

UNIVERSIDAD IBEROAMERICANA
INCORPORADA A LA U. N. A. M.

Escuela de Ciencias Químicas

**Diseño de un Horno y Condensadores para la
Producción de Mercurio**

AGUSTIN MATEOS GAY

INGENIERIA QUIMICA

México, D. F. - 1967.



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

Jurado que revisó y
aprobó la presente
tesis.

Presidente: Ing. Q. Alberto Urbina
Vocal: Ing. Q. Rubén Lemus
Secretario: Ing. Q. Rolando Montemayor

Sitio donde desarrolló el tema:

UNIVERSIDAD IBEROAMERICANA

Sustentante:
Asesor del tema:
Supervisor Técnico:

Agustín Mateos Gay
Ing. Q. Alberto Obregón
Ing. Q. Rolando Montemayor

A mis padres:

Sr. Agustín Mateos M.
Sra. Teresa Gay de Mateos
con gratitud y cariño.

A mis hermanos:

Maria Teresa
Eduardo

Con agradecimiento a los Sres. Ingenieros:

Rubén Lemus

Rolando Montemayor

Alberto Obregón

Alberto Urbina

I N D I C E

I N D I C E

	Página
INTRODUCCION	1
CAPITULO I	4
a) Generalidades sobre la metalurgia del mercurio. Fuentes, producción y usos.	5
b) Análisis de Mercurio. Mercuriúrico y determi- nación de mercurio en el oro.	14
c) Determinación de mercurio en minerales.	18
CAPITULO II	21
a) Selección del equipo y proceso de obtención.	22
b) Cálculos.	27
CAPITULO III	64
a) Equipo edictanal.	65
b) Instrumentación.	70
CAPITULO IV	72
a) Capital fijo de inversión.	73
b) Costo de operación.	78
c) Rentabilidad.	81
CONCLUSIONES	83
BIBLIOGRAFIA	85

INTRODUCCION.

I N T R O D U C C I O N .

Actualmente, en México, el proceso de beneficio de mineral de mercurio ha adquirido un carácter complejo. La complejidad se debe a la existencia de minas pequeñas y bastante dispersas, y, a que solamente uno o dos yacimientos son lo suficientemente grandes para justificar la instalación de plantas beneficiadoras ubicadas en la cercanía de ellos.

Tal situación ha planteado el problema de la necesidad de transportar grandes cantidades de mineral hasta la planta beneficiadora, la cual en la mayor parte de los casos se encuentra a gran distancia, lo que eleva en amplia medida el costo de producción; o bien coloca a los pequeños productores ante la necesidad de beneficiar ellos mismos su mineral, usando siempre métodos muy rudimentarios e imprecisos que provocan la consiguiente pérdida de una gran cantidad de metal.

La presente tesis tiene por objeto el cálculo y diseño de una planta beneficiadora pequeña, que sea de fácil transporte y operación. Se

logra con ello evitar el traslado de mineral a grandes distancias hasta la beneficiadora y brindar al pequeño productor un método más eficaz, más seguro y más económico mediante la obtención de un mayor rendimiento en el proceso.

Al conseguir el fácil transporte de la planta, se limita la capacidad de ella, pero en ningún caso constituye ello un inconveniente, pues el proceso se ha enfocado hacia los yacimientos en que por su tamaño, no es factible la instalación de una beneficiadora permanente.

C A P I T U L O

Generalidades Sobre la Metalurgia del Mercurio. Análisis de Mercurio en sus Minerales y en el Aire. Mercurialismo.

Generalidades Sobre la Metalurgia del Mercurio. Análisis de Mercurio en sus Minerales y en el Aire. Mercurialismo.

FUENTES, PRODUCCION Y USOS.-

El principal mineral de mercurio es el cinabrio (HgS); y en los yacimientos casi siempre se le encuentra bajo esta forma, aunque la livingstonita ($\text{HgS} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$) y el calomel (HgCl_2) también se hallan con relativa frecuencia. Asimismo el mercurio metálico puede localizarse muy finamente dividido en depósitos pequeños.

La concentración del mineral es muy baja; y por tanto, minas con concentraciones de 0.5 a 0.7% son ya comercialmente explotables. Generalmente se localiza el mercurio en rocas calizas y cuarzosas; y el cinabrio se presenta casi siempre con sílice y calcita, pirita o marcasita y bituminosas, formando vetas, disseminaciones o masas de forma irregular.

Los principales yacimientos en México se localizan en Guerrero.- Tienen las siguientes características: en Huahuaxtla en rocas calizas, en Guanajuato, San Felipe y Guerrero como riolíticas de contenidos variables-

de sílice y, además, en tobas riolíticas, lutitas y areniscas.

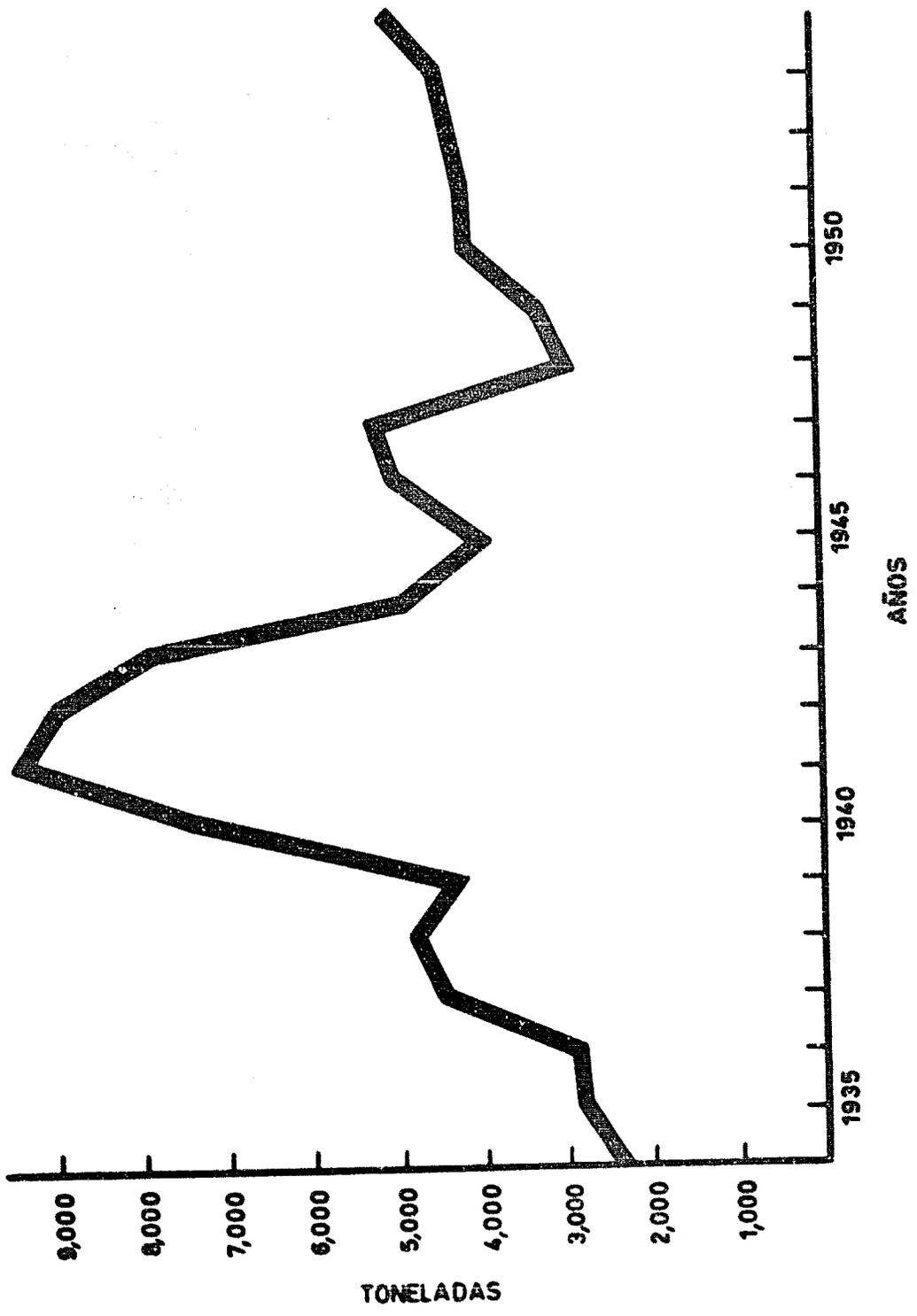
El sulfuro de mercurio es frágil y friable, y, por tanto, no se puede concentrar por métodos de concentración en agua, aunque sí puede concentrarse por métodos de flotación. Este proceso resulta incosteable si se trata de minas muy pobres, ya que los costos de moler, tamizar y concentrar son muy altos; y además, el rendimiento del proceso de concentración es de 80 a 85%, mientras que en la tostación directa, el rendimiento resulta del orden del 95%, en ocasiones mayor.

La producción de mercurio se mide por frascos, cada uno de 76 libras, o 34.5 kilogramos y de un volumen de 2.55 litros. La producción mundial promedio durante los últimos cinco años, ha sido de siete mil toneladas (doscientos mil frascos), la mayoría proveniente de España e Italia, cuyas minas constituyen notable excepción, ya que ahí, la concentración del mineral es del 6 al 8%. Los precios han sido los siguientes:

	U.S. \$ por frasco de 34.5 Kg.	
1932		57.92
1939		103.94
1944		130.00
1961		190.00
Nov. 1966		474.00

Los principales usos son:

Fabricación de medicinas y antisépticos (calomel y mercurocromo), constituyendo parte en fungicidas, en pinturas como óxido, en fotografía - como nitrato mercúrico, como calomel en pilas secas para proteger el recipiente de zinc, como fulminato en detonantes de explosivos, antiguamente -



como bermellón en cerámica. El mercurio metálico se emplea en tubos al vacío, lámparas, termómetros, barómetros, rectificadores, celdas electrolíticas, etc. Un esquema general de los usos del mercurio, y del porcentaje de la producción empleado en cada renglón es el siguiente:

Medicinas y productos químicos	32.2%
Fulminato	18.4%
Bermellón	11.9%
Oxido	11.4%
Aparatos eléctricos	10.3%
Curtiduría de fieltros	6.4%
Beneficio de oro y plata	3.2%
Instrumentos científicos	2.4%
Varios	3.8%

PROPIEDADES QUÍMICAS Y FÍSICAS DEL MERCURIO.-

El mercurio es el único metal líquido a temperatura ambiente, de color plateado, de alta densidad y con las siguientes características:

Peso atómico	200.61
Peso específico	13.55
Punto de fusión	-38.85°C
Punto de ebullición	357.25°C
Conductividad térmica	14.9 cal/(hr)(cm)(°C)
Calor de fusión	2.66 cal/g
Calor específico	0.032 cal/(g)(°C)
Calor de vaporización	1,398 cal/mol
Temperatura crítica	1,550°C

Presión crítica

200 atm.

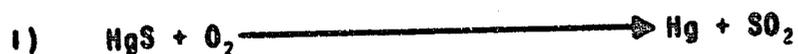
$C_p/C_v = k$

1.67

El mercurio es insoluble en agua fría o caliente, en ácido clorhídrico (en ausencia de aire), y soluble en ácido nítrico. Forma amalgamas con la mayoría de los metales. Con el hierro no se amalgama con facilidad, y sólo se obtiene la amalgama en condiciones muy especiales. El mercurio no se oxida con facilidad, y los óxidos de mercurio se descomponen rápidamente por la acción del calor. Forma dos series de compuestos, los mercuriosos y los mercúricos, actuando con una y dos valencias positivas en cada caso.

MÉTODOS DE OBTENCIÓN.

Cuando el cinabrio se calienta en presencia de fierro y cal en una atmósfera de oxígeno, la reacción que tiene lugar es la siguiente:



Otras reacciones de obtención son:



Todas estas reacciones tienen lugar a temperaturas superiores a la temperatura de ebullición del mercurio, y, por lo tanto, hay que usar métodos de condensación del vapor. La primera reacción se emplea siempre con minerales pobres y empieza a una temperatura de doscientos cincuenta grados centígrados y se completa a ochocientos grados. Las reacciones números (2) y (3) se usan en los procesos de retorta que emplean siempre mi-

nerales de concentración alta.

El esquema de la figura 1 es el diagrama de flujo simplificado de una planta beneficiadora de mercurio, trabajando en operación continua.

El proceso de beneficio de mineral de mercurio se puede decir -- que consta de dos partes importantes: tostación y condensación; y estas -- dos partes están en función del tipo de mineral que tratan, y de la clase de operación en que trabaja, ya sea ésta intermitente o continua.

HORNOS PARA MINERAL RICO Y EN OPERACION CONTINUA.-

El horno más típico en este caso es el horno Scott, y que en realidad también se puede usar con mineral pobre. Están contruídos de ladrillo, y en ocasiones se recubren con una concha de acero para evitar fugas. Constan de tres tiros verticales, en los cuales se colocan tejas de arcilla refractaria de 7.5 por 38 por 98 cms. a un ángulo de 45°. Dentro del horno se mantiene una columna de mineral, a través de la cual se establece una corriente de gases calientes, siempre en flujo a contracorriente. En estos hornos las cámaras de combustión están situadas a los lados o abajo del horno y, por regla general, queman combustible sólido. Los gases calientes se alimentan por la parte inferior, forzándolos a través de la carga por un ventilador, o también pueden ser absorbidos por ventiladores colocados en la zona de salida del horno. Los gases que están ya por salir del horno y que, por lo tanto, han bajado mucho su temperatura, se emplean como medio de secado.

La alimentación del mineral se hace por la parte superior del -- horno y puede ser en operación continua, usando un transportador, o bien, -- intermitente usando un montacargas. El tiempo de residencia es de 15 a 20

horas y se controla mediante el método y el espaciamento usado para la --
descarga, la cual puede ser intermitente controlando compuertas manual o --
mecánicamente, o continua mediante una rejilla vibratoria o de movimiento
reciprocante. Como ya se ha dicho, las tejas se colocan a un ángulo de--
45 grados, y el tamaño del mineral que se use depende del espaciamento en
tre teja y teja, que es de 15 a 18 cms.

La capacidad de estos hornos es de 18 a 40 toneladas por día. Tien--
nen dos inconvenientes: uno es su gran capacidad y el otro es un costo ini--
cial muy alto, lo cual imposibilita su aplicación a yacimientos pequeños --
de mineral pobre.

Otros hornos, usados en los yacimientos grandes, son los hornos--
rotatorios y los hornos de hogar múltiple.

Los hornos rotatorios consisten en un cilindro de acero, recubier--
to con una capa de quince centímetros de ladrillo refractario. Las carac--
terísticas generales de estos hornos son: diecisiete metros de longitud, --
metro y medio de diámetro e inclinación de treinta centímetros por cada --
ocho metros de longitud. La velocidad de rotación es de una revolución --
por minuto; y el calentamiento se obtiene con aceite combustible y quemado--
res situados en la base del horno. La capacidad de un horno de estas ca--
racterísticas es de cien toneladas por día. Tienen un tiempo de residen--
cia sumamente corto, y usan mineral molido a tres centímetros. Si se mo--
liera más finamente, se tendrían pérdidas con el polvo que arrastraran los
gases de combustión. En los hornos para mineral de mercurio son muy peli--
grosas las fugas y, por lo tanto, hay que hacer las juntas o uniones con --
mucho cuidado.

Un horno de cinco metros de longitud y medio metro de diámetro, tiene una capacidad de doce toneladas diarias; y un horno de 1.5 por 22.5 tiene una capacidad de noventa a ciento cincuenta toneladas diarias.

Los hornos de hogares múltiples, al igual que los hornos rotatorios y los hornos Scott, tienen la característica de una gran capacidad y un alto costo inicial, lo que los hace solamente aplicables a yacimientos muy grandes.

Número de hogares	Diámetro (m)	Capacidad (Ton)
4	3.3	20
6	3.3	30
6	4.0	50
6	4.8	100

HORNOS PARA MINERAL POBRE, CONTINUOS E INTERMITENTES.-

Los hornos continuos son muy parecidos a los hornos Scott, con las variantes de que constan de un solo tiro, no tienen tejas y la columna de material se mantiene estacionaria o descendente, según las necesidades. La generación de calor se efectúa por medio de cámaras de combustión colocadas abajo o a los lados del horno. Estas cajas queman leña, aunque se prefiere acoite combustible, ya que es más barato. Si se puede disponer de gas natural, se utiliza siempre éste sobre los demás combustibles. Los gases calientes con un exceso de aire, entran al horno por compuertas situadas cerca de las cámaras. La temperatura a que se calienta el mineral es de quinientos a seiscientos grados centígrados, y los gases abandonan el horno a temperaturas que fluctúan entre ciento ochenta y doscientos grados.

Estos hornos constan de un cilindro vertical, recubierto interiormente con algún material refractario. La alimentación se hace por la parte superior, y la descarga se hace por la parte inferior del horno usando compuertas o rejillas vibratorias. Los gases son forzados a través de la carga por medio de ventiladores colocados en la base o con ventiladores en la parte superior del horno.

Los hornos intermitentes que se usan para mineral pobre son los hornos Johnson-McKay y las retortas tipo "D".

Los hornos Johnson Mc-Kay constan de un tubo de hierro fundido - de 1.8 metros de longitud y 30 cm. de diámetro con un espesor de 2.4 cm. - Uno de los extremos está completamente cerrado, y el otro extremo se conecta a un condensador por medio de un tubo inclinado de 7.5 cm de diámetro. Estos hornos se montan en grupos de doce, como máximo. En estos casos se conectan los doce hornos a un condensador común y se les coloca una cámara de combustión, común también, bajo el banco de doce tubos.

La capacidad de cada horno es de noventa a cien kilogramos, y el tiempo de residencia es de ocho a doce horas. En ocasiones, a los tubos que llevan al condensador se les adapta un medio de enfriamiento por agua y actúan como condensadores.

Otro tipo de horno intermitente es la retorta tipo "D". Básicamente es igual a una Johnson-McKay, con la diferencia de que su sección transversal es en forma de D, siendo sus dimensiones 1.8 m de longitud, 45 cm de base y 30 cm de altura, y siendo la base la parte recta de la D. - El método de carga es diferente, ya que aquí se hace colocando el mineral-

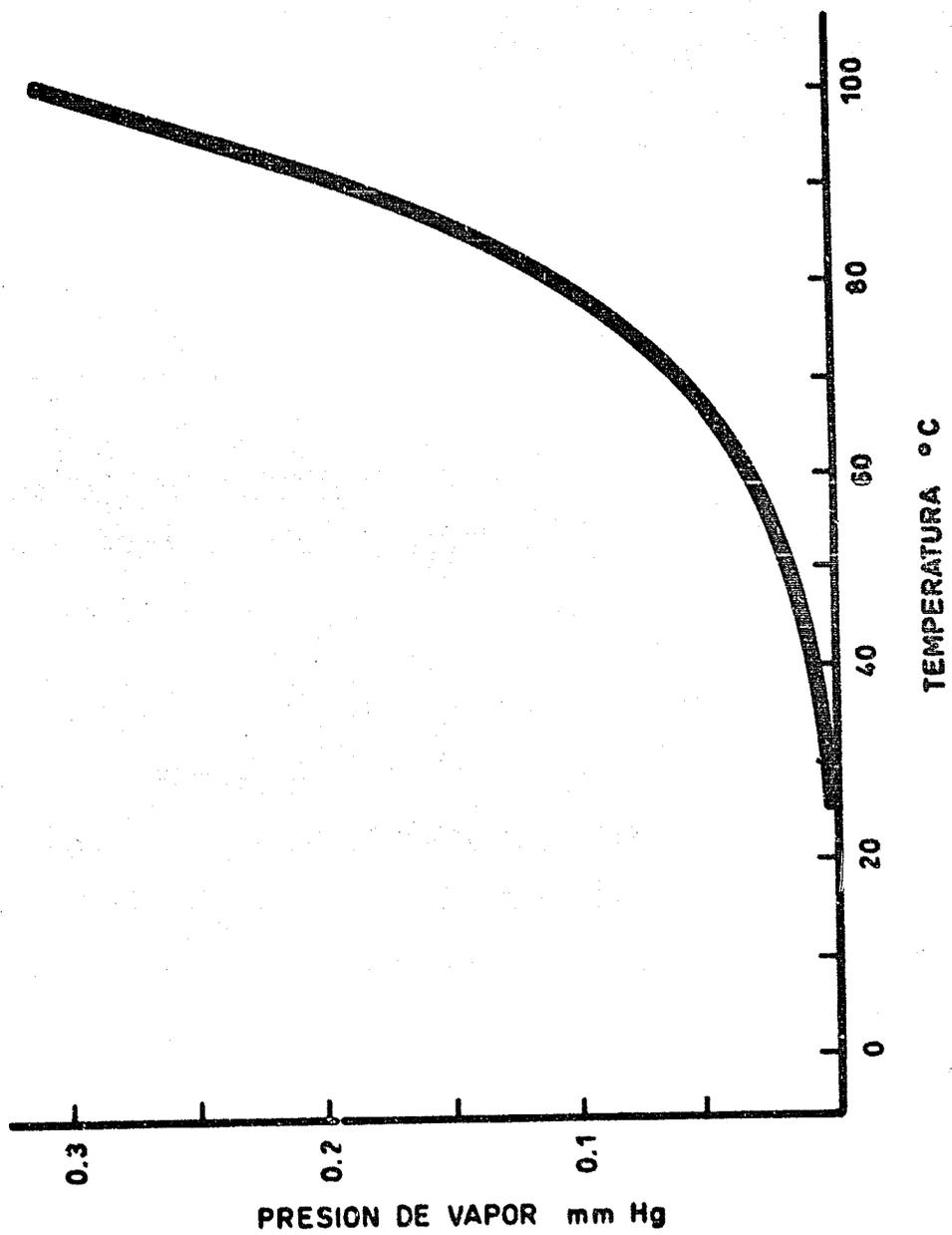
colitis, alteraciones renales, inapetencia, anemia, neuritis periférica, de presión mental y temblores. La inhalación de concentraciones relativamente grandes de mercurio en fase vapor (por ejemplo, el que escapa por la grieta de un horno en una beneficiadora de mineral de mercurio) se nota por una sensación abrasiva en la boca y molestias en la garganta. Exposiciones más prolongadas causan dolores de cabeza; y, si continúa la exposición, hay disturbios en los canales alimenticio y renales, hasta llegar a la fase de los temblores y convulsiones que desembocan en paros cardíacos.

El mercurio tiene una presión de vapor baja a temperaturas normales, pero aumenta marcadamente a medida que sube la temperatura.

t°C	Presión de vapor mm de Hg	Concentración de Hg en el aire	
		mg/lit	ppm
20	0.0013	0.0152	1.84
30	0.0024	0.0330	4.10
40	0.0060	0.0700	8.5
60	0.0300	0.3500	42.5
100	0.28	3.26	396
200	18.3	213	25,800
300	246.0	2,879	348,000

Debido a su alta volatilidad, siempre hay una considerable cantidad de vapor de mercurio en el aire en cualquier sitio en que se trabaje con él.

Los límites seguros de concentración de mercurio en el aire no han sido definitivamente fijados, aunque se han hecho muchos estudios. Koelad y Ilzhöffer(1) aseguran que inhalaciones de 0.4 a 1 mg de mercurio-



diarias, durante un mes, ya son causa de envenenamiento. Turner⁽²⁾ concluye que la exposición diaria a una atmósfera que contenga cantidades de --- 0.054 mg de mercurio por metro cúbico de aire, o sea, una absorción de --- 0.771 a 1.28 mg diarios, durante un período de dos a tres meses, causan envenenamiento.

El "U. S. Public Health Service" ha demostrado que para contraer mercurialismo, es suficiente que la concentración de mercurio en el aire - sea del orden de 0.6 a 7.2 mg de Hg por cada 10 metros cúbicos. De acuerdo con las investigaciones de Nordlander, Turner, Stool, Cucuel y Goodman⁽³⁾ se ha fijado, como máxima concentración permisible de Hg en el aire, 0.25- mg de mercurio por metro cúbico.

La detección de mercurio y su cuanteo en el aire puede hacerse - con el detector de sulfuro de selenio de la General Electric o con detecto res fotoeléctricos.

El método del sulfuro de selenio se basa en la reacción entre -- sulfuro de selenio activo, aplicado sobre un papel como un recubrimiento, y el mercurio que pueda contener el aire, dando como resultado un ennegrecimiento del sulfuro. El papel se oscurece de acuerdo con la cantidad de -- mercurio presente, y es función de la concentración de Hg, del tiempo de - exposición y de otros factores controlables. La sensibilidad de este método es de 1 a 4 ppm en volumen, con un tiempo de exposición de 4 minutos, un metro por segundo de aire, y una temperatura de 70 grados centígrados. Pa ra referencia y una rápida lectura, se hacen escalas de ennegrecimiento a - concentraciones conocidas.

El método de detección fotoeléctrico se basa en la difusión de -

la radiación de resonancia del Hg por el vapor de mercurio (la luz ultravioleta tiene una longitud de onda de 2,537 angstroms). El grado de opacidad a la luz de esta longitud de onda es una medida de la concentración de mercurio en el aire. La estimación se hace fotoeléctricamente y da una rápida lectura de la concentración de vapor de mercurio en el aire.

La sensibilidad de este método es de una parte por billón.

También se puede cuantear mercurio en el aire por métodos electrolíticos. El aire contaminado se hace pasar por una trampa que contiene aire líquido, nitrógeno líquido, dióxido de carbono sólido y éter. El mercurio depositado se disuelve en agua de cloro y se puede determinar por electrodeposición, o por medida micrométrica y electrodeposición. La medida micrométrica consiste en aislar el mercurio como metal y medir una gota usando un microscopio.

Existe un método más, basado en el siguiente hecho: cuando una solución diluida de un ácido conteniendo mercurio, se agita con una solución de tetracloruro de carbono y ditizona, o cloroformo y ditizona, el color verde de la ditizona cambia a un color anaranjado brillante, atribuible a la formación de un complejo orgánico soluble de mercurio. La ditizona y el mercurio reaccionan en la proporción de 1 mg de mercurio por 2.6 mg de ditizona.

El procedimiento que se sigue es: Digerir la muestra colectada con 25 ml de ácido nítrico en un condensador de reflujo, añadiendo 2 ml de ácido sulfúrico y permanganato de potasio en cantidad suficiente para destruir toda la materia orgánica. Destruir el exceso de permanganato y bió-

xido de manganeso añadiendo peróxido de hidrógeno al 30% gota a gota. Expulsar el oxígeno hirviendo. Enfriar y añadir 0.5 g de clorhidrato de hidroxilamina y extraer la solución agitando con porciones sucesivas de solución de ditizona en cloroformo, conteniendo 25 mg por litro, hasta que haya un exceso, o sea, que predomine el color verde sobre el naranja.

Se trata el exceso de cloroformo con una solución de 50 ml de -- agua a 50 grados, 2 ml de permanganato de potasio al 5% y dos ml de ácido-sulfúrico al 50%. El mercurio pasa a la capa acuosa y se descarta la capa de cloroformo. A la solución restante se le añade nitrito de potasio al 10%, para que reaccione con el permanganato que haya en exceso. El ácido-nitroso libre se destruye agregando 0.5 g de clorhidrato de hidroxilamina y calentando a ebullición. La titulación se hace con ditizona diluida en cloroformo conteniendo 12.5 mg por litro. El estándar es una solución de nitrato mercúrico, con diez mg de mercurio por litro.

DETERMINACION DE MERCURIO EN MINERALES.-

La forma más usual de determinar mercurio es por volatilización. Cuando el mercurio se ha volatilizado, se puede condensar sobre oro, plata o sobre agua. Ya que el mercurio se amalgama con el oro y con la plata y se condensa sobre el agua, el aumento de peso que experimenten estas sustancias nos da una cifra bastante precisa de la cantidad de mercurio presente. En la condensación con agua, el mercurio puede ser secado y pesado, o aún mejor, disolverlo en ácido nítrico y titularlo en la forma que más adelante se explicará.

Un método empleado para el análisis de minerales es el siguiente:
El mineral se mezcla con 2 ó 4 partes de ácido iodhídrico deshidratado a -

95 grados. La mezcla se coloca en un tubo de combustión, equipado con un condensador enfriado con agua y con pantallas en el extremo. A través del aparato se permite una suave corriente de aire y se calienta cuidadosamente, hasta que ya no haya reacción. El ioduro mercurico y el iodo en exceso se disuelven en una solución de tiosulfato de sodio, precipitando después el mercurio con una corriente de ácido sulfhídrico, obteniendo así un sulfuro de mercurio de alta pureza.

El sulfuro de mercurio se pasa a un matraz Erlenmeyer o a un --- Kjeldahl y se añaden cinco mililitros de ácido sulfúrico, agitando constantemente. Se agregan 0.5 ó 1 g de permanganato de potasio en pequeñas porciones, agitando vigorosamente. Se enjuaga con 5 ml de ácido sulfúrico y se deja que la reacción se complete. Después de 30 minutos se calienta -- gradualmente, hasta ebullición con agitaciones periódicas. Si la descomposición no fue completa, se repite el proceso anterior. Se retira del calor y, sin enfriar, se añaden pequeñas porciones de ácido oxálico, hasta -- que todo el dióxido de manganeso se reduzca y se disuelva. Se calienta -- hasta la aparición de humos de SO_3 , se enfría, se diluye a 100 mililitros y se titula.

Titulación: La solución que se vaya a titular debe contener --- aproximadamente 10 ml de ácido sulfúrico o 5 ml de ácido nítrico por cada 100 ml de solución. No debe contener oro, plata, paladio o cloro.

A la solución que se vaya a titular se añade gota a gota una solución al cinco por ciento de permanganato de potasio, agitando hasta que aparezca un color rosa, persistente durante cinco minutos por lo menos. Se destruye el exceso, añadiendo agua oxigenada diluída. Se añaden 2 ml de -

una solución de alumbre férrico por cada 100 ml de solución y se titula -- con tiocianato de amonio 0.1 N ó 0.01 N, de acuerdo con la cantidad de mercurio que haya presente.

La preparación de la solución de tiocianato se hace disolviendo nueve gramos de la sal amoniaca l o diez gramos de la sal de potasio en un litro de agua. Se estandariza contra una solución de nitrato de plata y se puede checar con una porción pura, seca y pesada de mercurio disuelta en ácido nítrico al 50%, llevada a través de todo el método. El alumbre férrico se prepara disolviendo suficiente cantidad de alumbre férrico en agua, hasta tener una solución saturada y añadiendo entonces ácido nítrico puro para eliminar el color café de la solución.

-
- (1) F. F. Koelsch y H. Ilzhöffer. Zentr. Gewebehyg. pp. 7, 11, 17, 42. (1919). J. Ind. Hyg. 2, 135. (1920).
 - (2) J. A. Turner. U. S. Public Health Reports. pp. 39, 329. (1924).
 - (3) B. W. Nordlander. Ind. Eng. Chem. pp. 19, 522. (1927)
 - C. Goodman. Rev. Sci. Inst. pp. 9, 233. (1938).

C A P I T U L O



**Selección del Equipo
Proceso de Obtención
Cálculos.**

**Selección del Equipo
Proceso de Obtención
Cálculos.**

Se han visto ya los diferentes tipos de hornos, sus capacidades, tamaño y accesorios necesarios. La elección lógica será la de un equipo de baja capacidad, bajo costo y facilidad de operación. El proceso debe limitarse a tres partes, que serán: molido, tostación y condensación desechando clasificación, concentración y lavado, ya que imposibilitarían el transporte.

El equipo que llena estos requerimientos son las retortas Johnson McKay, a las cuales habrá que hacerles una pequeña modificación, ya que, como se verá más adelante, el oxígeno que queda dentro de ellas es insuficiente para completar la reacción. Lo más conveniente sería que las retortas fueran contenidas en una cámara de combustión, pero el peso de ésta, aunada al de las retortas, soportes y mineral, excedería el peso que pudiera ser soportado por la plataforma, siendo más conveniente usar más combustible para compensar las pérdidas de calor por radiación y por convección.

Para el equipo de condensación, después de ver las distintas posibilidades, es más práctico usar un condensador de tubos de acero, el cual por su alta conductividad térmica supera a las cámaras de madera y de arcilla, que además no resistirían el transporte sin resquebrajarse. Los condensadores deben llevar un sistema propio de enfriamiento, porque no se puede confiar en que en el lugar de operación existan las facilidades de agua requeridas.

No se necesita usar colectores de polvo, ya que la velocidad del aire dentro de los tubos es lo suficientemente baja para que no haya ningún arrastre de polvos. Para el molido es indispensable una quebradora, porque, sin un tamaño de partícula apropiado, la operación no es efectiva.

El siguiente esquema corresponde a una planta beneficiadora de mineral de mercurio. De esta planta se deducen las tres partes indispensables del proceso y algunas condiciones de operación del equipo.

La planta usa, como materia prima, cinabrio finamente diseminado en basalto, con un promedio del 2% de azufre elemental. Tiene una capacidad de trescientas toneladas diarias de mineral sin concentrar y trabaja con una eficiencia total del 85%. Como se verá, la planta usa métodos de concentración y clasificación, lo que aumenta los costos de producción, pero aumenta la eficiencia. La relación de mineral recogido húmedo a mineral seco que entra al horno es de 10:1. La planta consume 285,000 litros de agua por día, y el costo por tonelada tratada es de U.S. \$ 0.70.

- 1.- Paleo desde un depósito abierto y transporte en camiones de ocho cilindros desde 0.5 km.

- 2.- Criba inclinada; rieles de 31 kg con espaciamentos de 22 -
cm.
- 3.- Depósito.- Transporte en furgonetas de dos toneladas. Mo-
lino de cuarenta toneladas. Alimentador continuo de cadena.
- 4.- Criba de 105 por 260 cm con agujeros redondos.
- 5.- Transportador inclinado de 0.90 por 15.3 m, con rociamiento
de agua.
- 6.- Depósito de 25 toneladas.
- 7.- Transportador de desechos.
- 8.- Quebradora a 5 cm, de 25 por 50 cm, trabajando en operación
continua, cuando (6) está lleno.
- 9.- Rejilla vibratoria de 0.6 cm de apertura para quitar pie-
dras.
- 10.- Mesa Deister-Ovestrom.- Concentra muestras a 480 kg de mer-
curio por tonelada.
- 11.- Almacenamiento para secado por el sol.- Paleos manual a (12).
- 12.- Transportador continuo de 45 cm por 100 m.-
Transportador continuo de 45 cm por 12.6 cm.
Monte de 5,000 toneladas.
Transportador continuo de 45 cm por 16 m.

Elevador de 17.5 por 37.5 cm. por 15.7 m.

Depósito de 50 toneladas.

Alimentador Challenger.

Transportador continuo de 45 cm por 21 m.

13.- Horno rotatorio de 1.25 m de diámetro interior y 20 m de longitud. Inclinación de 1.25 cm por 30 cm de longitud. - Velocidad de alimentación: 1.8 toneladas secas por hora. - Gases del quemador a la entrada de la alimentación. Temperatura de salida del gas 625 grados centígrados.

14.- Sistema colector de polvos que comprende:

Cámara rectangular de acero con cortina de acero de 2.6 -- por 4 por 3.3 m. Doce ciclones de 60 cm en dos series paralelas de seis. Precipitador Cottrell de 1.6 por 4.2 por 8 m. El gas deja los ciclones a 235 grados centígrados. - El polvo colectado es una tonelada diaria.

15.- Torre de ladrillo para rociamiento, de 2.3 por 2 por 8.6 - (altura) m, con sello de agua en el fondo.

16.- Dos tanques de sedimentación.

17.- Agitador Devereaux a 25 RPM, de 3.3 por 3.3 m.

18.- Máquina Kraut de flotación, de dos celdas, trabajando en operación intermitente. Alimentación promedio de 33.6 kg de mercurio por tonelada. Concentra a 273 kg de mercurio por tonelada.

19.- Filtro intermitente al vacío.

20.- Bandejas de secado, calentadas eléctricamente.

21.- Equipo condensador que comprende:

Tanque vertical rectangular de 1.3 por 1.5 por 11 (h) m.

Embobinado de 360 tubos de 6 cm por 1.6 m. Temperatura de entrada, 70 grados C. Temperatura de salida 40 grados C.

Tanques cilíndricos de madera, de 1.6 por 10 m y 5.3 por -
10 m.

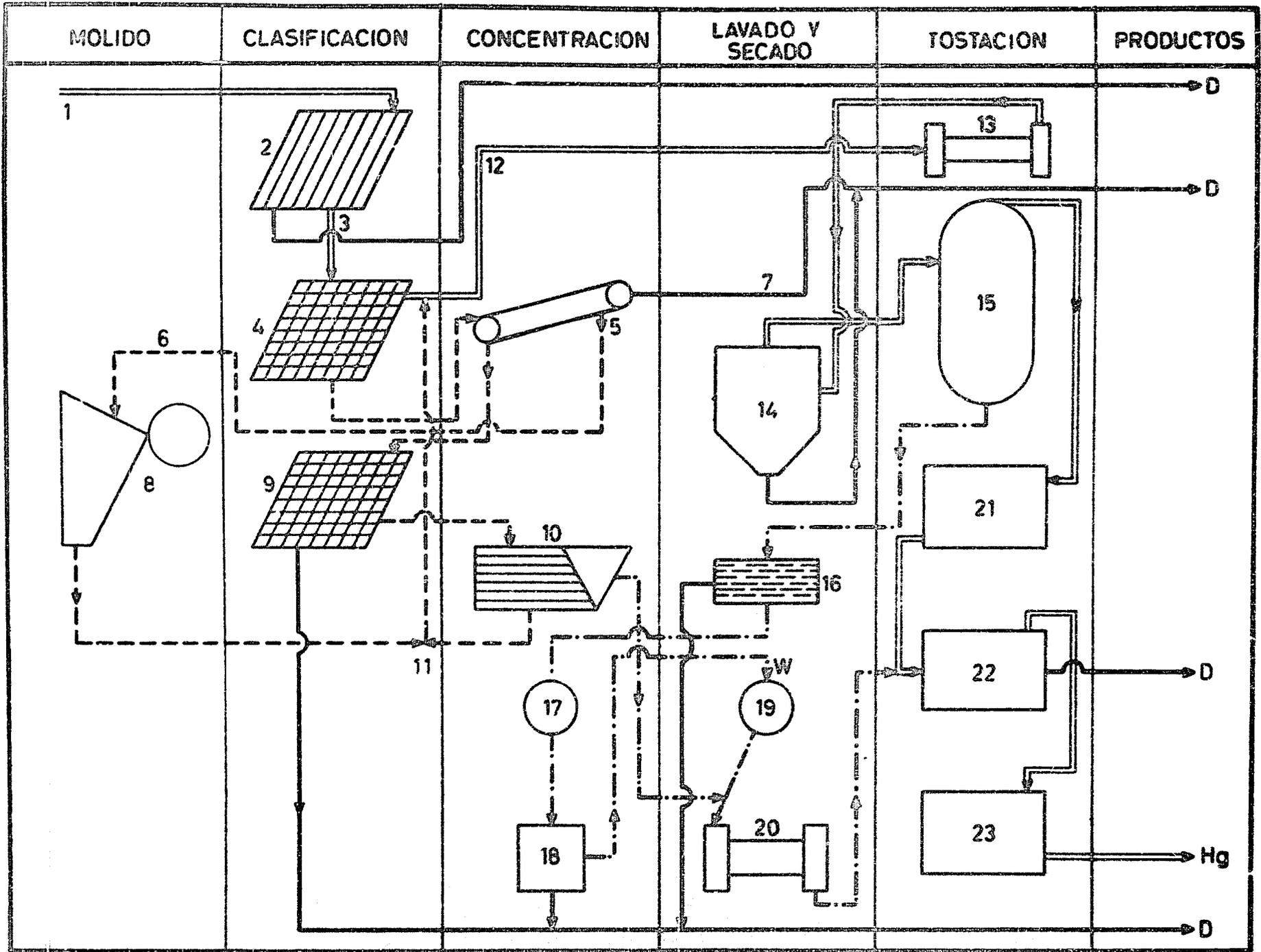
Unidad Cottrell de 2 por 3.3 por 5.3 m.

Tanque vertical de madera de 5 por 10 m.

Dos tanques horizontales de madera de 2.6 por 5 m.

22.- Tres retortas tipo "D"

23.- Condensador de tubos.



C A L C U L O S

CALCULOS ESTEQUIOMETRICOS.-

Reacción:



Masas moleculares:

$$\text{Hg} = 200.3$$

$$\text{HgS} = 232.3$$

$$\text{S} = 32$$

$$\text{SO}_2 = 64$$

$$\text{O} = 16$$

Porcentaje de mercurio en el compuesto:

$$\frac{\text{Hg}}{\text{HgS}} \times 100 = \frac{200.3}{232.3} \times 100 = 86.5\% \text{ de mercurio.}$$

Porcentaje de azufre en el compuesto:

$$\frac{\text{S}}{\text{HgS}} \times 100 = \frac{32.0}{232.3} \times 100 = 13.5\% \text{ de azufre.}$$

Se usará un banco de once retortas, ya que este número de retortas, como se verá más adelante es el que permite una mejor distribución -- del peso y del calor.

Cada retorta se carga con noventa kilogramos de mineral. En el banco se tendrán, por lo tanto:

$90 \times 11 = 990$ kilogramos de mineral (Aprox., una tonelada).

Concentración promedio del mineral: 0.5% de mercurio.

$1,000 \times 0.005 = 5$ kilogramos de mercurio en el banco.

$$\frac{5,000}{200} = 25 \text{ moles de mercurio.}$$

Se producirán, por lo tanto, 25 moles de dióxido de azufre.

En la reacción intervienen las siguientes cantidades:

$\text{HgS} \longrightarrow 25 \text{ moles} \qquad 25 \times 232 = 5.800 \text{ kilogramos}$

$\text{O}_2 \longrightarrow 25 \text{ moles} \qquad 25 \times 32 = 0.800 \quad "$

Se producen las siguientes cantidades:

$\text{Hg} \longrightarrow 25 \text{ moles} \qquad 25 \times 200 = 5.000 \text{ kilogramos}$

$\text{SO}_2 \longrightarrow 25 \text{ moles} \qquad 25 \times 64 = 1.600 \quad "$

VOLUMENES PRODUCIDOS.-

VOLUMEN DE MERCURIO:

Una mol de un gas, en condiciones normales de temperatura y presión, ocupa 22.4 litros. Se tienen 25 moles de vapor de mercurio:

$$25 \times 22.4 = 560 \text{ litros}$$

$$0.560 \text{ metros cúbicos.}$$

Volumen de dióxido de azufre:

Al tener igual número de moles, ocuparán el mismo volumen:

$$25 \times 22.4 = 560 \text{ litros}$$

$$0.560 \text{ metros cúbicos}$$

Volumen necesario de oxígeno:

El volumen necesario será igual a los dos volúmenes anteriores:

$$25 \times 22.4 = 560 \text{ litros}$$

$$0.560 \text{ metros cúbicos}$$

El oxígeno representa el 21% en volumen de la composición del aire, y, por tanto, el volumen necesario de aire será:

$$\frac{0.560}{0.21} = 2.666 \text{ metros cúbicos de aire}$$

Todos los volúmenes anteriores están dados a cero grados centígrados y a una atmósfera de presión.

Volumen de las retortas:

Las retortas son tubos de 1.8 metros de longitud, con un diámetro de 30 centímetros y un espesor de las paredes de 2.5 centímetros. Su volumen será:

$$A = \frac{\pi D^2}{4}$$

$$V = A \times L$$

Diámetro interior 25 centímetros

Longitud 180 centímetros

$$A = 0.785 \times 25^2 = 490.62 \text{ cm}^2$$

$$V = 490.62 \times 180 = 88,312.5 \text{ cm}^3 = 0.088 \text{ m}^3$$

Para once tubos:

$$0.088 \times 11 = 0.971 \text{ metros cúbicos}$$

La densidad aparente del mineral es de 125 libras/pie cúbico, o sea, 2.1 gramos/centímetro cúbico.

En cada banco se cargan 990 kilogramos

Volumen ocupado por el mineral:

$$\frac{990}{2.1} = 0.470 \text{ metros cúbicos.}$$

Acabamos de ver que el volumen ocupado por el mineral es de --- 0.47 metros cúbicos, y que el volumen interior de las once retortas es de 0.971 metros cúbicos. Restándolos, se obtiene el volumen libre dentro de las retortas y que será el ocupado por el aire para la reacción:

$$0.971 - 0.470 = 0.501 \text{ metros}$$

Se necesitan 2.666 m³ de aire, y ya que el volumen libre dentro de los tubos es menor, habrá que usar una alimentación de aire a los hornos. Este aire hay que alimentarlo caliente, ya que si se alimentara --- frío, existiría la posibilidad (muy remota) de que se formara fulminato de mercurio Hg(OCN)₂.

La ausencia casi total de datos sobre la cinética del proceso, nos impide conocer el rendimiento de éste; y, para tratar de asegurar una mayor eficiencia, se va a alimentar un exceso de aire, equivalente al do-

ble del volumen requerido. Por tanto, el volumen de aire que se alimentará es:

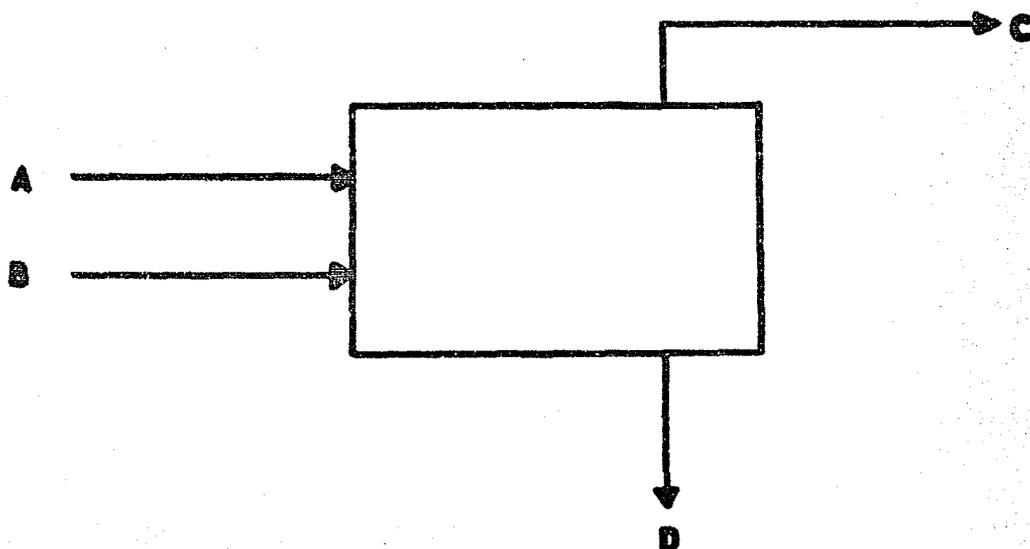
$$2.666 - 0.501 = 2.165 \text{ m}^3 \text{ (volumen necesario)}$$

$$2.666 \quad 2.666 \text{ m}^3 \text{ (exceso alimentado),}$$

$$4.831 \text{ m}^3 \text{ (a } 0^\circ\text{C y una atmósfera de presión)}$$

BALANCE DE MATERIALES.-

HORNO .-



ENTRADA .-

A).- Mineral.- Entran 1,000 kg de mineral, de los cuales el -- 0.58% es de sulfuro de mercurio y el 99.42% es de material inerte.

$$1,000 \times 0.0058 = 5.8 \text{ kg de HgS} \quad \frac{5,800}{222} = 25 \text{ moles de HgS}$$

$1,000 \times 0.9942 = 994.2$ Kg de material inerte

B).- Aire.- Entran 5.332 m^3 (medidos a 0°C y una atmósfera). -
Suponiendo al aire formado por un 21% de oxígeno y un 79% de nitrógeno, se tienen las siguientes masas:

1.600 Kg de Oxígeno	$\frac{1,600}{32}$	50 moles de oxígeno
5.292 Kg de nitrógeno	$\frac{5,292}{28}$	189 moles de nitrógeno

S A L I D A . -

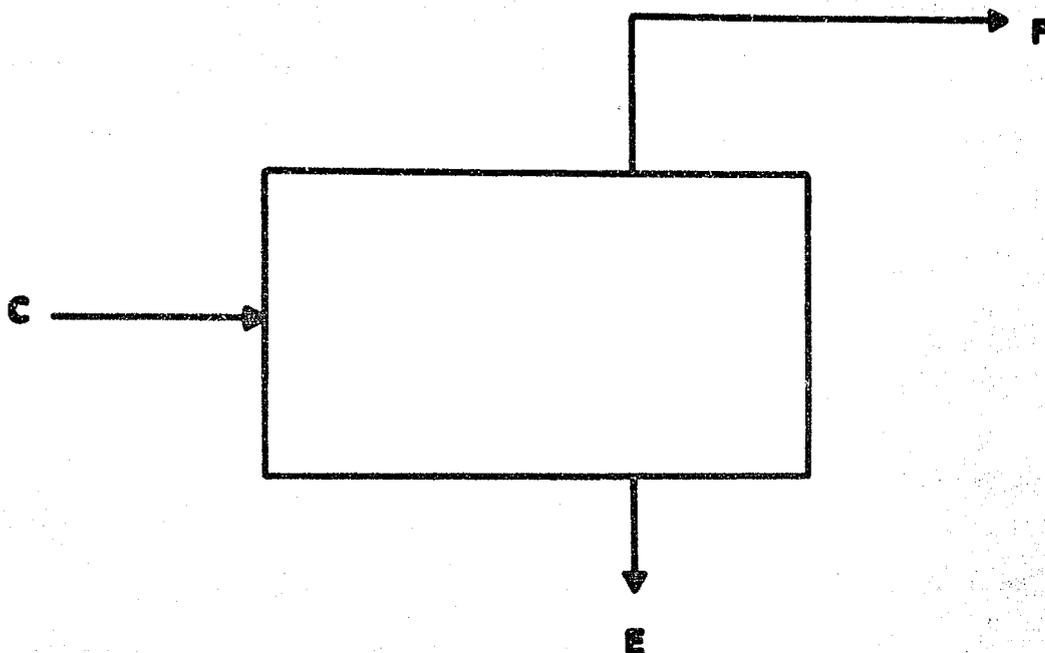
C).- Gases.- Producto de la tostación, con la siguiente composición:

Mercurio, 5 Kg equivalentes a 25 moles	9.4% en vol.
Dióxido de azufre, 1.6 Kg equivalente a 25 moles	9.4% en vol.
Oxígeno, 0.8 Kg equivalentes a 25 moles	9.4% " "
Nitrógeno, 5.292 Kg equivalentes a 189 moles	71.8% " "

El volumen que ocupa esta mezcla de gases, a una temperatura de 500°C y una atmósfera de presión, es de 16.77 m^3 .

D).- Residuo desechado.- Está formado por 994.2 Kg. de material inerte.

CONDENSADOR.-



ENTRADA.-

C).- Gases provenientes del horno.- Su composición es la expresada anteriormente.

SALIDA.-

E).- Mercurio condensado.- Se producen 5 Kg de mercurio líquido.

F).- Gases no condensables, con la siguiente composición:

Dióxido de azufre: 1.6 Kg equivalentes

a 25 moles,

10.5% en vol.

Oxígeno: 0.8 Kg equivalentes a 25 moles,

10.5% " "

Nitrógeno: 5.292 Kg equivalentes a

189 moles,

79.0% " "

El volumen que ocupa esta mezcla gaseosa, a una temperatu-

ra de 40°C y una atmósfera de presión, es de 15.18 m³.

Las condiciones de operación están tomadas de las plantas John--son McKay en operación. Trabajan a 500°C, con un tiempo de residencia de ocho horas. La temperatura final de los productos de la tostación, después de pasar por el condensador, se fija en 40°C. La temperatura final debe ser baja, debido a la presión de vapor del mercurio que aumenta con gran rapidez, a medida que sube la temperatura. Esta es la temperatura de salida con que trabajan las plantas beneficiadoras de mercurio.

BALANCE DE CALOR.-

Para el balance de calor, el proceso se puede dividir en dos partes que serán: tostación y condensación.

En la tostación hay que tomar en cuenta los siguientes puntos:

- 1).- Calentamiento de los tubos
- 2).- Calentamiento del mineral
- 3).- Calentamiento del aire
- 4).- Calor de reacción

En la condensación, los puntos que hay que considerar son:

- 1).- Enfriamiento del dióxido de azufre
- 2).- Enfriamiento del vapor de mercurio
- 3).- Condensación del vapor de mercurio
- 4).- Enfriamiento del mercurio líquido
- 5).- Enfriamiento del exceso de aire alimentado.

TOSTACION.-

1).- Calentamiento de los tubos.- Para poder calcular el calor necesario para este calentamiento, previamente hay que conocer la cantidad de fierro que se tiene. El fierro fundido tiene una densidad de 7.2 gramos por centímetro cúbico.

Diámetro exterior = 0.3 m

Diámetro interior = 0.25 m

$$A = \frac{\pi D^2}{4}$$

$$V = A \times L$$

Longitud = 1.8 m

$$A_2 = 0.785 \times 0.3^2 = 0.0712 \text{ m}^2$$

$$V_2 = 0.0712 \times 1.8 = 0.1280 \text{ m}^3$$

$$A_1 = 0.785 \times 0.25^2 = 0.0480 \text{ m}^2$$

$$V_1 = 0.0480 \times 1.8 = 0.0883 \text{ m}^3$$

$$V_2 - V_1 = 0.128 - 0.0883 = 0.0397 \text{ m}^3$$

Para once tubos

$$0.0397 \times 11 = 0.4367 \text{ m}^3$$

$$d = \frac{m}{V}$$

$$V \cdot d = m$$

$$0.4367 \times 7.2 = 3.144 \text{ toneladas de Fe}$$

Cp del fierro fundido

Rango °K

unidades

$$Cp = 4.13 + 0.00638 T$$

$$273 - 1041$$

$\frac{\text{caloría}}{\text{grado mol}}$

$$\Delta H = a (T_2 - T_1) + \frac{b}{2} (T_2^2 - T_1^2)$$

$$T_1 = 20^\circ\text{C} = 293^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$$

$$\Delta H = 4.13 (773 - 293) + \frac{0.00638}{2} (773^2 - 293^2)$$

$$\Delta H = 4.13 (480) + 0.00319 (597,529 - 85,849)$$

$$\Delta H = 1,982.4 + 1,632.25$$

$$\Delta H = 3,614.65 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

Masa atómica del hierro = 55.8

$$\frac{3,144,000}{55.8} = 56,300 \text{ moles de hierro}$$

$$56,300 \times 3,614.65 = 203,504 \text{ Kcal}$$

2).- Calentamiento del mineral.- Consiste de dos partes: calentamiento de los inertes y calentamiento del sulfuro de mercurio.

Calentamiento del material inerte. Se considera que el mineral está formado principalmente por sílice. Se considera sílice por que tiene el más alto calor específico, con objeto de tener un margen de error, ya que el mineral no será siempre el mismo.

Se procesan 1,000 Kg de mineral con un 99.42% de materia inerte.

$$1,000 \times 0.9942 = 994.2 \text{ Kg de materia inerte (sílice)}$$

$$C_p = 0.316 \frac{\text{cal}}{\text{gramo } ^\circ\text{C}}$$

$$Q = m C_p \Delta T$$

$$Q = 994.2 \times 0.316 \times 480$$

$$T_1 = 20^\circ\text{C} = 293^\circ\text{K}$$

$$Q = 150.80 \text{ Kcal}$$

$$T_2 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$$

$$\Delta T = 480$$

Calentamiento del sulfuro de mercurio.- El sulfuro de mercurio sublima a 446°C , y su calentamiento consta de tres etapas:

- a) Calentamiento del sólido, desde 20°C hasta 446°C Q_1
- b) Calor latente de sublimación Q_2
- c) Calentamiento de los vapores desde 446°C hasta 500°C Q_3

Calentamiento del sólido:

C_p del sulfuro de mercurio

Rango $^\circ\text{K}$

unidades

$$C_p = 10.9 + 0.00365 T$$

273 - 853

$$\frac{\text{cal}}{\text{grado mol}}$$

$$T_1 = 20^\circ\text{C} = 293^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 446^\circ\text{C} = 719^\circ\text{K}$$

$$\Delta H = a (T_2 - T_1) + \frac{b}{2} (T_2^2 - T_1^2)$$

$$\Delta H = 10.9 (719 - 293) + \frac{0.00365}{2} (719^2 - 293^2)$$

$$\Delta H = 4643.4 + 784.62$$

$$\Delta H = 5.428.02 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

Se tienen 25 moles de sulfuro de mercurio

$$5.433.42 \times 25 = 135.70 \text{ kcal}$$

Calor latente de sublimación.-

$$Q = 14.900 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

Se tienen 25 moles de sulfuro de mercurio

$$14.900 \times 25 = 372.50 \text{ kcal}$$

Calentamiento de los vapores.-

Usando el mismo C_p para este calentamiento, tenemos:

$$T_1 = 446^\circ\text{C} = 719^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$$

$$\Delta H = 10.9 (773 - 719) + 0.00182 (773^2 - 719^2)$$

$$\Delta H = 588.6 + 146.63$$

$$\Delta H = 735.23 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

Al tenerse 25 moles de sulfuro de mercurio,

$$735.23 \times 25 = 18.38 \text{ kcal}$$

$$Q_T = Q_1 + Q_2 + Q_3$$

$$Q_T = 135.70 + 372.50 + 18.38$$

$$Q_T = 526.58 \text{ kcal}$$

g).- Calentamiento del aire. En el aire tenemos 50 moles de oxígeno y 189 moles de nitrógeno, las cuales ocupan, a 0°C y una atmósfera de presión, un volumen de 16.77 m³.

$$50 + 189 = 239 \text{ moles de aire}$$

Masa molecular del aire: 29

$$239 \times 29 = 6,931 \text{ g de aire}$$

Cp del aire

unidades

$$C_p = 0.219 + 0.342 T \times 10^{-4} - 0.293 T \times 10^{-6}$$

$$\frac{\text{Btu}}{\text{libra } ^\circ\text{R}}$$

$$C_p = a (T_2 - T_1) + \frac{b}{2} (T_2^2 - T_1^2) - \frac{c}{3} (T_2^3 - T_1^3)$$

$$T_1 = 20^\circ\text{C} = 86^\circ\text{F} = 548^\circ\text{R}$$

$$T_2 = 500^\circ\text{C} = 932^\circ\text{F} = 1392^\circ\text{R}$$

$$\Delta H = 0.219(1392 - 548) + \frac{0.342}{2} (1392 - 548) \times 10^{-4}$$

$$- \frac{0.293}{2} (1392 - 548) \times 10^{-6}$$

$$\Delta H = 184.83 + 0.171(1,637,360) \times 10^{-4} -$$

$$- 0.097(2,232,657,696) \times 10^{-6}$$

$$\Delta H = 184.73 + 27.9998 - 2.1656$$

$$\Delta H = 210.563 \frac{\text{Btu}}{\text{libra}}$$

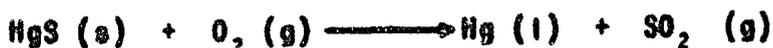
$$\frac{6,931}{454} = 15.4 \text{ libras de aire}$$

$$210.56 \times 15.4 = 3,242.624$$

$$1 \text{ Btu} = 252 \text{ cal.}$$

$$3,242.624 \times 252 = 817.14 \text{ kcal}$$

4).- Calor de reacción. El cálculo de este calor se puede realizar por medio de los calores de formación. El resultado que se obtenga tendrá que ser corregido por temperatura, ya que los calores de formación están dados a 25°C, y la reacción se verifica, en la realidad, a 500°C.



$$\text{HgS (s)} \dots 10.7 \text{ kcal/mol}$$

$$\text{O}_2 \text{ (g)} \dots 0 \text{ kcal/mol}$$

$$\text{Hg (l)} \dots 0 \text{ kcal/mol}$$

$$\text{SO}_2 \text{ (g)} \dots -70.94 \text{ kcal/mol}$$

$$\Delta H_R = \sum_P n \Delta H_f - \sum_R n \Delta H_f$$

$$\Delta H = -70.94 - (-10.7) = -60.24 \text{ kcal/mol}$$

El calor anterior es el calor de la reacción efectuada a 25°C.

La corrección por temperatura consta de tres pasos:

- Enfriar los reactantes desde 500°C hasta 25°C
- Efectuar la reacción a 25°C
- Calentar los productos desde 25°C hasta 500°C

Primer paso: Enfriar los reactantes.-

Los reactantes son el sulfuro de mercurio y el oxígeno. Estos cálculos se simplifican con el uso de las capacidades caloríficas medias -

$$C_{p_m} = \frac{\int_{T_1}^{T_2} C_p dT}{T_2 - T_1} = a + \frac{b}{2} (T_2 - T_1)$$

Sulfuro de mercurio $C_p = 10.9 + 0.00365 T$

$$T_1 = 500^\circ\text{C}$$

$$T_2 = 25^\circ\text{C}$$

$$C_{p_m} = 10.9 + \frac{0.00365}{2} (500 - 25)$$

$$C_{p_m} = 10.9 + 0.00182 (475)$$

$$C_{p_m} = 10.9 + 0.086$$

$$C_{p_m} = 10.98 \frac{\text{cal}}{^\circ\text{K mol}}$$

$$Q = m C_{p_m} \Delta T$$

$$Q = 25 \times 10.98 \times 475$$

$$Q = 130.387 \text{ kcal}$$

A este calor hay que añadir el calor de sublimación del sulfuro-mercúrico.

$$q = 14,900 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

Se tienen 25 moles de sulfuro de mercurio

$$14,900 \times 25 = 372.5 \text{ kcal}$$

Enfriamiento del oxígeno.- La capacidad calorífica media del oxígeno se tomó de la fig 2-1 del Chemical Engineering Kinetics, Smith, Mc -- Graw-Hill, 1956.

$C_{p_m} = 7.5$ Se tienen 25 moles de oxígeno interviniendo en la reacción

$$Q = 25 \times 7.5 \times 475 = 89.062 \text{ kcal}$$

El rango o diferencia de temperatura es el mismo que en el caso del sulfuro mercurico, o sea,

$$500 - 25 = 475 \text{ }^\circ\text{C}$$

Sumando estos tres calores, se obtiene el calor total en el primer paso:

$$Q = 130.387 + 372.500 + 89.062$$

$$Q = 591.949 \text{ kcal}$$

El segundo paso ya se calculó con anterioridad, siendo el calor de reacción a 25°C

$$Q = - 60.24 \text{ kcal/mol}$$

$$- 60.24 \times 25 = - 1,506.00 \text{ kcal}$$

El tercer paso consiste en el calentamiento de los productos, -- que van a ser mercurio líquido y dióxido de azufre.

Calentamiento del mercurio. El mercurio tiene un punto de ebu-- ción de 357.25 °C. La capacidad calorífica del mercurio líquido es de --- 6.61 cal/grado K mol, y la capacidad calorífica del mercurio gaseoso es de 4.97 cal/grado K mol.

Calentamiento del mercurio líquido hasta su punto de ebullición.

$$T_1 = 25^\circ\text{C}$$

$$T_2 = 357.25^\circ\text{C} \quad \Delta T = 332.25$$

$$Q = 25 \times 6.61 \times 332.25$$

$$Q = 54.904 \text{ kcal}$$

Calor latente de evaporación del mercurio

$$Q = 13,980 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

Se van a obtener 25 moles de Hg.

$$Q = 13,980 \times 25$$

$$Q = 349.50 \text{ kcal}$$

Calentamiento del vapor de mercurio desde 357.25°C hasta 500°C.

Los vapores de mercurio van a ser calentados desde su punto de - ebullición hasta 500°C, temperatura final de la tostación. La capacidad - calorífica del mercurio en estado gaseoso es de 4.97 cal/grado K mol.

$$T_1 = 357.25^\circ\text{C}$$

$$T_2 = 500.00^\circ\text{C}$$

$$\Delta T = 142.25$$

$$Q = 25 \times 4.97 \times 142.75$$

$$Q = 17.736 \text{ kcal}$$

La suma de los tres calores anteriores nos dará la cantidad total de calor empleada para calentar el mercurio desde 25°C hasta 500°C.

$$Q = 54.904 + 349.5 + 17.736$$

$$Q = 422.149 \text{ kcal}$$

Calentamiento del dióxido de azufre. Este cálculo se hará también empleando la capacidad calorífica media del dióxido de azufre:

$$C_p = 7.7 + 0.0053T - 0.00000083T^2$$

$$C_{p_m} = 7.7 + \frac{0.0053}{2} (475) - \frac{0.00000083}{3} (T_2^2 - T_2 T_1 + T_1^2)$$

$$C_{p_m} = 7.7 + 0.00265 (475) - 0.000000286 (773^2 - 773 \times 298 + 298^2)$$

$$C_{p_m} = 7.7 + 1.2587 + 0.2306$$

$$C_{p_m} = 8.72 \frac{\text{cal}}{\text{grado K mol}}$$

Las temperaturas son: $T_1 = 25^\circ\text{C} = 298^\circ\text{K}$ $T_2 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$

$$Q = m C_{p_m} \Delta T \quad \text{Se tienen 25 moles de } \text{SO}_2$$

$$Q = 25 \times 8.72 \times 475 \quad Q = 103.55 \text{ kcal}$$

Haciendo la suma de los resultados obtenidos en estos tres pasos

$$Q = 25 \cdot 4.97 \cdot 142.75$$

$$Q = 17.736 \text{ kcal}$$

La suma de los tres valores anteriores nos dará la cantidad total de calor empleada para calentar el mercurio desde 25°C hasta 500°C.

$$Q = 54.904 + 349.5 + 17.736$$

$$Q = 422.149 \text{ kcal}$$

Calentamiento del dióxido de azufre. Este cálculo se hará también empleando la capacidad calorífica media del dióxido de azufre:

$$C_p = 7.7 + 0.0053T - 0.00000083T^2$$

$$C_{p_m} = 7.7 + \frac{0.0053}{2} (475) - \frac{0.00000083}{3} (T_2^2 - T_2 T_1 + T_1^2)$$

$$C_{p_m} = 7.7 + 0.00265 (475) - 0.000000286 (773^2 - 773 \times 298 + 298^2)$$

$$C_{p_m} = 7.7 + 1.2587 + 0.2306$$

$$C_{p_m} = 8.72 \frac{\text{cal}}{\text{grado K mol}}$$

Las temperaturas son: $T_1 = 25^\circ\text{C} = 298^\circ\text{K}$ $T_2 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$

$$Q = mC_{p_m} \Delta T \quad \text{Se tienen 25 moles de } \text{SO}_2$$

$$Q = 25 \times 8.72 \times 475$$

$$Q = 103.55 \text{ kcal}$$

Haciendo la suma de los resultados obtenidos en estos tres pasos

anteriores, se va a obtener el calor de reacción a 500°C.

$$Q = -591.949 - 1,506.00 + (422.149 + 103.55)$$

$$Q = -1,572.25 \text{ kcal}$$

El balance de calor total para la tostación se obtendrá haciendo la suma de los valores en los cuatro pasos originales:

1).- Calentamiento de los tubos	203,504.00 kcal
2).- Calentamiento del mineral:	
sílice.	150.800 kcal
sulfuro de mercurio.	526.580 kcal
3).- Calor de reacción	-1,572.250 kcal
4).- Calentamiento del aire	817.140 kcal
Calor total en la tostación:	203,426.270 kcal

CONDENSACION:

Al condensador va a entrar una mezcla gaseosa con la siguiente composición:

Mercurio:	5.000 kg equivalentes a 25 moles	9.4% en vol.
Dióxido de azufre:	1.600 kg equivalentes a 25 moles	9.4% en vol.
Oxígeno:	0.800 kg equivalentes a 25 moles	9.4% en vol.
Nitrógeno:	5.292 kg equivalentes a 189 moles	71.8% en vol.

Esta mezcla gaseosa se encuentra a 500°C, y ocupa un volumen de-

16.77 metros cúbicos.

1).- Enfriamiento del mercurio.- La temperatura final del proceso ha sido fijada en 40°C. Este enfriamiento se lleva en tres pasos:

a).- Enfriamiento del vapor de mercurio.

b).- Condensación del vapor de mercurio.

c).- Enfriamiento del mercurio líquido.

a).- El punto de ebullición del mercurio es de 357.25°C, y, por tanto, el enfriamiento del vapor de mercurio se hará desde 500°C hasta la temperatura de ebullición del mercurio.

$$T_1 = 500^\circ\text{C} \quad C_p \text{ del mercurio gaseoso} = 4.97 \frac{\text{cal}}{\text{grado K mol}}$$

$$T_2 = 357.25^\circ\text{C}$$

$$\Delta T = 242.75 \quad Q = MC_p \Delta T$$

$$Q = 25 \times 4.97 \times 242.75$$

$$Q = 30.342 \text{ kcal}$$

b).- Condensación del vapor de mercurio.-

$$\text{Calor latente de condensación} = 13,980 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

$$Q = 25 \times 13,980$$

$$Q = 347.250 \text{ kcal}$$

c).- Enfriamiento del mercurio líquido.- Este enfriamiento se hace desde la temperatura de 357.25°C hasta 40°C, temperatura final del -- proceso.

$$T_1 = 357.25^\circ\text{C} \quad C_p \text{ del mercurio líquido} = 6.61 \frac{\text{cal}}{\text{grado K mol}}$$

$$T_2 = 40.00^\circ\text{C}$$

$$\Delta T = 317.75^\circ\text{C} \quad Q = m C_p \Delta T$$

$$Q = 25 \times 6.61 \times 317.75$$

$$Q = 52.425 \text{ kcal}$$

El calor total para el enfriamiento del mercurio será la suma - de los tres calores anteriores:

$$Q_T = Q_a + Q_b + Q_c$$

$$Q_T = 30.342 + 347.250 + 52.425$$

$$Q_T = 430.017 \text{ kcal}$$

2).- Enfriamiento del dióxido de azufre.- Este enfriamiento - se efectúa en un solo paso, ya que no hay cambios de estado.

$$T_1 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 40^\circ\text{C} = 313^\circ\text{K}$$

$$\Delta T = 460^\circ\text{K}$$

$$C_p = 7.7 + 0.0053T - 0.00000083T^2 \frac{\text{cal}}{\text{grado K mol}}$$

$$\Delta H = 7.7(773-313) + \frac{0.0053}{2} (773^2 - 313^2) - \frac{0.00000083}{3} (773^3 - 313^3)$$

$$\Delta H = 7.7 (460) + 0.0025 (499,560) - 0.00000027 (431,135,620)$$

$$\Delta H = 3,542 + 1,273.87 - 116.40$$

$$\Delta H = 4,699.47 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

$$Q = 4,699.47 \times 25$$

$$Q = 117,511 \text{ kcal}$$

3).- Enfriamiento del oxígeno.-

$$T_1 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 40^\circ\text{C} = 313^\circ\text{K}$$

$$\Delta T = 460^\circ\text{K}$$

$$C_p = 6.09 + 3.25 \times 10^{-3} T$$

$$\Delta H = 6.09 (773 - 313) + \frac{3.25}{2} (773^2 - 313^2) \times 10^{-3}$$

$$\Delta H = 6.09 (460) + 1.65(499,560) \times 10^{-3}$$

$$\Delta H = 2,801.40 + 847.27$$

$$\Delta H = 3,625.67 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

$$Q = 3,625.67 \times 25$$

$$Q = 90.641 \text{ kcal}$$

4).- Enfriamiento del nitrógeno.

$$T_1 = 500^\circ\text{C} = 773^\circ\text{K}$$

$$T_2 = 40^\circ\text{C} = 313^\circ\text{K}$$

$$\Delta T = 460^\circ\text{K}$$

$$C_p = 6.5 + 0.001T$$

$$\Delta H = 6.5(773 - 313) + \frac{0.001}{2} (773^2 - 313^2)$$

$$\Delta H = 6.5(460) + 0.0005(499,560)$$

$$\Delta H = 2,990 + 249.78$$

$$\Delta H = 3,239.78 \frac{\text{cal}}{\text{mol}}$$

$$Q = 3,239.78 \times 189$$

$$Q = 612.318 \text{ kcal}$$

El calor total desprendido durante la condensación será la suma de los cuatro calores obtenidos:

1).- Enfriamiento y condensación del mercurio	432.086 kcal
2).- Enfriamiento del dióxido de azufre	116.862 kcal
3).- Enfriamiento del oxígeno	90.641 kcal
4).- Enfriamiento del nitrógeno	612.318 kcal
	<hr/>
Calor total en la condensación:	1,251.907 kcal

CALCULO DEL AREA DEL CONDENSADOR.

Entrada al Condensador:

Gases no condensables.- Dióxido de azufre, oxígeno, nitrógeno.

SO ₂	1.6 kg
O ₂	0.8 kg
N ₂	5.292 kg
	<hr/>
Total:	7.692 kg

Se tendrán: $7,692/454 = 16.9$ libras.

El tiempo de operación es de ocho horas.

$$16.9/8 = 2.11 \text{ libras por hora}$$

Vapor.- Mercurio.

Hg 5.000 kg $5,000/454 = 11$ libras ; $11/8 = 1.375$ lb/h

Se dispone de aire como medio de enfriamiento; este aire pasará de veintidos a veintitres y medio grados centígrados.

Calor total: 1,251.908 kcal

$$\frac{1,251,907}{252 \times 8} = 620 \text{ Btu/hora.}$$

Calor sensible (debido a los gases)

$$891.821 \text{ kcal}$$

$$\frac{819,821}{252 \times 8} = 406 \text{ Btu/hora.}$$

Calor latente:

$$347.500 \text{ kcal}$$

Calor sensible (líquido)

$$52.425 \text{ kcal}$$

Dentro del condensador vamos a tener cuatro resistencias a la transferencia de calor y que van a ser: la película que forma el aire al circular fuera de los tubos, la resistencia del acero a la transferencia del calor, la película que forman los gases no condensables, y la película que forma el vapor condensado.

COEFICIENTE DE PELÍCULA DEL GAS (ÁREA INTERIOR).

$$h = 0.0144 \cdot c \frac{G^{0.8}}{D^{0.2}}$$

- h_s = coeficiente de película del gas
- c = capacidad calorífica de la mezcla gaseosa
- G = gasto en masa lb/(hora) (pie cuadrado).
- D = Diámetro interior (pies).

CALCULO DE "c".-

			Cp		
SO ₂	1.600 kg	22.1% en masa	0.21	0.221 x 0.21	0.0465
O ₂	0.800 kg	12.0% en masa	0.26	0.120 x 0.26	0.0312
N ₂	5.292 kg	65.9% en masa	0.27	0.659 x 0.27	0.1820
Capacidad calorífica de la mezcla:					0.2597

$$c = 0.259 \frac{\text{cal}}{\text{grado gramo}}$$

Los condensadores que se usan para vapores de mercurio, tienen un diámetro nominal de dos pulgadas. Este diámetro, aparentemente demasiado grande, se elige así, para evitar que el tubo llegue a taparse con un posible arrastre de polvos a lo largo de muchas cargas procesadas.

Diámetro nominal = 2 pulgadas

Diámetro interior = 2.067 pulgadas

D = 2.067/12 D = 0.173 pies

Area del tubo = 0.023 pies²

G = 2.11/0.023 G = 91.5 libras/(hora) (pie cuadrado)

$$h_g = 0.0144 \times 0.259 \times \frac{(91.5)^{0.8}}{(0.173)^{0.2}}$$

$$h_g = 4.4 \text{ Btu}/(\text{libra}) (\text{°F}) (\text{pie}^2)$$

COEFICIENTE DE PELÍCULA DEL CONDENSADO.

Ecuación de Musselt, en el tipo de Colburn para Reynolds menores de 2,100 en tubos verticales:

$$h_c = 5.35 \frac{G k}{4 \Gamma}$$

h_c = coeficiente de película del condensado.

G = gasto en masa del vapor condensable.

k = conductividad térmica del condensado.

Γ = gasto en masa del condensado, cayendo en película en tubos verticales.

$$\Gamma = \frac{W}{\pi D}$$

$$\Gamma = \frac{1.375}{3.15 \times 2.06} = 0.217 \text{ libras}/(\text{hora}) (\text{pie})$$

$$k = 4.83 \frac{\text{Btu}}{(\text{hora}) (\text{pie}^2) (^\circ\text{F}/\text{pie})}$$

$$G = 1.375/0.023 = 59.5 \text{ libras}/(\text{hora}) (\text{pie}^2)$$

$$h_c = 5.35 \frac{59.5 \times 4.83}{4 \times 0.217}$$

$$h_c = 1,660 \text{ Btu}/(\text{hora}) (\text{pie}^2) (^\circ\text{F})$$

COEFICIENTE DEL MATERIAL (ACERO).

$$h_m = \frac{24 k}{Do' \ln \frac{Do'}{Di'}}$$

k_m = conductividad térmica del material.

Do' = Diámetro exterior (pulgadas)

Di' = Diámetro interior (pulgadas)

$$k = 26.8 \frac{\text{Btu}}{(\text{hora}) (\text{pie}^2) (^\circ\text{F}/\text{pie})}$$

Do' = 2.375 pulgadas

Di' = 2.067 pulgadas

$$h_m = \frac{24 \times 26.8}{2.375 \times 2.3 \log \frac{2.375}{2.067}}$$

$$h_m = 1,970 \text{ Btu}/(\text{hora}) (\text{pie}^2) (^\circ\text{F})$$

COEFICIENTE DE PELICULA DEL AIRE DE ENFRIAMIENTO.

$$h_a = \frac{2 (V'_{\text{máx}})^{0.6}}{(Do')^{0.4}}$$

$V'_{\text{máx.}}$ = velocidad máxima del aire en pies/seg.

Do' = Diámetro exterior (pulgadas)

$V'_{\text{máx.}}$ = 1.64 pies/seg.

Do' = 2.375 pulgadas.

$$h_a = \frac{2 (1.64)^{0.6}}{(2.375)^{0.8}}$$

$$h_a = 2 \text{ Btu}/(\text{hora}) (\text{pie}^2) (^\circ\text{F})$$

El factor de fowling, por falta de datos no es posible calcularlo. Basados en otras operaciones semejantes, se puede suponer con un valor de 1,000

La diferencia media logarítmica de temperatura es:

$$500 - 23.5 = 476.5 = t_2$$

$$40 - 22 = \frac{18}{455.5} = t_1$$

$$\text{LMTD} = \frac{\Delta T}{\ln \frac{\Delta t_2}{\Delta t_1}}$$

$$\text{LMTD} = \frac{455.5}{2.3 \log \frac{472}{18}}$$

$$\text{LMTD} = 142^\circ\text{C} = 287^\circ\text{F}$$

Coefficiente combinado para enfriamiento simultáneo de gas vapor- y condensación de vapor:

$$h_{cg} = \frac{1}{\frac{(Q/\theta)_g}{(Q/\theta)_t} \frac{1}{h_g} + \frac{1}{h_c}}$$

$$h_{cg} = \frac{1}{\frac{406}{620} \frac{1}{4.4} + \frac{661}{1,660}} \frac{2.067}{2.375}$$

$$h_{c\phi} = 2.3$$

$$\frac{1}{U} = \frac{1}{h_{c\phi}} + \frac{1}{h_w} + \frac{1}{h_m} + \frac{1}{h_r}$$

$$\frac{1}{U} = \frac{1}{2.3} + \frac{1}{339.1} + \frac{1}{1,970} + \frac{1}{1,000}$$

$$\frac{1}{U} = \frac{1}{2.50} \qquad U = 2.50$$

$$Q = U \times A \times \Delta T$$

$$A = \frac{Q}{U \Delta T} \qquad A = \frac{620}{2.50 \times 287} \qquad A = 0.90 \text{ pie}^2$$

El área de un tubo de dos pulgadas de diámetro nominal es de - -
0.622 pies²/pie.

$$\frac{0.900}{0.622} = 1.40 \text{ pies de longitud}$$

Considerando que en alguna ocasión se pueda procesar un mineral de alguna ley mayor, o que lleve algún elemento que pueda evaporarse, se tomará un condensador de tres tubos, cada uno de ellos con una longitud de dos pies.

En un principio se pensó que los tubos fueran contenidos en una cámara de combustión, pero el peso de la cámara, aunado al de los tubos, sería mayor del que pudiera soportar la plataforma en un solo punto. Al tener que ir descubiertos los tubos, hay que calcular las pérdidas de ca-

lor por radiación y por convección.

PERDIDAS DE CALOR POR CONVECCION.

$$h_c = 0.50 \left(\frac{\Delta t}{d_o} \right)^{0.25}$$

h_c = coeficiente de transmisión de calor por convección.

Δt = diferencia de temperaturas entre la superficie caliente y el fluido frío expresado en °F.

d_o = diámetro de la tubería expresado en pulgadas.

$$\Delta t = 932 - 32 = 900$$

$$d_o = 12 \text{ pulgadas}$$

$$h_c = 0.50 \left(\frac{900}{12} \right)^{0.25}$$

$$h_c = 1.48 \text{ Btu}/(\text{hr})(\text{pie}^2)(\text{°F})$$

PERDIDAS DE CALOR POR RADIACION.

$$h_r = \frac{0.173 \epsilon \left[\left(\frac{T_1}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_2}{100} \right)^4 \right]}{T_1 - T_2}$$

ϵ = emisividad del hierro fundido.

T_1 = Temperatura de la superficie caliente.

T_2 = Temperatura del medio al cual se hace la radiación.

emisividad del hierro fundido = 0.78

$$T_1 = 932^\circ\text{F} = 1,392^\circ\text{R}$$

$$T_2 = 32^\circ\text{F} = 492^\circ\text{R}$$

$$h_r = \frac{0.173 \times 0.78 \left[\left(\frac{1,392}{100} \right)^4 - \left(\frac{492}{100} \right)^4 \right]}{1,392 - 492}$$

$$h_r = 5.38 \text{ Btu/(hr) (pie}^2 \text{) (}^\circ\text{F)}$$

Combinando ambos coeficientes:

$$h_c + h_r = 1.48 + 5.38$$

$$h_{cr} = 6.36 \text{ Btu/(hr) (pie}^2 \text{) (}^\circ\text{F)}$$

Area de cada tubo:

$$A = \frac{\pi D^2}{4}$$

$$C = \pi D$$

L 12 pies

D 1 pie

$$C = 3.1416 \times 1 = 3.1416 \text{ pies}$$

$$A = 0.785 \times 1^2 = 0.785 \text{ pies}^2 \text{ (área de las tapas)}$$

$$3.1416 \times 12 = 0.785 = 39.36 \text{ pies}^2$$

Calor perdido en cada tubo:

$$Q = (h_c + h_r) A \Delta T$$

$$Q = 6.36 \times 39.26 \times 900$$

$$Q = 243,804 \text{ Btu/hora}$$

Al tener once tubos y un tiempo de operación de ocho horas, ---
 $243,804 \times 11 \times 8 = 21,454,800 \text{ Btu.}$

No todo este calor se pierde. Debido a la forma en que están acomodados los tubos, el calor perdido por algunos tubos es aprovechado por otros, y además es empleado en calentar los conductos de alimentación de aire a los tubos.

AIRE NECESARIO PARA EL ENFRIAMIENTO.

Para poder condensar el mercurio, es necesario enfriar toda la mezcla gaseosa que provenga de los hornos. De acuerdo con los cálculos anteriores, hay que eliminar 1,251.907 kcal. El medio de enfriamiento usado será aire, ya que no siempre se podrá contar con suministros adecuados de agua. La temperatura inicial se toma como la temperatura ambiente, o sea, 22°C, y la final se fijará en 23.5°C, con objeto de emplear un volumen mayor de aire y, por tanto, una mayor velocidad de éste y así tener un coeficiente de película de poca importancia.

$$Q = m C_p \Delta T$$

$$C_p = 1 \text{ cal/gramo}^\circ\text{C}$$

$$Q = 1,251.907 \text{ kcal}$$

$$\Delta T = 23.5 - 22 = 1.5$$

$$m = \frac{1,251,907}{1 \times 1.5}$$

$$m = 838,000 \text{ g}$$

Estos 838.000 gramos de aire representan un flujo de $2.6 \text{ m}^3/\text{min}$.

COMBUSTIBLE NECESARIO PARA EL CALENTAMIENTO.

Debido a las condiciones de operación, se tendrá que usar un combustible que no necesite equipo de precalentamiento, ni sistema complicado de quemadores, y que sea de fácil adquisición en cualquier parte del país.- El combustible que llena estos requerimientos es el diesel, el cual tiene un poder calorífico de once mil doscientas kcal por litro.

El calor total que hay que suministrar será la suma del calor necesario para la operación, más el calor perdido por radiación y convección,

$$\text{Calor total} = 5,567,106 \text{ kcal}$$

$$\text{litros necesarios} = \frac{5,567,106}{11,200} = 497 \text{ litros}$$

En vista de que va a haber una alimentación de aire a los tubos, es necesario ver si esa corriente de aire puede, o no, ocasionar un arrastre de polvos, ya que es frecuente que el mineral se desmorone durante la tostación. Para poder predecir si existirá un arrastre de polvos, hay que calcular primero la densidad y velocidad de la corriente de aire, y después aplicar estos datos a la correlación de Miller y Logwinuk.

VOLUMEN Y DENSIDAD DE LA CORRIENTE DE AIRE:

Se va a alimentar 4.831 metros cúbicos (0°C y 1 atm); este volumen, a 500°C y la atmósfera, ocupará 13.8 m^3 .

Estos 838,000 gramos de aire representan un flujo de 2.6 m³/min.

COMBUSTIBLE NECESARIO PARA EL CALENTAMIENTO.

Debido a las condiciones de operación, se tendrá que usar un combustible que no necesite equipo de precalentamiento, ni sistema complicado de quemadores, y que sea de fácil adquisición en cualquier parte del país. El combustible que llena estos requerimientos es el diesel, el cual tiene un poder calorífico de once mil doscientas kcal por litro.

El calor total que hay que suministrar será la suma del calor necesario para la operación, más el calor perdido por radiación y convección,

$$\text{Calor total} = 5,567,106 \text{ kcal}$$

$$\text{litros necesarios} = \frac{5,567,106}{11,200} = 497 \text{ litros}$$

En vista de que va a haber una alimentación de aire a los tubos, es necesario ver si esa corriente de aire puede, o no, ocasionar un arrastre de polvos, ya que es frecuente que el mineral se desmorone durante la tostación. Para poder predecir si existirá un arrastre de polvos, hay que calcular primero la densidad y velocidad de la corriente de aire, y después aplicar estos datos a la correlación de Miller y Logwinuk.

VOLUMEN Y DENSIDAD DE LA CORRIENTE DE AIRE:

Se va a alimentar 4.831 metros cúbicos (0°C y 1 atm); este volumen, a 500°C y 1 atm, ocupará 13.8 m³.

$$\frac{4,831}{22.4} = 215 \text{ moles de aire}$$

$$215 \times 29 = 6,235 \text{ g}$$

$$\frac{6,235}{13,800} = 0.45 \text{ g/l} = 0.028 \text{ libras/pie}^3$$

$$0.45 \text{ g/l} = 0.0282 \text{ lb/pie}^3 = \rho$$

$$\frac{13,800}{8} = 1,725 \text{ litros/hora}$$

$$\frac{1,725}{11} = 156.8 \text{ litros/(hora) (tubo)}$$

$$\frac{156.8}{3,600} = 0.0436 \text{ litros/(seg.) (tubo)}$$

$$0.0436 \times 0.45 = 0.0196 \text{ gramos/(seg.) (tubo)}$$

$$\omega = 0.000436 \text{ lb/(seg.) (tubo)}$$

$$V = \frac{\omega}{S_p} = \frac{0.000436}{0.023 \times 0.028}$$

$$V = 0.83 \text{ pies/segundo.}$$

Esta velocidad está calculada para un tubo de dos pulgadas de diámetro. Sin embargo, el aire reduce su velocidad al entrar a las retortas, que tienen un Área de 0.773 pies², llenas hasta la mitad de su volumen.

$$V = \frac{0.00037}{0.38 \times 0.028}$$

$$V = 0.25 \text{ pies/segundo}$$

Aplicando esta velocidad y densidad a la correlación de Miller y Logwinuk, se conocerá el tamaño de partícula que fluidizaría una corriente de aire de estas características.

$$G = \frac{5.23 \times 10^5 \rho_p^{1.1} (\rho_p - \rho_g)^{0.9} D_p^2}{\mu}$$

$$D_p^2 = \frac{\mu G_{mf}}{5.23 \times 10^5 \rho_p^{1.1} (\rho_p - \rho_g)^{0.9}}$$

G_{mf} = Velocidad mínima del aire, requerida para fluidizar.

D_p = Diámetro de partícula (máximo fluidizable).

μ = Viscosidad del fluido.

ρ_p = Densidad de la partícula.

ρ_g = Densidad del fluido.

La mayor parte de estos datos son ya conocidos por cálculos anteriores.

$$G_{mf} = 0.25 \text{ pies/seg.}$$

$$\mu = 0.035 \text{ cp} = 2.35 \times 10^{-5} \text{ lb/(pie)(seg)} \text{ J. Perry 3a. edición}$$

$$\rho_p = 125 \text{ lb/pie}^3$$

$$\rho_g = 0.0282 \text{ lb/pie}^3$$

$$Dp^2 = \frac{2.35 \times 10^{-5} \cdot 0.25}{5.23 \cdot 10^5 (0.0282)^{1.1} (125 - 0.0282)^{0.9}}$$

$$Dp^2 = 7.55 \times 10^{-12} \text{ pies}$$

$$Dp = 1.15 \times 10^{-3} \text{ micrones}$$

Este tamaño de partícula ya queda dentro del rango de tamaño de los humos. Esto nos indica que un colector de polvos es innecesario, ya que por mucho que el mineral se pulverice, la partícula mínima que se obtenga no llegaría a este tamaño.

C A P I T U L O **III**

**Equipo Adicional
Instrumentación.
Distribución del Equipo.**

**Equipo Adicional
Instrumentación.
Distribución del Equipo.**

EQUIPO ADICIONAL

Para la primera parte del proceso, o sea, el molido, es indispensable una quebradora, y el tamaño de partícula que se procese irá de acuerdo con la concentración de mercurio en el mineral. Estas relaciones existen ya tabuladas y son las siguientes:

Diámetro de partícula (pulgadas)	Concentración de mercurio (porcentajes)
2 --- 1.5	0.55
¼ --- ¼	0.10
¼ --- 8 mallas	0.05
8 mallas	0.05

De acuerdo con la tabla, se ve que el diámetro de partícula más apropiado al mineral que procesaremos es de ¼ de pulgada.

La quebradora que se seleccione debe tener una capacidad tal que permita moler toda una carga (una tonelada de mineral) en un tiempo máximo de ocho horas, o sea, durante el tiempo de tostación de una carga, y lógicamente poder moler el mineral hasta media pulgada de diámetro.

La quebradora seleccionada es marca Brawn, tipo WD16, número de catálogo 20910 D.F.C. El material de construcción es acero; la abertura de las quijadas es controlable por medio de un tornillo ajustable; las quijadas son de acero al manganeso y fácilmente removibles, lo cual garantiza una vida más larga de la quebradora.

Las características generales son:

Capacidad (kilogramos)	360
R.P.M.	400
Diámetro de la polea (centímetros)	50
Tamaño de las quijadas (centímetros)	22.5 x 10
Abertura de las quijadas (centímetros)	6.25 x 10
Máxima reducción del mineral (cms.)	0.15
Mínima reducción del mineral	1.5
Peso (Kilogramos)	180
Dimensiones	L - 61.25
	A - 67.5
	H - 70

El par quebradora-motor irá montado sobre una base portátil, ya que si se tuviera que operar sobre la plataforma, la proximidad de las re-tortas haría que el calor fuera excesivo para los operarios. La quebradora necesita un motor de dos HP. El motor que se seleccione deberá ser de-

gasolina, porque un motor eléctrico sería inútil. El motor que llena estos requisitos por su tamaño, su potencia y demás características de peso y consumo de gasolina es un motor Wisconsin, tipo ACN, que desarrolla una potencia de 2.5 HP a 1,600 RPM. El peso de este motor es de 37 Kg y tiene un consumo de gasolina de un litro por hora (en las condiciones anteriores) Este motor es de un solo cilindro, y enfriado por aire.

Será necesario usar una reducción, ya que la velocidad del motor es de 1,600 RPM, y la quebradora opera a 400 RPM, siendo lo más conveniente una transmisión por medio de bandas V.

Para las retortas es necesario un sistema de quemadores. El combustible que se va a usar es un combustible ligero que no necesite equipo de precalentamiento, habiéndose elegido combustible Diesel principalmente por la facilidad para conseguirlo en cualquier parte del país. Se necesitará quemar 68 litros por hora; y, debido al arreglo de las retortas, es más conveniente usar dos quemadores para tener así una mejor distribución del calor.

Los quemadores seleccionados operan mediante el sistema de atomización con aire. El combustible, al entrar choca con una taza cónica rotatoria. A medida que la fuerza centrífuga saca el combustible de la taza en pequeñas gotas, el aire que proviene del soplador, a contracorriente del combustible, provee una considerable turbulencia para mezclar las gotas con aire. La relación de carga es aproximadamente de 16:1. La temperatura del combustible debe conservarse baja, ya que una gasificación del combustible destruiría la acción rotatoria de la taza. El flujo de aire es controlable mediante una perilla que adelanta o retrasa la taza, y los-

quemadores van provistos con una lumbrera refractaria para conseguir una mejor dirección de la flama.

Los quemadores escogidos son DFC (cat 14930), tiene una capacidad máxima de 70 litros por hora, y mínima de 24 litros por hora: requieren un gasto de aire de 430 pies cúbicos por minutos, cuando están trabajando a su máxima capacidad, y la presión del aire debe ser de 20.8 pulgadas de agua. El peso de cada quemador es de 140 libras, incluyendo las lumbreras refractarias.

Tanto para las retortas como para el condensador y los quemadores, se va a necesitar un suministro de aire. La forma más conveniente para este suministro es por medio de sopladores de baja presión.

Para los quemadores, que requieren cada uno 7.8 metros cúbicos por minuto para quemar 34 litros por hora, se va a usar un soplador No. 500 (cat 12760), con una capacidad máxima de 29 metros cúbicos por minuto, y que proporciona la presión requerida para los quemadores (21.90 pulgadas de agua); necesitan un motor de 5 HP y 3,400 RPM.

Para el condensador y las retortas, que necesitan un gasto de 2.7 metros cúbicos por minuto, se va a usar un soplador No. 200 (cat 12770) con una capacidad de 2.9 metros cúbicos, a una presión de 17.4 pulgadas de agua; requieren un motor de 3/4 caballos.

Ambos sopladores serán movidos por un motor de gasolina, marca Wisconsin, tipo ACH, el cual a 3,400 RPM tiene una potencia de 5.7 HP; pesa 35 kilogramos y tiene un consumo de 1.5 litros de gasolina por hora a su máxima capacidad.

Además de los quemadores y sopladores, es indispensable un tanque para el combustible. Durante las ocho horas que dura la tostación de una carga, se consumen 500 litros de diesel, y es conveniente llevar combustible para procesar por lo menos cinco cargas. Por tanto, el tanque deberá tener una capacidad de 2,500 litros. Este tanque irá colocado en el extremo opuesto a las retortas, para tratar de impedir que el calor irradiado por éstas cause gasificaciones, con el peligro de una explosión.

Debido al arreglo que hay que hacer sobre la plataforma, las tuberías de aire y de combustible deben pasar bajo las retortas; y, para evitar riesgos con el calor de las retortas, es conveniente que estas tuberías vayan aisladas. Las tuberías para el combustible son de 1.20 cm (especificación del fabricante). El aislamiento que se va a usar es celular sílica. Usando el monograma McWillan para determinar el espesor óptimo del aislante, se ve que, para la tubería de 1.20 cm, el espesor óptimo es de 2.4 cm; y para la tubería de aire el espesor óptimo es de 5 cm. El tanque de combustible también llevará aislamiento, con el fin de eliminar todo riesgo por calor irradiado. A fin de evitar que el condensador aumente su temperatura, y haga ineficiente la operación, éste también debe llevar una capa aislante. El tanque llevará un aislamiento de 2.5 cm de espesor; el condensador, de 5 cm.

Las retortas irán montadas sobre una estructura formada principalmente por viguetas tipo I (plano 5). Todo el acero que se emplee en esta estructura es acero estandar, estirado en frío, con una resistencia a la fluencia de 4,200 Kg/cm².

Las tuberías que se usarán son de dos tipos diferentes. La tubg

ría que lleve los gases provenientes del horno al condensador serán de acero inoxidable, tipo 304, de 7.5 cm., cédula 40. Se seleccionó acero inoxidable, debido a que la mezcla gaseosa es sumamente corrosiva, sobre todo a altas temperaturas. Para las tuberías de aire y combustible se emplearán tuberías de acero estándar; todas ellas, cédula 40.

El tanque de combustible será construido de acero estándar, del tipo horizontal, con una capacidad de 2.5 m³ y tendrá lo siguiente:

- a).- Niple de 10 cm. para carga,
- b).- Niple de 1.20 cm. para ventilación.
- c).- Niple de 2.5 cm. para descarga.
- d).- Revestimiento exterior de fibra de vidrio, de 5 cm. de espesor.

En el condensador los materiales que se usarán son acero estándar para la concha y los soportes; y, para los tubos interiores donde se efectuará la transferencia de calor, acero inoxidable 304. La concha se fabricará con lámina de acero de 2.5 mm., y los tubos serán de 5 cm cédula 40.

Las válvulas que se usarán son válvulas de compuerta, y los empaques de las retortas serán de teflón.

INSTRUMENTACION

Ya que el equipo va a ser transportable, y no siempre podrá hacerse por buenos caminos, casi cualquier instrumento que se coloque estará

expuesto continuamente a sufrir desajustes y roturas, siendo lo más conveniente reducir la instrumentación a lo estrictamente indispensable.

Los instrumentos considerados indispensables son:

TANQUE DE COMBUSTIBLE:

Medidor de nivel, consistente en un tubo de vidrio graduado, y colocado en uno de los extremos del tanque.

RETORTAS:

Elemento termopar tipo J (Fe-Constantano).

Termopozo para termopar, de acero, conexión soldada, longitud de inmersión 5 cm, colocado a la salida de los gases.

CONDENSADOR:

Elemento termopar tipo T (Cu-Constantano).

Termopozo para termopar, de acero, conexión soldada, longitud de inmersión 5 cm, colocado a la salida de los gases.

Durante el transporte del equipo, se desconectarán los termopares, y se colocarán en sus termopozos correspondientes durante el tiempo que dure la operación.

C A P I T U L O I V

I N V E R S I O N .
C O S T O D E O P E R A C I O N .

C A P I T U L O I V

I N V E R S I O N . C O S T O D E O P E R A C I O N .

CAPITAL FIJO DE INVERSION

El capital fijo de inversión se define como el costo total de las instalaciones requeridas, incluyendo equipo adicional, costo de ingeniería, de construcción y honorarios.

Para la estimación de la inversión necesaria se suman los siguientes puntos:

1.- Costo del equipo	A
2.- Costo del equipo adicional	B
3.- Costo de instalación 15%(1+2)	C
4.- Instrumentación	<u>D</u>
COSTO FISICO	CF
5.- Ingeniería y construcción	<u>E</u>
COSTO DIRECTO	CD
6.- Honorarios profesionales	<u>H</u>
CAPITAL FIJO DE INVERSION	CFI

1.- COSTO DEL EQUIPO.-

Este costo se calculará considerando que el fabricante cobra por kilo de fierro. Por tanto, se sumarán los pesos de cada una de las partes del equipo y se multiplicará por el precio por kilo.

Retortas:

Once tubos de fierro fundido, con un peso cada uno de 285 kilos 3,150 kg

Veintidos bridas ciegas, con un peso cada una de - veintitres kilos 506 kg

3,656 kg

A un costo de 9 \$/kg da \$32,904

Estructura:

Veinticuatro metros de vigueta tipo I, de 7.5 cm de peralte, con un peso de 8.58 kg/m 206 kg

Seis metros de soportes formados por dos L de 5 - cm por lado, con un peso de 15.8 kg/m 94.8 kg

Dieciséis placas de 42.5 x 17.5 cm, con un peso cada una de 12 kg 192 kg

Remaches y ángulos 100 kg

592.8 kg

A un costo de 15 \$/kg da \$ 8,992.00

Condensador:

Lámina de 2.5 mm, de 1 m x 1.20 m de longitud con un peso de 23.5 kg /m² (lámina de acero -- standard)

34.68 kg

Dos secciones circulares con un área de 0.078 m² cada una

19.68 kg

54.56 kg

A un costo de 15 \$/kg

\$ 814.40

Dos metros de tubería de acero inoxidable 304, de 5 cm de diámetro, cédula 40

\$ 960.00

Soporte del condensador:

Cuatro metros de T de acero de 3 cm con un -- peso de 3.01 kg /m

12.04 kg

Cuatro placas de 15 x 15 cm

8.00 kg

Cuatro placas de 10 x 10 cm

8.00 kg

Remaches y ángulos

8.00 kg

34.04

A un costo de 15 \$/kg da

\$ 510.00

COSTO DEL EQUIPO \$ 44,180.00

2.- COSTO DEL EQUIPO ADICIONAL:

El costo del equipo adicional se calculará estimado los valores individuales de cada parte de este equipo.

Quebradora Braun WD16	\$ 4,337.50
Dos quemadores D. f. C.	1,830.00
Soplador D. f. C. No. 500	3,450.00
Soplador D. f. C. No. 200	2,425.00
Dos motores Wisconsin ACM	4,200.00
Tanque de combustible	3,000.00
Catorce metros de tubería de 10 cm., ced 40, acero standard	952.00
Doce metros de tubería de acero inoxidable 304, de 7.5 cm., ced 40	9,600.00
Veinticinco metros de tubería de acero stan- dard, de 5 cm., ced 40	675.00
Catorce metros de tubería de acero standard, de 1.2 cm., ced 40	160.00
Costo de la plataforma sobre la cual ir montado el equipo	50,500.00
Costo del camión	50,000.00
	\$ 81,129.50
COSTO DEL EQUIPO ADICIONAL	\$131,129.50

3.- COSTO DE INSTALACION:

Para el cálculo del costo de instalación se toma el quince por ciento de la suma de los incisos 1 y 2. En este caso se tomará ese quince por ciento, pero sin sumar el costo de la plataforma, ya que no necesita instalación, pero representa un renglón importante.

(0.15) [(44,180.00) + 131,129.50 - 100,500)]

COSTO DE INSTALACION \$ 11,221.42

4.- INSTRUMENTACION:

Medidor de nivel (incluido en el costo del tanque)

Elemento termopar tipo J longitud 5 cm. \$ 540.00

Elemento termopar tipo T longitud 5 cm. 580.00

\$ 1,120.00

Instalación de instrumentación: 20% 224.00

INSTRUMENTACION \$ 1,344.00

Costo físico del equipo:

44,180.00 + 131,129.50 + 11,221.42 + 1,344.00

COSTO FISICO DEL EQUIPO \$187,874.92

5.- INGENIERIA Y CONSTRUCCION:

Se toma como el 15% del costo físico 28,181.17

COSTO DIRECTO 216,055.20

6.- HONORARIOS PROFESIONALES:

Se calculan como el 8% del costo directo 17,284.10

CAPITAL FIJO DE INVERSION \$233,339.30

COSTO DE OPERACION

I.- COSTO DE MANUFACTURA:

a) Materia prima:

Se trabajarán 275 días anuales, procesando tres toneladas de mineral diariamente ----

$$275 \times 3 = 825 \text{ Ton./año}$$

Se pagará la tonelada de mineral a un precio promedio de 175 \$/Ton.

$$825 \times 175$$

\$144,375.00

b) Mano de obra:

Se necesitarán tres obreros, a razón de mil pesos mensuales, y dos supervisores a razón de tres mil pesos mensuales cada uno

108,000.00

c) Mantenimiento:

Se tomará como el 5% del capital fijo ---

$$233,339.31 \times 0.05$$

11,666.96

d) Refacciones:

Se consideraran como el 15% del mantenimiento

$$11,666.96 \times 0.15$$

1,750.00

e) Servicios:

Se consumen quinientos litros de combustible por tonelada tratada

$$825 \times 500$$

82,500 litros

El litro de combustible cuesta \$0.36
82,500 x 0.36
\$148,500.00

El combustible del camión y de los -
motores se estima como de
14,000.00

f) Servicios generales:

Se estiman como el 20% de la mano de obra
108,000 x 0.20
21,600.00

g) Depreciación:

Se estimará una depreciación a diez años
y equivaldrá al 10% del capital fijo
233,339.30 x 0.10
23,333.90

h) Seguros:

Se estimarán como el 2% del capital fijo
233,339.30 x 0.02
4,666.80

COSTO DE MANUFACTURA \$447,892.26

2.- GASTOS GENERALES:

a) Administración:

Se calcula como el 3% de ventas - - - - -
742,500 x 0.03
\$ 22,275.00

b) Ventas:

Se dará una comisión del 5% sobre ventas
742,500 x 0.05
37,125.00



c) Ingresos mercantiles:

Se calculan como el 3% sobre ventas

$$742,500 \times 0.03$$

\$ 22,275.00

GASTOS GENERALES

\$ 81,675.00

3.- UTILIDADES:

a) Utilidad antes de impuestos:

La utilidad antes de impuestos es la diferencia que se obtiene al restar el costo de manufactura y los gastos generales a las ventas.

$$742,500 - 477,892.26 - 81,675.00$$

\$182,932.74

b) Utilidad despues de impuestos

El impuesto que se aplica a estas utilidades es del orden del 30%

$$182,932.74 \times 0.30 = 54,879.82$$

$$182,932.74 - 54,879.82$$

\$128,052.92

4.- CAPITAL DE TRABAJO:

a) Inventario de materia prima

En este caso, la materia prima se pagará después de terminar el proceso total, y, por tanto, no hay que considerar ningún desembolso por este capítulo

b) Inventario de producto procesado :

Se calcula por un período de 15 días

15 días x 15 kg. x 180 \$/kg.

\$ 40,500.00

c) Crédito:

Se considerarán dos meses sobre las ventas

742,500.00/6

123,750.00

d) Efectivo:

Se calculará efectivo para quince días de gastos totales, o sea, costo de manufactura y gastos generales

23,315.00

CAPITAL DE TRABAJO

\$187,565.00

5.- INVERSION TOTAL:

Es la suma del capital de trabajo y del capital fijo de inversión

187,565.00 + 233,339.30

INVERSION TOTAL

420,904.30

6.- RENTABILIDAD:

Se calcula como la utilidad después de impuestos sobre la inversión total

128,052.92

420,904.30

Rentabilidad 30.5%

CONCLUSIONES.

C O N C L U S I O N E S .

- 1.- Las minas de mercurio en México son muchas, pero de muy baja capacidad, lo que imposibilita la instalación permanente de una planta beneficiadora.
- 2.- El proceso descrito en la presente tesis permite el aprovechamiento de estas pequeñas minas.
- 3.- El costo del equipo es bajo en relación al costo de una planta beneficiadora permanente.
- 4.- El equipo, a pesar de su sencillez, permite la explotación de las pequeñas minas con una eficiencia mayor de la que se obtiene, al explotar los pequeños mineros sus menas con equipos rudimentarios.
- 5.- La rentabilidad del 30.5% indica que se puede recuperar el-

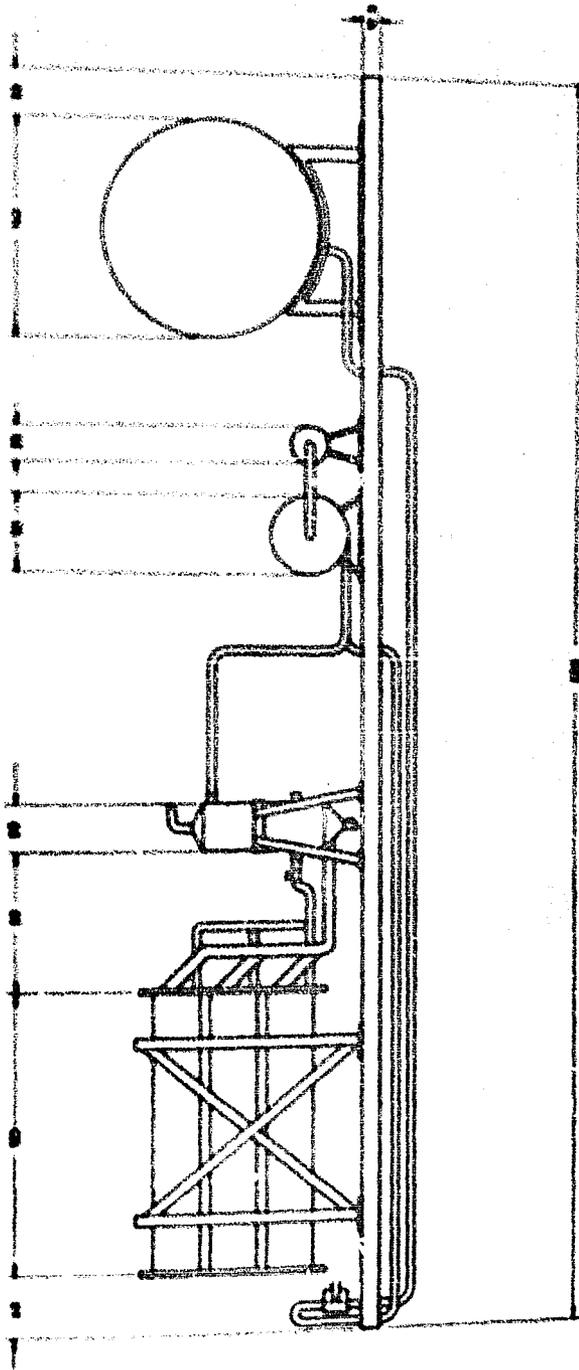
capital invertido en tres años y tres meses, lo cual es índice de una buena inversión.

BIBLIOGRAFIA.

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

- 1.- W. H. DENNIS, "Metallurgy of the non-ferrous metals"
Isaac Pitman, London, 1931.
- 2.- W. H. DENNIS. "Extractive Metallurgy"
Isaac Pitman, London, 1935.
- 3.- HOUGHEN AND WATSON. "Chemical Process Principles"
John Wiley, New York, 1954.
- 4.- R. HAYWARD. "AN Outline of Metallurgical Practice"
Mc Graw Hill, New York, 1949.
- 5.- JACOBS. "The Analytical Chemistry of Industrial Poisons,
Hazards and Solvents" Interscience Publishers, New York,
1949.
- 6.- D. Q. KERN. "Process Heat Transfer"
Mc Graw Hill, New York, 1950.

- 7.- LIDELL DONARD MACY "Non-ferrous Metallurgy"
John Wiley, New York, 49
- 8.- Mc CABE L. and SMITH J. "Unit Operations of Chemical Engineering"
Mc Graw Hill, New York, 1956.
- 9.- PERRY JOHN H. "Chemical Engineer's Handbook"
Third ed. Mc Graw Hill, New York, 1950.
- 10.- PERRY JOHN H. "Chemical Engineer's Handbook"
Fourth ed. Mc Graw Hill, New York, 1963
- 11.- H. E. SCHWEYER. "Process Engineering Economics"
Mc Graw Hill, New York, 1955.
- 12.- SMITH J. H. "Chemical Engineering Kinetics"
Mc Graw Hill New York, 1956.
- 13.- TAGGART. "Handbook of mineral Dressing"
John Wiley, New York, 1956.
- 14.- DENVER FIRE CLAY COMPANY CATALOG. Denver, Colorado, U.S.A.
- 15.- WISCONSIN MOTOR CORPORATION CATALOG. Milwaukee, Wisconsin,
U. S. A.
- 16.- DENVER EQUIPMENT COMPANY CATALOG. Denver, Colorado, U.S.A.



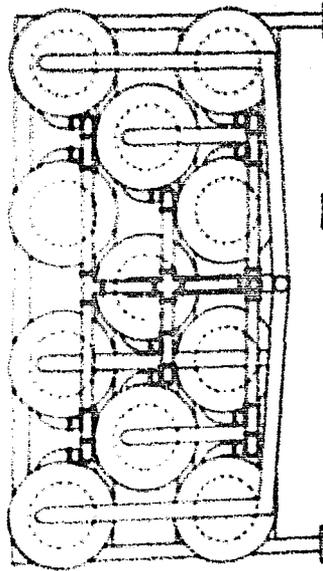
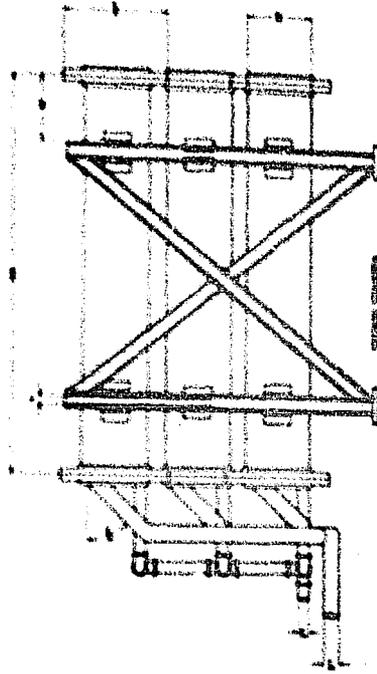
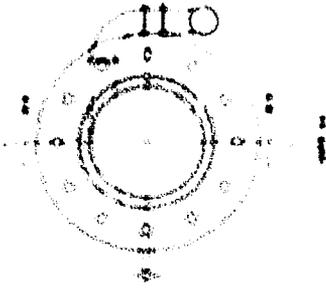
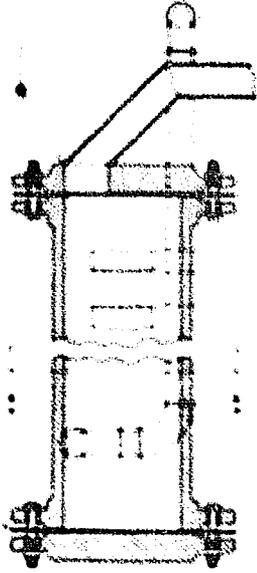
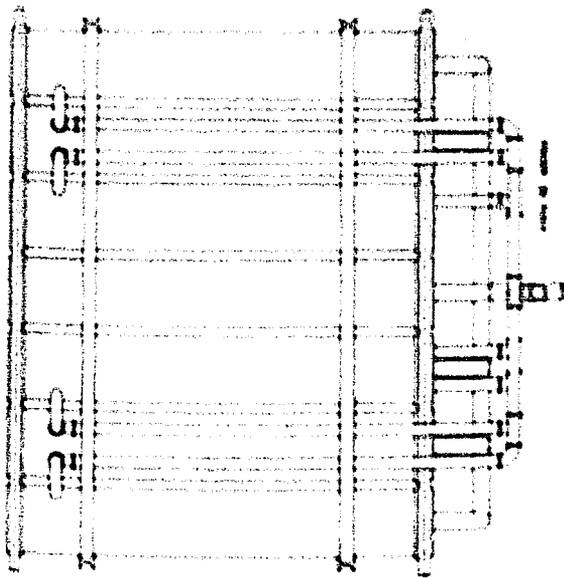
REGIOLAS 50 Cms.

TESIS PROFESIONAL

DISTRIBUCION DEL EQUIPO

A. MAYERS G. 1997	U. I. A.
PLANO No. 3	

0 50 100 200 Cms

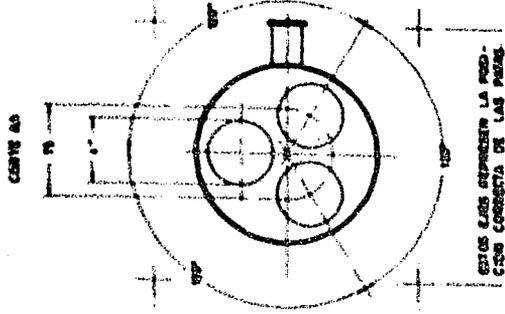
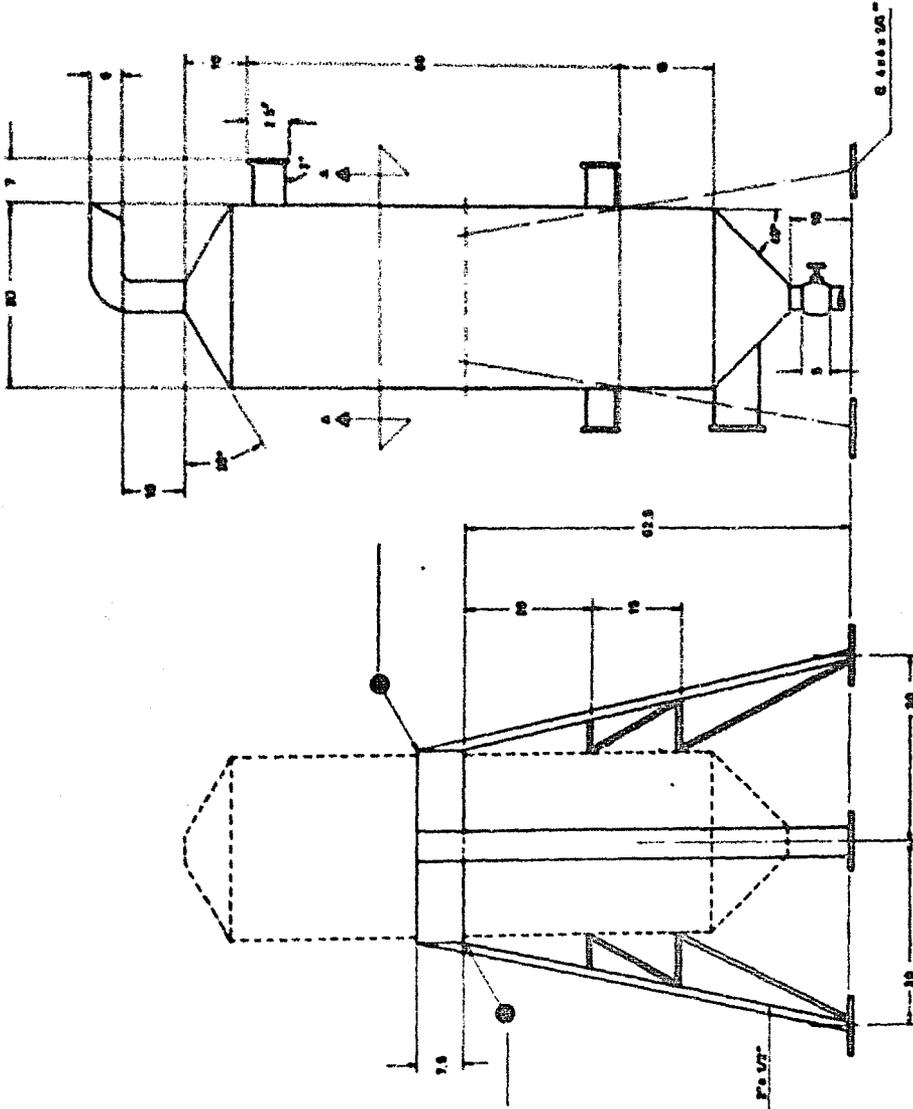


0 20 40 60 80 cm

TESIS PROFESIONAL

HORNOS

U. I. A. A. MATEOS & 1987 PLANO No. 3



MEDIDAS EN CM.

TESIS PROFESIONAL
CONDENSADOR

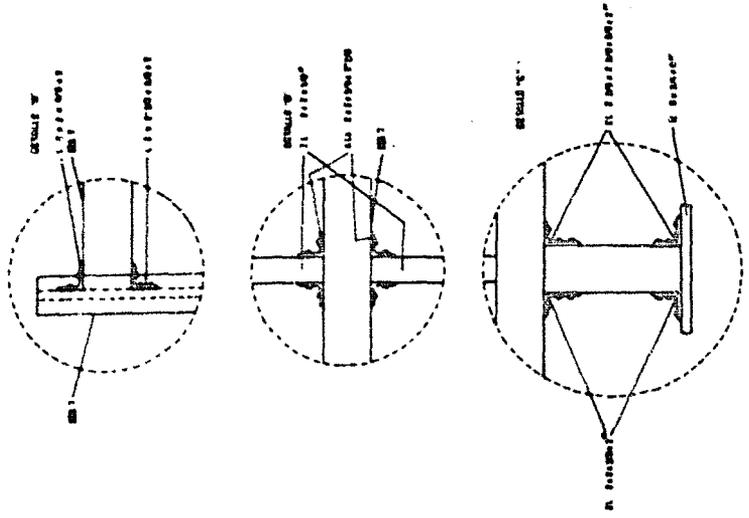
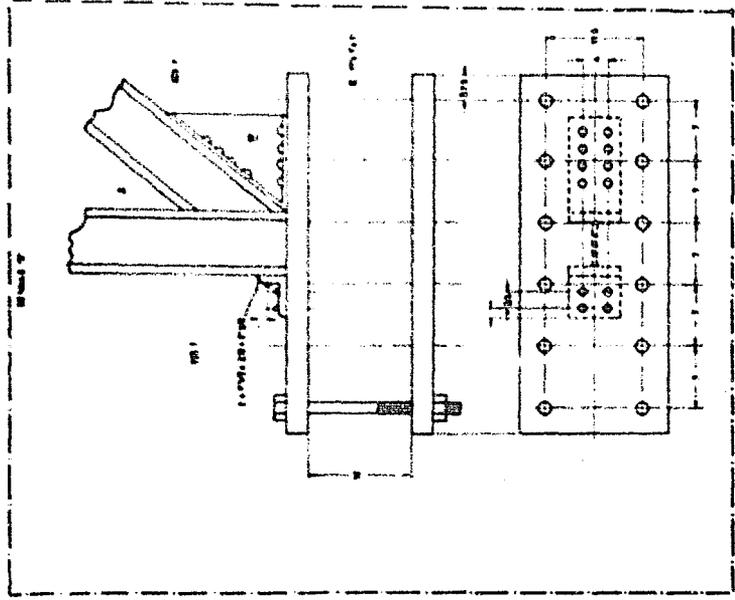
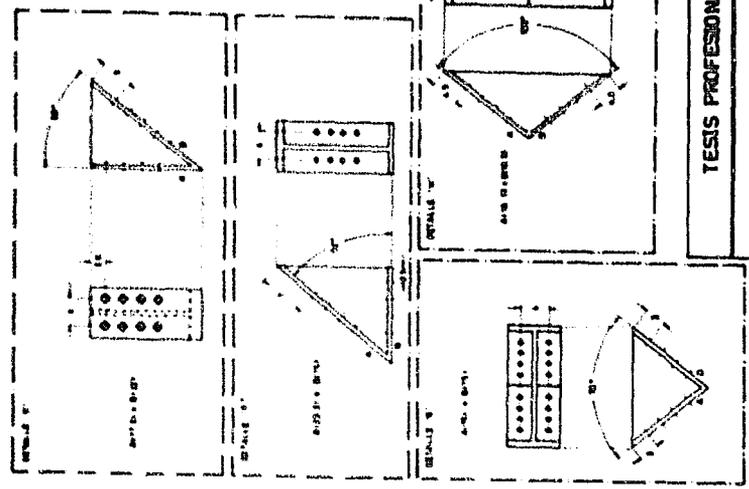
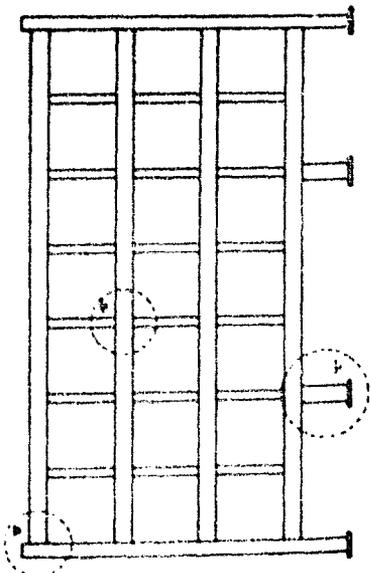
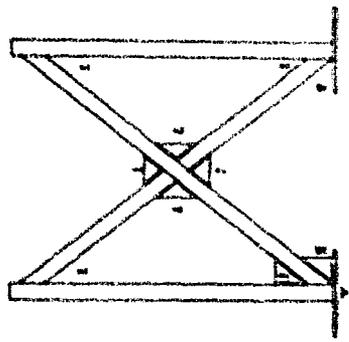
U. I. A.	A. MATEOS G. 1967
	PLANO No. 6

LA PUNTA DEL APUNTAJE SE HA REDONDEADO POR LOS MOTIVOS DE SEGURIDAD

DESDE LOS APUNTAJES HASTA EL 1/2" SE HA USADO ALUMINUM

DEBIDO AL PUNTO

RESISTENCIA DEL TUBO



TESIS PROFESIONAL

SOPORTE DE LOS HORNOS

U. I. A.

A. BASTOS G. 19

PLANO No. 5