



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

**INFORME PROFESIONAL SOBRE UNA PLANTA  
DE REFINACION DE CONCENTRADOS  
DE PLOMO Y ZINC**

**T E S I S**

**QUE PARA OBTENER EL TITULO DE  
INGENIERO QUIMICO METALURGICO**

**P R E S E N T A  
LUIS MACIAS ROARO**

**CD. UNIVERSITARIA**

**1980**

U. N. A. U. N. A.  
OPERA DE EXAMEN  
PROFESIONALES  
Y GRADOS



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 ASIGNADO ORIGINALMENTE SEGUN EL TEMA

PRESIDENTE	PROF. MANUEL F. GUERRERO FERNANDEZ
V O C A L	PROF. FERNANDO MALDONADO MENDOZA
SECRETARIO	PROFA. MA. EUGENIA NOGUEZ AMAYA
PRIMER SUPLENTE	PROF. ENRIQUE H. CURIEL REYNA
SEGUNDO SUPLENTE	PROF. VICTOR MANUEL AQUINO RODRIGUEZ

SE DESARROLLO EL TEMA EN: TORREON, COAHUILA

EL SUSTENTANTE LUIS MACIAS ROARO

ASESOR DEL TEMA PROF. M. F. GUERRERO FERNANDEZ

## I N D I C E

CAPITULO I	INTRODUCCION
CAPITULO II	PLOMO. II-1 Minerales y propiedades del plomo. II-2 Mezclado. II-3 Sinterización. II-4 Descripción del equipo y productos. II-5 Fusión. II-6 Datos Técnicos sobre hornos. II-7 Distribución de productos. II-8 Tratamiento de gases y polvos. II-9 Pailas fundidoras. II-10 Abla <u>n</u> damiento. II-11 Desplatización. II-12 Deszincado. II-13 Desbismutización. II-14 Efecto de las impurezas. II-15 Formas y usos del plomo.
CAPITULO III	ZINC. III-1 Minerales y propiedades del zinc. III-2 Métodos de Obtención del zinc. III-3 Tostación. III-4 Termodinámica de la tostación. - III-5 Lixiviación de la calcina de zinc. III-6 Filtración. III-7 Purificación de la solución. III-8 Tratamiento de residuos. III-9 Electrólisis. III-10 Efecto de las impurezas. III-11 - Fusión y moldeo del zinc electrolítico. III-12 Usos del Zinc.
CAPITULO IV	CONCLUSIONES
CAPITULO V	BIBLIOGRAFIA

## C A P I T U L O I

### INTRODUCCION

Dentro del amplio campo de la tecnología y ciencia de los metales, las etapas iniciales de su procesamiento son la extracción y la refinación. Estos procesos de extracción y purificación son elaborados basándose en los principios de la Metalurgia química. La Metalurgia Química utiliza la Fisicoquímica, hace deducciones a partir de Química Inorgánica y Electroquímica, y depende de algunas áreas de la Química Orgánica para describir a los sistemas metalúrgicos. Se presentan los procesos unitarios de la Metalurgia Extractiva y nos hace énfasis en los principios de la Metalurgia Química.

La fuente original de todos los metales es la corteza del planeta, la cual contiene depósitos metálicos usualmente formando óxidos o sulfuros llamados menas, a partir de los cuales, los metales pueden ser extraídos. Las menas rara vez están constituidas por un solo componente metálico y usualmente están formadas cuando menos por dos minerales incluyendo el mineral del metal deseado, así como también de las impurezas denominadas ganga.

La Ingeniería de Minas, la primera y mayor etapa en la Metalurgia Extractiva de los metales, involucra la separación y concentración de menas. Estas técnicas de concentración, las cuales son primordialmente; separaciones mecánicas y físicas son llamadas Preparación de Minerales. Se encuentra fuera del objetivo de este estudio describir estas técnicas de concentración con detalle.

Sin embargo, deberá notarse que la economía con la cual trabajará el Ingeniero Químico Metalúrgista en la optimización del proceso para fusión y refinación de los metales depende en gran parte e importancia de la materia prima con la cual está trabajando. Estas materias primas son el producto de la etapa de preparación de minerales.

Acompañando la preparación de minerales, la remoción de ganga remanente, descomposición del mineral metálico para producir el metal deseado, y refinación subsecuente del metal son funciones de la metalúrgia extractiva.

La Metalúrgia Extractiva puede dividirse en:

Pirometalúrgia, la cual emplea temperaturas altas para obtener la fusión y reacciones de refinamiento.

Hidrometalúrgia, la cual emplea solventes líquidos, usualmente acuosos para separar el metal deseado.

Electrometalúrgia, la cual emplea energía eléctrica principalmente para llevar a cabo una electrólisis para extraer y refinar a los metales.

El tipo de proceso o secuencia usado depende en gran parte del material inicial, por ejemplo el mineral concentrado, y el producto deseado.

La selección de un proceso particular depende también de la economía local, facilidades disponibles, costos de combustible, potencia y otros factores como son el abastecimiento de agua, costos de embarque, disponibilidad de mercado, etc. Estas consideraciones que junto con la demanda de productos varios y la disponibilidad y costos de las menas, han determinado el progreso del mercado moderno en la industria de la Metalúrgia mundial.

## C A P I T U L O    I I

### P L O M O

#### II-1 MINERALES Y PROPIEDADES DEL PLOMO

Minerales de Plomo. Los minerales de plomo pueden ser adecuadamente divididos en sulfuros y óxidos.

El principal sulfuro de plomo es conocido como galena ( $PbS$ ), y su contenido de plomo cuando esta puro es de 86.6 %.

Otros minerales menos importantes son: La anglesita ( $PbSO_4$ ), - con contenido de plomo de 68.3 %, la cerusita ( $PbCO_3$ ), con contenido de plomo de 77.5 %.

Estos dos minerales son el resultado de la interacción del sulfuro de plomo con el oxígeno del aire y el dióxido de carbono junto con las sales minerales.

La separación en varios productos no hubiera sido posible a no ser por el desarrollo de los procesos y métodos de flotación.

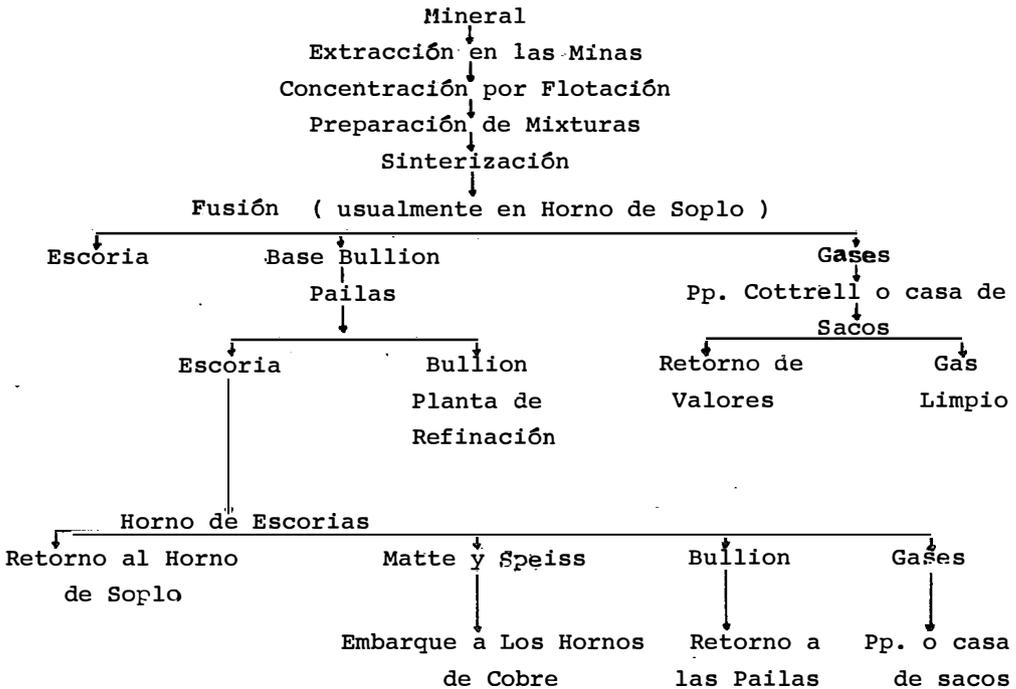
Así, por ejemplo, la galena se separa de la blenda, ya que por lo general se encuentran juntos estos dos minerales, por el método de la flotación diferencial, que consiste en deprimir la flotabilidad de la blenda con KCN, flotando la galena para posteriormente iniciar la flotación de la blenda al reactivarla con  $CuSO_4$ .

A continuación se dá un cuadro que ilustra las propiedades del plomo.

PROPIEDADES DEL PLOMO

Peso Atómico (uma)	207.21
Punto de Ebullición (°C)	1725
Punto de Fusión (°C)	327
Calor de Fusión (Kcal/Mole)	1.22
Calor de Vaporización (Kcal/Mole)	42.4
Densidad	11.4
Sistema Cristalino	C.Ca.C

A continuación se dá un diagrama de flujo que ilustra las operaciones principales de la extracción del plomo



En el diagrama se menciona el proceso de sinterización, que consiste en la desulfuración de los concentrados, por medio de las máquinas de sinter Dwight-Lloyd, donde el bióxido de azufre se recupera para la obtención de ácido sulfúrico, la limpieza del gas y la recirculación de los polvillos es un factor muy importante para una eficiente operación de la planta de sinterización.

El siguiente paso es la fusión, que se lleva a cabo generalmente en hornos de soplo y consiste en la reducción de los óxidos.

## II-2 MIXTURAS

Los minerales, concentrados y materia prima en general, utilizados para la obtención de plomo, deberán ser analizados para comprobar su contenido, para lo cual es necesario tomar muestras significativas de los lotes y remisiones, usándose métodos exactos de muestreo conocidos como lo son el de zanjas y el de pozos.

Los análisis y ensayos para aceptar la materia prima son principalmente, análisis de humedad, los análisis por vía húmeda donde los elementos que principalmente se determinan son Au, Ag, Pb, Zn, S, que también son analizados por los métodos instrumentales de Espectrofotometría de Absorción Atómica, empleados por la rapidez para determinar estos contenidos de los ensayos realizados, porque en cada parte del proceso donde se obtenga algún producto será necesario conocer su contenido y subproductos que se obtengan para ser posteriormente alimentados al proceso.

Las mixturas son procesos que consisten en mezclar y combinar las remisiones o lotes de concentrados y minerales para obtener la mixtura que aporte los contenidos de los elementos base Pb y S, ya que deberán tener valores óptimos para una buena sinterización que se reflejará en el producto obtenido.

Se ha encontrado que la máquina de sinterización en operación, hace una buena eliminación de azufre, si el contenido de éste está dentro de los límites de 6 a 7 % y para plomo de 45 a 55 %.

Para efectuar las operaciones de mezclado, se usa el equipo adecuado casi completamente automático, para tener un eficiente mezclado.

### II-3 SINTERIZACION

El objetivo principal del sinterizado consiste en proporcionar la materia prima para los hornos de soplo.

Es un proceso de unión de los polvos finos en cuerpos de mayor densidad, usualmente este proceso va acompañado de un incremento a las propiedades de conductividad y resistencia mecánica, realizándose este por un transporte de masa con flujo viscoso, evaporación y condensación o por diferentes mecanismos de difusión.

El sistema de alimentación en el sinterizado consiste en dosificar los elementos y compuestos de las tolvas de almacenamiento o de las mezclas previamente preparadas, el combustible ( coque ), -- aglutinante ( arena ), fundente ( caliza ), además la recirculación del producto que no reúne los requisitos para ser alimentado a los hornos de soplo.

Es necesario distinguir entre la mezcla y el sinter de retorno, la práctica de estos procesos nos indica que normalmente se -- utiliza para la carga total 60 % de mezclas y 40 % de sinter de retorno.

Esta mezcla antes de entrar a la máquina de sinterización se alimenta a un cilindro de acondicionamiento, en el cual se controla la humedad, para una eliminación eficiente de azufre se recomienda el 4 % como el mejor valor.

La alimentación a la máquina de sinterización se hace de la manera siguiente:

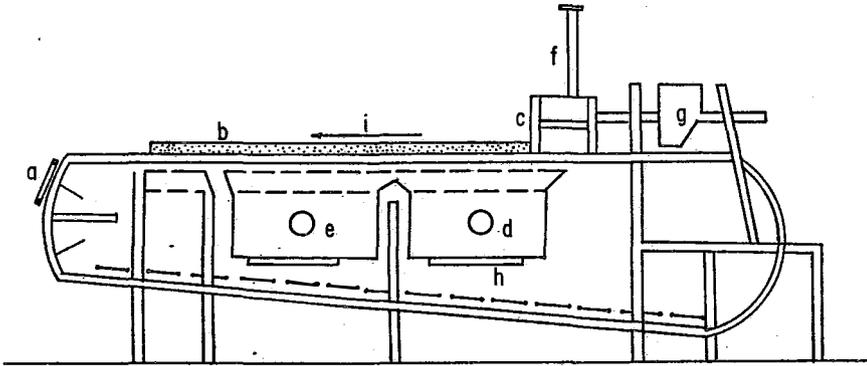
Primero se alimenta la mixtura por medio de una tolva de alimentación para formar una cama de una altura aproximadamente de 1 - 3 cm. para iniciar la ignición, el combustible es alimentado por medio de dos quemadores colocados simétricamente en la cámara de combustión y encienden esta cama por radiación de flama, al quedar completamente encendida, se alimenta por medio de otra tolva semejante hasta formar una cama de una altura de 30 - 33 cm., y entonces comienza la oxidación de los sulfuros, ahí se controla la inyección de combustible así lográndose un rango estable de temperaturas entre 950° - 1000°C.

La máquina de sinterización tiene una area de 120 m<sup>2</sup> y está dividida en 10 secciones, en las dos primeras se realiza la eliminación de azufre y en las siguientes el enfriamiento por medio del aire fresco proporcionado por las cajas de viento.

El sinter final tiene un contenido de azufre de 1.9 - 2.0 % que da los mejores resultados en los hornos de sople.

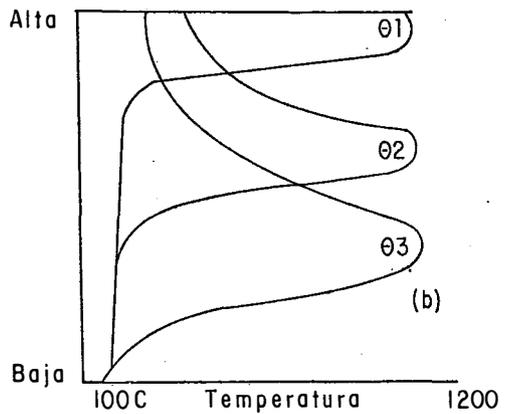
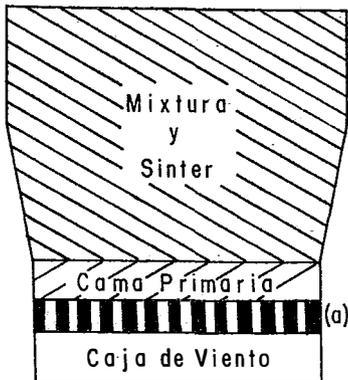
El sistema de trituración y molienda selecciona el sinter aceptando aquel que sea mayor de 6 centímetros, todo el sinter menor pasa a sinter de retorno para el cual se tiene reservado un proceso, este proceso consiste en retroalimentar este producto fuera de las especificaciones, primero se reduce a polvo por medio de un molino de bolas para tener el tamaño de partícula necesario y pasarlo por el sistema venturi, donde es mezclado con agua por medio de las espreas precipitando los polvos y adquiriendo con esto mayor velocidad, eliminando el aire y el vapor de agua, este es un proceso cíclico, ya que siempre se tendrá sinter de retorno.

MAQUINA DE SINTER DWIGHT - LLOYD

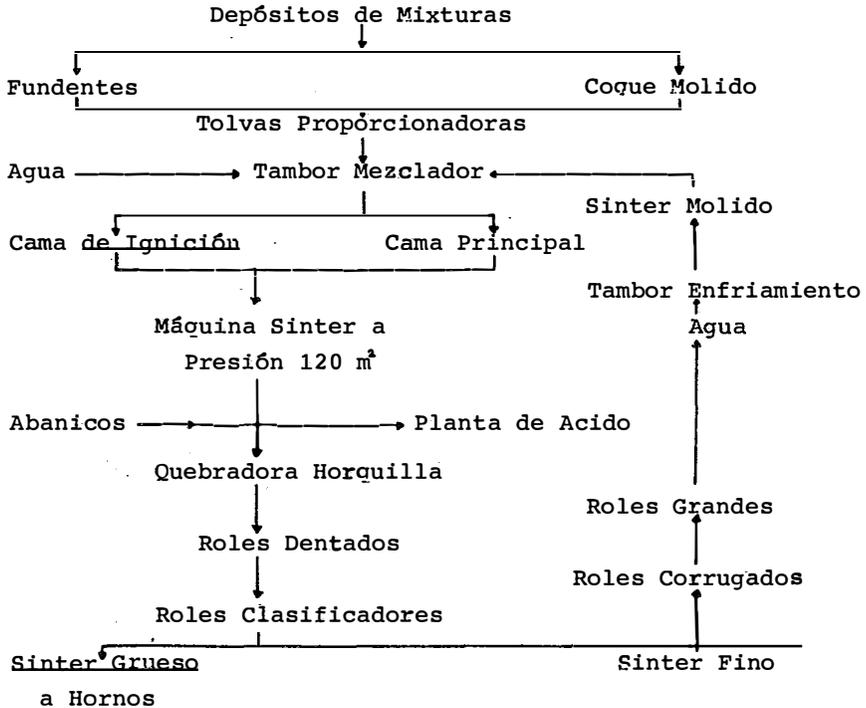


- a - Carros Emparrillados
- b - Carga
- c - Cámara de Ignición
- d - Caja de Viento

- e - Abanicos de Succión
- f - Chimenea
- g - Tolva de Alimentación
- h - Puertas de Limpieza
- i - Dirección



## Diagrama de Flujo de la Planta de Sinter



En las figuras siguientes se muestra, en la (a), la colocación de la carga en la cámara de ignición, y en la (b), la distribución de la temperatura en la cama a tres tiempos diferentes

Las condiciones en la cama pueden ser descritas de la siguiente forma: En la parte inferior la mixtura está todavía húmeda, el agua de la parte superior es evaporada, la capacidad de succión esta determinada por dos factores: Succión aplicada y permeabilidad del gas en la carga.

Al quemarse el coque la temperatura llega a 1200° - 1300°C siendo ésta donde se encuentra la zona de máxima sinterización.

#### II-4 DESCRIPCION DEL EQUIPO Y PRODUCTOS

Descripcion del Equipo y Materia Prima  
 Datos Técnicos

Area efectiva de la máquina de Sinterización	120 m <sup>2</sup>
Ancho de las camas	3 m
Capacidad de la máquina de Sinterización	4000 T/Dia
Cantidad de Azufre oxidado	1.2 T de S/m <sup>2</sup> Dia
Producción de Sinter	2000 T/Dia
Contenido de S	1.6 %
Contenido de SO <sub>2</sub>	4.5 %

Materiales de Carga

La alimentación a la máquina de sinter comprende:

Carga Cruda

Material de Retorno

Los materiales crudos son: Concentrados, Oxidos, Arena Fundente.

Concentrados - ( Pb, Zn, Fe, CaO, SiO<sub>2</sub>, S, Cu. )

Fundentes - Piedra Caliza ( CaO, SiO<sub>2</sub>, FeO. ) D.M. - 1.5 T/m<sup>3</sup>

Carga Cruda

Pb %	Zn %	Fe %	Cu %	S %
38.5 - 40.5	4.5 - 5.5	5.5 - 9.5	1.2 - 2.0	12.5 - 13.5

El tamaño de grano de los concentrados es 100 % < 1 mm.

El contenido de humedad no debe exceder de 7 % para evitar que se obstruya la alimentación y tener una buena desulfuración en las operaciones de sinterización.

La densidad de la masa formada por la carga cruda tiene un promedio de  $2.5 \text{ T/m}^3$ .

Oxidos - ( Pb, Zn, FeO, CaO, SiO<sub>2</sub> ). Densidad de la mezcla de Oxidos -  $1.5 \text{ T/m}^3$ .

Arena - (SiO, CaO, FeO ). Densidad de la Mezcla  $1.5 - 2.0 \text{ T/m}^3$ .

El tamaño de partícula de los fundentes es:

100 % < 5 mm                      80 % < 2 mm

Materiales de Retorno

Los materiales de retorno comprenden:

Sinter Fino

Polvillo de casa de humos

Polvillo del precipitador electrostático Cottrell

Sinter Fino \_ ( Pb, Zn, FeO, CaO, SiO<sub>2</sub>, S ). El tamaño grano es de 6 mm. Densidad de la Masa  $2.5 \text{ T/m}^3$ . Humedad 2.5 %.

Tamaño de partícula:

10 micras	65 %
10 - 20 micras	10 %
20 - 40 micras	20 %
40 micras	5 %

Densidad de la masa  $2 \text{ T/m}^3$ .

Análisis del polvillo de la casa de humos.

SiO <sub>2</sub> %	Fe %	CaO %	Zn %	S %	Pb %
4.0 - 5.0	5.5 - 6.5	5.0 - 6.0	2.0 - 3.0	8.0 - 9.0	40 - 45

Análisis de los polvillos del precipitador Electrostático.

SiO <sub>2</sub> %	Fe %	CaO %	Zn %	S %	Pb %
0.2 - 0.6	0.6 - 1.2	1.0	0.4 - 0.8	7 - 9	55 - 60

Tamaño de Grano:

0.7 mm.	60 %
0.7 - 2.0 mm.	35 %
2.0 mm.	5 %

Densidad de la masa 2 T/m<sup>3</sup>.

Al hacer los análisis a las muestras tomadas en la casa de sacos y en el precipitador electrostático, se observa que el contenido para plomo es alto, por lo que se recircula al sistema.

#### Equipo usado en la Planta de Sinter

Descripcion	Capacidad
Cubo Elevador	190 T/h
Banda transportadora reversible	190 T/h
Molinos de Martillos	190 T/h
Alimentadores de peso constante	
Sinter de retorno	150 T/h
Concentrados	75 T/h
Coke	2 T/h
Piedra Caliza	5 T/h
Silice	2 T/h
Separador Magnético	
Alimentador Vibrador	230 T/h
Tambor Acondicionador	230 T/h
Sistema de Abastecimiento de Agua	12 m/h
Tolva de Alimentación inicial	2 m
Tolva de Alimentacion Principal	8 m
Encendido con aceite	120 K/h
Aceite de precalentamiento	240 K/h
Abanico de Enfriamiento con Aire	7900 Nm/h
Máquina de Sinter	120 m
Sistema Central de Lubricación	
Quebrador Dentado de Sinter	190 T/h
Rodillos Trituradores de Punta	190 T/h
Gas de la Cámara de Ignición	15000 Nm/h
Abanico de Aire Fresco	72000 Nm/h
Abanico de Recirculación	84000 Nm/h
Grúa de Mantenimiento	20 T
Grúa Eléctrica	10 T

Descripción	Capacidad
Transportador de Canjilones	180 T/h
Rodillos Clasificadores	215 T/h
Rodillos Trituradores Corrugados	180 T/h
Rodillos Trituradores Lisos	180 T/h
Tambor de Enfriamiento	180 T/h
Sistema de Abastecimiento de Agua	15 m <sup>3</sup> /h
Multiclón	48 m <sup>3</sup> /seg
Venturi	
Abanico de Venturi	48 m <sup>3</sup> /seg
Tanque Asentador	6 m <sup>3</sup>
Bomba Centífuga	55 m <sup>3</sup> /h
Espesador	
Bomba de Diafragma	3 m <sup>3</sup> /h

En general este es el equipo más comúnmente usado, la subestación eléctrica maneja y distribuye la energía necesaria para accionar motores de 10 - 250 H.P. y mantener las condiciones del sistema de iluminación.

## II-5 FUSION

La fusión reductora es la segunda operación metalúrgica y puede ser realizada con adición de carbón o por reacción directa debido a que el producto obtenido en la sinterización lleva consigo todavía combustible, en realidad se tienen siempre dos procesos similares, de los que prevalece uno sobre otro. Es muy usada la fusión en horno de cuba con insuflación de aire para quemar el carbón añadido, que así desarrolla el calor necesario y se obtiene la reducción por medio del exceso de carbón o del óxido del carbón producido. El combustible usado es el coque metalúrgico que se añade a la carga, el consumo promedio de carbón es de 12 a 15 % del total cargado en el horno.

Los hornos normales de cuba han sido abandonados para esta operación y las orientaciones modernas se inclinan hacia hornos de soplo de sección rectangular con circulación de agua en las paredes.

Las dimensiones son las siguientes:

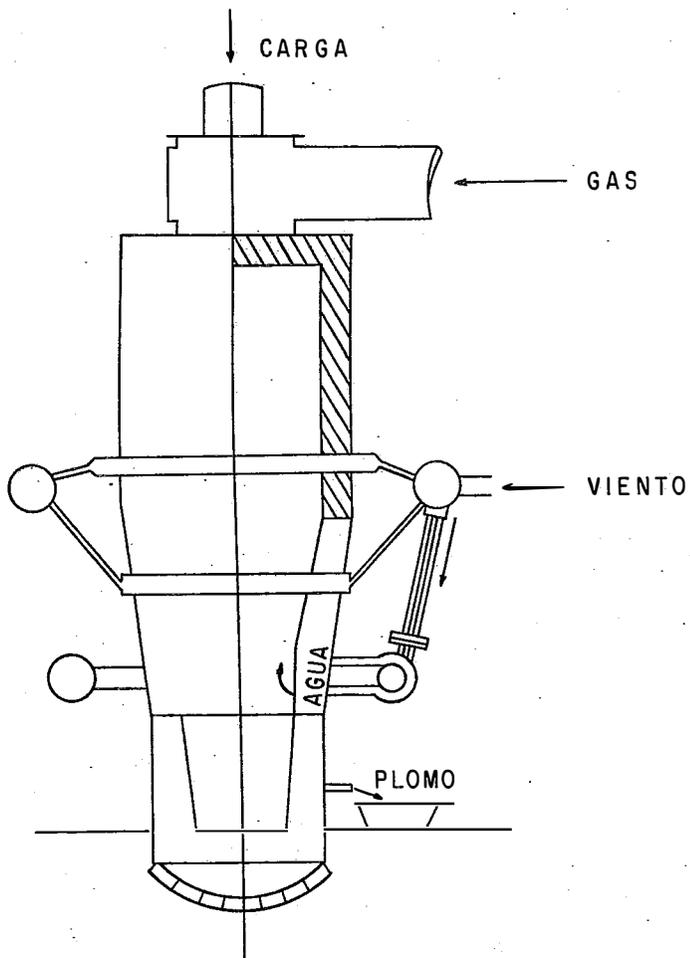
longitud	4 - 8.5	m
anchura	0.9 - 1.5	m
altura	3 - 8	m
profundidad del crisol	0.9 - 0.75	m

La presión de viento varía de 0.05 a 0.3 atm; el número toberas de 12 a 24.

La altura de la carga puede alcanzar 6 m; por cada  $m^2$  de la sección en las toberas, se pueden tratar de 400 a 500 toneladas día a día, el volumen de viento es de 30 a 40  $m^3$  por minuto y por  $m^2$  de la sección.

La siguiente figura nos muestra un horno de soplo, visto transversalmente, del tipo rectangular para plomo.

Un problema difícil lo constituye la depuración de los gases y el transporte de estos ya que llevan plomo al estado de óxido e incluso, parcialmente en forma de vapor metálico. Los mejores resultados para esta depuración se han obtenido con tratamientos a base de sistemas electrostáticos por el método de Cottrell. Se recupera gran cantidad de plomo y de zinc, además de otros elementos que fácilmente se volatilizan.



Al final se obtiene plomo bruto que se evacúa continuamente usando bombas y la escoria que puede tener una composición muy variada de acuerdo al mineral empleado.

El plomo de obra se vacia por lo general en gruesos lingotes y su composición es la siguiente:

Plomo	95 - 99 %
Antimonio	0 - 5 %
Bismuto	0 - 0.5 %
Cobre	0 - 3 %
Hierro	0.1 - 1 %
Azufre	0.1 - 1.5 %
Arsénico	0 - 0.5 %
Plata	0 - 0.5 %
Teluro	Trazas

Este producto se sujeta al refinado y a la desplatización

En el fondo del crisol se recoge el denominado speiss, que también se obtiene durante el refinado; es una espuma semisólida formada esencialmente por arseniuros de hierro con 50 a 65 % de hierro y de 30 a 35 % de As, el resto de plomo e impurezas.

En los hornos modernos, en los que la marcha se lleva a un régimen rápido, se obtiene en gran parte la volatilización del arsénico que se recoge en los humos.

Se obtienen también cantidades variables de la mata que son tratadas en el convertidor o en el reverbero para extraer todo plomo que lleven

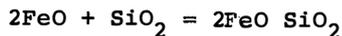
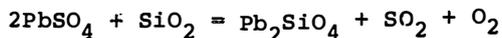
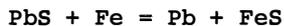
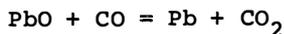
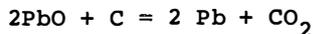
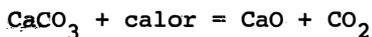
El refinado de plomo de obra se efectúa para eliminar las impurezas nocivas y extraer la plata, la desplatización constituye la segunda fase del afinado.

Al plomo de obra también se le conoce con el nombre de Bullion de plomo, para facilitar su transporte a la planta de refinación y ser procesado, se moldea en lingotes de 8 toneladas, los cuales son llevados por medio de grúas a camiones de 32 toneladas.

Para minimizar la volatilización del plomo se deberá controlar la temperatura, aunque con el desarrollo de los colectores de polvo no es tan esencial. La escoria deberá tener un flujo favorable a baja temperatura. Las escorias normalmente contienen de un 28 - 38 por ciento de  $\text{SiO}_2$ ; de un 24 - 45 por ciento de  $\text{FeO}$  y de un 14 - 24 por ciento de  $\text{CaO}$ . La caliza como fundente siempre será adecuado colocar un poco mas de lo establecido. El combustible es coque, preferentemente en tamaños de 6.5 centímetros, si son de menor tamaño se inflamarán fácilmente en la parte superior produciendo un calentamiento en una zona que no se requiere. El coque en tamaños adecuados persiste hasta la zona de toberas dando el calor necesario para la fusión del sinter haciendo el proceso más económico.

Por lo tanto la carga esta formada de Sinter, Coque y Caliza, ahora cuando lleve una cantidad apreciable de arsénico se le añadirá chatarra de hierro para formar arseniuros de fierro que se pueden separar de plomo.

Reacciones - La carga desciende através del horno mezclándose con los gases producidos, efectuándose las siguientes reacciones:



## II-6 DATOS TECNICOS SOBRE LOS HORNOS

Los Hornos más comúnmente usados para la fusión del plomo, son conocidos con el nombre de Hornos de Soplo Enchaquetados, a continuación se enlistan en forma de una tabla las dimensiones de estos hornos tan ampliamente usados.

### DATOS SOBRE LOS HORNOS DE SOPLO

DIMENSIONES	No. 1	No. 2	No. 3
INTERIORES	16ft. 10in. 8ft.	16ft. 6ft. 9in.	16ft. 10in. 8ft. 6in
TOBERAS	16ft. 10in. 48in.	16ft. 48in.	16ft. 10in. 4ft.
(h) TOBERAS	27ft. 10.5 in.	24ft. 1 in.	28ft. 3 in.
TOBERAS ORIFICIO DE ESCORIA	13.5 in.	11 in.	9 in.
PROFUNDIDAD DEL HOGAR	6 in sobre el ducto escoria	3 ft. 7 in. 3 ft. 1 in.	23 ft. 3 in.
ENCHAQUETAMIENTO SENCILLO O DOBLE	Doble	Sencillo	Sencillo
(h) ENCHAQUETAMIENTO	8 ft. 6 in.	6ft.4.5in.6ft. 6in	6 ft. 9 in.
NO. Y TAMAÑO DE TOBERAS	30.4 in.	28 4.5 in 24 4.5 in	29 2.5 in.
TIPO DE SUPERFICIE	Cerrada	Abierta	Cerrada
NO. DE OLLAS DE ESCORIFICACION	Dos	Dos	Dos
OPERACION			
VOLUMEN DE AIRE POR MINUTO	7500-9000 ft.	7200 ft.	9000 ft.
PRESION DE AIRE	35 - 50 oz.	40 oz.	46 oz.
VOLUMEN DE AGUA DE ENFRIAMIENTO	1500 Gal/min.	250 Gal/min.	500 Gal/min.
TEMPERATURA DEL AGUA	100 - 110 F	100 F	100 F
ALIMENTACION			
(w/Dia) EXCEPTO EL COQUE	440 ton.	470 ton.	457 ton.
(% DE SINTER )	70 - 80	86	45.8
(% DE CALIZA ) MENOS LA DEL SINTER	5 - 10	- -	11.9
(% DE PLOMO )	26 - 28	24	17.4
(% DE COQUE )	13	10	12.5
OTROS ( w Y CLASE)	Min. de Pb silicoso 10-12 chatarra 3.5	Escoria 4 sub-productos 3 residuos de Zn	Chatarra 3.8 Min. Silicosos 29.2 Escorias 9.3

DATOS SOBRE LOS HORNOS DE SOPLO

PRODUCCION	No. 1	No. 2	No. 3
(w/Dia) ESCORIA	275 Ton. m.	310 Ton.	290 Ton.
DISTRIBUCION	Almacenamiento	H de Polvos de Zn	Almacenamiento
(w/Dia) BULLION			
ANTES DE ESCORIRAR	-	115 Ton.	188 Ton.
DESPUES DE ESCORIRAR	100 Ton.	90 Ton.	150 Ton.
(w/Dia) ESCORIA	85 Ton.	25 Ton.	38 Ton.
ESCORIFICANTES	Sosa-Coque-PtO-S	S300lb/60T-Bullion	S-130/55-B
(w MATTE PRIMARIO)	-	-	-
(w SPEISS PRIMARIO)	3 Ton/Dia	7 Ton/Dia	3 Ton/Dia
HORNO DE ESCORIAS			
(w/Dia) ESCORIAS	85 Ton.	70 Ton.	43 Ton.
(w CLASE) ADICIONES	Pailas-Esc.	4-Sosa 1-Coque	Speiss-22T-Si-2
(w-BULLION/Dia)	45 Ton.	45 Ton.	23 Ton.
(w-MATTE*SPEISS/Dia)	30 Ton.	8T-Matte 6T-Speiss	35 Ton.
(w-ESCORIA/Dia)	-	-	-

La construcción de hornos se basa principalmente en los puntos siguientes:

1.- Tipo de Superficie - Algunos hornos tienen cerrada la parte superior por la cual se alimenta la carga y se conocen como hornos de superficie cerrada y llevan las puertas por donde se alimenta la carga, otro tipo de hornos interrumpen la alimentación y son conocidos como hornos de superficie abierta, estos hornos tienen oportunamente sincronizado los tiempos de alimentación de la carga, el flujo de aire en las toberas y la succión de los abanicos, recuperándose todas las partículas finas y humos, además tienen más libertad para remover la carga que se adhiere a las paredes.

2.- Enchaquetamiento con Agua - La diferencia se encuentra por la colocación de este enchaquetado, algunos hornos lo llevan desde el hogar hasta las chimeneas, otro tipo poseé hileras de enchaquetado colocadas a pocos pies abajo de las toberas y que en la parte inferior las paredes son de ladrillo refractario teniéndose por lo general un incremento en la eficiencia térmica.

3.- Diámetro de las Toberas - En años recientes hubo la tendencia a incrementar el diámetro de las toberas, obteniéndose un excelente resultado en la capacidad de fundición.

4.- Pendiente de las Paredes y el Etalaje - En la práctica normal las pendientes son hacia dentro y verticales en las paredes y extendiéndose hacia fuera cerca de la zona de fusión, teniéndose a si mismo un incremento de la pendiente hacia dentro de la zona del etalaje o de las toberas y vertical para el crisol.

## II-7 DISTRIBUCION DE LOS PRODUCTOS

El plomo se colecta en crisol de horno, al quitar el tapón a base de arcilla, el plomo se deposita en un tanque asentador, separándose la escoria para granularse por medio de una corriente o chorro de agua, el plomo es transportado en ollas refractarias accionadas por grúas a las pailas donde serán oxidadas aquellas impurezas perjudiciales. De las pailas el plomo líquido se bombea y es moldeado en lingotes de 8 toneladas para transportarlo a la refinadora.

Los subproductos que han sido separados por gravedad son conocidos con el nombre de Matte y Speiss.

El Matte son sulfuros de cobre e hierro, principalmente existen procesos para recuperar el cobre que es el elemento principal en este compuesto.

El Speiss son arseniuros de hierro, cobalto y níquel. En condiciones normales de operación estos arseniuros se disuelven a través de la red metálica de plomo y son eliminados solamente en los procesos de refinación, la escoria consiste en silicatos de fierro y caliza, con cantidades mínimas de magnesio y aluminio.

Esta escoria contiene aproximadamente 1 % de plomo y 15 % zinc como elementos costeadables. Por lo tanto solo estas escorias son sometidas al proceso de calcinación.

A continuación se puede observar por medio de unas tablas, --- cuáles son los contenidos para Bullion y para escoria.

#### ANALISIS DEL BULLION DE PLOMO DEL HORNO DE SOPLO

	Pb	Cu	Bi	Sb	As	Sn	Te	Au	Ag
	POR CIENTO								ONZAS/TON
No. 1	99.1	.01	.20	.25	.02	..	..	.24	53.7
No. 2	99.2	.03	.07	.30	.025	..	..	.37	78.9
No. 3	97.4	.02	.14	1.41	.32	.16	..	.78	135.5

#### ANALISIS DE LAS ESCORIAS DE PLOMO DEL HORNO DE SOPLO

	SiO <sub>2</sub>	Feo	Cao	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Zn	Pb
	POR CIENTO						
No. 1	24.0	25.0	22.0	...	...	8.0	0.85
No. 2	23.0	30.0	21.0	1.5	4.5	13.5	0.95
No. 3	25.1	33.5	23.0	0.4	...	14.1	0.85

El Matte y el Speiss algunas veces son recirculados al sistema de carga del horno de soplo cuando tienen altos contenidos de plomo, pero por lo general existen pequeñas plantas para la fusión de el Matte y el Speiss obteniéndose cobre y arsénico respectivamente para tener un proceso en general altamente eficiente.

El arsénico es también volatilizado y se recupera de las casas de humos, además del método descrito se practica también el proceso integral de reacción, sin añadir o añadiendo muy poco carbón.

En este método de reacción el calentamiento se efectúa en hornos de reverbero, donde se obtiene un producto que contiene sulfuro y sulfato el cual es oxidado por una corriente de aire.

## II-8 TRATAMIENTO DE GASES Y POLVOS

Considerables cantidades de gases y plomo son producidas en aquellas operaciones donde el metal es llevado al rojo o pasar a la forma líquida, estos gases van acompañados de partículas volátiles de antimonio y zinc que frecuentemente se encuentran con el plomo.

Estos gases son recuperados de los polvos de fusión por alguno de los siguientes métodos:

- 1.- Enfriamiento y condensación sobre las superficies de aquellos ductos que los contienen.
- 2.- Enfriamiento y filtración através de sacos de una tela especial llamada orlon.
- 3.- Precipitación Electrostática.

#### 4.- Métodos Ultrasónicos.

El polvo de los ductos puede ser recuperado por algún mecanismo como:

1.- Reduciendo la velocidad de succión para poder permitir conducir los polvos en los ductos hasta los ciclones receptores de este polvo.

2.- Enfriando y filtrando através de sacos de tela especial conocida como orlón.

#### 3.- Precipitación Electrostática

#### 4.- Métodos Ultrasónicos.

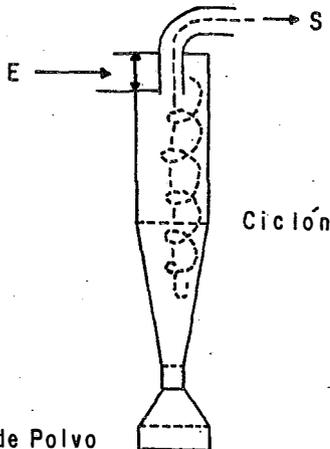
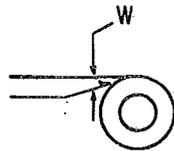
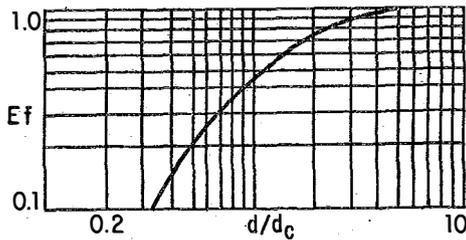
Los ciclones basan su diseño en la Ley de Stokes, las modificaciones se hacen a la aceleración gravitacional, aceleración debida a la fuerza centrífuga aplicada. La ecuación es:  $v^2/r = w^2 r$ , donde (v) es la velocidad lineal tangencial, (w) es la velocidad angular rad/seg, r el radio de rotación que está en función del radio para el ciclón. La velocidad lineal aumenta cuando disminuye el radio y este es inversamente proporcional a la aceleración.

Por lo tanto los ciclones pequeños son más eficientes que aquellos que son grandes, para obtener una eficiente limpieza de gases es mejor usar un gran número de ciclones pequeños en paralelo conocido este sistema como Multiciclón.

La eficiencia de los ciclones se puede determinar por medio de el diámetro crítico de partícula:

$$d_c = \frac{g \mu w}{10 v (\rho_s - \rho)}$$

Donde ( $\mu$ ) es la viscosidad, ( $v$ ) velocidad del gas, ( $W$ ) es el diámetro del ducto y se toma una quinta parte del diámetro del ciclón, ( $\rho_s - \rho$ ) son las densidades del sólido y gas respectivamente. En los siguientes dibujos se muestra un ciclón y una gráfica ilustrando la relación que existe entre el diámetro de partícula vs la fracción retenida (eficiencia).



Colector de Polvo

La filtración en sacos nos ayuda a recuperar fácilmente los gases. Se han desarrollado varios equipos con este propósito a continuación se muestra una gráfica presentando el equipo usado, los gases colectados y el tamaño de partícula de los mismos.

El tamaño más común de los sacos es de 47.5 x 915 cm., una casa de sacos comúnmente tiene alrededor de 1000 sacos. En todas las modernas instalaciones los sacos son movidos mecánicamente para -- desalojar las partículas filtradas, esto se hace a intervalos de -- tiempo que están determinados por la velocidad de saturación de -- los sacos y la variable que se detecta es la presión del gas.

Los sistemas de enfriamiento deben estar en función de una temperatura muy baja porque de lo contrario dañarían los sacos, al elevarse la temperatura sobre 170°C el valor de deteriorización aumenta debido a la pérdida de la fuerza de tensión de la tela.

Los sacos dan excelentes resultados en la recuperación de gases y polvos, aunque representan una considerable inversión por los costos de mantenimiento.

La casa de humos es un edificio construido con tabiques o con otro tipo de material como concreto armado, por lo general esta formado por tres pisos, por medio de un sistema de ductos conectados a un abanico, los gases y polvos son transportados a la casa de humo en donde serán procesados.

La parte superior o bóveda, tiene en el piso el sistema de bielas ~~conectado a la tapa superior~~ de donde cuelgan los sacos, tienen un diámetro de (47.5 cms.) y también están conectados a la parte inferior del piso intermedio, el abanico de succión está instalado en este piso, el abanico es accionado por un motor de 250 H.P.

El flujo de estos gases se filtra a través de los sacos, el aire y vapor de agua se expulsa a la atmósfera por medio de una chimenea de grandes dimensiones. Si el humo es blanco esto es señal de que se está operando correctamente, de lo contrario será necesaria una revisión del sistema de filtración. Los sacos se cambian periódicamente, puesto que se conoce la velocidad de saturación en condiciones normales de operación.

La parte inferior, planta baja es donde se depositan los polvos para posteriormente ser embarcados y recirculados a la planta de fusión o de sinter, ya que las casas de polvos pueden ser instaladas, ya sea en la planta de fundición o en la planta de sinterización.

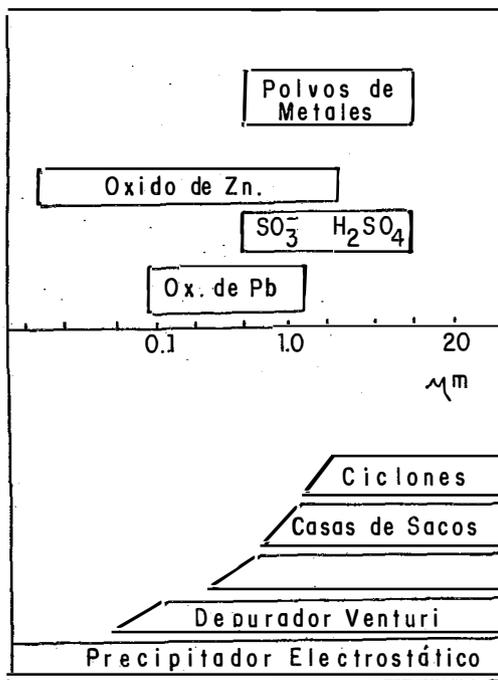
Cuando los gases llevan  $SO_2$ , producto de la desulfuración de la carga de concentrados en la cámara de ignición de la máquina de sinterización, se usa la precipitación electrostática de los polvos -- usando el método de Cottrell, los gases se humidifican y el flujo de gases pasa a través de un gran campo eléctrico con cerca de ----- 50 000 Volts.

En este campo las partículas cargadas negativamente son atraídas por un electrodo positivo, aquí ellas se flocculan y se depositan en el fondo del filtro, el buen funcionamiento de esta filtración se tendrá si las partículas son conductoras de la corriente eléctrica, como es el caso de las partículas minerales que son eliminadas del gas caliente, para partículas no conductoras es necesario añadir bastante agua por medio de boquillas con espreas.

El uso correcto tanto de casas de sacos como de precipitadores Cottrell en la recuperación de gases y polvos dará una alta eficiencia del proceso.

Como se había mencionado antes, para realizar la limpieza adecuada de los polvillos, existen diferentes dispositivos, que dependen para ser usados del tipo de polvo y su tamaño de partícula.

A continuación se muestra la gráfica anteriormente mencionada:



Fué necesario instalar Plantas de ácido sulfúrico para tratar el dióxido de azufre producido por la máquina de sinterización.

Anteriormente todo el  $\text{SO}_2$  producido era expulsado a la atmósfera, siendo esto una fuente de contaminación, además de las pérdidas que ocasionara al proceso, aunque no se manejaban las cantidades que hoy en día son procesadas.

El  $\text{SO}_2$  generado en la máquina de sinterización es aproximadamente del 5 %, y antes de pasar a la planta de ácido pasa por una etapa de limpieza de polvos y partículas volátiles, las cuales se precipitan por los diferentes métodos ya mencionados como precipitadores electrostáticos y casas de sacos.

El ácido sulfúrico es sintetizado por el proceso catalítico - conocido como método de contacto.

En el primer paso del proceso el dióxido de azufre gaseoso es llevado a un convertidor grande, una cámara en la que se realiza la conversión catalítica del gas  $\text{SO}_2$  al  $\text{SO}_3$  gaseoso.

El convertidor consiste en una serie de anaqueles perforados, los cuales están cubiertos con asbesto platinado o con pentóxido de vanadio, pues cualquiera de estos trabaja como catalizador heterogéneo.

A una temperatura de  $450^\circ\text{C}$  regulada cuidadosamente, nos da como resultado la reacción de equilibrio que rinde  $\text{SO}_3$  (g) de más de 95 %.



El  $\text{SO}_3$  (g) pasa del convertidor a un enfriador, y luego por la serie de torres de absorción. Como el  $\text{SO}_3$  gaseoso se solubiliza y disuelve más fácilmente en ácido sulfúrico que en agua, el gas se burbujea a través de esferas de cuarzo, o anillos de empaque resistentes a los ácidos por los que circula el ácido sulfúrico de 98 % en peso.

El ácido sulfúrico concentrado disuelve el  $\text{SO}_3$  gaseoso para ir formando oleum y ácido piro-sulfúrico,  $\text{H}_2\text{S}_2\text{O}_7$ , el cual entonces pasa por agua para formar el ácido sulfúrico de cualquier concentración.

Una torre final llena de coque, sirve como filtro de absorción para impedir el escape del gas  $\text{SO}_3$  no disuelto y del  $\text{SO}_2(\text{g})$  que no hubiera reaccionado y que contaminaría la atmósfera.

## II-9 PAILAS FUNDIDORAS

Definición del Bulli6n de Plomo - El Bulli6n de Plomo obtenido por la reducci6n de los 6xidos de plomo en los hornos de soplo con tiene impurezas como: Ag, As, Au, Cd, Cu, Fe, S y Sb.

Estos elementos pueden separarse por medio de una refusi6n oxidante, en hornos de reverbero o en pailas fundidoras, a las cuales se les suministra una corriente de aire por medio de lanzas manuales o dispositivos colocados en los mismos hornos.

Como algunos de estos elementos poseen mayor afinidad por el oxígeno que el plomo, forman una escoria que flota en la superfi--cie del horno por su menor densidad, esta escoria es removida de --la superficie por medio de unos rastrillos mecánicos que la depo--sitan a un lado de los hornos.

El Cobre y el Bismuto no poseen esta propiedad de formar los oxidos estables, permaneciendo entonces en soluci6n s6lida con plomo l6quido. Esto mismo sucede con el oro.

El Cobre forma con el azufre una aleaci6n que puede espumarse y ser recuperada de la superficie, si se le agrega azufre en polvo o galena pulverizada, formándose un sulfuro de cobre ( $\text{CuS}$ ), debido a su menor densidad sube a la superficie de donde es removido y es mandado a la fundici6n de cobre.

Las pailas fundidoras est6n hechas con aceros especiales inoxidables, su forma es semiesférica, las dimensiones de una paila con capacidad para 200 toneladas son:

Diámetro	3.80 m
Profundidad	3.05 m

Estan revestidos de refractario sílico-aluminoso, el tiempo de duración de estas pailas tiene un promedio de 5 años.

La temperatura debe controlarse alrededor de 400°C, porque las solubilidades de las impurezas aumentan en el plomo.

Las cantidades de impurezas eliminadas en el proceso realizado en pailas fundidoras son:

Ag	1.54 %
As	25.00 %
Cu	96.00 %
S	Todo
Sb	5.80 %
Sn	0.90 %

El plomo se empieza a fundir a una temperatura de (370° y 380°) grados centígrados, la escoria formada por los óxidos de las impurezas asciende a la superficie del horno, esta escoria presenta varias coloraciones.

Una vez fundida la carga, se introduce un agitador mecánico tipo Howard, accionado por un motor eléctrico de 25 H.P., de 200 revoluciones por minuto. Esta agitación facilita que las impurezas puedan ser oxidadas y asciendan a la superficie, de donde son removidas tomándose las muestras significativas para los análisis químicos correspondientes.

---

Cu	As	Sb	Sn	Bi	Doré %
0.018	0.10	0.33	0.009	0.20	0.687
0.020	0.08	0.36	0.008	0.18	0.532
0.016	0.06	0.38	0.003	0.16	0.328

---

Como se puede apreciar por estos ensayos representativos de estas escorias la cantidad de impurezas es aproximadamente del 1 %'

El objetivo de este proceso es preablandar el Bullion de Plomo para su posterior ablandamiento en el Cilindro de Harris.

## II-10 ABLANDAMIENTO

El Ablandamiento de Plomo en el Cilindro de Harris es también una operación preliminar, que se lleva a cabo para poder desplatarlo, ya que la plata no puede ser escorificada en las pailas fundidoras sino que permanece en solución sólida con el plomo, para lograr este objetivo se emplea el proceso de Parkes.

El proceso de ablandamiento realizado en el Cilindro de Harris se divide en dos etapas; la primera se hace pasar por el Bullion procedente de las pailas fundidoras, através de una solución de hidróxido de sodio, la reacción de oxidación se acelera para las impurezas de antimonio, arsénico y estaño por la adición de  $\text{NaNO}_3$ .

El plomo fundido junto con oro, plata y bismuto, se separan de la escoria para las siguientes operaciones de refinación.

La segunda etapa comprende un tratamiento por vía húmeda, donde de la mezcla de antimoniato, arsenato y estanato de sodio combinada con los reactivos sobrantes y el plomo metálico, es transportada por medio de una corriente de agua hacia un clasificador de --  
rastrillo, para obtenerse el plomo en forma granular.

Las oxisales alcalinas junto con el NaOH, pasan del clasificado a un tanque de asentamiento, la solución del tanque debe tener una concentración que sea la máxima para asegurar la insolubilidad de las sales metálicas, la cual se manda por medio de una bomba de vacío a los tanques de almacenamiento, para de ahí pasar a los evapo radores en dónde se le dá la concentración necesaria para ingresa r nuevamente al Cilindro de Harris.

Las sales metálicas son sometidas a un tratamiento por el cual se separan estas sales oxidadas por medio de sus solubilidades que son diferentes, así el antimoniato de sodio se separa para ser más tarde tratado en un horno de reverbero y obtener como un subproducto de antimonio metálico.

El arseniato de sodio también se logra separar, al enfriar las soluciones caústicas a una temperatura de 25°C, el arseniato de sodi o es precipitado con óxido de sodio, apareciendo en forma de compu esto hidratado ( $\text{Na}_3\text{AsO}_4 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$ ). Y el estanato de sodio se precipita de la solución con  $\text{CaCO}_3$ .

La Máquina de Harris, es un cilindro con una bomba capaz de hace r circular plomo con una velocidad de 15 ton/min., la bomba es -  
accionada por un motor eléctrico de 60 H.P., el cilindro de reacci ón comprende un anillo de acero que sirve como soporte ya que sin este flotaría en el baño metálico, en su parte inferior tiene un orificio de descarga, el cual comunica con un tubo perfectamente solda do que regresa el plomo fundido a la superficie eliminando aquel los empacamientos que se pudieran formar en el fondo del cilindro reduciendo así la eficiencia del cilindro. El orificio de descarga

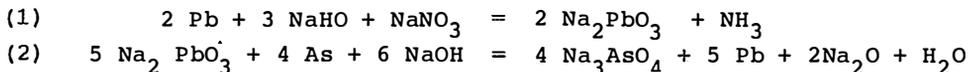
de las sales formadas esta colocado en la parte superior del cilindro, la sosa caústica es alimentada del tanque almacenador por medio de una bomba.

La temperatura en el Cilindro Harris se mantiene aproximadamente a unos 425°C. Si se toma una muestra de la carga por ablandar y se le observa, se notará que la superficie es de un color blanco o gris, esto es debido a las impurezas de antimonio y arsénico principalmente, esta muestra tiene mayor dureza que una muestra tomada del plomo ablandado, por medio de estas muestras es preciso determinar el final del proceso.

Los ensayos químicos determinan que en las primeras sales blandas formadas, el arsénico es el que se elimina en mayor cantidad.

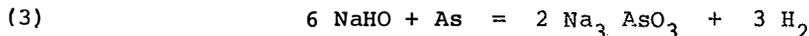
As	10.4 %	Sb	0.9 %	Sn	1.6 %
As	10.0 %	Sb	1.3 %	Sn	1.9 %
As	10.0 %	Sb	1.0 %	Sn	1.7 %

Las reacciones para la formación de las oxisales en el ablandamiento de Bullión son las siguientes:



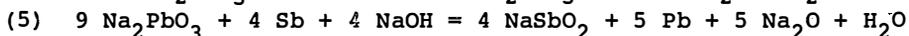
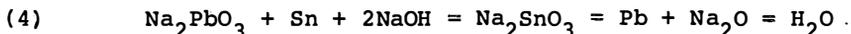
La reacción (1) se basa en el olor perceptible a amoníaco procedente de las cargas blandas y marcadamente de las cargas duras.

También existe la formación de hidrógeno, dado que, cuando hay gran cantidad de impurezas el consumo de NaOH es grande también.



En ocasiones la producción de hidrógeno es tan alta que se producen fuertes explosiones.

En cuanto a la eliminación de estaño y antimonio se interpreta de una manera análoga.



Así el proceso se esta repitiendo y las sales blancas son continuamente eliminadas, hasta la aparición de las sales rojas siendo esto una positiva indicación del final del proceso.

Un análisis de las muestras tomadas nos dará el grado de eliminación de las impurezas.

	As	Bi	Cu	Sb	Sn
Antes	0.05	0.12	0.008	0.33	0.004
Después	--	0.12	0.003	0.01	--

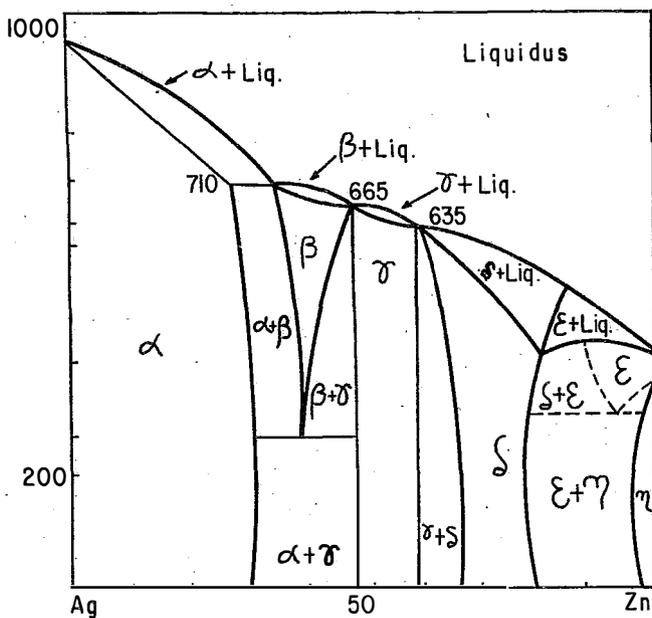
Como se puede observar, el arsénico y el estaño son eliminados por completo, el antimonio queda en cantidades tan pequeñas que no son perjudiciales para el tratamiento posterior en el cual también el cobre esta presente en cantidades pequeñas.

## II-11 DESPLATIZACION

En 1851 A. Parkes encontró la forma de tratar la escoria resultante al añadir cantidades de 1-2 % de zinc al Bullión y obtener una aleación de plata, la cual por su menor densidad flotaba lográndose así la desplatización del Bullión.

Como la plata tiene mayor afinidad por el zinc que por el plomo, se forma un compuesto. Kremann y Hofmeir demostraron estudiando el diagrama de fases plata-zinc que la desplatización se logra por la formación del compuesto  $\text{Ag}_2\text{Zn}_3$ , y que el plomo se adhería formándose la escoria Ag-Pb-Zn.

En el diagrama de Carpenter se pueden observar los seis constituyentes básicos.



Una solución  $\alpha$  desde 0 - 27 % de zinc, estable a la temperatura ambiente. Una solución  $\beta$  desde 28 - 48 % de zinc, estable arriba de 264°C, teniendo una transformación eutéctica en  $\alpha + \delta$ .

Un compuesto  $Ag_2Zn_3$  con 48 % de zinc y un punto de solidificación a 665°C.

Un compuesto  $Ag_2Zn_3$  con 60 % de zinc y un punto de solidificación a 636°C.

Una solución  $\gamma$  de 48 - 58 % de zinc, estable a temperatura ambiente. Una Solución  $\delta$  de 66 - 80 % de zinc, estable solamente si la temperatura es inferior a 636°C.

Un constituyente  $\epsilon$  de 0 - 8 % de plata estable en un rango de temperatura de 340 - 410°C, y finalmente un último constituyente de 0 - 4 % de plata.

Por la interpretación del diagrama se concluye que la desplatización del plomo por medio del zinc, se fundamenta en la formación del compuesto químico  $Ag_2Zn_3$  con 48 % de zinc y un punto de solidificación de 665°C.

El plomo que se halla presente en la escoria sólo como una impregnación superficial, hace que el compuesto  $Ag_2Zn_3$  no pueda separarse satisfactoriamente.

Según Vogel, la eliminación del oro se debe a la formación de tres compuestos químicos:  $AuZn$ ,  $AuZn_3$  y  $Au_3Zn_5$ , con sus respectivos puntos de solidificación: 744, 651 y 490°C.

Los compuestos  $AuZn$  y  $Au_3Zn_5$ , aparecen en las escorias que llevan el compuesto desplatizante.

Una cantidad de cobre también es eliminada en el proceso, debido según Shepherd y Tafel, a la formación del compuesto  $\text{Cu}_2\text{Zn}_3$  con un punto de solidificación de  $830^\circ\text{C}$ , es por esta razón que las escorias presentan coloraciones doradas.

De acuerdo a la cinética química y a la estabilidad de los compuestos, primero se combinan con el zinc para formar soluciones sólidas de cobre y de oro, que por su menor densidad flotan en la superficie del plomo líquido, esto se comprueba en la práctica puesto que al obtenerse los primeros lingotes estos contienen mayores cantidades de cobre y oro que los que se obtienen después.

El bismuto es otro de los elementos que contiene el Bullión de plomo, al tomar muestras antes y después del proceso de desplatización, los ensayos reportan que el contenido de bismuto aumenta, esto se debe a que no puede escorificarse, ya que el único compuesto por el cual podría espumarse tiene una temperatura eutéctica inferior, quedando el bismuto en solución sólida con el plomo.

El plomo que ha sido ablandado en el Cilindro Harris, es transportado por medio de bombas centrífugas tipo Miller de 8 ton/min.

El plomo llega a las pailas desplatizadoras, las cuales tienen una temperatura arriba del punto de fusión del zinc, aproximadamente de  $440^\circ\text{C}$ .

La escoria formada es empacada por medio de una prensa tipo --Howard con una presión de  $980 \text{ kg/cm}^2$  y se coloca en una paila sudadora a una temperatura de  $1000^\circ\text{C}$ , hasta separar todo el plomo que se quedó impregnado, este proceso normalmente se realiza en 1 hora.

El proceso de desplatización se lleva a cabo en tres pailas dado que de esta manera se logra ahorrar tiempo y aumentar la producción de plomo.

La carga a la primera paila lleva cantidades de plata que fluctúan entre 6 y 9 kg/ton.

En la paila No. 2 se reciben lingotes que llevan comúnmente entre 1 y 2 Kg. de plata/ton., el contenido de zinc se regula cuidadosamente para que este ejerza su acción desplatizante.

El objeto es que el plomo ablandado salga con menos de 5 kg. de plata/ton., de la paila No. 1.

La saturación del zinc con plata depende del tiempo de contacto del zinc con la carga, que es el tiempo de agitación y principalmente de la temperatura, el mejor rango de temperaturas para la desplatización se encuentra entre 480 y 510°C., la escoria lleva la liga zinc-plata y el plomo que se impregna, esta escoria es de color dorado con manchas azulosas debidas a la oxidación del zinc la cual se evita añadiendo sal de amonio.

Cuando las muestras reportan abajo de 5 kg., de plata/ton., tenemos que el proceso en la paila No. 1 a terminado y comienza a bombearse el plomo a la paila siguiente.

En la paila No. 2 la carga se recibe a una temperatura controlada de 461-468°C, la manera de trabajar de la paila No. 2 es similar a la anterior, el tiempo de operación en esta paila es más largo, debido a que la acción desplatizante del zinc disminuye.

La adición del zinc se realiza tomando en cuenta el % de plata que reportan las muestras ensayadas, ya que el zinc se combina con la plata en una relación estequiométricamente definida.

Las escorias que se forman son eliminadas en la misma forma como en la paila No. 1 y el plomo líquido con un contenido de plata menor a 1 kg/ton., es bombeado a la paila No. 3. Aquí se trata de dejar solamente aquellas cantidades de zinc que no son posibles de eliminar en el plomo.

La temperatura se controla entre 490 y 500°C., la escoria empieza a subir a la superficie en forma más compacta, comenzándose a eliminar a medida que se va formando.

Hacia el final de la operación, la eliminación de esta escoria se lleva a cabo lentamente, debido a que las tenues películas formadas tardan en subir a la superficie, siendo esto una señal indicadora de que el proceso esta por terminarse.

Una vez que se dá por terminado el proceso, las muestras representativas son enviadas al laboratorio central, estas muestras reportan cantidades pequeñas de plata, aproximadamente 2 g/ton.

## II-12 DECINCADO

A. Parkes en 1851 encontró la manera de eliminar el % residual de zinc que persistía después del proceso de desplatización.

Si se supone un plomo prácticamente sin impurezas, este mantendrá a 400°C, un promedio de 0.7 % de zinc. Entonces, hasta que esta cantidad se halle en el plomo, comienza el proceso de desplatización. Por lo tanto esta cantidad es una constante y permanece en el plomo una vez que la plata se ha eliminado.

H. Harris diseñó un cilindro para eliminar el zinc residual en el plomo, este cilindro es muy parecido al cilindro ablandador, solo que, el compuesto formado es separado por decantación, al cilindro se le dá la inclinación necesaria por medio de un control neumático. En cuanto a la capacidad es la misma y los mecanismos para accionarlo también se controlan por medio de una plataforma colocada a un lado del cilindro.

Bajo el punto de vista químico el Proceso de Refinación Harris es bien sencillo, ya que solo consiste en la transformación química del zinc a zincato de sodio, por medio de una solución saturada y en caliente de sosa cáustica.

Este compuesto se decanta y se envía a un tanque donde se realiza la hidrólisis, recuperándose el NaOH y obteniéndose el ZnO.

La solución junto con el NaOH se envía a un evaporador para adquirir la densidad necesaria y volver a ingresar al proceso, mientras que el ZnO se envía a la planta de zinc.

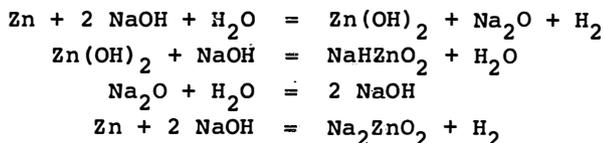
El plomo con un contenido de 0.7 % de zinc se alimenta al dispositivo, cuando el baño metálico alcanza una temperatura superior a 460°C, se comienza a circular la carga en el cilindro usando una bomba, este método sigue un ciclo análogo al proceso para ablandar el plomo, el NaOH se inyecta a intervalos de tiempo, esto debe tener una densidad arriba de 1.4 con el objeto de evitar explosiones y salpicaduras. Cuando se ha dejado correr el NaOH por un lapso de tiempo de unos 5 minutos, se cierra el alimentador, dejando circular el plomo que se está refinando.

A medida que se va formando el zincato, este comienza a formar una pasta semifundida de aspecto a tierra fangosa de un color café oscuro, esta pasta va adquiriendo mayor consistencia hasta volverse más espesa, siendo este un indicio de que se encuentra en condiciones de decantarse, cuando se le da la inclinación adecuada para esto, las sales empiezan a ser eliminadas por su vertedera para de ahí pasar a un canal por donde esta corriendo agua que las conduce al clasificador.

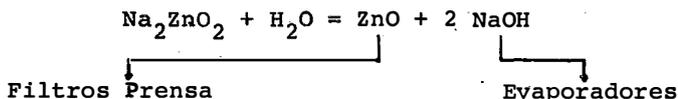
Ahí por medio de rastrillos, el plomo que acompaña a las sales al ponerse en contacto con el agua, se granula para posteriormente volver a ingresar al cilindro, el zincato de sodio pasa a un tanque de concentración, donde se lleva a cabo la hidrólisis, en este tanque mantiene una temperatura de 70°C con objeto de que se verifique con mayor rapidez.

El Proceso de Refinación para una carga de 200 toneladas y con<sup>u</sup>teniendo aproximadamente 1 % de zinc, se realiza generalmente en 4 horas.

Las reacciones principales del proceso son las siguientes:



Estas son las reacciones que se efectúan en el Cilindro Decin-quizador Harris, mientras en los tanques se realiza la hidrólisis.



## II-13 DESBISMUTIZACION

El Proceso Kroll-Betterton, es un método que se basa en que el bismuto forma compuestos estables con ciertos elementos como: Calcio, Magnesio y Antimonio.

Dependiendo de la clase de plomo que se desea producir para la industria, depende el tratamiento que se sigue para desbismutizar.

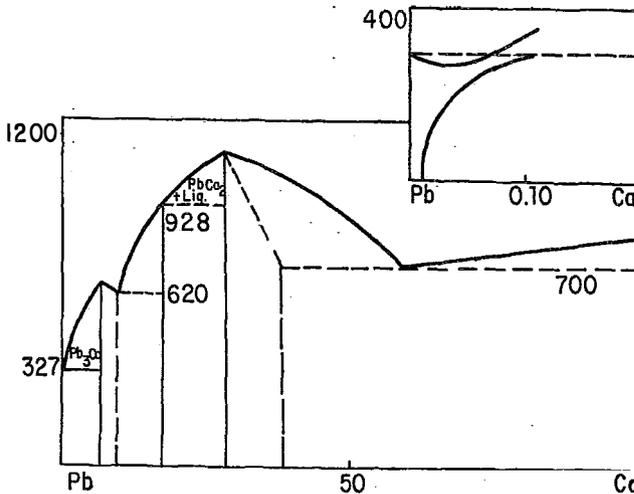
Ya sea que se use calcio, magnesio o antimonio, los principios que gobiernan la eliminación del bismuto en plomo son similares a aquellos que regulan la eliminación de la plata en el proceso ParKes, la única diferencia estriba en que cuando se usa calcio, este

elemento se alimenta en forma de aleación Ca-Pb, en cantidades que fluctúan entre 2.5 y 3.5 %, en el caso del magnesio y antimonio es tos se adicionana en forma metálica.

El procedimiento en todos los casos consiste esencialmente en:

- 1.- Propia incorporación del reactivo con respecto al tiempo de agitación y temperatura del baño.
- 2.- Eliminación de las escorias, las cuales flotan debido a su menor densidad en la superficie del baño metálico.
- 3.- Enfriamiento del baño metálico, con la eliminación de las escorias formadas.

En el caso del calcio, el reactivo es el compuesto  $Pb_3Ca$ , como lo podemos observar en el diagrama de equilibrio Pb-Ca que se muestra a continuación.



La incorporación propia del reactivo es de gran importancia ya que si existe un exceso de calcio en el baño, una buena separación se impide, ya que este elemento se va a las escorias, produciéndose mayor oxidación del reactivo y una elevación en el costo del mé todo por ser difícil y cara de obtener la aleación Pb-Ca.

El exceso de agitación produce mayor oxidación del calcio principalmente a altas temperaturas, aumentando el peso y densidad para las escorias, reduciendo la eficiencia.

El proceso tiene una mayor exactitud usando cantidades mínimas de reactivos a la temperatura de formación del compuesto.

Betterton llegó a la conclusión que la desbismutización se debía al compuesto  $\text{Ca}_3\text{Bi}$ , calculando la relación Ca-Bi, en las escorias formadas a  $380^\circ\text{C}$ , como se muestra a continuación.

	Contenido Total en lb.		Metal Calculado adherido a las escorias en lb.		Contenido en el compuesto por diferencia.	
	Bi	Ca	Bi	Ca	Bi	Ca
Escoria 1	0.246	0.066	0.020	0.0004	0.226	0.066
Escoria 2	0.420	0.095	0.096	0.0030	0.324	0.092
Escoria 3	0.417	0.100	0.057	0.0040	0.360	0.096
Escoria 4	0.367	0.100	0.037	0.0050	0.330	0.095
Escoria 5	0.243	0.068	0.012	0.0050	0.231	0.063
Escoria 6	0.081	0.025	0.004	0.0040	0.007	0.021
<b>T o t a l</b>	<b>1.774</b>	<b>0.454</b>	<b>0.226</b>	<b>0.0214</b>	<b>1.543</b>	<b>0.433</b>

$$\text{Relación entre el Bi y Ca en el compuesto} = \frac{1.548}{0.433} = 3.57$$

$$\text{Relación entre el Bi y Ca en Ca}_3\text{Bi} = \frac{416}{120.2} = 3.46$$

La siguiente tabla de reactivos ha sido obtenida en la práctica para producir plomos con un contenido final de bismuto de aproximadamente 0.048 % usando calcio.

---

Contenido Bi Pb original	Ca requerido en lb/ton. de Pb	Contenido Bi Pb original	Ca requerido en lb/ton de Pb
0.10	2.0	0.60	5.0
0.20	3.0	0.70	5.5
0.30	3.5	0.80	6.0
0.40	4.0	0.90	6.5

---

La tabla anterior es solo aplicable a plomos que contengan menos de 0.01 % de As y Sb, ya que rebasando este límite el calcio comienza a actuar sobre ellos antes que una cantidad adecuada de bismuto sea eliminada.

El antimonio y el arsénico forman con el calcio los compuestos siguientes  $\text{Ca}_3\text{As}_2$  y  $\text{Ca}_3\text{Sb}_2$ .

El efecto del zinc como impureza, esta íntimamente relacionado con la cantidad existente de bismuto en el plomo, así 0.3 % de este elemento no tiene acción con el calcio en plomos con 0.2 % para bismuto. Si el zinc esta en exceso y es de 0.3 %, se ha encontrado que se necesita 454 g de calcio para 2.5 kg. de zinc a temperatura superior a 385°C, abajo de esta temperatura, la relación es de 454 kg. de calcio por cada 5 kg. de zinc.

Lo mismo que el calcio, el magnesio forma un compuesto parecido, el  $Mg_3Bi_2$ , cuya temperatura de formación esta dentro del rango de temperatura que opera el proceso Kroll-Betterton.

En cuanto a las impurezas, estas se comportan de la misma manera que cuando se usa calcio, con la formación de compuestos similares a los anteriores.

El contenido de bismuto en un plomo final puede reducirse a menores cantidades de este elemento usando Ca y Mg combinados como agentes desbismutizadores para un mismo baño, ya que el calcio solo tiene acción sobre cantidades mayores de 0.048 % de Bi, como agente desbismutizante.

La presencia de ambos compuestos  $Ca_3Bi_2$  y  $Mg_3Bi_2$ , crea una mayor insolubilidad mutua de ellos en las escorias y dentro del baño dando como resultado una mayor eliminación de bismuto.

Por métodos experimentales se ha encontrado que la relación de calcio - magnesio con mayor poder desbismutizante es de aproximadamente de uno a uno, siempre y cuando se mantenga la temperatura alrededor de 300°C.

Tabla de adición de reactivos para producir plomos de 0.020% de Bismuto

---

Contenido de Bi Pb original	Ca requerido en lb/ton de Pb	Mg requerido en Lb/ton de Pb
0.10	1.3	1.3
0.20	1.5	1.5
0.30	1.7	1.7
0.40	1.9	1.9
0.50	2.15	2.15
0.60	2.4	2.4

---

Los reactivos desbismutizadores residuales, se eliminan de diferentes maneras, por ejemplo con gas cloro o por oxidación con sosa cáustica y nitro.

Recientemente, se encontró que dos elementos de la misma familia, antimonio y arsénico, producen efectos benéficos cuando se añaden bajo condiciones especiales al plomo durante el proceso.

Cuando cantidades específicas de antimonio se adicionan al plomo que contiene pequeños valores de bismuto, después de haber sido tratado con calcio y magnesio, dentro de los límites apropiados de temperatura, una escoria de bismuto, calcio, magnesio, antimonio y plomo se obtiene, haciendo de esta manera posible la producción de un plomo final cuyo contenido es muy bajo en bismuto, 0.005 %.

#### II-14. EFECTO DE LAS IMPUREZAS

El bismuto corroe al plomo si excede a 0.05 %, le imparte un color grisaseo al plomo.

En el plomo desplatizado el límite es de 0.25 %, si es mayor a este valor aumenta ligeramente la dureza. La plata corroe el plomo y no debe exceder a 0.0015 %, dándole un color rosa al plomo, cantidades inferiores no afectan sus propiedades mecánicas y químicas.

Aunque el límite de 0.002 % se considera un buen grado de desplatización.

El cobre le dá una tonalidad verde al plomo, usualmente contiene 0.0015 % en grado corrosivo y 0.0025 % en otros, en mayores cantidades endurece al plomo.

El hierro le dá un tono rojizo y lleva por lo general un 0.002 por ciento en todos los grados.

Antimonio, Cadmio y Estaño endurecen al plomo, por ejemplo, adicionando 1 % de antimonio, se incrementa la resistencia y también la dureza Brinell en un 50 %, un efecto muy similar es producido adicionando 3 % de estaño, el límite a la fatiga se incrementa adicionando cualquiera de estos tres metales.

## II-15 FORMAS Y USOS DEL PLOMO

El plomo casi siempre se asocia como un metal de bajo precio. - Pero actualmente se vende casi al doble del precio que se paga por el hierro, su costo es alto debido a que se pueden hacer muchas combinaciones con sus propiedades y así poder ser utilizado en la industria, el plomo presenta las siguientes propiedades físicas, mecánicas y químicas:

- 1 - Excelentes propiedades de anti-fricción.
- 2 - Resistencia atmosférica, bajo tierra y a las aguas minerales corrosivas.
- 3 - Resistencia al ácido sulfúrico y compuestos sulfurosos.
- 4 - Maquinabilidad por su baja dureza
- 5 - Bajo punto de fusión y alto punto de ebullición.
- 6 - Bajo costo y gran aceptación en el mercado.

7 - Alta gravedad específica.

8 - Propiedades aleantes.

9 - Resistencia a la penetración de radiaciones cuya longitud de onda es pequeña.

El plomo posee algunas propiedades poco atractivas, ya que presenta una resistencia a la tensión muy baja y el metal tiende a fluir con cargas relativamente bajas, también muestra una resistencia a la fatiga baja, por lo que es poco usado como material estructural.

Como sus propiedades a la resistencia mecánica son bajas se aprovecha su fácil moldeabilidad y extrema ductilidad, maquinabilidad, extrucción, forjabilidad y soldabilidad.

Considerando estas propiedades se estima que, de acuerdo al peso y densidad es usado un 10 %, por su baja dureza, maquinabilidad y resistencia a la corrosión un 30 %, por sus propiedades aleantes un 24 % y por su afinidad para formar compuestos químicos un 33 %.

La siguiente tabla nos muestra las formas y el grado en que el plomo es más usado.

TIPO	PORCIENTO
Plomo Blanco	5.3
Plomo Rojo y Litargirio	18.5
Baterías y Acumuladores	10.1
Recubrimiento de Cables	17.5
Construcción	-
Munición	9.5
Lámina	0.8
Soldadura	2.3

El 40 % restante tiene otros usos. Uno de los usos de mayor importancia en base al tonelaje es en baterías, acumuladores y dispositivos de celdas secundarias, solamente dos de ellas han sido de-sarrolladas por las siguientes razones: alto voltaje ( 2.5 contra 1.5 ), compactabilidad y bajo precio.

El plomo blanco es un pigmento de muy bajo costo por ser popu-lar, además de su estabilidad y extrema dureza se usa para recubri-miento de cables de alta potencia.

También es usado en plomería, en la industria del papel, en la manufactura de ácido sulfúrico y como ánodos en la electrólisis de ciertos metales.

Recientemente se ha encontrado que su baja resistencia a la fa-tiga en aleaciones, puede ser incrementada por la adición de peque-ñas cantidades de calcio, el cual al mismo tiempo le confiere pro-piedades de dureza.

Siendo un lubricante el metal es usado como soporte en maquina-ria, mientras que cuando esta presente en pequeñas cantidades tanto en bronce como en latones tiene propiedades de libre corte, estas propiedades son una ventaja en el desarrollo de aceros de corte li-bre.

Por su peso y alta densidad, se usa en proyectiles de bajo ca-libre, en tanques navales como refuerzo, en artillería antiaerea y en la aviación como contrapeso.

Las aleaciones relativamente estables, son fáciles de refundir en convertidores, para ser usadas posteriormente en nuevas aleacio-nes, se estima que el 75 % del plomo usado en baterías y acumulado-res es recirculado como plomo secundario.

Otros usos menores son: para perdigones, como antivibrador para cojintes en máquinas, proyectiles, pernos y tornillos de expansión, cable de conexión, juntas, enchufes, material para marcar y como revestimiento de tanques, también es usado en forma de compuesto orgánico tetraetilo de plomo y es un antidetonante en gasolinas.

En la siguiente tabla se ilustran las primeras aleaciones y compuestos del plomo utilizados en la industria.

ALEACION	POR CIENTO							
	Pb	Sb	Sn	Cu	Ca	Bi	Cd	As
Babbitt No. 6	63.5	15	20	1.5	-	-	-	0.15
Babbitt No. 12	89.3	10	-	0.5	-	-	-	0.20
Recubrimiento de Cables	99.0	1.0	-	-	-	-	-	-
Recubrimiento de Cables	99.9	-	-	-	0.1	-	-	-
Aleación Fusible 68°C	25.0	-	12.5	-	-	50.0	12.5	-
Aleación Fusibles 100°C	20.0	-	40.0	-	-	40.0	-	-
Plomo duro 6 % Sb	94.0	6	-	-	-	-	-	-
Plomo duro 12 % Sb	88.0	12	-	-	-	-	-	-
Peltre	10.0	10	79.8	0.2	-	-	-	-
Perdigones	94.0	6	-	-	-	-	-	-
Soldadura Común	50.0	-	50.0	-	-	-	-	-
Soldadura para Plomería	60.0	2.5	37.5	-	-	-	-	-
Aleación baja en Sn	75.0	-	25.0	-	-	-	-	-
Aleación alta en Sn	50.0	-	50.0	-	-	-	-	-
Fundición	62.0	24	14	-	-	-	-	-
Electrotipo	94.0	3	3	-	-	-	-	-
Estereotipo	81.0	14	5	-	-	-	-	-
Soldadura Ag - Pb(Ag-1.5)	97.5	-	1	-	-	-	-	-
Babbitt SAE 13	85.0	10	5	-	-	-	-	-
Babbitt SAE 14	75.0	15	10	-	-	-	-	-

La producción anual promedio en los últimos años aporta las siguientes cantidades:

Acido Sulfúrico	252,313 Tons.
Cobre	3,321 Tons.
Oro	2.851 Tons.
Plata Refinada	735.169 Tons.
Plomo	102,074 Tons.

Actualmente el total de las ventas, representa un 40 % al mercado interno y un 60 % al mercado de exportación.

Anteriormente Estados Unidos de Norteamérica importaba en gran parte nuestros productos, ahora como una consecuencia de la diversificación de mercados, las exportaciones se llevaron a más de 30 países como son: Brasil, Suiza, Inglaterra, Japón, Alemania, Italia, Colombia, Canadá, Venezuela, Holanda, Guatemala, Perú, Belice, República Dominicana, Panamá, El Salvador, Yugoslavia, Nicaragua, - Costa Rica, Hungría, Uruguay, Francia, España, Portugal, Argentina, Ecuador, Honduras, Bélgica, Austria y Hungría.

Esto representa un avance muy importante en el desarrollo técnico de la industria metalúrgica no ferrosa del país.

## C A P I T U L O   I I I

### Z I N C

#### III-1 MINERALES Y PROPIEDADES DEL ZINC.

El más importante de todos los minerales de zinc es el sulfuro de zinc, conocido como blenda o esfalerita (  $ZnS$  ).

Su composición es:

$$Zn = 67 \% \quad S = 33 \%$$

Es el principal recurso mineral de zinc y casi siempre se haya asociado con la galena.

Como óxidos tenemos:

La Zincita (  $ZnO$  ), con 80.0 % de Zinc solamente que no se conocen grandes depósitos de este mineral.

La Franklinita (  $Fe, Zn, Mn$  ) O (  $FeMn$  )<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, y contiene 39 - 47 % de Fe, 10 - 19 % de Mn, y cerca de 22 % de Zn.

Williminita (  $Zn_2SiO_4$  ) con 58.61 % de Zinc.

Calamina (  $2ZnSiO_2 + H_2O$  ) con 57.1 % de Zinc.

Smithsonita (  $ZnCO_3$  ) con 52.14 % de Zinc.

Hidrozinquita (  $3ZnCO_3 \cdot 2H_2O$  ) con 47.58 % de Zinc.

Como minerales sulfatados tenemos:

Goslarita (  $ZnSO_4 + 7H_2O$  ) con 22.65 % de Zinc.

La siguiente tabla muestra las propiedades del Zinc.

#### PROPIEDADES DEL ZINC

Peso Atómico (uma)	65.38
Punto de Ebullición (°C)	906
Punto de Fusión (°C)	419.5
Calor de Fusión (Kcal/mol)	1.76
Calor de Vaporización (Kcal/mol)	27.4
Densidad (g/ml)	7.14
Radio Atómico Metálico (Å)	1.38
Sistema Cristalino	Compacto

#### III-2 METODOS DE OBTENCION DEL ZINC

El Zinc puede ser extraído mediante dos métodos:

1 - Calcinando los sulfuros en unas retortas de arcilla exclusiva y reduciendo los óxidos.

2 - Lixiviando los sulfuros calcinados y electrolizando la solución para depositar el zinc.

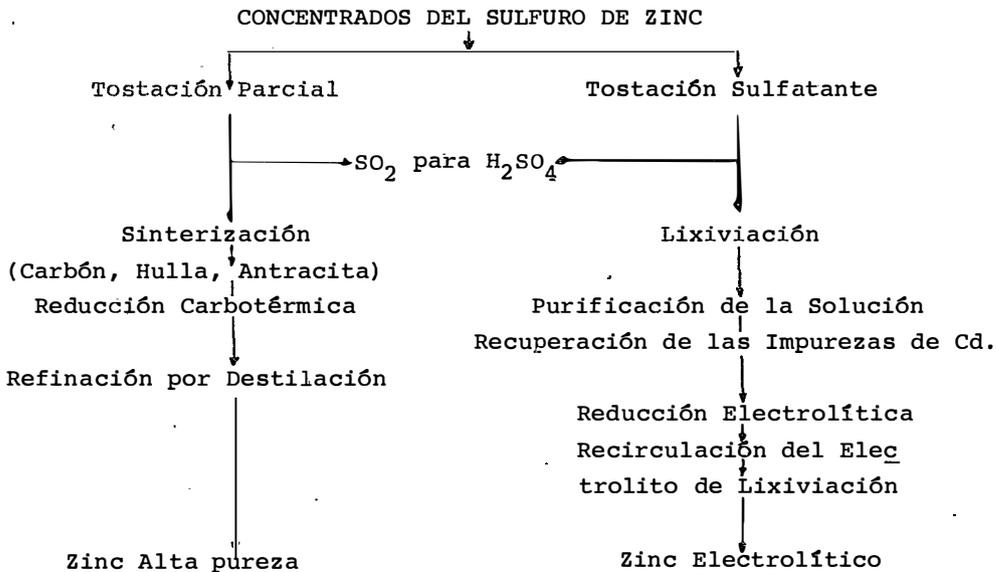
Por el primer método se produce la mayor parte del zinc, el segundo método es usado principalmente para minerales que llevan plomo, cobre, oro y plata, en donde la recuperación es parte del proceso.

La obtención del zinc por procedimientos electrolíticos es conocida hacia el final de la primera guerra mundial. Fundamentalmente todos los procedimientos consisten en transformar previamente a los minerales de zinc en sales solubles, cloruros o sulfatos, casi siempre se trabaja con sulfato de zinc obtenido por tostación sulfatizante o por la acción del ácido sulfúrico sobre el mineral tostado, debido a que el uso de cloruro nos obliga a utilizar las celdas cerradas y diafragmas para recoger el cloro desprendido anódicamente.

La transformación de zinc en sal soluble se realiza por tostación sulfatizante de la blenda a baja temperatura. La operación es muy lenta y el producto tostado debe tamizarse para separar los finos completamente tostados, de los gruesos que deben tostarse nuevamente, como ya se dijo también puede realizarse por medio de una tostación clorurante de la blenda a 500 - 600°C, añadiendo 20 % de sal común.

También puede procederse por tostación oxidante del mineral para luego lixiviar con soluciones diluidas del ácido correspondiente, normalmente sulfúrico.

A continuación se presenta un diagrama de flujo que muestra la secuencia para la obtención de zinc por Reducción Carbotérmica y - por Lixiviación Electrólisis.



Se ha ideado un proceso por medio del cual el sulfuro de zinc, es tostado bajo las condiciones deseables para producir las proporciones adecuadas de óxidos y sulfatos para ser lixiviados con ácido sulfúrico diluido.

Las impurezas son eliminadas de la solución y la solución es electrolizada entre cátodos de aluminio y ánodos de plomo, obteniéndose zinc de alta pureza.

El motivo original de estos procesos, fué crear un método para tratar los minerales complejos de Pb - Ag que contienen Cu<sup>o</sup> y Fe<sup>o</sup> en gran proporción y concentrar fácilmente, un producto que contenga de 30 - 40 % de zinc.

Recientemente, debido al desarrollo de la flotación diferencial los concentrados contienen más de 50 % de zinc.

### III-3 TOSTACION

El objetivo de este paso es convertir el sulfuro de zinc hasta donde sea posible en óxido o sulfato de zinc.

La carga constituida por concentrados, fundentes, combustibles y aglomerantes, se lleva a los hornos de hogar múltiple tipo Wedge o Spirlet, que controlan una temperatura entre 650 - 700°C.

A esta temperatura se llevan a cabo las reacciones para formar los óxidos y sulfatos de zinc.

La reacción de oxidación del sulfuro de zinc es la siguiente:



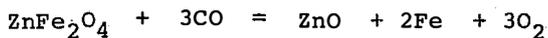
Como la tostación es un proceso fuertemente exotérmico, el consumo de combustible se reduce por la energía calorífica cedida con la formación del óxido de zinc.



Es esencial que la calcinación no se lleva a cabo a altas temperaturas, porque existe la tendencia a formarse ferrita de zinc y esta es insoluble en soluciones a baja temperatura de ácido sulfúrico diluido. La formación de esta ferrita ( $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ), depende de el contenido de hierro en los concentrados, de la temperatura a la cual se lleva a cabo la tostación, de la naturaleza y forma en que se combina el zinc con el hierro y también del tiempo de tostación de los concentrados.

Cuando el contenido de hierro es alto lo que se hace es controlar la temperatura en un rango de 600 - 650°C.

La ferrita se descompone a esta temperatura de acuerdo a la siguiente reacción:



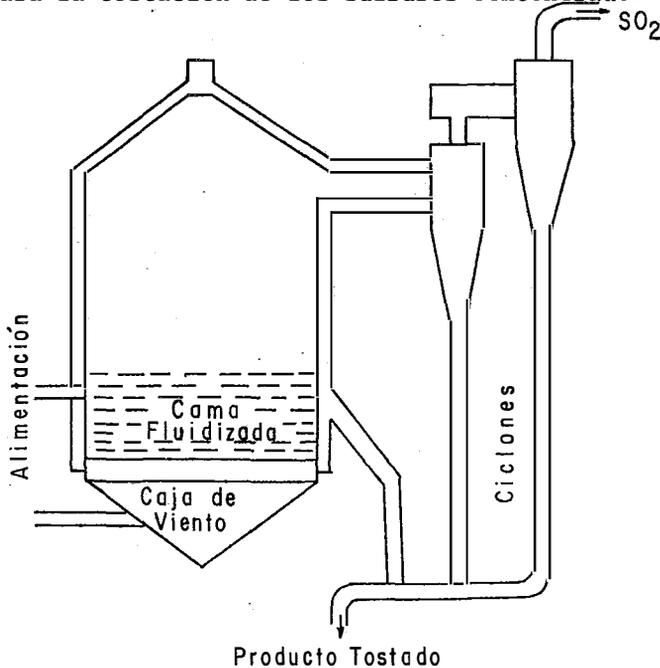
El plomo que contienen los concentrados es volatilizado ya que ha sido aumentada la temperatura, también gran parte de arsénico y antimonio son eliminados por volatilización.

Cuando los concentrados llevan galena, esta al fundir forma incrustaciones en el horno, además de capas sobre el mineral de zinc disminuyendo la eficiencia en la tostación.

Si la tostación es adecuadamente regular, los sulfuros resultantes compensan las pérdidas de ácido por lixiviación.

Estos hornos tienen un diámetro interior de ( 1 m. ) y el producto obtenido contiene 1.7 % de S, casi todo en forma de sulfato, la capacidad de los tostadores es de 60 - 70 ton/día.

A continuación se muestra un esquema del reactor con cama fluidizada para la tostación de los sulfuros concentrados.

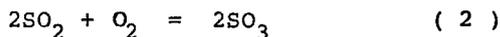
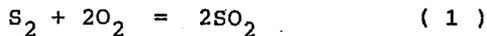


La operación del reactor de cama fluidizada se realiza mediante un flujo constante de gas, las partículas con diámetro inferior al crítico se mezclan con la corriente de gas y se colectan por medio de los ciclones, el aire comprimido pasa por la caja de viento y suministra el oxígeno necesario para la tostación de estos sulfuros al mezclarse con los concentrados en la cama fluidizada del reactor, el producto tostado es tamizado para clasificarlo y continuar con el proceso, la limpieza de los gases obtenidos sigue similares procedimientos que los anteriormente explicados en el capítulo de la extracción de Plomo.

#### III-4 TERMODINAMICA DE LA TOSTACION

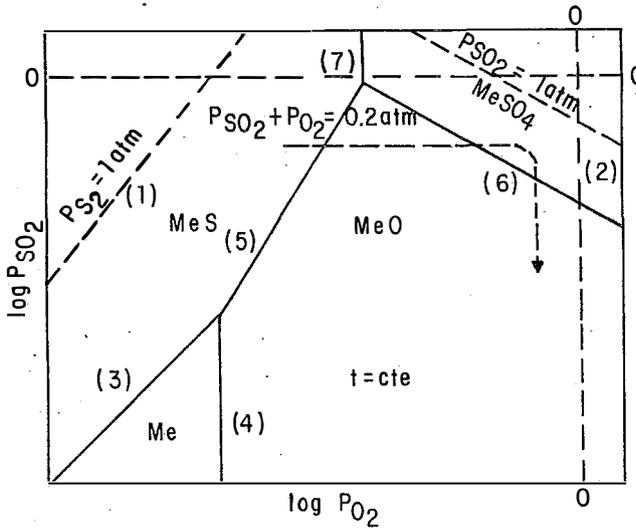
Las condiciones necesarias para la formación de los varios productos de la tostación, pueden ser ilustradas mediante las reacciones de equilibrio en un sistema que contiene metal, azufre y oxígeno. Tenemos tres componentes, y de acuerdo a la regla de las fases podemos tener un máximo de cinco fases, cuatro fases condensadas y una fase gaseosa. Si se fija la temperatura, entonces tenemos tres fases condensadas y una fase gaseosa, en esta fase gaseosa tenemos normalmente  $SO_2$  y  $O_2$ , pero también pueden estar presentes  $SO_3$  y  $S_2$  como compuestos secundarios.

Entre estos componentes existe el siguiente equilibrio:

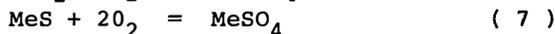
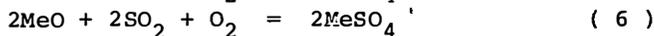
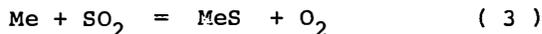


Para una temperatura dada la composición de la mezcla de gases esta definida por la presión parcial de cualquiera de los dos componentes gaseosos. También para una composición fija de gas la composición de las fases condensadas queda fija.

Por lo tanto las relaciones de fases en un sistema ternario para una temperatura, puede ser descrito por un diagrama bidimensional, donde las dos coordenadas son las presiones parciales de esos dos componentes gaseosos. El diagrama se muestra a continuación para el metal Me, y las coordenadas con presiones parciales de  $\text{SO}_2$  y  $\text{O}_2$ .



Las líneas rectas, describen el equilibrio entre cualquiera de las dos fases condensadas, las ecuaciones son:



En los casos en los que el metal forme otros sulfuros y óxidos se deben tomar en cuenta las ecuaciones de formación de  $\text{MeS}_2$ ,  $\text{Me}_2\text{O}_3$  y  $\text{Me}_2(\text{SO}_4)_3$ , etc. también puede existir la formación de sulfatos  $\text{MeO}$ ,  $\text{MeSO}_4$ .

Para las reacciones y para todas las fases condensadas en estado estándar, el equilibrio está dado por medio de las siguientes ecuaciones:

$$\log P_{\text{O}_2} - \log P_{\text{SO}_2} = \log K_3$$

$$\log P_{\text{O}_2} = -\log K_4$$

$$2 \log P_{\text{SO}_2} - 3 \log P_{\text{O}_2} = \log K_5$$

$$2 \log P_{\text{SO}_2} + \log P_{\text{O}_2} = -\log K_6$$

$$2 \log P_{\text{O}_2} = -\log K_7$$

El sistema a una temperatura constante tiene dos grados de libertad. A lo largo de las líneas entre dos fases condensadas nuestro sistema tiene un grado de libertad. Finalmente cuando las tres fases condensadas están presentes el sistema es invariante teniendo una temperatura constante.

En la figura anterior también se muestran las líneas que expresan las reacciones (1) y (2), para la formación de  $\text{S}_2$  y  $\text{SO}_3$ . Están dadas por las siguientes expresiones:

$$2\log P_{\text{SO}_2} - 2\log P_{\text{O}_2} = \log K_1 + \log P_{\text{S}_2}$$

$$2\log P_{\text{SO}_2} + \log P_{\text{O}_2} = -\log K_2 + 2\log P_{\text{SO}_3}$$

Teniendo fijos los valores de  $K_1$  y  $K_2$ , entonces las relaciones entre el  $\log P_{\text{SO}_2}$  y el  $\log P_{\text{O}_2}$  dependen en igual forma de las presiones parciales de  $\text{S}_2$  y  $\text{SO}_3$ .

Las líneas para  $P_{\text{S}_2}$  y  $P_{\text{SO}_3}$  han sido dibujadas para una atmósfera de presión. Cuando la presión parcial de  $\text{S}_2$  se incrementa, disminuyendo la presión parcial de  $\text{O}_2$  e incrementándose también en esta forma la presión parcial de  $\text{SO}_2$ . La presión parcial de  $\text{SO}_3$ , aumenta al aumentar los valores de las presiones parciales del  $\text{SO}_2$  y  $\text{O}_2$ . Los diagramas de este tipo se les conoce normalmente como diagramas de Kellogg.

Al llevarse a cabo la tostación con aire, tenemos que, la suma de las presiones parciales de  $\text{SO}_2$  y  $\text{O}_2$  es igual a 0.2 atm.

De esta forma las condiciones durante la tostación son descritas por medio de la línea punteada en la figura. Al principio sucede que el sulfuro es convertido en óxido por la reacción (5). Y entonces el óxido lo podemos convertir a sulfato, el cual si prolongamos el calor a temperatura constante, podemos otra vez descomponerlo para tener óxido.

Los concentrados que se reciben normalmente reportan un ensaye muy similar al que se da a continuación.

Por Ciento										Onzas por Ton.	
Zn	Cu	Pb	Fe	Insol.	S	As	Sb	Cd	Au	Ag	
54.0	0.5	1.5	8.0	3.0	32.0	0.40	0.02	0.35	0.01	4.0	

Y los análisis de calcina obtenida por la tostación de sulfuros en el reactor son los siguientes:

Zn	Cu	Pb	Por Ciento					Onzas por Ton.			
			Fe	Insol.	S	As	Sb	Cd	SO <sub>4</sub>	Au	Ag
60.0	0.5	1.7	8.9	3.6	2.3	0.40	0.02	0.38	2.0	0.01	4.4

### III-5 LIXIVIACION DE LA CALCINA DE ZINC.

Esta operación se lleva a cabo en varios tanques del tipo conocido como tanques Pachuca, más adelante se explicará como es su operación.

La carga se lleva a solución con ácido sulfúrico y este se neutraliza por la adición de un exceso de mineral calcinado, añadiéndosele algunas veces piedra caliza, la cual causa la precipitación del Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, alúmina y arsénico.

La solución neutra purifica las soluciones para llevarlas a la operación de electrodeposición.

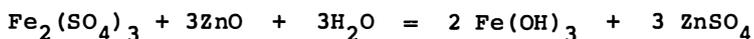
La lixiviación continua, consta de dos operaciones que son: la lixiviación neutra y la lixiviación ácida, que se llevan a cabo en series de tanques Pachuca.

La lixiviación tiene como objeto principal disolver todo el óxido de zinc y sulfato de zinc obtenido de la tostación de concentrados.

La solución se purifica para eliminar las trazas de metales - como: Hierro, Arsénico, Antimonio, Sílice, Alúmina, Cobre y Cadmio.

Algunas de estas impurezas son eliminadas en el proceso de lixiviación, por neutralización con ácido sulfúrico y precipitadas a continuación con hidróxido férrico y sulfato férrico. Para esta pa so se usa la calcina, pero la operación debe llevarse cuidadosamente, de lo contrario se tienen pérdidas de zinc por aquellas cantidades de zinc que quedan sin disolverse.

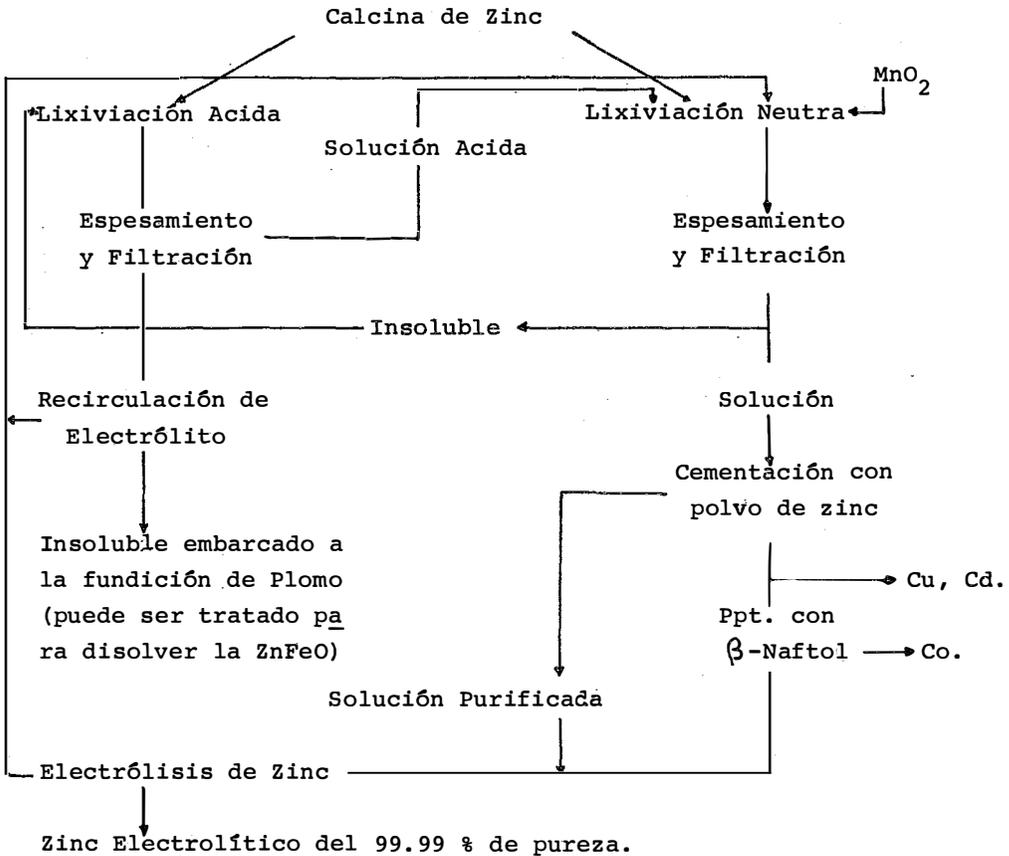
Si la calcina sí contiene suficiente hierro soluble, es necesario añadir dióxido de manganeso, las reacciones involucradas son:



De las reacciones anteriores, se puede notar que todo el ácido sulfúrico combinado con el hierro, es usado para disolver el óxido de zinc y precipitar al hierro como hidróxido férrico, que adsorbe arsénico y antimonio, combinándose con ellos para formar sales básicas insolubles y eliminar completamente estos elementos de la solución.

Otro producto de la tostación con el cual se deben tomar medidas de seguridad, porque no es fácil disolver en ácido, es la formación de ferrita de zinc (  $\text{ZnFeO}$  ). Las cantidades de sulfuros deberán ser calcinadas completamente, el control a un mínimo dará mejores resultados.

La lixiviación de la calcina y el tratamiento de la solución ácida, se ilustra por medio del siguiente diagrama de flujo y a continuación se describe de la siguiente manera.



La mayor parte de la calcina de zinc es tratada por un proceso de lixiviación neutra.

Aquí un exceso de calcina, es tratado con la solución empleada en la lixiviación ácida y con electrolito recirculado, ya que tenemos un exceso de ZnO, el cual nos da un pH en la solución de 5.

A este pH, los iones de hierro y aluminio en la lixiviación ácida precipitan como hidróxidos o sulfatos básicos, llevan también además de silicatos, arsénico y antimonio absorbidos.

Para estar completamente seguros de la precipitación total del hierro, este se debe encontrar al estado trivalente  $Fe^{+3}$ . Para este propósito se inyecta aire a la suspensión sólido - líquido y usualmente se añade una cantidad de  $MnO_2$ , los sólidos son separados del medio en solución, por sedimentación y filtración.

Los precipitados que contienen un exceso de calcina de zinc se recirculan a la lixiviación ácida.

En la lixiviación ácida, los sólidos son tratados con un exceso de electrolito recirculado, en esta parte es necesario añadirle una parte de calcina que este a la temperatura ambiente.

El óxido de zinc es disuelto, así también la mayor parte de residuos de hierro sin disolver, que se transforman a sulfatos siendo débilmente solubles a un pH alrededor de 2. Así pues, el Fierro del mineral original es descargado junto con los sólidos de la lixiviación ácida y los componentes insolubles del plomo, plata, etc.

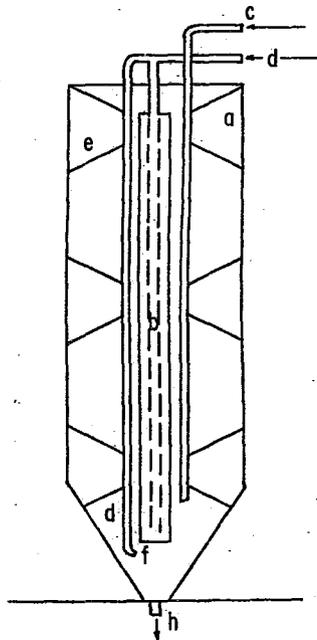
Si la calcina contiene cantidades notables de ferrita de Zinc, los sólidos pueden ser tratados por diferentes métodos para llevar al zinc a la forma soluble.

Al final de este ciclo de lixiviación, sedimentación y filtración, los sólidos insolubles son embarcados a la fundición de plomo.

La solución de la lixiviación neutra, contiene impurezas como: cobre, cadmio y algunas veces cobalto; los cuales son más nobles y se depositarían antes que el zinc, estos elementos son recuperados por cementación sobre polvo de zinc, añadiéndose cantidades equivalentes de zinc a la solución. Entonces, la mixtura cementada puede ser tratada para recuperar estos metales.

El cobalto residual en la solución, puede precipitarse por los compuestos como Beta - naftol y nitrito de sodio, formando un compuesto insoluble de cobalto.

La lixiviación se lleva a cabo en tanques de agitación, del tipo conocidos como tanques Pachuca, que en la siguiente figura podemos observarlo.



TANQUE PACHUCA

- a Cubierta
- b Columna
- c Solución
- d Aire Comprimido
- e Soportes de Hierro
- f Entrada del Aire Ascendente
- g Salida
- h Descarga

El Tanque Pachuca opera mediante el principio de una corriente ascendente de aire, consiste de un cilindro de acero de 14 mts., de largo y 5.0 mts., de diámetro, el fondo de este es cónico, para facilitar la descarga de los residuos. Al final del cono esta colocada la válvula de salida, a través de la cual el contenido del tanque puede ser descargado, una vez que se ha terminado el período de agitación.

En el centro del tanque, esta colocado el ducto por donde se alimenta el aire, este tiene un diámetro interno de 25 cms., llega hasta una altura de 61 cms., sobre el vértice del cono, justamente sobre el nivel de la pulpa en el tanque.

La corriente de aire, se mezcla con la pulpa a través de la columna, resultando una eficiente agitación y circulación.

Generalmente, este es el ciclo que se sigue, pero podemos colocar otros dispositivos de agitación y tener una operación continua en el tanque Pachuca. Finalmente, es necesario espesar y neutralizar la pulpa ácida, para hacer la separación de los sólidos que se encuentran en la solución, por medio de la filtración.

### III-6 FILTRACION

En la filtración se nos presentan serios problemas, no solamente por las altas pérdidas de zinc al ponerlo en solución, sino también por la capacidad de filtración que se reduce por la formación de precipitados gelatinosos de los hidróxidos de hierro, aluminio, cobre, sílica; ya que se forma una masa difícil de manejar.

En los procesos convencionales con ácido diluido, son muy populares los filtros del tipo de tambor al vacío, aunque se inclina a los procesos de decantación a contracorriente su mayor utilidad.

Estos filtros rotatorios, son empleados también en plantas donde se manejan soluciones concentradas calientes.

Estos filtros tienen una longitud de 18 mts. y un diámetro interior de 3 mts., en ellos, el producto es secado y lavado por medio de unos dispositivos de quemadores y espreas, por los cuales alimentamos el gas natural y agua respectivamente.

Un análisis del producto filtrado, que es embarcado a la fundición de plomo es el siguiente.

Por ciento					Onzas por Ton.	
Zn	Cu	Pb	Fe	Insol.	Au	Ag
14.0	0.8	6.3	29.0	11.8	0.05	16

### III-7 PURIFICACION DE LA SOLUCION

Si la lixiviación neutra se lleva a cabo cuidadosamente, el resultado de la filtración será un producto libre de arsénico, antimonio, sílice y aluminio. Pero contiene de 40 a 60 % del cobre contenido en la calcina, además del cadmio, plata, níquel, cobalto y trazas de germanio.

La solución recibida en el departamento de purificación repor-

ta un análisis por litro de solución igual a:

300 mg de Cu  
600 mg de Cd  
25 mg de Co  
5 mg de Sb

Ya que el cobre y el cadmio, son impurezas comúnmente encontradas en estos minerales, su recuperación es de gran interés.

El cobre debe ser eliminado para evitar dificultades en la reducción electrolítica, el cadmio también debe eliminarse para producir el zinc del grado que se requiere en las modernas especificaciones para su empleo en la industria.

Atomizando polvo de zinc y prolongando la agitación, reducimos las impurezas a los límites requeridos. La eliminación completa de cobre, requiere un ligero exceso de polvo de zinc, a diferencia de la completa eliminación de cadmio que requiere un gran exceso y un mayor tiempo de agitación.

La solución en este punto lista para la electrodeposición se ensaya, y el análisis de impurezas es el siguiente:

	g/lt.
Cobre	0.0001
Arsénico	0.0001
Antimonio	0.00005
Cobalto	0.01
Cadmio	0.025
Hierro	0.03
Níquel	0.001

### III-8 TRATAMIENTO DE LOS RESIDUOS DE LAS OPERACIONES ANTERIORES

Hasta ahora los residuos obtenidos pueden ser tratados por alguno de los siguiente procesos:

1 - Enviándolos a la Planta de Fundición de Plomo para ser aglomerados en la máquina Dwight-Lloyd y fundidos en el horno de sopl, para recuperar el oro, la plata y el plomo.

2 - Vaporizándolos por medio de un horno de alta temperatura y recuperando el plomo y el zinc en forma de óxidos.

3 - Tratándolos con ácido sulfúrico concentrado, a una temperatura entre 600 y 650°C para convertir el zinc a sulfato, aunque es to representa dificultades en su manejo, ya que la mixtura es demasiado corrosiva.

4 - Lixiviándolos con ácido sulfúrico al 25 %.

5 - Tratándolos con gas dióxido de azufre a 500 - 600°C.

### III-9 ELECTROLISIS

El proceso de electrólisis es similar al de la reducción electrolítica del cobre.

La planta esta dividida en cuatro unidades, cada unidad consta de 1248 celdas, divididas en 8 secciones de 156 celdas cada una co nectadas en serie.

La subestación de transformación, recibe una potencia de línea de 100,000 Volts, la cual es llevada a 406 Volts, por medio de los transformadores reductores, para a continuación ser alimentada a 9 convertidores sincronicos rotatorios de 5,800 Kw, los cuales aportan 10,000 Amp. cada uno, además se tienen 580 Volts que los recibe la casa de tanques, uno de estos convertidores se utiliza para economizar y puede ser usado en caso necesario por cualquiera de los -- sistemas que lo requiera.

Los convertidores rotatorios, estan conectados en paralelo con 8 rectificadores de arco de mercurio, los cuales entregan una cantidad adicional de 3,000 Amp. a cada unidad de celdas teniéndose - un total de 13,000 Amp.

Los cátodos son placas de aluminio que han sido endurecidas me diante el proceso de laminación y tienen un espesor de (0.32 - 0.47 cm.) comúnmente, los ánodos pueden ser de plomo o aleaciones Pb - Ag y Pb - Sb, estas aleaciones se usan principalmente porque dan una firmeza mecánica y parcialmente para abatir el sobrevoltaje de hidrógeno y evolucionar oxígeno, también para prevenir que el mate-- rial de los ánodos se disuelva, el espesor de los ánodos es de --- 0.95 cm.

Anteriormente los electrodos estaban separados a una distancia de 10 cm. pero ahora en la práctica se encuentran separados a una distancia de (1.6 - 2.2 cm.).

Para facilitar la operación de decapado, a lo largo de las ori llas de los cátodos, se les coloca tiras de madera para evitar que se deposite zinc en estas zonas.

La temperatura del electrolito debe ser mantenida alrededor de 30°C, usando para esto unos serpentines o bobinas, que sirven como sistema de enfriamiento y van colocados en el fondo de la celda.

Las elevaciones de temperatura no son deseables, sobre todo bajo el punto de vista de las impurezas, ya que su efecto aumenta al aumentar la temperatura, este aumento de temperatura también provoca que los electrodos tiendan a doblarse y esto representa un grave peligro ya que puede haber un corto circuito. Aunque este aumento de temperatura reduce los costos de potencia, si se mantiene la eficiencia de amperaje, de todos modos la conveniente es controlar la dentro del rango establecido.

La f.e.m. reversible, para una solución molal de zinc, a un pH igual a cero es - 1.99 Volts, en la práctica se usa comúnmente una f.e.m. = 3.5 Volts.

La eficiencia de la corriente es cerca del 90 %, lo cual establece que el consumo de energía por kilogramo de zinc depositado electrolíticamente sea de 3.2 Kwh.

El mejor potencial de operación depende, de la densidad de corriente empleada, la temperatura y acidez del electrolito, el espacio entre los electrodos y el período de depositación.

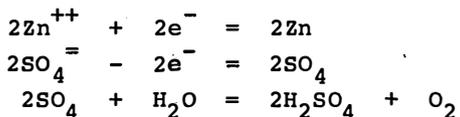
La eficiencia de amperaje, es afectada por la presencia de impurezas en la solución, la temperatura del electrolito, el período de depositación y la relación zinc-ácido de la solución.

El período de depositación depende de la densidad de corriente y la temperatura del electrolito. Generalmente cada uno o dos días las capas de zinc depositadas en los cátodos de aluminio, son separadas de este por medio de un dispositivo automático de decapado.

La electrodeposición se inicia esencialmente, con una solución neutra de sulfato de zinc, la electrólisis llega hasta un punto en el cual cerca de la cuarta parte de zinc es depositado y el

contenido de ácido se ha incrementado hasta 100 gramos de  $H_2SO_4$  en un litro de solución. Esta solución se recircula a la planta de lixivación para ser usada en el proceso.

Las reacciones anódicas y catódicas de la electrólisis son las siguientes:



La serie electromotriz es un indicador para conocer los potenciales de reducción, el zinc y de los metales que más frecuentemente pueden estar en solución con él, se presentan a continuación en una parte de esta serie electromotriz.

Potenciales de Reducción ( E ° )  
a una temperatura de 25°C (Volts)

Ag <sup>+</sup> / Ag	0.7991
Cu <sup>+</sup> / Cu	0.337
H <sup>+</sup> / H	0.000
Pb <sup>2+</sup> / Pb	- 0.126
Sn <sup>2+</sup> / Sn	- 0.136
Ni <sup>2+</sup> / Ni	- 0.250
Co <sup>2+</sup> / Co	- 0.277
Cd <sup>2+</sup> / Cd	- 0.403
Fe <sup>2+</sup> / Fe	- 0.440
Zn <sup>2+</sup> / Zn	- 0.763

Como el potencial de reducción para el zinc es más negativo en

comparación con el del hidrógeno, la electrólisis del zinc es posible por el sobrevoltaje alto en hidrógeno sobre el zinc.

El sobrevoltaje del hidrógeno, se incrementa con el aumento de la densidad de corriente, también aumenta con un decremento de temperatura del electrolito, por eso es muy necesario que la temperatura se mantenga a 30°C.

Así también, el sobrevoltaje del hidrógeno disminuye si existe la presencia de impurezas como: Cu, Co, Sb, Ni y Cd.

Solamente las impurezas de manganeso pueden ser toleradas, por que el manganeso es menos noble que el zinc y esto no afecta la reacción catódica, en el ánodo, se oxida el manganeso parcialmente a la forma  $MnO_2$ , el cual se sedimenta en la celda electrolítica.

Este  $MnO_2$  es recirculado a la planta de lixiviación neutra donde ocurre la oxidación  $Fe^{2+}$  a  $Fe^{3+}$ .

### III-10 EFECTO DE LAS IMPUREZAS

El efecto de las impurezas queda resumido entonces como:

1 - Plomo y Cadmio, ya que se depositarían junto con el zinc y esta sería una reacción catódica indeseable.

2 - Hierro, Cobre, Cobalto y Níquel, disminuyen esa eficiencia ya que provocan un decremento del amperaje de la celda electrolítica.

ca, por una serie de reducciones y oxidaciones alternas através de la disolución de zinc.

3 - Antimonio, Arsénico y Germanio, se depositarían combinando se con el zinc y esto daría como resultado un metal negro esponjoso difícil de fundir, también disminuyen la eficiencia del proceso electrolítico, el Germanio en particular es muy nocivo, ya que pequeñas cantidades del orden de pocas partes por millón, impiden -- que se deposite el zinc, afortunadamente son muy raros los minerales y bajo su contenido de Germanio.

4 - El Manganeso, no es perjudicial en cantidades de 2 a 5 gramos por litro, se deposita en el ánodo como una película viscosa y en la forma de  $MnO_2$ , la cual solo causa problemas aumentando la resistencia eléctrica, pero la mayor parte se deposita por sedimentación en el fondo de la celda, de donde es recuperado.

### III-11 FUSION Y MOLDEO DEL ZINC ELECTROLITICO

La producción de láminas de zinc es del orden de 105,000 toneladas por año. Estas láminas se funden en hornos de inducción y el zinc fundido es impulsado por el sistema de bombeo continuo, depositándose en moldes especiales, para obtenerse zinc de alta pureza y aleaciones especiales.

### III-12 USOS DEL ZINC

Los usos del zinc quedan divididos en cuatro grupos: Aleaciones, Fundiciones, Galvanizado y Láminas de zinc.

Generalmente se siguen dos métodos para la electrodeposición de zinc, el primer método opera con baja densidad de corriente que es de 3 - 4 Amp./dm<sup>2</sup> y baja concentración de ácido 100 g/l. El segundo método opera con alta densidad de corriente 100 Amp/dm<sup>2</sup> y alta concentración de ácido 200 g/l.

La producción anual de zinc asciende a 105 mil toneladas, para Cadmio llega a 700 toneladas y 180 mil toneladas de ácido sulfúrico, esto hace de Torreón uno de los centros productores de metales no ferrosos más importantes del mundo.

## C A P I T U L O    I V

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

El objetivo del proceso de sinterización es obtener un producto de un tamaño apropiado de 6 centímetros y con un contenido de azufre entre 1.5 y 2.0 %, para que pueda ser alimentado a continuación al proceso de fusión en los hornos de soplo. En algunas plantas de sinterización se omite el tambor acondicionador donde se alimenta el agua y esta es adicionada a la primera cama, el porcentaje de humedad es necesario que sea de un 4 %, ya que de lo contrario, si es mayor de este límite no se obtiene el grado de sinterización deseado, porque una gran cantidad de calor se absorbe al evaporar el exceso de agua y si es menor al límite determinado, también no se logra una buena sinterización debido a que la carga carece de la porosidad necesaria.

Los tratamientos de limpieza y recuperación respectivamente de gases y polvos junto con la selección adecuada del equipo para llevar a cabo estos procesos, será un punto determinante para tener un proceso altamente eficiente.

La fusión del sinter en los hornos de soplo puede llevarse añadiendo o sin añadir carbón, ya que el sinter lleva una pequeña parte que no ha sido gastada, pero por lo general se ha observado que es necesario añadir de 12 a 15 % de carbón.

Para los subproductos obtenidos de los hornos de soplo que son conocidos como Matte ( $\text{CuS}$ ) y Speiss ( $\text{FeAs}$ ), se han instalado pequeñas plantas piloto que estudian la recuperación de estos metales.

La importancia de este hecho es mayor hoy en día ya que se tiene la operación simultanea de seis hornos de soplo y el trabajo en esta nueva capacidad genera una cantidad apreciable de subproductos los cuales representan un capital para la empresa.

Por lo tanto los estudios técnicos como de viabilidad conducirán a la inversión en plantas para la obtención de arsénico y cobre a partir de los subproductos de los hornos de soplo y con este satisfacer las necesidades de la ampliación en la producción.

En la refinación del bullión de plomo existen dos métodos prevaleciendo uno de ellos, el primero se aplica a plomos que contienen una cantidad elevada de bismuto, este método electrometalúrgico se le conoce como Método de Betts y no es usado porque generalmente el plomo lleva pequeñas cantidades de bismuto, por lo que el segundo es el que se utiliza, es un método pirometalúrgico que se divide en cinco procesos de los cuales el último esta reservado para la eliminación del bismuto con aleaciones de calcio y magnesio.

Actualmente el precio del plomo refinado del 99 % en los mercados de Canada, Estados Unidos y Londres es de ( 66.0 ¢, 58.0 ¢ y 53.5 ¢ de dollar) por libra respectivamente.

Para la obtención de zinc se conocen dos procesos, siendo conocido el primero como extracción de zinc por el proceso de retortas, que consiste en reducir el óxido de zinc por medio de carbón a una temperatura de 1100°C y destilando el vapor de zinc simultáneamente en condensadores, en la planta se ha adoptado el segundo proceso que es un método electrolítico ya que la calcina obtenida en la tostación contiene una cantidad de cadmio que se recupera por métodos similares a los usados para obtener el zinc.

El zinc electrolítico tiene un precio en los mercados de Canadá y Estados Unidos de (45.0 ¢ y 39.5 ¢) por libra respectivamente.

La planta refinadora de metales no ferrosos ha abierto el cam  
no para un intercambio comercial de productos con una amplia canti  
dad de paises creando con esto un bienestar comùn a todas aquellas  
personas que de una manera u otra colaboran en este trabajo.

C A P I T U L O V

BIBLIOGRAFIA:

APUNTES DE METALURGIA EXTRACTIVA  
Coordinación de Metalúrgia  
Facultad de Ciencias Químicas UNAM

APUNTES DE METALURGIA EXTRACTIVA  
Ing. M. F. Guerrero

APUNTES MET-MEX PEÑOLES  
AMCL

FUNDAMENTOS DE FISICOQUIMICA  
Maron and Prutton  
Capítulos: X pág. 383; XI pág. 405; XII pág. 539

PROPERTIES AND SELECTION OF METALS  
Metals Handbook

METALURGIA  
Luigi Lozana y J. Ma. Ferrer M.  
Capítulo: X pág. 323

METALLURGICAL PRACTICE

Carle R. Hayward

Capítulos: II pág. 143; III pág. 220

NON FERROUS - PRODUCTION METALLURGY

John L. Bray

Capítulos: XIV pág. 274; XX pág. 503

PRINCIPLES OF EXTRACTIVE METALLURGY

Terkel Rosenqvist

Capítulos: I pág. 5; VI pág. 189; VII págs. 207 y 214;  
VIII págs. 245 y 246; X pág. 309; XV pag. -  
446; XVI págs. 470 y 481

PROPIEDADES TERMODINAMICAS II

J. Wulff - R.M. Rose - J.H. Brophy

Capítulo: VIII pág. 129

QUIMICA

G. R. Choppin - B. Jaffe

Capítulos: XVI, XVII, XVIII, XIX, XXVIII pág. 587

WORLD MINING

Agosto 1979, pág. 40