$$Q=60 \frac{dq}{dT} = 60 (8.81 - 0.0019 T_k + 0.00000222 T_k^2)$$

$$Q=554.58 \text{ Cal.}$$

Energía cedida por 96 mols de aire y por 382.6 mols de nitrógeno:

$$Q=478.6 \frac{dq}{dT} = 478.6 (6.5 + 0.001 T_k)$$

$$Q=3,576.58 \text{ Cal.}$$

Energía térmica disponible 4,970.90 Cal.

Ahora, por cada 1 Kg. de petróleo se pueden tratar:
 $1/0.072=13.9 \text{ Kg. de Cu.}$

y el calor utilizado por 13.9 Kg. de cobre es:

$$13.9 \times 160.78 = 2,240 \text{ Cal.}$$

Suman, el calor de los gases y del cobre:

$$4,970.9 + 2,240 = 7,210.9 \text{ Cal.}$$

Eficiencia en estas condiciones:

$$\frac{7,210.9}{10,250.0} = 70.3\%$$

APROVECHAMIENTO DEL CALOR DE LOS GASES DE LA COMBUSTION.—Este se efectúa en la actualidad, en todas las plantas electrolíticas, haciendo pasar los gases calientes de la combustión por una caldera situada arriba o a un lado inmediato del horno. Dicha caldera puede hacerse que genere vapor a alta presión para mover un motor o turbina y aprovechar en alguna forma la energía mecánica de él derivada; el vapor de escape, con una pequeña sobre-presión, se utiliza para calentar el electrolito, y compensar las pérdidas debidas a la evaporación en los tanques de electrolisis.

Según los estudios hechos por Addicks, estas calderas pueden recuperar una cantidad de calor equivalente a la necesaria

para evaporar 6 lbs. de agua, que se encuentre a 212° F., por cada libra de carbón quemado, teniendo el carbón un poder calorífico de 13,750 B.T.U./lb. o sean 3,468 Cal. El petróleo usado tiene un poder calorífico de 10,250 Cal/Kg., con el que se podrán evaporar 17.72 lbs. de agua o sean 8.05 Kg. El consumo de petróleo por hora es de 33 kg., con los que se podrán evaporar 265 Kg. de agua. Un caballo-vapor corresponde a 15.5 Kg./hora, luego se requiere una caldera de 17.1 caballos.

Independientemente de la experiencia de Addicks, que sirvió para la comprobación de mis cálculos, obtuve resultados bastante cercanos partiendo del abatimiento de temperatura adoptado para los gases de la combustión, de 1,200 a 200 °C. Por cada Kilogramo de petróleo quemado se puede tener una energía térmica de 4,971 Cal. y por 33 Kg./hora se obtendrán 164,043 Cal./hora. Un caballo-vapor necesita $15.5 \times 539 = 8,350$ Cal. Aceptando una eficiencia de la caldera de 0.85, habrá necesidad de una de:

$$\frac{164,043 \times 0.85}{8,530} = 16.4 \text{ Caballos-vapor.}$$

Una caldera de 16HP. Babcock & Wilcox, tiene las siguientes características:

Superficie de calentamiento total	16 m.cuad.
Evaporación por hora	240 Kg.
Tubos:	
Ancho de todos	0.915 m.
altura de todos	1.52 „
longitud	2.44 „
Tambor:	
diámetro	0.61 „
longitud	3.18 „
Espacio ocupado:	
longitud	3.50 „
ancho	1.35 „
Combustible: petróleo, 0.950 Kg./HP. hora.	

CHIMENEA.—Las chimeneas tienen dos objetos: 1o. expulsar los gases de la combustión y 2o. producir un tiro para facilitar la combustión. La intensidad del tiro depende de la diferencia en peso de las columnas exterior e interior de aire, que casi

varía como el producto de la altura por la diferencia de temperatura; dicha intensidad generalmente se expresa en pulgadas de agua. El área efectiva de una chimenea para una potencia dada, varía inversamente con el cuadrado de la altura. El área usada en la práctica debe ser mayor, por la disminución de la velocidad debida a la fricción con las paredes. Para encontrar la altura de la chimenea, para un tiro determinado, Babcock & Wilcox da la fórmula siguiente:

$$h = \frac{d}{\frac{7.6}{T'} - \frac{7.9}{T''}}$$

en la que la significación de las letras es como sigue:

h altura buscada de la chimenea en pies.

d tiro en la base de la chimenea, 0.4 pulg. de agua.

T' temperatura del aire exterior en grados Rankine, 519°

T'' temperatura de los gases en la chimenea en °Rank., 852°.

obteniéndose para la altura aproximadamente 75 pies o sean 22.8 m.

El diámetro externo de una chimenea de ladrillo en la base debe ser 1/10 de la altura. El talud de la chimenea debe ser de 1/16 a 1/4 de pulgada por cada pie de altura. El grueso de la pared de ladrillos: un ladrillo (28 cm.) a los 7.5 m. contados a partir de la cima de la chimenea, aumentando medio ladrillo por cada 7.5 m. hasta la base. La estabilidad requiere una relación proporcionada entre el peso, altura, ancho de la base y superficie expuesta de la chimenea. Esta relación está expresada por la fórmula:

$$W = C \frac{d \cdot h^2}{b}$$

en la que:

W peso de la chimenea en libras.

C un coeficiente, igual a 28 para una chimenea de ladrillo redonda.

d diámetro medio externo de la chimenea, en pies.

h altura de la chimenea en pies.

b ancho de la base, en pies.

Con esta fórmula y conociendo la densidad del ladrillo, calculé sus dimensiones, peso y costo.

COMPRESORA.—Esta compresora va a ser dedicada a efectuar la oxidación del cobre en el horno. Una compresora Ingersoll-Rand, Tipo Fifteen, con motor eléctrico acoplado, pudiendo dar el aire con una presión máxima de 100 lbs. tiene las siguientes características:

R.P.M. 600.; Diámetro y carrera, 7.62 por 7.62 cm.

Gasto 20.2 lts./min.; HP., 1.1 o sean 0.835 KW.

En cuanto al aire necesario para la combustión y atomización del petróleo, he pensado en los equipos Ray compuestos: de un quemador con su ventilador movido por un motor acoplado, de una bomba para la conducción del petróleo con su motor respectivo.

TRATAMIENTO DE LA ESCORIA.—En el tratamiento del cobre "blister" para hacer anodos y en la fusión de los catodos para darles forma comercial, se produce siempre escoria; cuya cantidad como es de esperarse es mayor con el "blister". Esta escoria es debida a la reacción entre los óxidos metálicos formados y la sílice u otros óxidos presentes en las paredes o fondo del horno, o introducidos en las cenizas de la combustión del petróleo, o en la arcilla usada para cerrar las puertas y en la enrasada de las paredes, etc. La cantidad de escoria formada depende también de la pureza del material tratado, variando de 1 a 2% en los anodos; tan bajas cantidades son en la actualidad posibles debido a que los hornos modernos se construyen en su totalidad o en su mayor parte de material básico o neutro.

Un análisis de una escoria de anodos, es dado por Addicks en la forma siguiente: Cu, 40.51%; Fe, 5.30%; Ni, 6.99%; insoluble, 38.74%; CaO, 0.25%; S, 0.17%; As, 0.21%. Para obtener el Cu de la escoria es necesaria una reducción, poniendo en libertad el Cu por medio de otra base. El medio más simple de reducción se efectúa en un pequeño alto horno, usando como fundentes carbonato de calcio y piritas calcinadas, obteniéndose cobre negro como producto. En las grandes refinerías un horno cuyas dimensiones son: 1.10 por 1.70 m. es más que suficiente para el tratamiento de la escoria, teniendo que juntarla durante

varios días para fundirla. El cobre negro resultante se agrega en pequeñas porciones diariamente al horno de anodos.

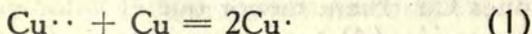
En el presente caso, tomando 1.5% del peso del material tratado, se tendrá por día: $5.430/0.015=81.5$ Kg., que contiene como máximo 32.6 Kgs. de Cu.

Para no hacer el gasto de la construcción de otro horno, dada la pequeña cantidad de Cu que contiene, he pensado juntar la escoria durante seis meses y tratarla precisamente antes de la reparación del horno de anodos, en ese mismo horno. Así, se tendrían que tratar: 81.5 por 72 (días) o sean 5,860 Kgs., un poco más de la carga normal diaria del horno.

PARTE III.

TEORIA DE LA REFINACION ELECTROLITICA DEL COBRE.

La refinación electrolítica del cobre consiste en síntesis, en la solución anódica de cobre impuro en una solución acuosa de CuSO_4 y su depósito catódico en estado puro. Cuando se sumergen en una solución de CuSO_4 electrodos de cobre, tiene lugar la reacción:

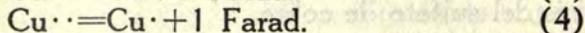
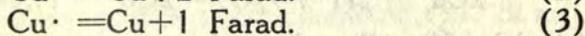
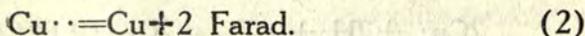


y no habiendo causas que la perturben, continúa hasta obtener un estado de equilibrio en la superficie de contacto del cobre y del electrolito. La constante de equilibrio de esta reacción es

$$K = \frac{(\text{Cu}^{\cdot})^2}{(\text{Cu}^{\cdot\cdot})} = 0.5 \times 10^{-4} \text{ a la temperatura ordinaria. Elevan-}$$

do la temperatura el equilibrio es favorable a la formación de de iones Cu^{\cdot} y por consecuencia K aumenta.

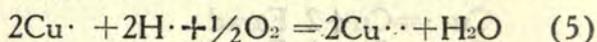
Vamos a considerar el caso particular de un catodo, en el que el equilibrio anterior se ha establecido y persiste mientras pasa la corriente. Tres ecuaciones electroquímicas son posibles:



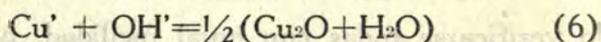
pudiendo verificarse todas con igual facilidad, porque de otra manera la producción o remoción de un ión determinado destruiría el estado de equilibrio. Las magnitudes relativas de estas diferentes reacciones, determinadas con la condición de que el equilibrio persista, dependerán de las concentraciones de los iones que las efectúan. Por lo tanto la reacción (2) predominará, de-

bido a la mayor concentración de iones cúpricos. Si la concentración de iones Cu^{++} se hace variar, aunque sea poco, tendrán lugar iguales variaciones en (3) y (4) para que subsista el equilibrio. Vemos, entonces, que el resultado del paso de dos faradays es la conversión de un equivalente Cu^{++} en cobre metálico, porque la suma de (3) y (4) es igual a (2). El cobre se deposita por lo tanto como un metal divalente de acuerdo con la Ley de Faraday.

Pero si el punto de equilibrio de la reacción (1) no ha sido alcanzado o excedido, el fenómeno se verifica de manera diferente. Tendrá lugar aquella reacción electroquímica, preferentemente, que tienda a restaurar el equilibrio. Así, si fuera posible producir cerca del catodo un exceso de iones Cu^+ sobre la cantidad pedida por la concentración de iones Cu^{++} y la constante K , predominará la reacción (2), depositándose el exceso de iones Cu^+ hasta que se vuelva a obtener el equilibrio. El rendimiento sería mayor que el pedido por la Ley de Faraday, tomando al cobre como un elemento divalente. Si por el contrario, la concentración de iones Cu^+ fuera menor que el valor en su estado de equilibrio, la reacción (4) tendería a restaurarlo. Un rendimiento menor que el teórico resultaría. Este último caso es importante en la teoría y en la práctica de la refinación del cobre. Para un trabajo eficiente, la concentración de iones Cu^+ en el catodo, no debe ser muy baja. Puede disminuir su valor por dos razones: primero, porque la concentración necesaria de iones Cu^+ para que el equilibrio aumente, como resultado de un crecimiento de la constante K , debido a un aumento de temperatura; segundo, los iones Cu^+ pueden ser removidos constantemente por alguna reacción química secundaria. Deben tenerse en cuenta dos reacciones: oxidación por el oxígeno atmosférico,



e hidrólisis del sulfato de cobre,



En un caso se forman iones Cu^{++} y en el otro Cu_2O se precipita.

El efecto de estas condiciones sobre el rendimiento catódico del metal será discutido de acuerdo con las consideraciones anteriores.

(1) La presencia del oxígeno disuelto del aire. Esta debe evitarse porque produce la reacción (5) y un bajo rendimiento, debido a la preferencia dada al proceso electroquímico (4).

(2) Influencia de la temperatura. Una temperatura elevada es desventajosa. Aumenta la velocidad de (5), gastándose iones cuprosos. Favorece el miembro derecho de la ecuación (6). Y finalmente causa un crecimiento en la constante K. Deben producirse electroquímicamente más iones cuprosos para satisfacer las condiciones de equilibrio.

(3) Concentración de iones hidrógeno. Un valor elevado de éstos aumenta la velocidad de (5), de acuerdo con las leyes que gobiernan la velocidad de las reacciones. Por otra parte, un valor bajo permite que tenga lugar la hidrólisis (6), con la consecuente remoción de iones cuprosos como óxido cuproso insoluble. En la práctica se usa un electrolito que contiene ácido libre.

(4) Concentración de iones cúpricos. Esta no debe ser muy elevada, porque según la ecuación $K = \frac{(\text{Cu}\cdot)^2}{(\text{Cu}\cdot\cdot)}$ se necesitaría una concentración elevada de iones cuprosos para cumplir con las condiciones de equilibrio.

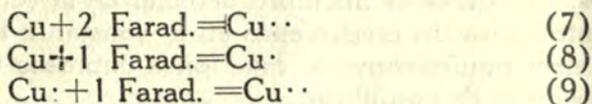
(5) Densidad de corriente. Esta no debe ser muy alta, porque: el cobre se deposita como una masa esponjosa de color oscuro que no se adhiere al catodo, y se desprende hidrógeno debido al agotamiento de los iones cúpricos, además que la disminución de iones hidrógeno puede ocasionar la precipitación del óxido cuproso. Por otra parte no debe ser muy baja, da un tiempo relativamente largo para que tengan lugar las reacciones (5) y (6). Usando una solución de CuSO_4 concentrada y caliente y una densidad de corriente baja, es prácticamente posible que toda la corriente se ocupe en verificar la reacción (4) y nada absolutamente de cobre se deposite. Si el electrolito es suficientemente ácido, los iones cuprosos se oxidan como en (5). Si no hay ácido, tiene lugar la hidrólisis (6) y casi resulta óxido cuproso.

De la discusión anterior se obtiene, que las condiciones mejores para el depósito catódico en la refinación electrolítica del cobre son:

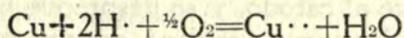
- (1) Ausencia de oxígeno disuelto u de otro agente oxidante.
- (2) Baja temperatura.
- (3) Solución ácida.

- (4) Concentración moderada de iones $\text{Cu}^{..}$.
 (5) Una elevada densidad de corriente, razonable.

En el anodo se tiene un estado similar de condiciones. La misma ecuación de equilibrio que en el catodo (1), tiene lugar. Las reacciones electroquímicas son:



Las influencias químicas perturbadoras son las mismas y la remoción continua resultante de iones cuprosos tiende a ser neutralizada por la reacción (8). El cobre se disuelve, por lo tanto, en cantidad que excede (anódicamente) a la pedida por la Ley de Faraday, suponiendo al metal divalente. Acabamos de ver que se deposita catódicamente en cantidad menor que la que le corresponde de acuerdo con la Ley de Faraday. Combinando estos dos hechos, se deduce que el electrolito debe enriquecerse gradualmente de cobre. Al mismo tiempo se empobrece de ácido, porque se producen en ambos electrodos iones cuprosos que después son oxidados en el baño según la ecuación (5). Wohlwill afirma que el consumo de ácido es debido también a la solución del cobre finamente dividido en presencia del aire,



Debe notarse otro punto interesante. Prácticamente el cobre cuproso está presente al estado de ión complejo CuSO'_4 . Se tienen las ecuaciones de equilibrio:

$$(\text{Cu}^{\cdot})^2 = K(\text{Cu}^{..})$$

y

$$(\text{Cu}^{\cdot}) \cdot (\text{SO}''_4) = K_1(\text{CuSO}'_4),$$

de donde,

$$(\text{CuSO}'_4)^2 = \frac{K}{K_1^2} \cdot (\text{SO}''_4)^2 \cdot (\text{Cu}^{..})$$

como se tiene aproximadamente,

$$\begin{aligned} (\text{SO}''_4) &= (\text{Cu}^{..}), \\ (\text{Cu}_2\text{SO}_4)^2 &= K_2 (\text{CuSO}_4)^3 \end{aligned}$$

Luego vemos que la cantidad para el equilibrio, de la sal cupro-

sa, decrece más rápidamente con la dilución que la sal cúprica. Por consecuencia cuando la solución concentrada de equilibrio, producida en el anodo, se ha difundido un poco en la masa del electrolito, estará sobresaturada con respecto al cobre cuproso y tendrá lugar la reacción $2\text{Cu}^{+} = \text{Cu}^{2+} + \text{Cu}$. Se precipitarán cristales de cobre finamente divididos que después se encontrarán en los lodos. Este fenómeno llega a ser menos notable cuando la densidad de corriente aumenta y se ha sugerido que el grado de sobresaturación es tan grande que la precipitación del cobre tiene lugar cuando la sal cuprosa está todavía en la cercanía inmediata del anodo y el metal prácticamente se redeposita sobre el electrodo, químicamente.

Por otra razón también se desea una densidad de corriente anódica, elevada; hay comparativamente menos tiempo para la oxidación e hidrólisis de los iones cuprosos. Hay un límite, sin embargo, a este aumento, porque cuando la solución de sulfato cúprico llega a ser muy concentrada en las inmediaciones del anodo se cristaliza sobre él, con la formación de una capa sólida mala conductora. Las consideraciones hechas con respecto a los procesos verificados en el anodo, confirman las condiciones ya dichas, acerca de las mejores condiciones de trabajo.

PARTE IV.

EL PROBLEMA ELECTRICO.

Los kilogramos de cobre recuperados por K. W. H. dependen de tres factores: resistencia, densidad de corriente y eficiencia de la misma.

RESISTENCIA.—Considerando un tanque y siguiendo el curso de la corriente desde el polo positivo del tablero, a través del electrolito y su regreso al polo negativo, se encuentran una serie de obstáculos a su paso que se pueden reunir en la tabla siguiente:

Clasificación de las resistencias.

Lugar	Clase	Naturaleza
Conexiones de las Barras	Contacto	Ohmica.
Barras	Conductor	"
Contacto del anodo	Contacto	"
Asa del anodo	Conductor	"
Anodo	Conductor	"
Fenómeno de superficie	Transporte	"
Solución del anodo	Electroquímica	F. E. M.
Lodos	Resistencia	Ohmica.
Electrolito	Conductor	"
Deposición en el catodo	Electroquímica	F. E. M.
Fenómeno de superficie	Transporte	Ohmica.
Catodo	Conductor	"
Anillos del catodo	Conductor	"
Contacto de los anillos	Contacto	"
Varilla	Conductor	"
Contacto de la varilla	Contacto	"
Barras	Conductor	"
Conexiones de las Barras	Contacto	"

Conociendo la resistencia por tanque, hay que multiplicarla por el número de tanques en serie para obtener la resistencia total.

Estas resistencias pueden ser divididas en tres categorías:
1° Las opuestas al paso de la corriente que llega y sale de los electrodos; 2° De los electrodos al electrolito y 3° A través del electrolito.

1°—Las opuestas al al paso de la corriente que llega y regresa de los electrodos son: las presentadas por los conductores metálicos y por los contactos de los mismos. Los conductores metálicos están constituidos por las barras, los anodos, los catodos y las varillas de los catodos. Como la resistencia de un conductor es directamente proporcional a su longitud e inversamente a su sección, mientras que su costo lo es al producto de estas dos magnitudes, hay que hacer las conexiones lo más cortas que sean posibles. En cuanto a la sección, se puede determinar con la siguiente fórmula,

$$S = \frac{r \times l \times I}{e}$$

en la que:

S sección del conductor en cm^2 .

r resistividad del cobre.

l longitud del conductor en cm.

I corriente que va a pasar por el conductor en Amps.

e % razonable de la pérdida total, atribuida a este conductor, en volts.

Este principio se aplica, con excepción de los anillos de los catodos en que se admite una elevada densidad de corriente, a todos los conductores metálicos grandes o pequeños al rededor de los tanques, siempre teniendo en cuenta la rigidez necesaria para soportar el esfuerzo mecánico. Los anodos y catodos se construyen de gran sección, estando comprendidos dentro de un margen de seguridad.

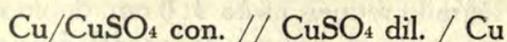
Las experiencias han demostrado, que las resistencias de contacto son de carácter óhmico, pues la caída de voltage aumenta con la corriente. Son debidas en primer lugar al aire adsorbido por las superficies y segundo a la presencia de algún óxido u otra materia extraña. Tanto la presión como la humedad disminuyen esta resistencia. Hay dos clases de contactos; los permanentes y los eventuales. Los permanentes son los que existen entre los cables y las barras y entre las barras entre sí; estas uniones se ator-

nillan fuertemente. Los eventuales se encuentran entre los electrodos y sus soportes, son el origen de la mayor parte de la potencia perdida en el sistema. Esta resistencia se atenúa: disminuyendo su número, aumentando las superficies de contacto y mejorando las condiciones de estas superficies. Se ha disminuído su número variando la forma de construcción de los anodos y de los catodos. Al aumento de superficie ha seguido el aumento de presión, que una ejerce sobre la otra, valiéndose de grapas, clavijas o dando a una de las asas de los electrodos la forma de cuña, para que descansa fuertemente sobre la ranura del otro. Las resistencias de contacto desarrollan considerable calor y cualquier gota de electrolito que caiga sobre las superficies, pronto se convertirá en sulfato de cobre anhídrido, formando una capa que impedirá un buen contacto. Por lo tanto, deben mantenerse estas superficies limpias, lijando cuidadosamente las asas de los anodos, los anillos y varillas de los catodos, antes de ser colocados. Se ha propuesto el uso del mercurio y de amalgamas para obtener una unión perfecta, esta última da buenos resultados pero su costo y el de su aplicación es mayor que el ahorro que se pueda tener. El aceite conserva las superficies pulidas, limpias durante algún tiempo mejorando las condiciones del contacto.

2°—De los electrodos al electrolito. Las resistencias opuestas a la corriente son de tres clases: una fuerza contra-electromotriz, la presentada por la película de gas adsorbida por los electrodos y el efecto de pantalla de los lodos. Trabajando en buenas condiciones su valor no es muy grande, pero puede ser aumentado por la impureza del anodo, por la mala circulación del electrolito, etc..

La fuerza contra-electromotriz es debida a la pila formada por electrodos y baño. Es una pila de concentración doble constituida, por la diferencia en composición del anodo y del catodo, y por otra parte a la distinta concentración del anolito y del catolito. La primera causa es pequeña y no se toma en consideración. La segunda tiene por origen la lenta circulación del electrolito, para evitar la agitación de los lodos y contaminación del catodo, que no favorece la difusión de la capa de electrolito rica en CuSO_4 que desciende del anodo, ni aumenta la concentración

de la capa diluída que asciende sobre el catodo. De esta manera se forma la pila:



cuya fuerza electromotriz tiende a hacer desaparecer estas diferencias de concentración y se opone al voltage aplicado. Su valor llega de 0.01 a 0.02 volts por tanque.

La resistencia óhmica de la película adsorbida de gas en cada electrodo es considerable y en algunos casos llega a ser enorme. Estudiando el gradiente de potencial entre anodo y catodo, se encuentra una caída rápida al salir del anodo, una suave en el electrolito y otra brusca al llegar al catodo. Esta resistencia varía con la temperatura. Los agentes que se añaden al electrolito para mejorar el depósito, aumentan esta resistencia hasta un 40% de su valor.

El efecto de pantalla es debido a una cortina de lodos muy malos conductores formada sobre la cara del anodo. Cuando los anodos están bien refinados el lodo obtenido es muy fino y no coherente, que ofrece muy poca resistencia al paso de la corriente; en caso contrario es grueso y de consistencia aceitosa, que tiene que ser horadado por la corriente, presentando una elevada resistencia y una solución irregular del anodo. En estas condiciones la lectura del voltage terminal del tanque no es constante, oscila abajo y arriba del valor normal, llegando hasta tres veces más grande. La magnitud de esta resistencia se obtiene por resta entre la caída del voltage total y la suma de los valores obtenidos de las otras resistencias. Llega hasta el 10% de la resistencia total del circuito.

3°—La resistencia presentada por el electrolito depende de tres factores: distancia entre anodo y catodo, de la composición del mismo y de su temperatura. Su valor es más de la mitad de la resistencia presentada por el circuito.

La distancia entre los electrodos varía con la edad que se les permita que lleguen y también con el número de cosechas de catodos que se recojan por grupo de anodos puestos en solución. La distancia está también relacionada con la densidad de corriente adoptada, el aumento de ésta trae consigo un espacio mayor.

La distancia tiene que ser mayor en el tratamiento de anodos impuros, dándoles a los lodos un espacio mayor para su sedimentación. Se ha logrado reducir hasta 3.8 cm. debido al mayor control que se tiene sobre el carácter físico del depósito.

El electrolito puede considerarse compuesto de: ácido sulfúrico, sulfato cúprico, impurezas generalmente en la forma de sulfatos, arseniatos, etc., y finalmente de agentes de adición. La conductividad depende principalmente de los iones veloces hidrógeno obtenidos de la disociación del ácido sulfúrico; como debe de esperarse, dentro de ciertos límites, aumentando el ácido libre disminuye notablemente la resistencia del electrolito. Estos límites son impuestos por dos dificultades. Como se tienen en solución una mezcla de sulfatos, la cantidad de iones hidrógeno depende de la concentración relativa de los otros sulfatos, así como la del ácido sulfúrico. El otro límite es debido a que una concentración muy grande de hidrógeno afecta desfavorablemente el fenómeno de superficie, presentado por el electrodo. El resultado de estas dos limitaciones es que por cientos elevados de ácido libre no mejoran los resultados finales, siendo costumbre no pasar del 13%. Por las mismas razones se tiene una cantidad de sulfato de cobre tan pequeña como sea posible en solución, guardando únicamente la necesaria para tener un depósito satisfactorio en el catodo. Las concentraciones usadas están comprendidas entre 2.5 y 3% de cobre. Las pequeñas cantidades de agentes orgánicos de adición tienen poco efecto sobre la conductividad del electrolito, su influencia sobre la resistencia tiene lugar en los electrodos. La temperatura disminuye la resistencia del electrolito y las reacciones en los electrodos son grandemente beneficiadas. Las desventajas de un aumento de temperatura son: el costo de calentamiento, el aumento de humedad en la atmósfera del departamento de tanques y el aumento del por ciento de cobre en el electrolito por disolución química. El electrolito se calienta en unos tanques especiales hasta 57° C. antes de hacerlo circular por los de electrolisis, con un arreglo adecuado no desciende más de 10° C.

Addicks hizo un estudio de esas resistencias y encontró los siguientes resultados:

ANALISIS DE LA RESISTENCIA DE UN TANQUE

Lugar	Ohms/tanque	% del total
Electrolito	0.0000444	55.10
Conductores,		
cables	0.0000024	3.00
barras	0.0000085	10.50
anodos	0.0000002	0.25
varillas del catodo	0.0000010	1.20
catodos	0.0000008	1.00
tiras de conexión	0.0000002	0.25
Contactos:		
del anodo	0.0000026	3.20
de los anillos del catodo	0.0000043	5.30
de la varilla del catodo	0.0000044	5.50
Fuerza contra-electromotriz	0.0000040	5.00
Lodos, etc., por diferencia	0.0000078	9.70
Total	0.0000806	100.00

DENSIDAD DE CORRIENTE.—Puede definirse como la intensidad por unidad de superficie de electrodo. Su valor se deduce de las siguientes consideraciones:

Si es alta, la electrolisis se efectúa con mayor rapidez, economizándose espacio e intereses sobre el metal que se encuentra en proceso. Es favorable a la electrólisis debido a que se requiere menor concentración de iones cúpricos en el catodo y por consecuencia también de iones cuprosos; hay menos tiempo para la oxidación de iones cuprosos a cúpricos y se obtiene un lodo con menor por ciento de cobre. Finalmente, disminuye la cantidad de vapor necesario para el mantenimiento del electrolito a la temperatura deseada. Por otra parte, una densidad de corriente elevada puede ser la causa del desprendimiento de hidrógeno y de la producción de cobre esponjoso y de óxido cuproso en el catodo, también del depósito de impurezas como Bi, Sb y As. Otra desventaja es la irregularidad de su carácter físico que puede ocasionar corto-circuitos, teniendo que aumentarse los gastos de inspección o disminuir la vida de los catodos. Cuando se tratan anodos muy impuros una densidad de corriente elevada puede causar la solución de impurezas, que de otra manera se encontrarían en los lodos. También puede ser motivo de que se cristalice el sulfato de cobre en los anodos; como la circulación del electrolito tiene que ser más rápida, trae consigo una agitación mayor de los lodos. Se pueden perder parte de la plata

y del oro, debido a su englobamiento en el catodo. Aumenta la caída del voltage por tanque y por consecuencia la energía por unidad de peso de cobre refinado, siendo este último aumento casi proporcional a la densidad de corriente.

En Europa se usan densidades muy bajas, 1.5 Amps/dm². en Estados Unidos son mayores de 2 a 3.7 Amps./dm². Estas densidades de corriente son posibles debido al tratamiento de anodos más puros, a la distancia más pequeña entre los electrodos, al aumento de temperatura del electrolito, a su más eficiente circulación y a uso de agentes de adición para evitar las asperezas del depósito catódico. Se ha tenido que disminuir la vida del catodo, retirándolos a la mitad o tercera parte del tiempo que dura la solución del anodo. En las plantas Americanas los catodos permanecen de 10 a 14 días y los anodos de 28 a 30.

EFICIENCIA DE LA CORRIENTE.—Teóricamente se requieren 96,500 coulombs para separar un equivalente gramo de una substancia que se encuentra en solución; prácticamente siempre es necesario una cantidad mayor; ésto es debido a las causas siguientes: separación de más de una substancia en los electrodos y no tomada en cuenta; pérdida mecánica de alguno de los productos de la electrólisis; a reacciones secundarias en los electrodos; y a filtraciones de corriente y corto-circuitos. La eficiencia de corriente puede definirse como la relación entre la cantidad teórica y la gastada, en la separación de una cantidad determinada de substancia. Para su estudio se puede clasificar en tres partes: pérdidas de corriente, reacciones y mermas catódicas.

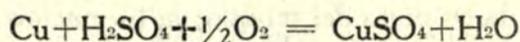
Las pérdidas de corriente pueden ser ocasionadas por fugas a la tierra, a través del electrolito y entre los electrodos. Las fugas a la tierra pueden determinarse con un voltmetro de gran resistencia, conectado entre uno de los terminales del circuito y la tierra, aplicando la Ley de Ohm. La corriente que pasa a través del voltmetro se obtiene dividiendo la lectura obtenida por su propia resistencia; la resistencia total, dividiendo el voltage de la línea por esta corriente; y la resistencia del aislamiento, restando a la total la resistencia propia del voltmetro. Este caso tiene poca importancia cuando los tanques descansan sobre placas de vidrio. La manera de determinar las pérdidas de corriente en el electrolito en circulación, debidas a circuitos en derivación que se puedan formar, consiste en colocar en varios lugares del circuito am-

perómetros bien calibrados y comparar sus lecturas, las que deben ser idénticas cuando no existen esta clase de pérdidas ni la anterior. Se puede encontrar que los tanques terminales del circuito reciben de 3 a 4% menos corriente de la marcada en el tablero. Para evitar esta clase de pérdidas se hace que los tubos de descarga del electrolito, permitan su escurrimiento a algunos centímetros de altura del conducto general que los lleva para su regeneración o calentamiento, también evitando hasta donde sea posible sus fugas mediante una buena cubierta interior de plomo en los tanques. El contacto del anodo y del catodo es el origen más común de una baja eficiencia. Puede tener por causas: que los electrodos no se encuentren a su debida distancia; el ensortijamiento de las hojas delgadas que sirven al principio de catodos; la caída de deshechos anódicos; la omisión de aislamientos para los electrodos; desalojamiento de algún electrodo, de modo que toque la cubierta del tanque; la formación de protuberancias en el depósito catódico; la acumulación de una cantidad excesiva de lodos en el fondo del tanque; por el contacto hecho por alguna herramienta dejada por descuido sobre los electrodos. Con excepción de las protuberancias y el deshecho de anodos, todas estas causas pueden ser disminuídas mediante una buena inspección. Las protuberancias implican un mejor control del depósito catódico, por la elección de una vida conveniente para el catodo adecuada para la densidad de corriente usada, por una eficiente circulación del electrolito y por el uso de agentes de adición. La caída de deshechos anódicos resulta de la refinación incompleta del cobre blister en el horno de anodos, y todos los inconvenientes que trae consigo, pueden evitarse mediante un tratamiento mejor en dicho horno.

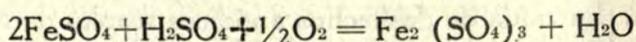
Las reacciones pueden ser ocasionadas por el depósito de impurezas, por desprendimiento de gases y por la valencia. La corriente gastada por el depósito de impurezas es indudablemente muy pequeña, como lo demuestra la pureza del catodo y todavía hay la duda de que dichas impurezas sean debidas a la acción electrolítica o a englobamientos. El cobre de los catodos es rara vez mayor del 99.95%, las impurezas metálicas pueden llegar al 0.02% y parte de la diferencia es electrolito; el resto para 100 es probable que sea hidrógeno ocluído o en la forma de hidruro, la evolución de este gas, aunque sea en pequeñas cantidades, im-

plica un fuerte gasto de corriente debido a su bajo equivalente electroquímico. Las medidas de la eficiencia están basadas en la doble valencia del cobre, como ya se dijo en la parte correspondiente de la teoría, los iones cúpricos son reducidos por el cobre a cuprosos y si por algún motivo predominan éstos sobre su valor asignado por la constante de equilibrio, habrá deposición de estos iones, obteniéndose entonces un valor mayor de 100% para la eficiencia.

Las pérdidas catódicas pueden atribuirse a tres causas: sulfatamiento, sales férricas y pérdidas mecánicas. Una cantidad de cobre depositado es redissuelto por el electrolito, aunque el cobre no sea atacado por el ácido sulfúrico diluido, el oxígeno disuelto en el electrolito ayuda a su ataque lento, como lo expresa la siguiente ecuación:



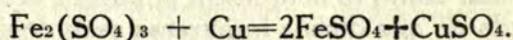
Esta reacción se verifica con más facilidad en las cercanías de la superficie libre del electrolito, teniéndose que pintar los anillos del catodo para evitar que sean cortados. Este es uno de los motivos del crecimiento de la concentración del cobre en el electrolito.—El Fe que pueden contener los anodos es convertido por el ácido sulfúrico del electrolito en sulfato ferroso, que cuando se acumula hay una tendencia para su oxidación en el anodo



esta sal férrica se reduce luego eléctricamente en el catodo,



o químicamente en los anodos y catodos,



En cualquiera de estos dos casos hay una desviación de la corriente, del trabajo que debía efectuar, por consiguiente una pérdida de la eficiencia. Hay siempre una pequeña pérdida en el catodo debido a las concreciones que caen de los lodos, principalmente

durante el trabajo de inspección a los tanques. Aunque este metal puede recuperarse después, está tan contaminado que no debe considerarse como producto electrolítico.

Para obtener una buena eficiencia es necesario tener un gran cuidado sobre los tanques de electrolisis, aumentando fuertemente los gastos de inspección. Trabajando en las condiciones óptimas se ha llegado en esta industria a una eficiencia del 99%; en las plantas de Estados Unidos varía del 90 al 92%; menos de esta cantidad debe considerarse inaceptable.

PART E

DEPARTAMENTO DE TANQUES

En el presente artículo se describe el método de inspección de los tanques de electrolisis y los efectos de los gases producidos durante el proceso. Se describen los métodos de inspección de los tanques de electrolisis y los efectos de los gases producidos durante el proceso. Se describen los métodos de inspección de los tanques de electrolisis y los efectos de los gases producidos durante el proceso.

El presente artículo describe el método de inspección de los tanques de electrolisis y los efectos de los gases producidos durante el proceso. Se describen los métodos de inspección de los tanques de electrolisis y los efectos de los gases producidos durante el proceso.

P A R T E V .

DEPARTAMENTO DE TANQUES.

En el sistema múltiple o de Elkington, los anodos de un alto grado de pureza y los catodos de cobre puro están conectados en paralelo; suspendidos en cruz de un tanque rectangular, que está lleno con una solución de sulfato de cobre que contiene ácido sulfúrico. Los tanques entre sí son conectados en serie. Una corriente de intensidad debida pasa, de los anodos, a través del electrolito, a los catodos; disolviendo el cobre de los anodos y depositándolo sobre los catodos; las impurezas insolubles se recogen sobre el fondo del tanque, formando un residuo llamado lodo anódico. Los catodos se funden en un horno de reverbero, se endurecen y moldean en formas adecuadas. El lodo anódico que puede contener cobre, metales preciosos e impurezas no solubles, es tratado para la recuperación de los dos primeros. La parte de los anodos que no ha sido corroída, se regresa al horno de anodos.

ELECTROLITO.—La composición del electrolito empleado varía dentro de cortos límites: $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ de 12 a 16% (que corresponde 3 a 4% de Cu) y H_2SO_4 libre del 10 al 16%; las cantidades usadas comunmente son: Cu 3% y H_2SO_4 libre 12%.

El cobre nunca se deja que llegue a menos del 2.5%, por el peligro que se deposite el arsénico; con más del 13% de H_2SO_4 libre, el baño se descompone electrolíticamente y la polarización hace perder la ventaja del aumento de conductividad. La tabla si-

guiente da los análisis de la composición media de los electrolitos usados en tres grandes refinerías Americanas, hechos por Burns, Aldrich y Alexander, con las impurezas que son tolerables.

ANALISIS DEL ELECTROLITO

Elemento o compuesto.	Great Falls, Mont.	Perth Amboy N. J.	Maurer N. J.
Cu	3.280	3.910	3.100
As	0.500	1.030	1.000
Sb	0.041	0.030	0.030
Ni	0.377	0.380	—
Co	0.016	—	—
Bi	0.021	—	—
Fe	0.600	0.096	0.250
Pb	huellas	—	—
Zn	0.418	—	—
Sulfato de calcio	—	0.130	—
Sulfato de sodio	—	1.260	—
Acido sulfúrico libre	13.030	12.850	12.000
Cl	0.004	—	0.003
Peso específico	1.220	1.255	1.200

Durante la electrolisis la composición del baño está cambiando continuamente. Se empobrece de cobre debido a que los metales más electropositivos Zn, Fe, Ni, Co y Mn, al ser puestos en solución, reemplazan cantidades equivalentes de Cu; se enriquece de Cu por la acción química del ácido sulfúrico libre y por el efecto disolvente de éste sobre el Cu. Con anodos de gran pureza el enriquecimiento es mayor que el empobrecimiento, de aquí la necesidad de remover a intervalos algo de Cu, ya sea por su deposición al estado metálico o en forma de sulfato de cobre por cristalización. El contenido de ácido sulfúrico libre en el electrolito siempre disminuye debido a la separación de impurezas como sulfatos básicos o neutros y la acción química sobre el Cu y el óxido cuproso. El ácido tiene por lo tanto que ser añadido periódicamente.

Para una temperatura determinada, la conductividad de una solución de ácido sulfúrico y sulfato de cobre, aumenta dentro de ciertos límites con la cantidad de estas sustancias presentes; pero añadiendo ácido sulfúrico a una solución de sulfato de cobre, su poder disolvente para la sal disminuye, así como su diso-

ciación o lo que es lo mismo la conductividad del electrolito. Análogamente la disociación del ácido sulfúrico disminuye por la presencia del sulfato de cobre. La tabla siguiente da los resultados experimentales de Richardson y Taylor sobre las conductividades de las mezclas de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ y H_2SO_4 en mohs por centímetro cúbico.

TEMPERATURA DE 25° C.

Gramos de ácido sulfúrico en 100 cc.	0	5	10	15	20
Grs. de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ en 100 cc.					
0	—	0.208	0.410	0.565	0.683
5	0.9530	0.204	0.388	0.531	0.646
10	0.0221	0.195	0.350	0.500	0.600
15	0.0343	0.189	0.338	0.458	0.558
20	0.0423	0.182	0.319	0.433	—

TEMPERATURA DE 45° C.

Gramos de ácido sulfúrico en 100 cc.	0	5	10	15	20
Grs. de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ en 100 cc.					
0	—	0.246	0.492	0.683	0.839
5	0.0205	0.242	0.461	0.643	0.791
10	0.0294	0.222	0.422	0.606	0.738
15	0.0468	0.217	0.381	0.545	0.690
20	0.0574	0.212	0.378	0.521	0.643

TEMPERATURA.—La temperatura del baño varía de 40 a 60° C. Mientras más caliente esté el baño, menor es su resistencia y más liso el depósito catódico, pero también mayor es la acción química del ácido. La energía eléctrica eleva la temperatura del baño hasta cerca de 34° C; para obtener una temperatura mayor es necesario calentar el electrolito en unos tanques especiales ya sea directamente o por medio de unos serpentines de vapor. A 60° C. la evaporación en 24 horas, por tanque, es de 1 Kg. de agua por decímetro cuadrado de superficie expuesta. La caída de temperatura del electrolito, al circular por el método

de cascada, es de 5 a 10° C. Tapar los tanques para disminuir la radiación y evaporación es hasta ahora impracticable.

CIRCULACION DEL ELECTROLITO.—Una circulación continúa es esencial para corregir las diferencias en composición del electrolito producidas durante el proceso. En las cercanías de los anodos el electrolito es más denso que en los alrededores de los catodos; la solución más pesada se hunde y la ligera se eleva, formándose diferentes capas en el líquido. La corriente al pasar principalmente por la solución más densa, da origen a una corrosión desigual del anodo y a una deposición irregular sobre el catodo. Entre mayor sea la densidad de corriente y la temperatura más elevada, esta circulación debe ser más rápida. Según Burns, con una densidad de corriente de 3.5 Amps/dm², el electrolito debe ser cambiado totalmente cada tres horas; con 1.6 Amps. cada cuatro horas y con 1.1 Amps, cada 5 o 6 horas. Es importante que el flujo sea suficientemente lento para permitir que el residuo anódico se asiente y su trayectoria debe tener una dirección que deje a este residuo sin perturbar. La rapidez de la circulación es también regida por las impurezas y por la cantidad de metales preciosos presentes en el anodo. Así, entre más alto sea el contenido de arsénico más rápida tiene que ser esta circulación si se quiere evitar su deposición; por otra parte, mientras mayor sea el contenido de metales preciosos, más lenta tiene que ser para evitar la agitación de las grandes cantidades de lodo que se depositan sobre el fondo del tanque.

El método más usado para hacer circular el electrolito es el llamado de cascada. Consiste en colocar los tanques sobre terrazas, elevadas una de otra de 5 a 6 cm, haciendo derramar el electrolito de los tanques superiores a los inmediatos inferiores y así sucesivamente. El electrolito se eleva por medio de una bomba de un pozo a un tanque situado en una parte elevada de donde es distribuido a los tanques de electrolisis; un volumen determinado se retira continuamente para su purificación. Los tanques tienen una división en la terminal de descarga que llega hasta una altura de 10 a 20 cm. del fondo, para dejar un espacio conveniente para el depósito del lodo anódico. El electrolito llega por la parte superior de una extremidad del tanque y sale cerca del fondo de la otra; tiene así que pasar diagonalmente a través del tanque, manteniéndose una densidad uniforme. Cual-

quiera que sea la forma que se adopte para la circulación, los tubos de descarga del electrolito no deben tocar el recipiente a donde va a ser vaciado. Para la elevación del electrolito se usan bombas con interior a prueba de ácido o aire comprimido.

ANODOS.—El anodo debe ser de una calidad tal que sea igualmente corroído y no afecte el depósito catódico. Una corrosión uniforme sólo es posible si la cantidad de impurezas presentes es pequeña y si el "punto" dado al cobre en el horno es correcto. La tabla siguiente da análisis hechos por Addicks y Burns sobre anodos usados en diferentes refinerías.

ANÁLISIS DE ANODOS

	Great Falls, Mont.	Raritan, en Perth Amboy N. J.	Promedio en Estados Uni- dos	Kosaka Japón.
Cu	99.130	98.980 a 99.570	99.250	99.030
Ag, en onzas	39.980	90.000 a 75.000	Incluido en	42.190
Au, en onzas	0.230	1.250 a 0.600	el cobre	0.450
As	0.118	0.196 a 0.048	0.050	0.044
Sb	0.053	0.017 a 0.018	0.050	0.065
Bi	0.004	0.014 a 0.005	0.010	0.049
Fe	0.011	0.047 a 0.019	0.010	0.004
Ni	0.042	0.093 a 0.021	0.080	—
Co	0.002	—	—	—
S	0.261	0.177 a —	0.003	0.009
Se	0.009	0.006 a 0.011	0.030	—
Te	0.017	0.014 a 0.013	0.030	—
Si	—	—	0.050	—
Pb	0.006	0.140 a 0.013	0.020	0.109
Zn	0.003	—	0.010	0.001

El tamaño de los anodos es fijado por su manejo. Al principio eran pequeños, 75×60 y 2.5 cm. de grueso, pesaban cerca de 100 Kg. Actualmente son de tamaño mayor, pesando cerca de 300 Kg.. Los anodos de un tanque se elevan y bajan por medio de una grúa eléctrica, que es sostenida y corre por vías elevadas. El ancho del anodo está limitado en parte por la tendencia que tiene el catodo a encarrujarse, antes de que engruese lo suficiente para llegar a ser rígido. Por esto se acostumbra retirar un catodo recién puesto a los 2 días, para enderezarlo y ha-

cer la distancia entre los electrodos uniforme, colocándolo después en su sitio. La longitud puede ser influenciada por el por ciento de metales preciosos presentes, porque la extremidad inferior del catodo puede llegar a ser más rica en Ag que la superior, debido a su contaminación con el lodo que está cayendo. Los anodos que contienen muchos metales preciosos se hacen más cortos que aquellos que contienen pocos.

Para fijar el grueso se tiene en cuenta la cantidad de metales preciosos, así como el costo de su manejo. Un anodo grueso dura bastante tiempo para su corrosión, pero requiere menos gastos para su manejo; un anodo delgado da un gran por ciento de deshecho que tiene que ser vuelto a fundir, debido a la gran proporción que representan en peso las asas de los anodos.

La manera de suspensión, así como la forma de la parte superior del anodo, es muy variable. Ordinariamente, se moldea con una proyección o brazo en ambos lados, por medio de los cuales descansa en las barras conductoras. Otros métodos de suspensión se usan para disminuir la cantidad de deshecho que debe ser regresado al horno, pero se ha encontrado en todos los casos que el costo de una nueva fusión es menor que el costo adicional del nuevo diseño; todas las refinerías usan anodos con asas en la actualidad, variando sólo en pequeños detalles de forma y grueso.

De acuerdo con la serie electroquímica, los metales más electropositivos que el cobre deben ser puestos en solución antes que él; pero con un anodo que tenga el 98 o más por ciento de Cu, solamente hay una tendencia para que esto se verifique. En la superficie del anodo el metal más positivo será disuelto primero, pero el cobre le seguirá inmediatamente. El anodo no se corroe igualmente debido a que las impurezas más positivas y el óxido cuproso no están igualmente distribuídos, aquellas partes que se hayan enfriado primero son de una consistencia más dura; la corrosión forma pequeños hoyos o agujeros y el ácido también obra químicamente especialmente en el contacto, del cobre, del electrolito y del aire. El resultado es que el anodo llega a quedar como un panal y esponjoso si era muy impuro. Las partículas de cobre se caen y se recogen con el lodo anódico. Entre más puro es el anodo más uniforme es la corrosión. Como ya

se dijo anteriormente los anodos son removidos cada 3 o 4 semanas, antes de que lleguen a ser muy delgados y se desprenda un pedazo, perjudicando el fondo u ocasionando un corto-circuito. El peso del deshecho anódico, varía del 10 al 15% del original, se lava y cepilla con agua caliente en unos tanques para quitarles el lodo y se regresan para su fusión al horno de anodos.

CATODOS.—El catodo es una lámina de cobre, delgada, que ha sido depositada sobre otra en tanques especiales o en los de liberación; es de un espesor de 1 a 6 mm. Para evitar que el cobre se adhiera a la lámina, ésta se engrasa y salpica con grafito o se pinta con aceite mineral. Algunas veces los bordes de la lámina sobre la que se va a depositar el cobre, se cubre con una faja de asfalto de 2.5 cm. de ancho, sobre la que no se deposita el cobre y facilitar de este modo el despegue. La cubierta de asfalto se obtiene aplicándola con una brocha o sumergiendo la lámina en el recipiente que la contiene.

Para dar a estas hojas la resistencia necesaria a la tensión, para soportar el peso del cobre que se va a depositar, es necesario que la deposición, cuando su manufactura, se haga lentamente y con una densidad de corriente menor que en los tanques de corrosión. Esto se lleva a cabo, dividiendo la corriente o aumentando la resistencia del electrolito; se aumenta la resistencia, disminuyendo el contenido de cobre, de ácido y agregando más gelatina al baño. La eficiencia de la corriente es de 85%. Se requiere un tanque de manufactura de catodos por cada 6 o 10 tanques de electrolisis, tardándose generalmente un día para hacer uno. El catodo se hace más grande y más ancho que el anodo, para evitar o por lo menos disminuir la formación de protuberancias. La distancia que hay entre el catodo y el fondo del tanque es de 10 a 15 cm., con el fin de dejar espacio suficiente para la acumulación del lodo anódico y el paso del electrolito; es cerca de 5 cm. más angosto que el tanque, dejando a ambos lados un espacio de 2.5 cm. para el electrolito.

La forma de la parte superior del catodo depende de la manera como va a ser suspendido de la varilla. Esta es siempre de cobre, de 1 cm. de diámetro, aplastada en sus extremidades para presentar mayor superficie de contacto. Se usan anillos del mismo metal, sujetos fuertemente con máquina, para suspender

el catodo. Cualquiera que sea la forma de suspensión, debe tenerse cuidado antes de colocarse que las hojas catódicas sean rectas.

Los catodos de un tanque son removidos juntos, ya sea a mano o con máquinas, después de siete a catorce días; se lavan con agua caliente y se llevan al horno de refinación, en donde son fundidos, refinados y moldeados. Este cobre así obtenido presenta una conductividad eléctrica menor, de 1 a 1.5%, en comparación con el cobre catódico. Esto se debe, al electrolito ocluido y al lodo anódico, que no hacen prácticamente ningún daño cuando se encuentran en el catodo, pero que son reducidos durante la fusión y contaminan al cobre.

La pureza del cobre catódico depende, de la del anodo, de la lentitud de la deposición, de la constancia de la corriente, de la composición, claridad, temperatura y circulación del electrolito, por último del cuidado que se tenga para evitar que las impurezas anódicas lleguen a ser englobadas por el catodo. Con una densidad de corriente baja, la superficie es cristalina, sólida, sin picaduras, vejigas, rayaduras, etc. Con la densidad de corriente generalmente usada, que es un poco alta, el depósito al principio es liso y pronto llega a ser áspero, con protuberancias especialmente cerca de los bordes, requiriéndose una atención diaria o la adición de una pequeña cantidad de cola al electrolito; con este agente la superficie es lisa, mientras que el contenido de cobre el electrolito no sea reducido a menos del 2.5%. Esta última operación se efectúa a expensas del voltage, que aumenta probablemente debido al crecimiento de la resistencia de transporte.

TANQUES DE ELECTROLISIS.—Se construyen generalmente de madera, con paredes de 7 cm. de espesor, ensambladas ya sea a rebajo, por lengua y ranura o por medio de grapas; las paredes grandes exteriores están sujetas entre sí por medio de varillas de fierro que las pasan de parte a parte. Algunas veces el interior está cubierto con hule, asfalto o alguna pintura impermeable; pero para evitar la absorción del electrolito por la madera, se cubre el interior con lámina de plomo antimoniado.

En las plantas de Estados Unidos se usa generalmente el sistema Walker, para la construcción y conexión de los tanques. Como ejemplo, describiré los que tiene la Planta Electrolítica

Raritan, en Perth Amboy, N. J.

Son construídos de madera, los tablonces interiores son de 4.5 cm. y los exteriores de 7.6 cm., ensamblados con encaje de barbilla y farda. En un block, dos tanques adyacentes están separados por un espacio de 4.5 cm. con agujeros para la ventilación; tres varillas de fierro pasan por este espacio y sostienen fuertemente los tablonces exteriores. Las paredes laterales no llegan hasta la parte superior del tanque, sino que ensamblan en un casquete de 23 cm. de alto por 13 cm. de ancho; sobre este casquete está colocada una tabla de madera de arce de 20 cm. de ancho y 3.75 cm. de espesor, la cual soporta una barra triangular de 2.8 cm. de base y ésta a su vez los electrodos. Los tanques descansan sobre soleras longitudinales de 20 por 20 cm. y las soleras sobre placas de vidrio, 35.5 por 35.5 y 2.54 cm. de espesor, con lo que aquellos quedan perfectamente aislados. El conjunto es sostenido por columnas de concreto de 30 por 30 cm. En el sistema Walker el anodo y el catodo del tanque siguiente, descansan sobre una misma barra conductora. Hay un procedimiento patentado por Whitehead en el cual el número de contactos es reducido al mínimo, haciendo que las varillas de los catodos descansen directamente sobre las asas de los anodos del tanque siguiente.

La longitud de un tanque depende del número de electrodos que va a contener y del espacio que va a haber entre ellos. En Estados Unidos son de tres y medios metros de largo y contienen de 22 a 28 anodos. El ancho y la profundidad varían con el tamaño del electrodo, construyéndose hasta de 90 por 90 cm.

En todas las plantas modernas los tanques descansan sobre columnas de concreto de 2.70 metros de altura, para dejar lugar para la ventilación y el descubrimiento de fugas del electrolito. El piso del Departamento de Tanques debe hacerse de material resistente a los ácidos y las uniones rellenas con alquitrán; se le da una ligera inclinación.

CALCULO DE LA ENERGIA ELECTRICA.—Para que el manejo de los anodos se efectúe cómodamente a mano, he pensado que su peso no debe ser mayor de 60 Kg. Tomando la densidad del cobre anódico igual a 8.8, una relación de lo ancho a lo lar-

go de 2/3 y otra igual para los gruesos: inferior y superior; se tendrán las siguientes dimensiones :

grueso inferior	2.3 cm.
grueso superior	3.4 „
ancho	40.0 „
largo	60.0 „
superficie de las dos caras	48.0 dm ² .

Con una densidad de corriente de 2 Amps/dm², se necesitarán 96 Amps. por anodo. Para encontrar la vida del anodo hay que tener presente que el 12% de su peso no se va a disolver, sino que se regresa para su fusión al horno respectivo, luego el cobre útil será: $60 - 60 \times 0.12 = 52.8$ Kg. Teóricamente 1 Amp-hora deposita 1.19 grs. de Cu, trabajando con una eficiencia de 0.9 esa corriente depositará $1.19 \times 0.9 = 1.07$ grs. de Cu y con 96 Amps-hora $1.07 \times 96 = 102.72$ grs. Para disolver 52,800 grs., se requieren $52,800 / 102.72 = 514$ horas o sean 21 días 10 horas.

Para obtener 600 Tons. anuales, se necesita una producción diaria de 1,667 Kg.; de un anodo se obtiene por día $102.72 \times 24 = 2,465$ grs. y para 1,667,000 grs. $1,667,000 / 2,465 =$ aproximadamente 675 anodos.

Cada cuba o tanque va a contener 25 anodos, luego habrá necesidad de $675 / 25 = 27$ cubas.

Las cubas estando conectadas de acuerdo con el sistema múltiple, la corriente necesaria será: $96 \times 25 = 2,400$ Amps.

La caída de voltaje por tanque puede tomarse de 0.3 volts; la caída total será de $0.3 \times 27 = 8.1$ volts.

La potencia del generador $8.1 \times 2,400 = 19.44$ KW.

La energía por día $19.44 \times 24 = 466.56$ K. W. H.

DATOS GENERALES DEL DEPARTAMENTO DE TANQUES.

Electrolito:	
Por ciento de Cu	3.5
Por ciento de ácido sulfúrico	12.0
Temperatura en °C.	55.0
Descenso de temperatura en °C.	5.0
Aparato de circulación	Bomba Antisell
Circulación en lt./min.	3.3
Corriente:	
Densidad en el anodo	2.00 Amps/dm ²
Densidad en el catodo	1.85 " "
Corriente usada	2,400.00 Amps.
Caída de voltage por tanque	0.30 Volts
Caída de voltage total	8.10 " "
Gasto de energía por día	466.56 K.W.H.
Potencia	19.44 KW.
Anodos:	
Por ciento de Cu	99.0
Dimensiones:	
ancho en cm.	40.0
largo en cm.	60.0
grueso superior en cm.	3.4
grueso inferior en cm.	2.3
Por ciento de desecho	12.0
Peso en Kg.	60.0
Modo de suspensión	asas
Vida	21 días, 10 horas.
Catodos:	
Dimensiones:	
ancho en cm.	42.0
largo en cm.	62.0
grueso en cm.	0.1
Modo de suspensión	anillos de Cu
Peso en Kg.	2.295
Vida	10 días, 17 horas.
Peso al ser retirados en Kg.	28.7
Manipulación de los electrodos	a mano

Tanques:

Dimensiones:

ancho en cm.	59.6
largo en cm.	318.2
profundidad en cm.	77.8
Número de anodos y catodos	25 y 26.
Conexión eléctrica	Walker
Sección de las barras en cm.	53.24
Densidad de corriente en las barras	45.00 Amps/dm ²
Distancia entre anodo y catodo en cm.	3.8

Lodo anódico:

Por ciento del peso del anodo	1.0
Por ciento de Cu	12.0
Remoción en días	21

Las dimensiones de los tanques fueron calculadas como sigue:

Longitud:

25 anodos a 3.4 cm. c/u.	85.0 cm.	
26 catodos a 0.1 cm. c/u.	2.6 "	
50 espacios a 3.8 cm. c/u.	190.0 "	
2 dep. de llegada y salida del electrolito a 2 cm. c/u.	4.0 "	
2 espacios de los catodos a las paredes a 3.5 cm. c/u.	7.0 "	
Longitud interior		288.6 cm.
2 láminas de Pb a 0.3 cm. c/u.	0.6 "	
2 tablonces interiores a 4.5 cm. c/u.	9.0 "	
2 salientes de los tablonces exterior- es a 10 cm. c/u.	20.0 "	
Suma		29.6 cm.
Longitud total	318.2 cm.	

Ancho:

ancho de un catodo en cm.	42.0 cm.
2 espacios de un catodo a las pa- redes a 2.5 cm. c/u.	5.0 "
Ancho interior	47.0 cm.
2 láminas de Pb a 0.3 cm. c/u.	0.6 "

2 tablonces exteriores a 6 cm. c/u.	12.0	„	
Suma			12.6 cm.
Ancho total 59.6 cm.			

Profundidad:

largo de un catodo	62.0	cm.	
espacio dejado en la parte sup.	1.0	„	
esp. dejado abajo del catodo.	10.0	„	
Profundidad interior			73.0 cm.
1 lámina de Pb de 0.3 cm.	0.3	„	
1 tablón de 4.5 cm. de grueso	4.5	„	
Suma			4.8 cm.
Profundidad total 77.8 cm.			

DIMENSIONES DEL TANQUE DE DISTRIBUCION DEL ELECTROLITO.—Capacidad: un tanque; forma cilíndrica; diámetro igual a altura; madera barnizada en su interior con chapote, de 2.5 cm. de espesor.

Diámetro total	105	cm.
Altura total	110	„

DIMENSIONES DEL TANQUE DE CALENTAMIENTO.—Capacidad; 2,144 lts.; forma cilíndrica; diámetro igual a altura; madera barnizada en su interior con chapote, de 3.17 cm. de espesor.

Diámetro total	146	cm.
Altura total	160	„

ELECTROLITO EN EL DEPARTAMENTO DE TANQUES.—Calculado en dos secciones:

1°—Electrolito en los 27 tanques.

El volumen aparente de un tanque es de 972 lts.; a esta cantidad hay que restarle el correspondiente a los electrodos, que es como sigue: anodos 171 lts., catodos 6.76 lts. que hacen un total de 177.76 lts.

Electrolito por tanque 794.2 lts.

Electrolito en 27 tanques 21,444 lts.

2°—Electrolito en las tuberías, 1%, 214 lts.

Electrolito calentándose, 10%, 2,144 lts.

Electrolito en los recipientes elevados, un tanque, o sean 794 lts.

Electrolito en tuberías y tanques 3,152 lts.

Electrolito en el Departamento de Tanques 24,596 lts.

Para su manufactura se requieren:

Peso molecular del $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, 249.7.

Peso molecular del H_2SO_4 , 98.

Por litro de electrolito se necesitan a las concentraciones especificadas: 137.4 grs. de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ y 117.6 grs. de H_2SO_4 .

3,380 Kg. de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$.

2,893 Kg. de H_2SO_4 .

PESO DEL Cu DE ANODOS Y CATODOS EN LOS TANQUES

675 anodos a 60 Kg. c/u., 40,500 Kg.

702 catodos a 2,295 Kg. c/u., 1,611 Kg.

702 varillas de los catodos a 0.407 Kg., c/u., 286 Kg.

Total 42,397 Kg.

CIRCULACION DEL ELECTROLITO.—Para que un tanque se vacíe completamente en 4 horas, se necesita que lo haga a razón de 3.3 lts./min. Arreglados en 13 series de a 2 tanques cada una y un tanque independiente, se requerirán para el Departamento de Tanques 46.2 lts./min. correspondiendo a 2,772 lts./hora. A esta cantidad hay que agregarle la que proviene del Departamento de Purificación, tratada más adelante, que es como sigue: una serie de 2 tanques a 3.3 lts./min. y otra también de 2, a 3.02 lts./min.; que hacen un total de 6.32 lts./min. o sean 379 por hora. Entonces la bomba de elevación tiene que ser calculada para un gasto de 52.52./min.

EVAPORACION DE LOS TANQUES.—Esta puede tomarse igual a 1 Kg. de agua por decímetro cuadrado de superficie expuesta en 24 horas. La superficie libre expuesta de un tanque es de 95 dm^2 y el agua evaporada por día de 95 Kg.; por hora será de 4 Kg. Entonces el agua evaporada en los 27 tanques es 108 Kg. por hora.

CALENTAMIENTO DEL ELECTROLITO.—En el transcurso de una hora hay que suministrar 108 Kg. de agua para

compensar la evaporación. Si para calentar el electrolito se emplea vapor de escape, que ceda directamente su calor de vaporización y su calor sensible, de modo que mantenga el tanque de calentamiento a una temperatura de 57 °C.; 108 Kg. de vapor con las siguientes características; temperatura 93 °C.; calor de vaporización 543 Cal./Kg.; calor específico del agua igual a 1; proporcionarán 62,532 Cal./hora. Cantidad suficiente para calentar los 3,151 litros de electrolito que llegan cada hora procedentes de los tanques, de 50 a 57 °C y compensar ampliamente las pérdidas por radiación, conducción y convección del tanque de calentamiento con sus 2,144 lts.

BOMBA DE CIRCULACION DEL ELECTROLITO.—La altura a la que tiene que ser elevado el electrolito, del tanque de calentamiento al de distribución, es de 6 metros. El volúmen que tiene que ser elevado es 52.52 lts./min. El rendimiento volumétrico de la bomba puede tomarse igual a 0.8. La densidad del electrolito de 1.2 y la altura representativa de las pérdidas por fricción el 10%. La potencia necesaria estará dada por la fórmula:

$$HP = \frac{52.52 \times 1.2 \times 6 \times 6}{75 \times 0.8 \times 60} = 1.16 \text{ o sean } 0.866 \text{ KW.}$$

BARRAS.

1°—Longitud total:

33 barras a 315 cm. c/u.	10,394 cm.
3 barras para espacios a 20 cm. c/u.	60 „
2 barras para espacios a 40 cm. c/u.	80 „
Longitud total de las barras 10,534 cm.	

2°—Sección:

Atribuyendo a las barras un 10.5 del por ciento total de la caída de voltage, se tendrá para ellas una caída de

$$e = 0.105 \times 8.1 = 0.85 \text{ volts.}$$

La fórmula que da la sección es,

$$S = \frac{r \cdot l \cdot I}{e}$$

en la que,

$$r = 1.79 \times 10^{-6}, \text{ ohms-cm.}$$

$$l = 10,534 \text{ cm.}$$

$$I = 2,400 \text{ Amps.}$$

$e=0.85$ volts.

de donde se obtiene que la sección debe ser de 53.24 cm^2 .

3°—Dimensiones adoptadas:

12 barras terminales de 6.7 por 8 cm.

21 barras de división, de 4.5 por 12 cm.

4°—Peso de las barras:

$$10,534 \times 53.24 \times 8.9 = 4,991 \text{ Kg.}$$

CABLES.

Longitud total aproximada 10,000 cm.

Por ciento atribuido de la caída de voltage total, 3.

Con la fórmula anterior se obtiene para la sección, 17.7 cm. cuad.

Diámetro: 4.75 cm.

Peso: 155.76 Kgs.

PROPIEDADES DEL COBRE.—FISICAS. El peso específico del cobre puro a 20°C. , según el Bureau of Standards, es de 8.89; el metal del comercio presenta un valor menor debido a su porosidad, a la presencia de óxido cuproso y de impurezas. El peso específico del metal fundido es de 8.22. El brillo del metal compacto es metálico, el del precipitado, opaco. El color del compacto es rojo amarillento, variando sus matices del rojo anaranjado al rosa; estos matices son dados por la temperatura del agua de enfriamiento de los moldes. El metal precipitado, de una solución, es rojo café; una solución coloidal tiene un color que varía del violeta al café. En películas delgadas el cobre es transparente, la luz que pasa al través verdosa o azulada.

El cobre cristaliza principalmente en formas isométricas y son comunes los cristales dobles. Bajo el microscopio la superficie de la fundición de cobre, se ve que está formada por unos granos primarios grandes, compuestos a su vez de secundarios con orientación definida; en el cobre electro-depositado, no se ven más que los primarios sin ninguna orientación; en el laminado, los granos secundarios están alargados en la dirección que el alargamiento tuvo lugar y ésto da al metal la estructura fibrosa característica.

La fractura de la fundición de cobre, puede ser fibrosa o gra-

nular; la del laminado, siempre fibrosa. El cobre puro es blando; con 4.5% de Fe y 2.7% de Ag, la dureza del cobre es de 3.7.

La resistencia a la tensión de la fundición es de 4,200 a 4,900 Kg. por centímetro cuadrado, el temple la reduce hasta 2,100 a 2,800. Presenta poca elasticidad al choque, sin embargo esta propiedad se mejora por el forjado. La elevación de temperatura debilita al metal. Calentado en vapor a 700 °C., el cobre comercial empieza a ser frágil, debido a la reducción del óxido al rededor de los granos. El metal puño se deja laminar, hacer hojas delgadas e hilar en alambres muy delgados. La dureza producida por el tratamiento mecánico se remueve por el temple, a una temperatura de 500 a 700 °C. en una atmósfera libre de azufre. Es posible soldar el cobre por los métodos ordinarios en cortas extensiones; los trozos grandes por soldadura eléctrica.

El cobre fundido absorbe bióxido de azufre, hidrógeno y monóxido de carbono, pero no los hidrocarburos; a la presión atmosférica la mayor parte de los gases absorbidos son puestos en libertad. El poder de absorción aumenta con la temperatura y es disminuído por el óxido cuproso, el P, el As y el Sb. Al rojo, el cobre absorbe fácilmente hidrógeno.

El punto de fusión del cobre es de 1,083°C.; el calor latente de fusión de 43.3 cal/gr.; el punto de ebullición de 2,310°C. En el vacío la volatización es notable a 700 °C. y muy grande cerca del punto de fusión. Cuando se volatiza por medio del soplete de hidrógeno o del arco eléctrico, quema con una flama rojiza; los humos son venenosos. El calor específico a 170 °C. es 0.09244; a 100 °C., 0.09422; a 300 °C., 0.09846. El coeficiente de expansión lineal es 0.000017. La conductividad térmica es de 736 cuando se toma para la plata 1,000.

La conductividad eléctrica de un cubo de 1 cm. de lado a 0 °C. es de 620,000 ohms. recíprocos. La conductividad de la fundición de cobre es 3.5% más baja que la del cobre templado. En las fundiciones de cobre, la conductividad se da generalmente en términos del tipo Mathiessen. Este tipo se refiere a aquél cobre que a 15°C tiene una conductividad de 1,687 ohms recíprocos por centímetro cúbico. El tipo se representa por el número 100. La conductividad es afectada por el tratamiento mecánico a que ha sido sujeto el cobre. Tienen también una influencia decisiva sobre la conductividad, las pequeñas cantidades de impurezas

que pueda contener. El arsénico y el antimonio deprimen fuertemente la conductividad eléctrica; así un 0.0013% de As o un 0.0071% de Sb la bajan en 1%, aquellos elementos que vuelven al cobre frágil no tienen ninguna influencia. El comportamiento de las impurezas depende de la forma en que estén presentes; en estado metálico pueden formar soluciones sólidas con el Cu y tener un efecto deprimente mayor que si se encontraran en alguna otra forma. Con excepción del Pb, el efecto de las impurezas es aditivo. El plomo corrige el efecto del arsénico porque forma arseniuro de plomo, el cual es insoluble en el cobre. El cobre es diamagnético.

QUIMICAS.—A la temperatura ordinaria el cobre no es atacado por el aire seco, ni por el aire húmedo libre de bióxido de carbono; cuando está presente este gas, pronto llega a ser cubierto de una película verdosa de carbonato básico. Cuando se calienta a 185 °C. el cobre comienza a oxidarse, se vuelve de color rosado a 200 °C, de color de latón a 300 °C., verde azulado a 350 °C. y negruzco arriba de esa temperatura. Al calor rojo se cubre con una capa negra, que consiste exteriormente de óxido cúprico e interiormente de cuproso; la capa se separa fácilmente del metal por el templado o el doblado. El cobre es fácilmente soluble en ácido nítrico no muy concentrado, en agua regia, en ácido sulfúrico en ebullición de 66 °Bé, lentamente en el ácido sulfúrico diluído en la presencia de aire, en ácido clorhídrico diluído con aire, en amoniaco con aire, en cianuro de potasio con o sin aire, el ácido sulfuroso lentamente cambia al cobre a sulfuro.

tividad considerable de As, mayor proporción irá a los lodos que al electrolito. De una solución neutra el arsénico es fácilmente depositado sobre el catodo. Wen encontró que pequeñas adiciones de ácido clorhídrico, sulfato de sodio, cloruro de aluminio y cloruro de sodio mejoraban químicamente el cobre catódico, evitando la deposición del As y del Sb y físicamente por la ausencia de protuberancias. De estas adiciones inorgánicas el cloruro de sodio es el más efectivo. La adición combinada de 0.01% de Cl y de 0.01 a 0.02% de gelatina da un depósito dúctil, liso y de gran pureza; aunque el contenido del As del electrolito llegue al 6%.

El antimonio es similar en su comportamiento al arsénico, pero el Sb se deposita menos fácilmente. En algunos casos, compuestos de antimonio, oscuros e insolubles, se ven flotando sobre la superficie del electrolito; habiendo el peligro que se adhieran al catodo y llegan a ser englobados. Se debe tener cuidado de recoger estos compuestos. El contenido de Sb en el electrolito queda constante cuando llega a 0.03%.

El bismuto está entre el As y el Sb con respecto a su comportamiento durante la electrolisis; se deposita más fácilmente que el arsénico. Según Terrill, la adición de una gota de agua de bromo a una muestra de electrolito, indicará por la formación de una nube blanca, la presencia del bismuto; si la nube aparece inmediatamente, ha llegado el peligro de la electro-deposición, si tarda un minuto su formación el punto peligroso vendrá después de 48 horas. Afortunadamente el Sb y el Bi ocurren en cantidades muy pequeñas, para que puedan causar algún daño al cobre catódico.

PURIFICACION.—Cualquiera que sea el sistema de purificación que se adopte, se retira diariamente de la circulación una cantidad determinada de electrolito, con el objeto de evitar que la principal impureza pase de un límite fijo e impida la buena marcha de la electrolisis. Esta cantidad varía del 1 al 2%. El electrolito se reemplaza por igual volúmen de solución nueva o ya purificada. Hay tres métodos en uso:

I.—Purificación por cementación sobre fierro.—Este método primitivo de purificación consiste en cementar el cobre sobre fierro y tirar el líquido resultante ya exento de cobre. Esta operación se lleva a cabo en tanques cubiertos en su interior de plo-

mo, que contienen pedacería de fierro; se calienta el electrolito hasta la ebullición por medio de vapor. La precipitación completa del cobre se manifiesta, introduciendo una varilla de fierro limpio y que no se empaña. El líquido resultante se arroja a la atarjea; de cuando en cuando se limpia el cobre cementado. Teóricamente se requieren 0.8 Kg. de Fe para reemplazar a 1 Kg. de cobre. Pero como generalmente el fierro tiene grafito u óxido que son inertes y además como el ácido sulfúrico ataca fuertemente al fierro, se necesitan prácticamente 2 Kg. de pedacería por kilogramo de cobre. Un análisis hecho por Addicks sobre el producto así obtenido, da los siguientes valores: Cu, 70%; Fe, 5%; As, 10%; Ag, 15 onzas/ton.; Au, 0.1 onzas/ton. La plata y el oro son llevados en suspensión por los lodos.

Aunque este método tiene la ventaja de su sencillez y la necesidad de una planta pequeña, el cobre obtenido está muy contaminado y requiere una purificación, esto implica un gasto en la compra del fierro, además de que se pierde completamente el ácido sulfúrico libre y el combinado del electrolito. Se usa en las refinerías pequeñas y como una medida de emergencia en las grandes.

II.—Purificación por la manufactura de Sulfato de Cobre. Este proceso se puede dividir en cuatro etapas: Neutralización del ácido libre por medio de cobre, concentración del líquido neutro por ebullición, cristalización del licor concentrado y cementación del licor madre.

De esta manera el contenido de ácido libre y el combinado en el electrolito se recupera como sulfato de cobre, con excepción del que llevan los líquidos finales; los tanques de fierro donde se efectúa la cementación reciben el líquido, cuando las impurezas han llegado a un punto en que por la cristalización ya no se obtiene un producto comercial de la pureza requerida. El cobre usado es generalmente en la forma de munición, puede llevar consigo oro y plata que no se disuelven y se recogen en los lodos. La manufactura del sulfato de cobre puede en ciertas condiciones llegar a ser económico, dependiendo principalmente del precio de este producto en el mercado. En una planta, las tres cuartas partes del sulfato de cobre obtenido provienen de la munición y la cuarta parte restante del electrolito, habiendo necesi-

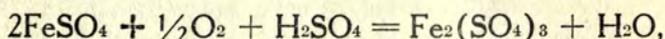
PARTE VI.

MANUFACTURA DE CATODOS Y PURIFICACION DEL ELECTROLITO

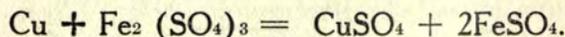
IMPUREZAS.—De acuerdo con su comportamiento las impurezas son reunidas en cuatro grupos:

- 1.—Ni, Co, Fe, Mn, Zn, Pb, Sn.
- 2.—Au, Ag, Pt.
- 3.—Cu₂O, Cu₂Se, Cu₂S, Cu₂Te, Ag₂Se, Ag₂Te.
- 4.—As, Sb, Bi.

Las impurezas del grupo 1 son más electropositivas que el Cu y se disolverán primero, encontrándose en el electrolito a expensas del Cu. Los cinco primeros elementos: Ni, Co, Fe, Mn, y Zn, también son atacados por el ácido sulfúrico libre y por lo tanto lo neutralizan. El Fe, primero pasa al estado de sulfato ferroso y luego es oxidado anódicamente a férrico, de acuerdo con la ecuación:



el sulfato férrico formado es luego reducido a ferroso por el Cu del catodo:



Las impurezas electropositivas con relación al cobre, ayudan a su corrosión química; pueden estar presentes en cantidades considerables antes que afecten el depósito catódico. El Pb es convertido en sulfato de plomo, que es prácticamente insoluble y se recoge totalmente en los lodos, consumiendo ácido sulfúrico. El

estaño es puesto en solución y se precipita como sulfato o arseniato básico, con liberación de ácido libre; el Sn obra favorablemente sobre la tesura del cobre catódico y es probablemente debido a que reduce el arseniato de cobre a arsenito, con el que forma un compuesto insoluble, purificando de ese modo al baño. En la actualidad el arsénico es completamente eliminado en la purificación del cobre blister llevada a cabo en el horno de anodos.

De los metales del grupo 2, el Au y el Pt no se disuelven; la Ag es también insoluble en las condiciones normales del electrolito. La plata encontrada en el catodo ha sido llevada mecánicamente. Si el electrolito llegara a ser neutro, la Ag se disolvería y se depositaría.

De los compuestos del grupo 3, el óxido cuproso está siempre presente en el anodo; no es atacado electroquímicamente, pero reacciona con el ácido sulfúrico dando: cobre metálico, sulfato de cobre y agua. El cobre se deposita en los lodos y el sulfato de cobre va al electrolito. Los compuestos restantes no son atacados ni electrolítica, ni químicamente.

En el grupo 4 están los metales que son en parte disueltos y en parte precipitados de la solución, como sulfatos y arseniatos básicos, o también depositados con el cobre sobre el catodo. La F. E. M. necesaria para la descomposición es, para el Cu 0.30, para el As 0.27, para el Bi 0.21 y para el Sb 0.10 volts.

El arsénico en estado metálico se disuelve como $As_2(SO_4)_3$; y esta sal es más o menos descompuesta por hidrólisis:



el ácido arsénico es muy poco soluble, se precipita y se recoge en los lodos. Si con una diferencia de potencial de 0.3 volts. una densidad de corriente de 1.6 a 2 Amps/dm² y una temperatura del baño de 40 a 50 °C., el contenido del arsénico en el electrolito llega al 2%, algo de este metal puede ser ocluido en el catodo; de aquí que su contenido siempre se mantiene menor del 1.25%. La deposición de este metal también tiene lugar cuando el por ciento de cobre llega a ser menor del 2.8%. Operando con un anodo que contenga 0.3% de As, de 30 a 35% del As va a los lodos y el resto al electrolito. Las proporciones anteriores son cambiadas por el contenido de As en el electrolito que había antes de la solución de este anodo, si el baño ya contenía una can-

tividad considerable de As, mayor proporción irá a los lodos que al electrolito. De una solución neutra el arsénico es fácilmente depositado sobre el catodo. Wen encontró que pequeñas adiciones de ácido clorhídrico, sulfato de sodio, cloruro de aluminio y cloruro de sodio mejoraban químicamente el cobre catódico, evitando la deposición del As y del Sb y físicamente por la ausencia de protuberancias. De estas adiciones inorgánicas el cloruro de sodio es el más efectivo. La adición combinada de 0.01% de Cl y de 0.01 a 0.02% de gelatina da un depósito dúctil, liso y de gran pureza; aunque el contenido del As del electrolito llegue al 6%.

El antimonio es similar en su comportamiento al arsénico, pero el Sb se deposita menos fácilmente. En algunos casos, compuestos de antimonio, oscuros e insolubles, se ven flotando sobre la superficie del electrolito; habiendo el peligro que se adhieran al catodo y llegan a ser englobados. Se debe tener cuidado de recoger estos compuestos. El contenido de Sb en el electrolito queda constante cuando llega a 0.03%.

El bismuto está entre el As y el Sb con respecto a su comportamiento durante la electrolisis; se deposita más fácilmente que el arsénico. Según Terrill, la adición de una gota de agua de bromo a una muestra de electrolito, indicará por la formación de una nube blanca, la presencia del bismuto; si la nube aparece inmediatamente, ha llegado el peligro de la electro-deposición, si tarda un minuto su formación el punto peligroso vendrá después de 48 horas. Afortunadamente el Sb y el Bi ocurren en cantidades muy pequeñas, para que puedan causar algún daño al cobre catódico.

PURIFICACION.—Cualquiera que sea el sistema de purificación que se adopte, se retira diariamente de la circulación una cantidad determinada de electrolito, con el objeto de evitar que la principal impureza pase de un límite fijo e impida la buena marcha de la electrolisis. Esta cantidad varía del 1 al 2%. El electrolito se reemplaza por igual volúmen de solución nueva o ya purificada. Hay tres métodos en uso:

I.—Purificación por cementación sobre fierro.—Este método primitivo de purificación consiste en cementar el cobre sobre fierro y tirar el líquido resultante ya exento de cobre. Esta operación se lleva a cabo en tanques cubiertos en su interior de plo-

mo, que contienen pedacería de fierro; se calienta el electrolito hasta la ebullición por medio de vapor. La precipitación completa del cobre se manifiesta, introduciendo una varilla de fierro limpio y que no se empaña. El líquido resultante se arroja a la atarjea; de cuando en cuando se limpia el cobre cementado. Teóricamente se requieren 0.8 Kg. de Fe para reemplazar a 1 Kg. de cobre. Pero como generalmente el fierro tiene grafito u óxido que son inertes y además como el ácido sulfúrico ataca fuertemente al fierro, se necesitan prácticamente 2 Kg. de pedacería por kilogramo de cobre. Un análisis hecho por Addicks sobre el producto así obtenido, da los siguientes valores: Cu, 70%; Fe, 5%; As, 10%; Ag, 15 onzas/ton.; Au, 0.1 onzas/ton. La plata y el oro son llevados en suspensión por los lodos.

Aunque este método tiene la ventaja de su sencillez y la necesidad de una planta pequeña, el cobre obtenido está muy contaminado y requiere una purificación, esto implica un gasto en la compra del fierro, además de que se pierde completamente el ácido sulfúrico libre y el combinado del electrolito. Se usa en las refinerías pequeñas y como una medida de emergencia en las grandes.

II.—Purificación por la manufactura de Sulfato de Cobre. Este proceso se puede dividir en cuatro etapas: Neutralización del ácido libre por medio de cobre, concentración del líquido neutro por ebullición, cristalización del licor concentrado y cementación del licor madre.

De esta manera el contenido de ácido libre y el combinado en el electrolito se recupera como sulfato de cobre, con excepción del que llevan los líquidos finales; los tanques de fierro donde se efectúa la cementación reciben el líquido, cuando las impurezas han llegado a un punto en que por la cristalización ya no se obtiene un producto comercial de la pureza requerida. El cobre usado es generalmente en la forma de munición, puede llevar consigo oro y plata que no se disuelven y se recogen en los lodos. La manufactura del sulfato de cobre puede en ciertas condiciones llegar a ser económico, dependiendo principalmente del precio de este producto en el mercado. En una planta, las tres cuartas partes del sulfato de cobre obtenido provienen de la munición y la cuarta parte restante del electrolito, habiendo necesi-

dad para la purificación de éste, en las grandes refinerías, una enorme planta purificadora.

Neutralización.—El cobre no es fácilmente disuelto por el ácido sulfúrico diluído, especialmente en presencia de impurezas. Para aumentar la rapidez de la solución, el electrolito caliente se vacía de modo intermitente para promover la oxidación del cobre. Las torres en que se efectúa esta operación se construyen de varias maneras, pero el método más simple consiste en pulverizar el líquido caliente en la parte superior de ella y dejarlo escurrir.

El cobre de que están llenas estas torres tiene la forma de munición para aumentar la superficie expuesta. Las municiones son de forma esférica irregular y al disolverse tienden a apretarse, lo que es evitado por ser huecas. Estas se hacen añadiendo un poco de mate a la carga del horno de anodos, para bajar el "punto", y vaciando un chorro delgado de metal en una corriente de aire sobre un tanque lleno de agua. Pueden ocurrir explosiones, pero si el procedimiento se lleva a cabo con cuidado se obtienen unos glóbulos de 0.6 a 3.8 cm. de diámetro.

Debajo de la torre hay un tanque, donde se depositan los lodos que contienen la plata y el oro, que se recogen periódicamente y se envían a un departamento para su beneficio. Para neutralizar el ácido libre del electrolito en un tiempo razonable se emplea una circulación continua y una temperatura elevada, llegando en estas condiciones la pérdida al 1%. La temperatura tiene que ser mayor de 65 °C. y el agotamiento del ácido tarda de 4 a 7 días.

Concentración.—Se lleva a cabo en tanques abiertos, cubiertos en el interior con plomo, calentados con serpentines de vapor; la concentración se lleva a cabo hasta 38 °Bé, que corresponde a un 9 o 10% de cobre. Los tubos de calentamiento son de plomo y el tiempo de esta operación de 8 horas. El vapor de calentamiento llega con una ligera sobre-presión.

Cristalización.—Los tanques de cristalización son, poco profundos, abiertos y cubiertos en el interior con plomo; unas láminas de Pb cuelgan de unas varillas hacia el interior; sobre ella se depositan los cristales. El líquido que proviene de los tanques de concentración permanece lo más quieto que sea posible,

durante cinco días. Los cristales grandes se recogen en las láminas de plomo y los finos en el fondo del tanque. Los cristales se recogen después de que el licor madre ha sido bombeado a los tanques de cementación, se secan con aire caliente y se hacen pasar por tamices para separar los grandes de los pequeños, cada clase se guarda en barriles distintos para su embarque. Los cristales muy finos se regresan a los tanques de concentración.

Los mejores cristales se obtienen de un licor completamente neutro. Si éste llega a contener un 2 o más por ciento de ácido, los cristales se vuelven muy higroscópicos y no son producto de primera clase. La presencia del sulfato de calcio no es tolerable. El objeto principal es obtener la mayor proporción de cristales, grandes, secos y limpios. El rendimiento ordinario es 47% de cristales grandes, 9% del tamaño de un guisante y 44% de polvo. El sulfato de cobre con cinco moléculas de agua de cristalización, contiene aproximadamente el 25.4% de Cu, el 38.5% de ácido combinado y el 36.1% de agua de cristalización.

Cementación.—El licor madre de los tanques de cristalización se regresa a los de concentración, en donde se mezcla con licor fresco de la torre. Como las impurezas van constantemente en aumento, se debe desviar continuamente un volumen determinado a unos tanques llenos de pedacería de fierro para su cementación.

III.—PURIFICACION EN TANQUES CON ANODOS INSOLUBLES.—Cuando hay poco níquel y el arsénico es la impureza predominante, se emplea un proceso basado en el uso de tanques con anodos insolubles.

Una determinada cantidad de electrolito se desvía a una serie de tanques en cascada, que tienen anodos de plomo, en donde prácticamente todo el cobre y el arsénico se deposita, liberándose una cantidad equivalente de ácido sulfúrico. El licor resultante se regresa al electrolito.

Se requiere una cantidad considerable de energía, pero se recupera el ácido y no se tiene necesidad de pedacería de fierro. Se necesitan tres tanques en cascada para reducir el cobre y el arsénico a 1 o menos por ciento. El primer tanque opera con una eficiencia de corriente de 0.85 y produce catodos, los

cuales pueden sumarse a la producción de cobre puro; el segundo trabaja con una eficiencia del 50% y el cobre obtenido es muy impuro, se manda al horno de anodos; el último tanque trabaja con una eficiencia más baja todavía, produce un lodo que contiene la mitad de cobre y la mitad de arsénico, este arsénico puede ser eliminado por calcinación o sublimación. Los tanques de anodos insolubles desprenden hidrógeno arseniado, que es muy venenoso, por lo que deben colocarse al aire libre.

MANUFACTURA DE LAS HOJAS CATODICAS.—Según las condiciones de operación adoptadas en el Departamento de Tanques, cada 10 días hay que renovar los catodos; siendo estos en total 702, la producción diaria tiene que ser de 71. Para este fin he decidido que la manufactura de los catodos se lleve a cabo en cuatro tanques, tres de ellos trabajando casi en las mismas condiciones que los de corrosión y el otro es el primero de los tanques de purificación. La justificación se verá por el siguiente cálculo:

Operando con una densidad de corriente de 1.5 Amps./dm² y una eficiencia de 0.9, un Amp-hora deposita 1.07 grs. de Cu; la superficie de un catodo siendo de 26 dm², la corriente por catodo será de 39 Amps; por hora se depositarán 41.7 grs. de Cu y por día 1 Kg. Para depositar 2.295 Kg., que es el peso de un catodo, se requieren 55 horas o sean 2 días y siete horas. Tomando tres días por el tiempo empleado en la separación de las hojas, en 55 horas deberán producirse 216 hojas o sean 54 por tanque. El exceso de tiempo y de corriente sirve para compensar la mala producción.

Los tres tanques especiales tienen las mismas dimensiones, construcción y disposición que los del Departamento de Tanques, con 27 anodos cada uno de igual composición, depositándose el cobre sobre un catodo de plomo; por cada catodo de plomo se obtienen dos hojas; la corriente por catodo será de 78 Amps. y por tanque de 2,106 Amps., que es la que va a circular por todos los tanques de ese Departamento. Para la manufactura de los anodos es suficiente hacer trabajar el horno un día al mes, pues los 81 anodos necesarios pesan, 4,860 Kg. que representan más o menos un día de trabajo. Los anodos tienen una vida de 26 días.

El caso del primer tanque de purificación es algo distinto,

pues el cobre para la manufactura de las hojas va a ser tomado del mismo electrolito, con el objeto de reducir el aumento que sufre durante la electrolisis, por este medio se disminuyen 54 Kg. diarios. Los anodos de este tanque son de plomo e insolubles, los catodos iguales a los especiales. Está colocado en serie.

El electrolito que circula en estos cuatro tanques proviene del de distribución y llega con el mismo gasto de 3.3 lts./min., a la misma temperatura; regresa en cantidad un poco menor, con más o menos el mismo abatimiento de temperatura que en los tanques de corrosión. Una parte, que proviene del primer tanque de purificación, se desvía a otros dos que también sirven para ese objeto, para disminuir de un modo continuo la proporción de impurezas contenidas en el electrolito y agotar lo más que sea posible el cobre y el arsénico. Esta cantidad diaria la calculé del modo siguiente:

La cantidad total de electrolito puede considerarse como sigue: en el Departamento de Corrosión 24,596 lts. y en los cuatro de manufactura de hojas catódicas 3,177 lts., que hacen un total de 27,773 lts. Suponiendo que durante 24 horas el por ciento de cobre aumente de 3.5 a 3.75, habrá entonces en el electrolito un exceso de 70 kg. de Cu; de los cuales 55 Kg. van a ser extraídos en la manufactura de las hojas catódicas en el primer tanque de purificación y el resto (15 Kg.) por medio del volumen del electrolito que tiene que ser desviado diariamente de la circulación. Este peso de cobre estará contenido en 400 litros y será la cantidad que pase al segundo y tercer tanques de purificación.

La caída de voltage en los tanques especiales puede tomarse de 0.5 volts por tanque, haciendo un total de 1.5 volts. En los de purificación es mucho mayor llegando hasta 2.5 volts por tanque, sumando en conjunto 7.5 volts. Luego la caída de voltage en este Departamento asciende a 9 volts. La corriente usada, como ya se dijo, es de 2,106 Amps. La potencia será de 18.95 KW y la energía gastada en 55 horas de 1,042 K. W. H.; de los cuales 463 K. W. H. corresponden a la manufactura de catodos y el resto (579 K. W. H.) a la purificación del electrolito.

El electrolito llega al primer tanque de purificación con un gasto de 3.3 lts./mín. y regresa del mismo por la desviación

a razón de 3.02 lts./min. En caso de que se pueda obtener el ácido sulfúrico del último tanque bastante puro, mediante enfriado y filtración, se regresa a la circulación; si no es así, hay que proporcionar diariamente la cantidad sustraída.

COBRE EN ESTE DEPARTAMENTO.—En tres tanques hay 81 anodos, cuyo peso es de 4,860 Kg. y 7 barras de Cu (318 cm. de longitud por 53.24 cm. cuad. de sección) que pesan 1,043 Kg.

ELECTROLITO.—Existen en total 3,177 lts., que para su manufactura se necesitan 436 Kg. de sulfato de cobre con 5 moléculas de agua de cristalización y 377 Kg. de ácido sulfúrico.

CABLES.—Longitud total aproximada, 500 cm.; pérdida de voltage atribuido a los cables, 3%; Sección: 17.7 cm. cuad.; diámetro 2.95 cm.; peso, 30.8 kg.

PARTE VII.

TRATAMIENTO DE LOS LODOS Y SUBPRODUCTOS.

El residuo insoluble formado durante la refinación es una masa pegajosa y negruzca, cuya cantidad después de que las partículas gruesas han sido removidas puede llegar a ser del 1 al 3% del peso de los anodos y haciéndolo pasar por una malla de 40. La composición del lodo varía con el carácter del anodo. La tabla siguiente da algunos análisis efectuados por Betts, Aldrich y Keller.

ANALISIS DEL LODO ANODICO.

	Great Falls.	Baritan.	Baltimore.	Kosaka.	Great Cobar.
Cu	12.90	12.86	13.82	6.28	46.80
Ag	53.29	26.58	55.15	26.37	15.50
Au	—	0.36	0.19	0.26	2.70
Pb	trazas	10.94	2.07	12.96	—
Sb	3.30	16.21	2.44	—	—
As	1.15	7.13	1.09	—	—
Bi	1.55	1.62	0.34	—	—
Ni	—	0.90	—	—	—
Fe	—	0.17	—	—	—
Se	—	3.82	0.72	—	0.65
Te	—	4.10	0.89	—	—
Sílice	—	0.93	—	—	—
SO ₃	11.96	1.73 de S	10.68	—	2.2 de S

Cuando el lodo anódico se ha juntado en cantidad suficiente en los tanques de una serie en cascada, para ser removido, éstos son quitados del servicio. El tiempo que se debe preferir es aquél en que los anodos han sido completamente corroídos.

El electrolito se deja clarificar cerca de una hora, luego se sifonea o se deja salir por una abertura situada en un costado del tanque. Se quita el tapón que hay en el fondo y por un tubo escurre el lodo y el electrolito restante a un tanque especial, lavando después con agua algunas veces. Se coloca el tapón y se deja llegar el electrolito del tanque elevado más inmediato, poniendo después electrodos nuevos o los que se quitaron. La duración de esta operación depende del número de tanques.

Primero se hace pasar el lodo a través de una malla de cobre del número 8 para separar las partículas gruesas y luego por una del número 40. En algunas plantas se emplea una centrífuga con mallas de bronce.

TRATAMIENTO.—El lodo ya hecho pasar por las mallas puede contener, además del electrolito llevado consigo, cantidades variables de Cu, Ag, Au, seleniuros y telururos de Ag y Cu, sulfato de plomo, compuestos de As, Sb, Bi y en algunos casos Ni.

El primer paso consiste en remover tanto como sea posible el electrolito, por sedimentación, decantación y filtrado; usando aparatos con cubierta interior de plomo. El electrolito se regresa a los tanques y el lodo se amasa en forma de ladrillos o panes. El objeto principal es la recuperación de los metales preciosos.

Los métodos para tratar los panes de lodo pueden clasificarse en dos generales, cada uno con dos subdivisiones.

I.—Tratamiento sin remover el cobre.

(a) Fusión directa.—Esta se lleva a cabo en un horno de reverbero de fondo movable, calentado con dos quemadores de petróleo. La descripción y dimensiones de un horno de esta clase es la siguiente. El fondo de forma ovalada es de 2.44 m. de largo, 1.83 de ancho y 26 cm. de profundidad; el que consiste en una placa de fundición que sirve de sostén y de un anillo de fierro forjado, ambos de un centímetro de grueso, sobre la que se coloca una mezcla apisonada de 1,270 Kg. de dolomita, 820 de cemento y 524 de arcilla; el espesor cerca del anillo es de 30 cm. y en el fondo de 10 cm. El fondo está enfriado con tubos de agua. El lodo ya sedimentado en el tanque, se agita, se pasa-

a un tanque de presión y se filtra en una prensa de 91 cm. de diámetro con 14 placas. El filtrado se lleva a 8 tanques de sedimentación colocados en serie, que recoge el lodo que pueda haber pasado a través de la tela, regresándose a los primeros tanques donde se recogen los lodos. Los panes, generalmente de 7.5 cm. de grueso, se llevan por medio de un carro al horno, mezclándose antes con carbonato de sodio y mineral silicoso rico en metales preciosos. Esta mezcla se pone a intervalos en el horno cerca de los quemadores, la escoria fluye por el lado opuesto. Este horno trata 5 Tons. de lodo en 24 horas, quema de 1,900 a 2,300 lts. de petróleo, hace 2.5 Tons. de escoria, 0.5 de polvo en los humos y la barra de metales preciosos tiene una riqueza de 0.820 a 0.860. La escoria se regresa al horno, la barra de metales preciosos se purifica en un horno de copelación; los humos se hacen pasar a un tubo de fierro de 61 m. de largo y de 90 a 120 cm. cuad. de sección en donde la temperatura se reduce a 125 °C. y después a un limpiador húmedo que recoge los últimos polvos. El polvo recogido se trata por la vía seca mezclándose con litargirio y fundiéndolo en un horno de reverbero, o también por vía húmeda. Este método sólo es aplicable en las refineries que tienen adyacente una planta de plomo.

(b) Absorción con plomo.—Los panes de lodo que provienen del filtro prensa, son semi-secados y puestos en bolsas de papel, que contienen de 4.5 a 7 Kg. cada una; estas bolsas son puestas en el baño de plomo de un horno de copelación, en donde el cobre y las otras impurezas son eliminadas por oxidación y escorificación. La carga es muy corrosiva, por lo que el horno tiene que ser enfriado con agua y su interior cubierto con ladrillos de magnesita. Es mejor lixiviar el cobre antes de tratar los lodos por este procedimiento.

II.—Tratamiento después de la remoción del Cu.

(a) Remoción del cobre por agitación con aire en una solución de ácido sulfúrico y nitrato de sodio. Este proceso se lleva a cabo por agitación en la solución ya dicha, caliente, hasta que el cobre se oxide por el nitrato y sea disuelto por el ácido. El residuo se trata en los hornos para barras de metales preciosos, como se describe adelante. En este método se ha reemplazado la oxidación por una calcinación.

(b) Remoción del cobre por medio de una calcinación oxidante, seguida de una lexicivación con ácido sulfúrico. Este es el método que se usa en las refinerías modernas. Los panes de lodo de los filtros se calcinan de 300 a 400 °C. durante 12 horas, convirtiéndose el cobre en CuO . El producto calcinado se trata luego en lotes convenientes, de 450 Kg. cada uno, en tanques con agitadores cubiertos en su interior de plomo que tienen una solución de ácido sulfúrico caliente, con el 15% de ácido libre. El sulfato de cobre resultante se hace pasar por cobre metálico para precipitar el Se y el Te que puedan haberse disuelto y se manda a los tanques de electrolisis.

El residuo del tratamiento con ácido, que contiene menos del 1% de cobre, puede tratarse por dos métodos. Si la planta es una refinería combinada de cobre y plomo se añade el lodo seco a las copelas, como se describió en la "Absorción con plomo". El segundo, que es el método más usual, consiste en fundir los panes húmedos en un pequeño horno de reverbero (en una planta es de 1.8 por 3 m.) con fundentes adecuados. Este horno se llama comúnmente "doré". El tratamiento dura 40 horas para 900 Kg. de lodos húmedos. Si los lodos contienen mucho plomo, la primera escoria estará compuesta principalmente de litargirio, como resultado de la fusión en una atmósfera oxidante. Se añade como fundente el nitrato de una carga precedente, y la escoria que se obtiene se lleva al horno de anodos.

El polvo de los humos se recoge, es rico en metales preciosos, contiene de 30 a 50% de Se y Te que se pueden recuperar. Se le añade al baño carbonato de sodio para purificar el metal. La escoria formada se retira y se añade nuevo fundente, hasta que cese de ser oscura; todavía se vuelve añadir fundente para afinar más los metales preciosos.

TRATAMIENTO DE LAS BARRAS DE LOS METALES PRECIOSOS.—El baño que está en el horno del "doré", que contiene los metales preciosos, se moldea en placas de 48 por 23 cm. de sección y de 0.65 cm. de grueso; dichos metales se separan por un proceso electrolítico o por ácido sulfúrico en ebullición.

En el proceso electrolítico se puede usar ya sea el sistema de Thum o el de Moebius. Las pilas para el sistema Thum son de

porcelana barnizada o de barro resistente a los ácidos, de 1.20 de largo por 0.60 m. de ancho con fondo inclinado. La profundidad en un extremo es de 21 cm. y la del otro de 17 cm. El catodo es una capa de carbón que cubre el fondo; la barra de metales preciosos sirve de anodo dentro de un bastidor de madera forrado de una tela de algodón. El bastidor es sostenido por los lados de la pila y se sumerge en el electrolito. El electrolito está compuesto de 60 grs. por litro de Ag como nitrato y de 20 a 40 grs. de Cu como nitrato también. No se usa ácido libre para no disolver las impurezas del anodo. La densidad de corriente es de 4.3 a 5.4 Amps./dm. cuad. y el potencial de 2.5 a 3 volts. La plata se deposita sobre el carbón en forma granular, haciéndose la remoción con unos rastrillos. El oro y el platino quedan en un lodo negrusco sobre la tela del bastidor.

El principio por el cual opera el sistema de Moebius es el mismo, pero los anodos formados por las placas, son rodeados de un saco de algodón y se suspenden verticalmente en el electrolito, alternando con catodos de plata pura. Unos rastrillos movidos mecánicamente limpian los cristales de plata de los catodos, dejándolos caer al fondo sobre unas charolas. En este sistema se trabaja con una densidad de corriente un poco mayor, pero no con la misma eficiencia.

En la purificación por medio de ácido, el metal es hervido con ácido sulfúrico a 66 °Bé. en recipientes de fierro. La plata, el platino y el paladio si los hay, son disueltos; el oro queda como residuo. La plata, el platino y el paladio se precipitan sobre pedacería de cobre; si hay mucho platino y paladio, el precipitado se moldea en anodos y se electrolisa, recuperándose estos metales en los lodos. Este proceso ya casi no se usa.

Recuperación de la plata.—La plata, cualquiera que sea el procedimiento de separación, se funde en horno especial y se moldea en barras de 1,000 onzas para venderse en el mercado. Generalmente tienen una pureza de 999 o más.

Tratamiento de los lodos con oro.—El lodo resultante de la separación electrolítica puede contener, oro, platino, paladio y alguna plata residual. Se hierve con una solución formada por ácido sulfúrico y nitrato de potasio, que disuelve la plata y los metales del grupo del platino dejando al oro, el cual se lava, se seca, se funde y se embarca. La plata se precipita con pedacería de

cobre y la solución se trata para recuperar el platino y el paladio.

Otro método para tratar este residuo es el Wohlwill. El lodo se funde y se moldea en anodos que se electrolisan en pilas de arcilla. El electrolito contiene de 80 a 125 grs./lt. de oro como cloruro y 125 grs./lt. de HCl. La temperatura es de 65 a 75 °C. Los catodos son de oro laminado y la densidad de corriente es de 10.7 a 11.8 Amps./dm. cuad. con un potencial de 1 volt. El oro se deposita sobre el catodo, la plata se precipita como cloruro y el platino y el paladio quedan en el electrolito, del que se recuperan periódicamente cuando alcanzan una concentración combinada de 50 grs./lt. En el país no hay metales que contengan platino y por eso no los trato en particular.

TRATAMIENTO DE LOS HUMOS.—Es una práctica general hacer pasar los humos de los hornos, que tratan el lodo anódico y los sub-productos, a través de enfriadores y absorbedores y luego a los precipitadores Cottrell. Como ejemplo de una de ellas describiré la instalación que existe en la United States Metals Refining Co. en Carteret, N. J. Consiste de tres unidades, cada una capaz de manejar 11.3 metros cúbicos por minuto con una velocidad de 2m/seg. y a una temperatura de 50 a 70 °C., tanto la cantidad como la velocidad pueden doblarse con una pequeña pérdida en la eficiencia. Todas las partes del precipitador que están en contacto con los gases está cubiertas con plomo, de la más alta calidad. Este plomo es atacado si contiene la más mínima parte de antimonio.

Cada unidad contiene 30 tubos de 4.9 m. de largo. Los tubos de las esquinas son de 28 cm. de diámetro y los otros de 8 cm. El precipitado que se recoge periódicamente del tubo es arrastrado por medio de agua. Durante este arrastre se quita la energía y los gases se conducen a las otras unidades. La energía y los gases se conducen a las otras unidades. La energía es proporcionada por dos motores-generadores que dan una corriente de 113 Amps. a 220 volts. Esta se transforma a 65,000 volts y se rectifica por medio de un rectificador mecánico. La operación es muy eficiente y sólo una pequeña pérdida de humos ocurren.

TRATAMIENTO ADOPTADO.—Para el actual proyecto he pensado que, en vista de la pequeña cantidad de lodos que se recogen cada 21 días y de la pequeña o ninguna cantidad de

metales preciosos en el cobre blister por tratar, la primera parte del procedimiento (b) del Tratamiento II es el más adecuado por los pocos gastos que requiere.

El peso del lodo recogido representa el 1% del peso de los anodos tratados, o sean 405 Kg. Suponiendo un 12% de esta cantidad sea cobre, se tendrá a los más 48.5 Kg de Cu. Después de la calcinación este cobre estará al estado de CuO , el cual requiere para su ataque 74.6 Kg. de ácido sulfúrico. Obteniéndose 121.5 Kg. de sulfato de cobre, correspondiendo a 1,390 lts. de electrolito.

PRESUPUESTO.

DEPARTAMENTO DE HORNOS.

Superficie: 48 m. cuad.

Techo: cobertizo de lámina, dos aguas.

Piso: tierra apisonada.

2 hornos, en cuya construcción entran para cada uno:

2,988 ladrillos de magnesia.	\$ 2,988.00
1,685 ladrillos prensados.	59.00
Plancha de Fe de 6.17 m. cuad, y 1 cm. de espesor, con un peso aproximado de 500 kgs.	125.00
Mano de obra del horno.	200.00
Excavación de 10 m. cúbicos.	10.00
5 m. cúbicos de cimentación de concreto armado 1:2:4.	350.00
4 viguetas I de Fe estructural de 2 m. c/u., peralte de 12.7 cm. y con un peso 32 Kg. c/u.	64.00
2 viguetas I de Fe estructural de 4 m. c/u., peralte de 20 cm. y con un peso de 280 kg. c/u.	280.00
2 muros de piedra, mortero cal y cemento, 42 cm. de espesor, 16 m. cuad.	88.00
1,655 Kg. de pedacería de Cu absorbido por el fondo del horno.	828.00

6 m. cuad. de plataforma de madera.	30.00	
		<hr/>
Costo de un horno.	\$ 5,022.00	
Costo de los dos hornos.		\$10,044.00
2 Equipos Ray para quemar 33.4 lts./hora de petróleo compuestos de:		
1 quemador Ray, Tipo AG-11 y un motor de 1/2 HP.	\$ 840.00	
1 bomba, Tipo 43-C, Serie 3, No. 1, con motor de 1/2 HP. y 6 m. de tubería.	660.00	
Costo de los dos equipos.		\$ 3,000.00
Tanque de petróleo, capacidad 20 m. cúbicos:		
Excavación de 20 m. cúbicos.	\$ 20.00	
33 m. cuad. de revestimiento de concreto, 0.10 m. de espesor, 1:2:4.	230.00	
tapa de lámina y su armadura de Fe.	130.00	
Costo del tanque.		\$ 380.00
Caldera de 16 HP. Baccok & Wilcox con accesorios e instalación		\$ 4,000.00
20 m. de tubo de conducción de vapor.		\$ 24.00
Chimenea:		
28,750 ladrillos comunes.	\$ 805.00	
Cimentación y mano de obra.	600.00	
Costo de la chimenea.		\$ 1,405.00
Compresora Ingersoll-Rand, con motor de 1 HP.		\$ 600.00
Cobertizo, 55.5 m. cuad.		\$ 444.00
		<hr/>
S U M A		\$19,897.00

DEPARTAMENTO DE GENERADORES.

Superficie: 17.40 m. cuad.

Muro de 0.30 m. y 5 m. de altura.

Aoztea: bóveda de ladrillo de primera.

Edificio:

Excavación de 8 m. cúbicos. \$ 8.00

28.5 m. cuad. de mampostería. 114.00

75.5 m. cuad. de aplanado, a \$ 0.60		
m. cuad.	45.30	
17.40 m. cuad. de piso de cemento.	52.20	
17.40 m. cuad. de azotea.	78.00	
1 ventana, 2 por 2 m.	30.00	
1 puerta, 1.50 por 3 m.	90.00	
S u m a		\$ 418.00
Motores-Generadores. (2).	\$ 6,000.00	
Costo de instalación.	300.00	
S u m a		\$ 6,300.00
Tablero (2), compuesto de: 1 voltmetro 0-15;		
1 Amperómetro 0-2,500 amps.; con		
shunt y cables de 2.40 m. para conex-		
ciones; botón de arranque y de		
parada.	\$1,200.00	
Costo de instalación.	60.00	
S u m a		\$ 1,260.00
Instalación eléctrica, 4 lámparas.		\$ 40 00
		<hr/>
S U M A		\$ 8,018.00

DEPARTAMENTO DE TANQUES.

Superficie: 162 m. cuad.		
Muros de 0.30 m. y 5 m. de altura.		
Techo de cobertizo, lámina de dos aguas.		
Edificio:		
Excavación de 54 m. cúbicos.	\$ 54.00	
231 m. cuad. de mampostería.	924.00	
231 m. cuad. de aplanado.	115.00	
162 m. cuad. de piso de cemento.	486.00	
187.5 m. cuad. de cobertizo.	1,500.00	
6 ventanas, 2 por 2 m. c/u.	180.00	
2 puertas, 2 por 3 m. c/u.	200.00	
S u m a		\$ 3,459.00
Tanques:		
27 tanques, madera y lámina		
de Pb.	1,080.00	
48 m. de columnas de concreto de		
sostenimiento, c/u. de 2 m.	115.00	

24 m. cúbicos de cimentación de concreto.	960.00	
98 m. de vigas de madera.	59.00	
38 m. cuad. de plataforma.	190.00	
38 m. de tubería de madera	38.00	
5 m. de tubería de caucho.	7.00	
S u m a		\$ 2,449.00
Tanque de calentamiento, madera y chapopote.		\$ 100.00
Tanque de distribución sobre torre de Fe triangular altura 6 m. con cimentación.		\$ 400.00
12 m. de tubo de Pb, 0.3 cm. de espesor, diámetro 2.54 cm., peso 31.6 Kg.		\$ 24.00
7 m. de tubo de fierro para vapor.		\$ 7.00
Bomba para elevar el electrolito "Antisell", con motor.		\$ 250.00
2 vóltmetros portátiles de inspección, 0-15 volts.		\$ 100.00
S U M A		\$ 6,999.00

DEPARTAMENTO DE PURIFICACION.

Superficie: 71 m. cuad.
 Muros (3), de 0.30 m. y 5 m. de altura.
 Techo de cobertizo; lámina, de dos aguas.

Edificio:

Excavación de 24 m. cúbicos.	\$ 24.00	
113 m. cuad. de mampostería	452.00	
113 m. cuad. de aplanamiento	57.00	
71 m. cuad. de piso de cemento	213.00	
84 m. cuad. de cobertizo.	672.00	
3 ventanas, 2 por 2 m. c/u.	90.00	
S u m a		\$ 1,508.00

Tanques:

6 tanques, madera y lámina de Pb.	\$ 240.00	
16 m. de columnas de concreto de sostenimiento; cada una de 2 m.	38.00	
8 m. cúbicos de cimentación de concreto.	320.00	

38 m. de vigas de madera.	29.00	
22 m. cuad. de plataforma.	110.00	
35 m. de tubería de madera.	35.00	
1 m. de tubería de caucho.	1.50	
S u m a		\$ 773.50
Instalación eléctrica, 5 lámparas		\$ 50.00
Recipientes para ácido sulfúrico (2)		\$ 40.00
S U M A		<u>\$ 2,371.50</u>

DEPARTAMENTO DE LODOS.

Superficie: 25.60 m. cuad.		
Muros: 11 m. de 0.30 y 5.7 m. de 0.15; altura 4 m.		
Azotea: bóveda de ladrillo de primera.		
Edificio:		
Excavación de 14 m. cúbicos.	\$ 14.00	
40 m. cuad. de muro de 0.30 m.	160.00	
16.8 m. cuad. de muro de 0.15 m.	60.50	
56.8 m. cuad. de aplanado.	28.50	
25.60 m. cuad. de piso de cemento.	77.00	
25.60 m. cuad. de azotea	115.00	
2 ventanas, 2 por 2 m. c/u.	60.00	
1 puerta, 2 por 3 m.	100.00	
S u m a		\$ 315.00
Tanque de sedimentación (2).		\$ 100.00
Filtro.		\$ 500.00
Horno de calcinación, 1 por 0.50 m.		\$ 200.00
15 m. de tubo de madera.		\$ 15.00
S U M A		<u>\$ 1,130.00</u>

ALMACENES.

- (1)—Anodos y hojas catódicas.
 - (2)—Cobre blister.
 - (3)—Productos.
- Superficie:
- (1)—26.8 m. cuad.
 - (2)—17.4 m. cuad.

(3)—21.2 m. cuad.

Muros: 15 m. de 0.30 y 42 m. de 0.15; altura 4 m.

Azotea: bóveda de ladrillo de primera.

Edificios:

Excavación de 36 m. cúbicos.	\$	36.00	
48 m. cuad. de muro de 0.30 m.		192.00	
150 m. cuad. de muro de 0.15 m.		540.00	
198 m. cuad. de aplanado.		99.00	
65.4 m. cuad. de piso de cemento.		196.00	
65.4 m. cuad. de azotea.		294.00	
3 ventanas, 2 por 2 m. c/u.		90.00	
3 puertas, 2 por 3 m. c/u.		300.00	
S u m a			\$ 1,747.00

Instalación eléctrica, 3 lámparas. \$ 30.00

S U M A \$ 1,777.00

LABORATORIO.

Superficie: 24.80 m. cuad.

Muros: 11 m. de 0.30 y 11 m. de 0.15; altura 4 m.

Azotea: bóveda de ladrillo de primera.

Edificio:

Excavación de 16 m. cúbicos.	\$	16.00	
40 m. cuad. de muro de 0.30 m.		160.00	
39.5 m. cuad. de muro de 0.14 m.		142.00	
79.5 m. cuad. de aplanado a \$0.60 m. cuad.		48.00	
24.80 m. cuad. de piso de madera.		102.00	
24.80 m. cuad. de azotea.		112.00	
2 ventanas, 2 por 2 m. c/u.		60.00	
1 puerta, 1.5 por 3 m.		90.00	
S u m a			\$ 730.00

Aparatos y mesas del Laboratorio. \$ 1,000.00

Instalación eléctrica, 4 lámparas. \$ 40.00

S U M A \$ 1,770.00

SERVICIO SANITARIO.

Superficie: 20.00 m. cuad.

Muros: 8 m. de 0.30 y 8 m. de 0.15; altura 4 m.

Azotea: bóveda de ladrillo de primera.

Edificio:

Excavación de 12 m. cúbicos. \$ 12.00

32 m. cuad. de muro de 0.30 m. 128.00

21.75 m. cuad. de muro de 0.15 m. 77.50

53.75 m. cuad. de aplanado con cemento a 1.30\$ el m. cuad. 70.00

20.00 m. cuad. de azotea. 90.00

20.00 m. cuad. de piso de cemento. 60.00

1 ventana, 2 por 2 m. 30.00

2 puertas, 1.25 por 2.50 m. 120.00

S u m a

\$ 587.50

4 W. C.

\$ 180.00

1 Lavabo

\$ 43.00

3 Baños de regadera

\$ 114.00

Instalación eléctrica, 2 lámparas.

\$ 20.00

S U M A

\$ 944.50

OFICINAS.

Superficie: 34 m. cuad.

Muros: 8 m. de 0.30 y 17 m. de 0.15; altura 4 m.

Azotea: bóveda de ladrillo de primera.

Edificio: (dos departamentos)

Excavación de 16 m. cúbicos. \$ 16.00

26 m. cuad. de muro de 0.30 m. 104.00

45.50 m. cuad. de muro de 0.15 m. 164.00

89.50 m. cuad. de aplanado a 0.60\$ el m. cuad. 54.00

34. m. cuad. de piso de madera. 139.00

34 m. cuad. de azotea. 153.00

2 ventanas, 2 por 2 m. c/u. 60.00

1 ventana, 1 por 2 m. 20.00

1 puerta, 2 por 3 m. 100.00

1 puerta, 1.5 por 3 m. 90.00

1 puerta, 1 por 2 m.	75.00	
S u m a		\$ 975.00
Muebles y Artículos de Escritorio.		\$ 1 500.00
Instalación Eléctrica, 6 lámparas.		\$ 50.00
		<hr/>
S U M A		\$ 2,535.00

GASTOS NO ESPECIFICADOS.

Muro, 104 m. de 0.30 m.		\$ 416.00
Puerta de entrada, (1).		\$ 200.00
Tinaco, (1), de 6,000 lts., sobre torre de Fe de 10 m. de altura.		\$ 610.00
60 m. de tubería para agua, Fe galvanizado.		\$ 72.00
30 m. de tubo de albañal, 0.20 m. diámetro, con cepas de 0.50 por 0.90 m. de pro- fundidad, colocado sobre pedacería de ta- bique, apisonado y juntado con mortero de cemento.		\$ 150.00
Herramienta		\$ 200.00
25 moldes de Fe para anodos.		\$ 500.00
15 Trucks de madera.		\$ 1,500.00
Vía Férrea, 40 m.		\$ 1,200.00
Imprevistos.		\$ 275.80
Báscula, (1).		\$ 600.00
Costo de 935 m. cuad. de terreno a \$2.50		\$ 2,362.50
		<hr/>
S U M A		\$ 8,086.30

COMPRA DE LA MATERIA PRIMA.—El refinador que compra el cobre para refinarlo y obtener un beneficio, debe tener en cuenta las siguientes consideraciones:

Descontar del valor del metal un cierto por ciento, destinado a compensar en conjunto todas las pérdidas por fusión, es decir: volatilización, en los humos, escoria, etc. Este descuento se lleva a cabo reduciendo de la cifra dada por el análisis exacto, un por ciento fijo, indicado por la experiencia, generalmente 1.3. Se graba también la unidad de peso del metal comprado, por ejemplo la tonelada, de cierta suma que representa el beneficio

del fundidor.

G. A. Grabill en el *Engineering and Mining Journal* expone un tipo de contrato que adaptado al presente proyecto, quedaría como sigue:

El vendedor se obliga a entregar al refinador el metal aquí luego descrito, bajo las condiciones siguientes:

1º—Materia proporcionada.—Cobre "blister" de composición media como sigue: Cu, 98%; Ag, 0.011%; Pb, 1.06%; S, 0.36%; As, 0.058%; Sb y Bi, 0.219%; O, 0.221%; Ni, 0.71%.

2º—Cantidades y plazo para las entregas.—51.7 Toneladas métricas (1.000 Kg.) mensuales, entregadas cualquier día hábil de los cinco finales de cada mes. La entrega será efectuada precisamente en la Refinería misma, siendo el transporte por cuenta del vendedor.

3º—Pesadas, Muestras y Análisis.—El refinador y el vendedor, cada uno por su cuenta, pesarán y tomarán muestras en la planta del refinador de los metales entregados a la Refinería, inmediatamente después de la entrega. Cada muestra será dividida en tres partes iguales. Todos los pesos y muestras así determinados harán fé para las dos partes. Una de estas muestras será sellada en presencia del vendedor y quedará en depósito en la Refinería. Las otras dos muestras serán analizadas inmediatamente, por cada parte respectivamente, y los resultados obtenidos serán comparados.

Cuando, para cada elemento, los dos análisis no difieran de una cantidad superior a los límites aquí después fijados, se tomará para el valor final de cada elemento la media de los dos análisis, la cifra así obtenida deberá hacer fé para las dos partes. Cuando los dos análisis difieran, para un elemento determinado, de una cantidad superior a las cifras límites, la muestra colocada en reserva será remitida a un árbitro designado de común acuerdo. La medida de los resultados obtenidos entre el análisis del árbitro y el análisis de aquella de las partes que se aproxime más, y ésto para cada elemento o elementos en disputa, hará fé para las dos partes. Los gastos originados por este árbitro serán pagados por aquella de las partes, que se aparte más del resultado del análisis arbitral. Los límites para los análisis serán los siguientes: 0.2% para el Cu; 31 grs.

por Tonelada para la Ag; 0.33 grs. por Tonelada para el Au, (en el caso que lo haya).

4°—Precio y Descuentos.—El Cu determinado por ensayo electrolítico sufrirá un descuento de 1.3 unidades por Ton. (cada unidad es igual a 10 Kg.) y será pagado al precio medio de las cifras cotejadas por . . . (un periódico determinado) para el cobre electrolítico, durante la semana en el curso de la cual se haya obtenido acuerdo en los análisis.

La Ag será cotejada a razón del 95% del peso de Ag que pase de 31 grs. por tonelada. Basándose en el precio medio obtenido durante la semana en la cual se llegue a un acuerdo para los análisis, señalados por el periódico arriba mencionado.

El Au, cuando lo haya, será contado a razón del 95% del peso del oro que sobrepase a 0.33 grs. por Tonelada. Pagándose el gramo a tantos pesos.

Los gastos de refinación serán descontados a razón de \$0.05 por kilogramo de cobre presente. Los gastos de fusión también a \$0.05 por Kg. de Cu. (peso seco), esta cifra estando basada en el título de 98% de Cu determinado por el análisis por vía húmeda. En caso de que el Cu sea menor de esta cifra, el costo de la fusión será aumentado a razón de 0.50 \$, por Tonelada, peso seco, por cada unidad o fracción de unidad de Cu faltante que indique el análisis abajo del valor 98% precitado, determinado también por el análisis por vía húmeda.

5°—Penas.—El refinador tendrá derecho a una unidad (10 Kgs.) por Ton, por ciento, sin ningún costo por el As, Sb y Bi combinados. El excedente de 1% será penado a razón de \$0.50 por unidad hasta 10 unidades y \$1.00 por unidad cuando pase de 10 unidades.

6°—Condiciones de pago.—Los créditos serán pagados a los 90 días siguientes a la toma de la muestra en la Refinería. Si el vendedor lo desea el refinador descontará el valor de las facturas de pago, excepto para el Au y la Ag, de acuerdo con los análisis y el 6% anual, desde la fecha de entrega hasta la de vencimiento. Para la Ag y el Au se sigue la misma norma, pero el adelanto no podrá ser mayor del 75% del valor estimado de acuerdo con los análisis efectuados.

En la actualidad el precio del cobre electrolítico ha bajado muchísimo, cotizándose en Nueva York a 6 cents. americanos la

libra, que correspondería a 0.40 cents. mexicanos el kilogramo; añadiendo gastos de impuestos y de transporte el costo no podrá ser mayor de \$0.60 por kilogramo. Basándome en ese precio para el cobre, \$0.84 para los 31 grs. para la plata y \$0.70 para el Kg. de Cu en barras, cables y demás, he calculado el capital en circulación en la parte correspondiente a los metales.

1°—Cantidad mensual que se requiere de cobre "blister".

A las 50 Tons. de cobre electrolítico por producir hay que añadir el 1.3% o sean 650 Kgs. por pérdidas inevitables, luego se requiere de Cu puro 50,650 Kg.; estando contenida en 51,700 Kg. de cobre "blister" con un título del 98%.

2°—Costo de 51,700 Kgs. de cobre "blister".

50,000 Kgs. de Cu puro, el 1.3% adicional
no se paga según el contrato. \$30,000.00

Menos:

1% de castigo por el As, Sb
y Bi \$ 300.00

Gastos de fusión, refinación
electrolítica 5,000.00

\$ 5,300.00

\$24,700.00

Hay que añadir a ese valor el de 5,400 grs.
de plata.

\$ 146.00

C O S T O

\$24,846.00

CAPITAL EN CIRCULACION.

Cobre:

anodos, escoria, lodos, etc. y

plata. \$24,846.00

hojas catódicas, 1,611 Kgs. 966.60

varillas, 317.7 Kgs. 222.50

barras conductoras, 6,034 Kgs. 4,223.80

cables, 186,56 Kgs. 130.70

S u m a .

\$30,389.60

Sulfato de Cobre con 5 moléculas de agua de
cristalización, 3,816 Kgs. a 0.50/Kg.

\$ 1,908.00

Acido Sulfúrico, 3270 Kgs. a \$0.16/Kg.	\$ 524.00
Petróleo, 20 m. cúbicos a \$18.90/m. cúbico.	\$ 378.00
Troncos de árboles.	\$ 100.00
Fundentes, etc.	\$ 45.00

S U M A \$33,344.60

CAPITAL NECESARIO.

Costo de la Planta:

Departamento de Purificación.	\$ 2,371.50
Departamento de Tanques.	6,999.00
Departamento de Generadores.	8,018.00
Departamento de Lodos.	1,130.00
Departamento de Hornos.	19,897.00
Laboratorio.	1,770.00
Servicio Sanitario.	944.50
Oficinas.	2,535.00
Gastos no especificados.	8,086.30
Almacenes.	1,777.00

S u m a \$53,528.00

Capital en Circulación. \$33,344.60

Existencia en efectivo. \$ 3,127.40

S U M A \$90,000.00

GASTOS REQUERIDOS PARA LA REFINACION DE 50 Tons. MENSUALES.

Interés del capital invertido, al 1% mensual. \$ 900.00

Depreciación de la Planta, 0.4% mensual. \$ 360.00

Petróleo:

Horno, 25 días consumen 10,000 lts. \$189.00

Caldera, 420 horas al mes a razón

de 0.99 lt. por HP-hora, hacen

6,553 lts. 124.00

S u m a \$ 313.00

Energía Eléctrica a 3 cents. K. W. H.

Tanques de electrolisis. 13,997 K.W.H.

Tanques de purificación	10,420 K.W.H.
Quemador y Bomba.	224 K.W.H.
Bomba Antisell	624 K.W.H.
Compresora, aproximado.	84 K.W.H.

Total	25,349 K.W.H.
Valor de 25,349 K.W.H.	

\$ 760.47

Personal:

1 Director.	\$ 750.00
1 Químico.	500.00
1 Ayudante del Director.	300.00
1 Ayudante del Químico.	150.00
3 Empleados.	450.00
1 Almacenista.	180.00
1 Ensayador para el Dep. de Lodos.	240.00
1 Obrero para el Dep. de Lodos.	75.00
1 Hornero.	300.00
2 Obreros para el Horno.	150.00
2 Maquinistas para la Caldera.	360.00
3 Electricistas prácticos.	450.00
3 Ayudantes de los Electricistas.	270.00
6 Obreros para el Dep. de Tanques.	450.00
1 Portero.	90.00
1 Mozo.	75.00
1 Velador.	60.00

S u m a

\$ 4,850.00

Gastos menores:

Alumbrado.	90.00
Escritorio.	300.00
Teléfonos.	20.00

S u m a

\$ 410.00

Amortización del Capital, plazo 20 años.

\$ 375.00

S U M A

\$ 7,968.47

UTILIDAD MENSUAL PROBABLE.

El costo de producción de 50 Toneladas puede dividirse como sigue:

Costo de 51.7 Tons. de Cobre "blister"	\$24,846.00
Gastos totales originados por la Refinación.	\$ 7,968.47
	<hr/>
S U M A	\$32,814.47

En estas condiciones el precio por kilogramo, de venta, no podrá ser menor de \$0.66. Todo aumento en el precio será una utilidad, de la cual bien se puede disponer para la formación de un fondo de reserva y aumentar el Capital y producción de la Refinería si las necesidades del mercado lo exigen. Suponiendo un precio de venta de \$0.70 por kilogramo, se tendría un beneficio de \$2,000.00 mensuales, en el supuesto que el precio medio del metal permaneciera fijo durante ese tiempo.

Hace años era la Bolsa de Londres, ahora es la de Nueva York la que fija el precio de venta del cobre y metales preciosos, rigiéndose en todo el mundo para las operaciones de compra-venta de los precios fijados en el momento en que ésta se efectúa. Toda variación en el precio del cobre influye poderosamente en las posibles utilidades de una Refinería, llegándose a dar el caso en que de un momento a otro haya grandes pérdidas debiéndose entonces de suspender el trabajo de la Planta; precisamente es el caso de las enormes Refinerías de Estados Unidos del Norte que abastecen más del 80% del consumo mundial, hay días en que tienen que ser paradas por completo y sus Directores asechan el momento en que sube el precio $1/10$, $1/5$ o $1/3$ de centavo para empezar a trabajar de nuevo.

Es indispensable que los Estados Unidos Mexicanos tengan una Refinería de Cobre ya sea por cuenta de su Gobierno o en manos de particulares, para no tener en un momento dado que depender de una nación extranjera para abastecerse de tan indispensable producto.

BIBLIOGRAFIA.

HOFMAN H. O., METALLURGY OF COPPER.

ADDICKS Lawrence, COPPER REFINING.

ULKE Titus, DIE ELEKTROLYTISCHE RAFFINATION DES KUPFERS.

ALLMAND A. J., THE PRINCIPLES OF APPLIED ELECTROCHEMISTRY.

WALKER H. William, PRINCIPLES OF CHEMICAL ENGINEERING.

LORD and DEMOREST, METALLURGICAL ANALYSIS.

MARKS S. Lionel, MECHANICAL ENGINEERS' HANDBOOK.

BABCOCK & WILCOX, STEAM.

INGERSOLL-RAND, Catálogo de.

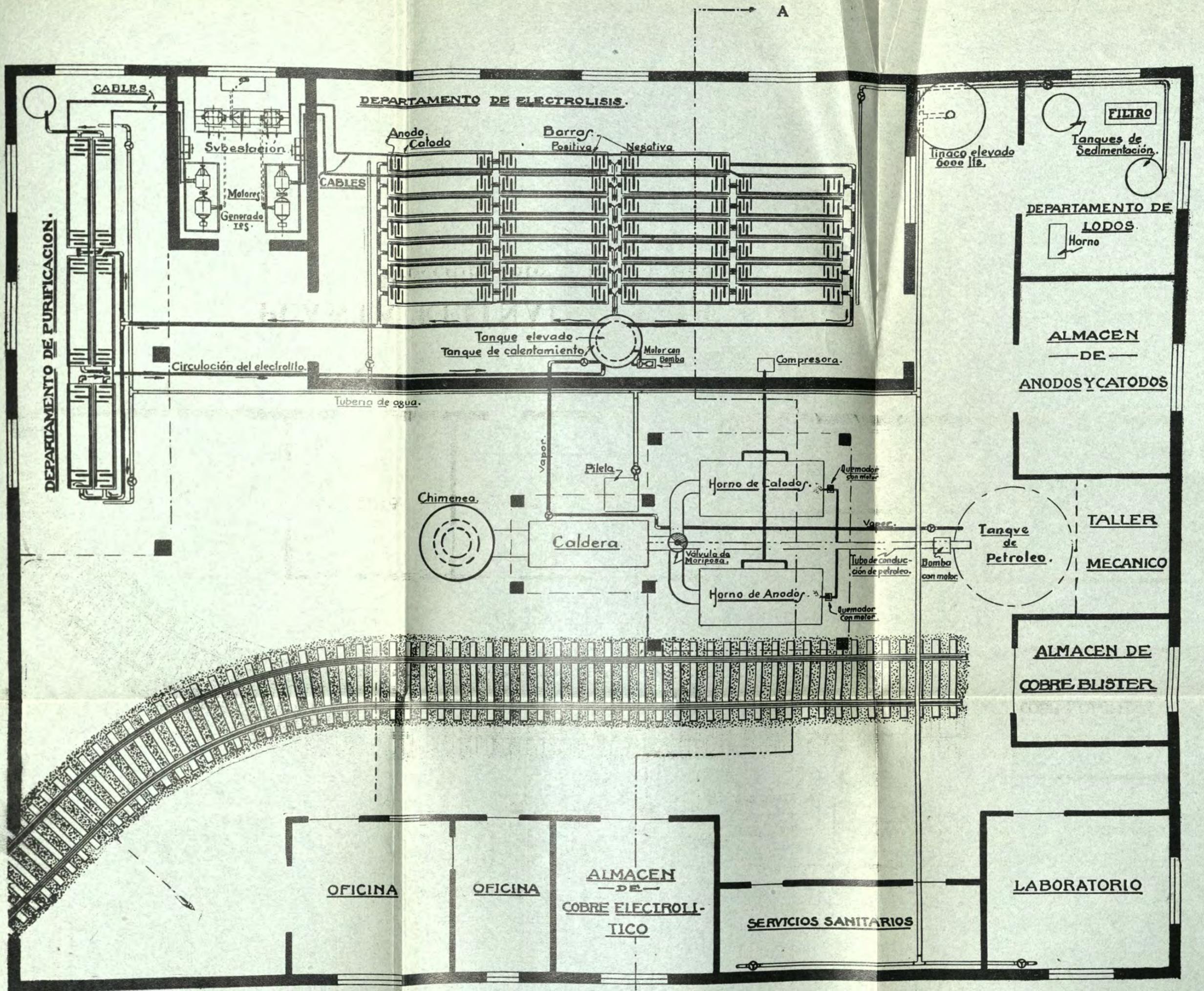
DIRECCION DE OBRAS PUBLICAS, Precios Unitarios.

CHEMICAL & METALLURGICAL ENGINEERING, Vol. 34, No. 9.

RAY BURNER COMPANY, Catálogo de.

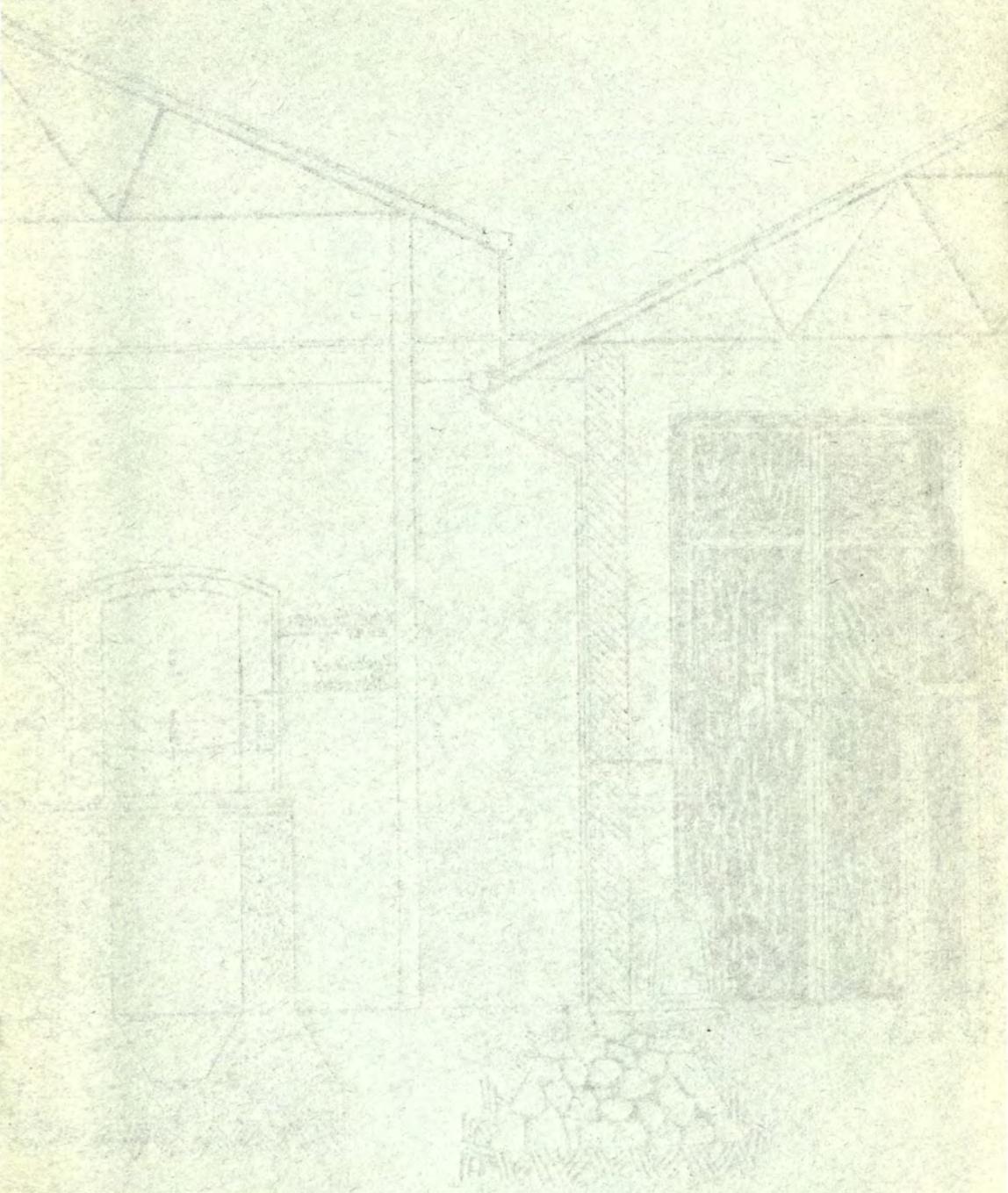
DEPARTAMENTO DE ESTADISTICA, Anuario.

ALTMAYER y GUILLET, Metalurgia del Cobre y de las Ligas.

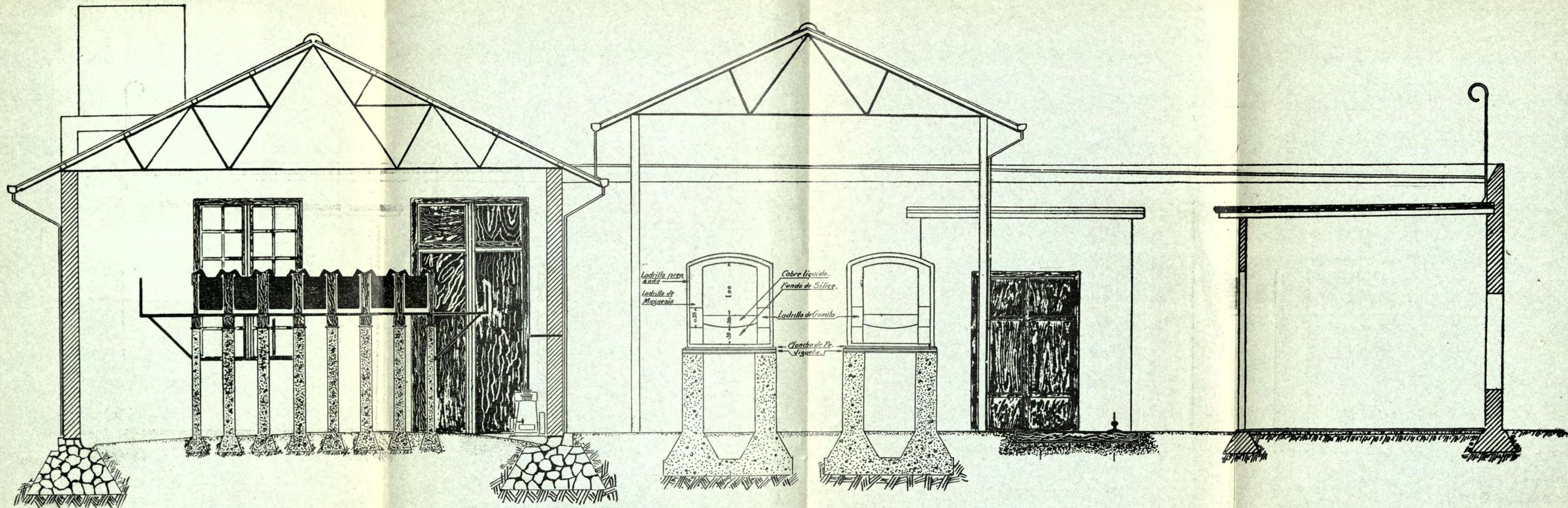


PLANTA REFINADORA DE COBRE.
Procedimiento Electrolítico.

(Escala 1:100)



PLANTA DEFINITIVA
Procedimiento de la



PLANTA REFINADORA DE COBRE
 Procedimiento Electrolítico Corte "A-A"

(Escala 1:50)

UNAM

FECHA DE DEVOLUCIÓN

El lector se obliga a devolver este libro antes
del vencimiento de préstamo señalado por el
último sello



UNIVERSIDAD NACIONAL
AVENIDA DE
MÉXICO

EVSEBIO
GOMEZ DE
LA PVENTE



EDITOR
MEXICO

Imp. "REGIS" 4a. Tacuba. 52. Méx