

Universidad Nacional de Ingeniería

Facultad de Minería

ESTUDIO TEORICO - PRACTICO DE LOS METODOS DE PRODUCCION DE ZINC

**TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS,
ESPECIALIDAD METALURGICA.**

ZENON PILCO ZAGACETA

Promoción 1961

“Manuel Llosa Pautrat”

JULIO 1965

LIMA — PERU

A G R A D E C I M I E N T O

Deseo agradecer, a través de estas líneas, a mis respetados profesores de la Facultad de Minería de la Universidad Nacional de Ingeniería, a quienes en verdad, les debo la cristalización de mi aspiración de llegar a ser Ingeniero de Minas, que a su vez, creo pagarles, haciendo la promesa de, ejercerla con orgullo, voluntad y honradez.

Al distinguido profesional y profesor Ing^o Enrique Monge Gordillo, quien me ha asesorado en la mayor parte del trabajo.

De igual manera agradezco la gentileza del Sr. Roberto Lehto, Superintendente de la Refinería de Zinc de La Oroya, quien autorizó para que se me suministraran datos de orden técnico de dicha refinería.

También quedo agradecido al Ing^o Hernando Labarthe, Gerente del Banco Minero del Perú, por su valiosa información sobre el Proyecto de Refinería de Zinc en el Perú.

En general, agradezco a todas las personas que, en una u otra forma, han contribuido a la culminación del presente trabajo que ~~mas~~ adelante se desarrolla.

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

El presente trabajo intitulado "ESTUDIO TEORICO-PRACTICO DE LOS METODOS DE PRODUCCION DE ZINC", ha sido realizado como último requisito de la Facultad de Minería para optar el título de Ingeniero de Minas, Especialidad Metalúrgica.

En él se trata de averiguar los materiales necesarios para obtener una producción diaria de zinc en los distintos procesos metalúrgicos extractivos de actual aplicación, así como también, se muestran las inversiones necesarias para cada tipo de instalación.

Se estudian cinco procesos: proceso en retortas horizontales u Overpelt, proceso en retortas verticales, proceso en el horno eléctrico rectangular o proceso Sterling, proceso en el horno de manga o proceso Imperial-Smelting y el proceso electrolítico. De estos, los procesos que producen mayor zinc en el mundo son el primero y último. El mayor número de plantas metalúrgicas que trabajan con el primer proceso, se encuentran instaladas en Europa, mientras que, las que trabajan con el último proceso, se encuentran en Norte-América.

Con respecto al proceso en el horno de manga o Imperial Smelting, actualmente hay solamente dos plantas en el mundo que trabajan con este proceso y: poco a poco va ganando adeptos. Tiene la gran ventaja de permitir el tratamiento de concentrados de zinc y plomo a la vez, obteniéndose separadamente ambos metales y

la de tener gran capacidad de producción diaria por horno.

De todos los métodos estudiados, se ha dado mayor énfasis a los procesos Electrolítico y Sterling. El primero está en actual aplicación en el centro metalúrgico de La Oroya, donde el autor ha prestado servicios como Supervisor de Operaciones de la Planta Electrolítica de Zinc por espacio de año y medio, también en este mismo centro metalúrgico, se aplicó, durante varios años el proceso Sterling, y hace aproximadamente seis años que los hornos respectivos dejaron de ser operados.

Finalmente debo mencionar que, al presente estudio se le ha dado orientación tecnológica y que ha sido éste la intención primordial del autor.

Por lo demás, dejo la presente tesis a consideración del elevado criterio del Jurado Calificador.

ZENON PILCO ZAGACETA

INDICE DE MATERIAS

	<u>Pág.</u>
Dedicatoria	2
Agradecimiento	3
Introducción	4
Indice de Materias	6

Capítulo I

HISTORIA DEL ZINC E INFORMACION ECONOMICA

A. HISTORIA DEL METAL Y SU EVOLUCION METALURGICA	9
Historia del Metal. Obtención Electrolítica. Historia de la Obtención de Zinc Refinado en el Perú.	
B. INFORMACION ECONOMICA GENERAL	16

Capítulo II

YACIMIENTOS Y MINERALES DE ZINC

A. YACIMIENTOS DE ZINC	25
B. MINERALES DE ZINC	26

Características Mineralógicas de la Esfalerita.
El Sulfuro de Zinc de Cercapuquio.

ANEXO N°1: CALIDAD DE LOS CONCENTRADOS DE BLEENDA

Capítulo III

TRATAMIENTO DEL ZINC

I. CONCENTRACION, CALCINACION Y TOSTACION DE MENAS DE ZINC	
A. METODOS DE CONCENTRACION DE LAS MENAS DE ZINC	30
Flotación Selectiva de Menas Complejas de Pb-Zn-Cu. Flotación de Zinc Oxidado.	

	<u>Pág.</u>
B. CALCINACION DE MENAS DE ZINC	33
C. TOSTACION DE LA BLENDA	34
Oxidación de los Sulfuros. Formación de Sulfatos. Posibilidad Termodinámica a 25°C. Ferritas de Zinc.	
II. ASPECTO QUIMICO DE LA DESTILACION DEL ZINC	
A. REDUCCION CONTINUA DEL OXIDO DE ZINC POR EL CARBONO	43
a) Temperatura Mínima de Reducción. b) La Ecuación de Clapeyron-Clausius. c) Velocidad de Reacción.	
B. CONDENSACION DE LOS VAPORES DE ZINC	
Pérdidas de Zinc en el Proceso de Reducción. Utilización del Gas Monóxido de Carbono.	
C. REFINACION DEL ZINC CRUDO	52
a) Refinación por Licuación. b) Refinación por Redestilación.	
III. ASPECTO QUIMICO DEL PROCESO ELECTROLITICO	
A. LIXIVIACION DEL OXIDO DE ZINC	54
B. PURIFICACION DE LA SOLUCION DE SULFATO DE ZINC	58
C. PROCESO DE ELECTRODEPOSICION	60

Capítulo IV

PROCESOS DE DESTILACION DE LOS MINERALES DE ZINC

I. DESTILACION EN RETORTAS HORIZONTALES	61a
A. EL HORNO DE DESTILACION TIPO OVERPELT	62a
a) El Condensador Común. b) Funcionamiento.	

	<u>Pág.</u>
c) Despolvoreador Rotatorio. d) Monóxido de Carbono.	
B. LAS RETORTAS REFRACTARIAS	66
C. OPERACION DE LOS HORNOS	68
Preparación de la Carga. Ciclo de Trabajo de los Hornos. Aparatos Mecánicos de Limpieza y Carga de las Retortas.	
D. RESULTADOS OBTENIDOS CON EL PROCESO OVERPELT	73
E. CARACTERISTICAS DE ESTE PROCESO	75
Flexibilidad. Seguridad. Calidad del Producto. Sub-Productos. Rendimiento del Zinc. Combustibles.	
-ANEXO N° 2: PROCESO OVERPELT DE TOSTAMIENTO DE BLENDAS	
F. TRATAMIENTO DE LOS RESIDUOS	78
G. RESULTADOS METALURGICOS	79
II. DESTILACION DE MINERALES DE ZINC EN RETORTAS VERTICALES	81
III. FUNDICION DE MINERALES PLOMO-ZINC EN EL HORNO DE MANGA	89
INVERSIONES EN LA INSTALACION DE UNA FUNDICIÓN POR ESTE METODO	100

Capítulo V

PROYECTO PERUANO DE PRODUCCION DE ZINC REFINADO

I. LA ACTUAL CRISIS MINERA DEL PLOMO Y ZINC	104
II. EL PROYECTO DE LA REFINERIA DE ZINC EN EL PERU	106

	<u>Pág.</u>
III. CALCULO PARA LA PRODUCCION DE 9,000 T. M. ANUALES DE ZINC REFINADO POR EL PROCEDIMIENTO OVERPELT	111
Capítulo VI	
<u>PLANTAS DE ZINC EN EL PERU</u>	
I. PLANTA ELECTROTÉRMIKA DE DESTILACION DE MINERALES DE ZINC	129
II. CALCULO PARA PRODUCIR POR ESTE PROCEDIMIENTO 30 T. M. DIARIAS DE ZINC CALIDAD PRIME-WESTERN	147
III. PLANTA ELECTROLITICA DE ZINC	
A. PLANTA DE TOSTACION DE MINERALES DE ZINC	193
B. CERNIDO Y MOLIENDA DE LA CALCINA	174
C. LIXIVIACION DEL OXIDO DE ZINC DE LA CALCINA	182
D. FILTRACION DE LA SOLUCION	197
E. PURIFICACION DE LA SOLUCION	202
F. PLANTA DE ELECTRODEPOSICION	209
G. FUNDICION DE CATODOS Y MOLDEO DEL ZINC REFINADO	238
INVERSIONES EN LA INSTALACION DE UNA ELECTROLISIS CON CAPACIDAD PARA PRODUCIR 150 T. M. DIARIAS	242
Capítulo VII	
<u>EL METAL ZINC</u>	
A. GRADOS COMERCIALES DE LAS BARRAS	246
B. PROPIEDADES DEL ZINC	248
C. UTILIZACIONES	253
D. PROTECCION DEL FIERRO Y ACERO	258

	<u>Pág.</u>
E. ALEACIONES	261
OTROS PRODUCTOS IMPORTANTES	267
ANEXO Nº 3: POSIBILIDADES DE LA UTILIZACION DEL ZINC EN EL PERU	
<u>CONCLUSIONES GENERALES</u>	
<u>BIBLIOGRAFIA</u>	

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE MINERIA

Tesis No.

Grado de

El Catedrático Secretario de la Facultad, certifica:

Que el señor Decano ha designado a los Ingenieros:

.....

para integrar el jurado que debe examinar la tesis (o revisar el proyecto),
titulada:

presentado por el señor

.....

.....

.....

CAPITULO I

HISTORIA DEL ZINC E INFORMACION ECONOMICA

A. HISTORIA DEL ZINC Y SU EVOLUCION METALURGICA

Historia del Metal

Pocos metales han sido conocidos y usados desde los primeros tiempos de la historia, un buen número de éstos, han sido preparados en cierta cantidad solamente en el transcurso de la última centuria. En lo que se refiere al zinc, cae en una categoría intermedia.

El zinc metálico no era conocido en la antigüedad, pero sí el latón, el cual es una aleación de cobre y zinc, fue conocido por los chinos, romanos y griegos. Se dice que la primera producción de latón fue uno de los más románticos y accidentales de los descubrimientos técnicos.

La palabra zinc en la forma de "zinken", fue usado primero por Paracelso, quien le reconoció como semi-metal. Por otra parte, el zinc y el bismuto fueron confundidos, y el nombre común dado a ambos metales de "spienter".

El zinc no ocurrió ni ocurre como metal nativo, y aún, si a algún metalurgista de la antigüedad se le hubiera ocurrido calentar mineral de zinc en presencia de un agente reductor, el zinc, debido a su bajo punto de fusión, se hubiera volatilizado, luego oxidado para perderse en la atmósfera. También es muy probable que a algún fundidor de cobre se le ocurrió fundir cobre en contacto con mineral de zinc, éste se volatiliza-

ba al fundir el mineral de zinc, luego el zinc, al estado de vapor, era absorbido por el cobre, dando como resultado, un nuevo metal, con un nuevo color, dureza y otras propiedades, éste nuevo metal era el latón.

Es muy posible que el zinc se produjera mucho más antes en la India que en Europa, pues, en la historia de la India se hace mención a un rey hindú llamado Madanapála, quien describió un tostado y reducción de la calamina, para dar un metal que tenía apariencia de estaño.

Fundición de sus Minerales

Como dijimos antes, el zinc, no ocurre como metal nativo, la ocurrencia más común en la corteza terrestre, es la de sus minerales, de éstos, la blenda o sulfuro de zinc es el más común. La utilización de los concentrados obtenidos por flotación, para la metalurgia, previa tostación, fue patentado en 1758 por John Champion quien utilizó carbón de madera como agente reductor.

El uso de la blenda se llegó a generalizar, solamente a partir de mediados del siglo XIX, llegando hoy día a ser el principal mineral de zinc. Antes sólo se utilizaba minerales oxidados de zinc para la obtención de zinc metálico.

Desde 1320, la industria del zinc estuvo bien establecido en Europa; Alemania y Bélgica son los principales centros

de producción de zinc, los otros son Austria, Francia, Gran Bretaña, Holanda y Polonia.

Hay quienes afirman que el conocimiento del arte de fundición de los minerales de zinc, fue llevado ante de 1740, por el doctor Isaac Lawson, de China a Inglaterra; donde se levantó la primera fundición de zinc, en 1743, cerca de Bristol. Esta permaneció allí por espacio de cien años y luego fue trasladada a Swansea, la que en la actualidad es el centro de fundición de zinc del Reino Unido. El proceso se mantuvo en secreto hasta fines del siglo XVIII cuando Jhoann Richberg visitó Inglaterra y aprendió el "arte" retornó a la Silesia (Alemania) en 1799 y empezó las operaciones en los trabajos en zinc en Wessola. Alta Silesia es uno de los centros más importantes de la industria del zinc en Alemania, las otras están situadas en la frontera con Bélgica.

En Bélgica, la fundición de zinc fue empezado por el Abate Dony, en 1806 en Moressact (Lieja) cerca de las minas Villedu Montagne, cuyos minerales habían sido empleados desde 1425 para hacer bronce. La industria en Bélgica está concentrada en Lieja.

En los Estados Unidos, la primera barra de zinc fue producida en 1835 por John Hitz, en el arsenal de Washington, a partir de la zincita.

En 1850, la New Jersey Company, construyó un horno belga de zinc en Newark, N.Y., utilizando minerales oxidados, cuando se agotó el mineral se utilizó franklinita, pero este mineral corroyó las retortas. En 1856, la Lehigh Zinc and Iron Co., fundó en Friedens Ville Pa, un horno silesiano, con un resultado similar al anterior; pero, en 1859, trabajaron un horno belga, con 45 retortas, con muy buenos resultados; en 1860, J. Wharton construyó en South Bethlehem Pa, una planta con 16 hornos belgas, cada uno con 72 retortas. De este modo la Lehigh Valley fue la cuna de la industria del zinc en América. Actualmente, las fundiciones más importantes se encuentran en Oklahoma, Illinois, Pensylvania y Arkansas.

Obtención Electrolítica

La recuperación comercial del zinc por Electrólisis fue propuesto y patentado por Leon Létrange, Francia, en el año 1881. El método propuesto por Létrange contenía varios de los elementos básicos del moderno Proceso Electrolítico.

Hasta 1914 varios experimentadores trabajaron sobre varios métodos, utilizando soluciones de cloruro de zinc, sulfato de zinc, soluciones alcalinas para el solvente y electrolito, etc.; como resultado de todo esto fueron construídas dos pequeñas plantas, una en Inglaterra y otra en Cockle, New South Wales, Australia, las cuales fueron operadas sin ningún

éxito comercial.

En aquel tiempo los metalurgistas de la Anaconda Copper Mining Company, en Anaconda, Montana, y la Consolidated Mining and Smelting Company, en Trail, Columbia Británica, Canadá, comenzaron en forma independiente a investigar el problema. Estos lograron desarrollar un método por el cual el mineral de sulfuro de zinc era tratado bajo condiciones adecuadas a fin de producir la proporción correcta de óxido y sulfato de zinc y lixiviado con ácido sulfúrico diluído; las impurezas eran eliminadas de la solución y ésta electrolizada entre cátodos de aluminio y ánodos de plomo, produciendo un zinc electrolítico de muy alta pureza. La primera planta electrolítica próspera empezó su producción en Anaconda, Montana, en 1915. Y aunque ésta alcanzó una capacidad de 25 toneladas por día fue realmente una planta piloto que sirvió para obtener nuevos descubrimientos del proceso. Otra planta electrolítica de zinc con capacidad para producir 100 toneladas por día, fue construída también por la Anaconda Copper Mining Company en Great Falls, Montana, en 1916. También en los comienzos de este mismo año comenzó a operar en Trail, Columbia Británica, Canadá, la planta electrolítica de la Consolidated Mining and Smelting Company. Estas plantas fueron seguidas por la planta de Risdon, Tasmania, Australia, en 1918, construída

por la Electrolitic Zinc Company de Australia. Estas tres compañías están consideradas como las verdaderas pioneras del moderno proceso electrolítico del zinc. Varias otras plantas electrolíticas fueron construídas, pero todas ellas basadas sobre los mismos fundamentos aunque diferenciando ámpliamente en su aplicación individual.

Actualmente existen plantas electrolíticas de zinc en Europa, Australia, Africa y América, entre los que se encuentra el Perú.

Historia de la Obtención de Zinc Refinado en el Perú

En lo que respecta a la obtención de zinc refinado en el Perú, actualmente se cuenta con una planta electrolítica de zinc con una capacidad de 150 T.C, por día, pudiendo producir hasta 170 T.C. por día. Esta refinería se encuentra en el Centro Metalúrgico de La Oroya y es de propiedad de la Cerro de Pasco Corporation.

Los primeros pasos para la obtención de zinc refinado en el mencionado Centro se dieron en el año 1930, y desde aquella oportunidad hasta promediar el año 1940, el tratamiento de los minerales de zinc se limitaba prácticamente a experimentos en celdas y en escala de media planta piloto. En 1940 terminaron una planta piloto cuya capacidad era de cuatro toneladas métricas por día y producía láminas de zinc en una es-

cala semi-comercial. Esta planta había sido diseñada con el objeto de tratar concentrados de baja ley, 40 a 45 por ciento de zinc, pero estaba adaptada para tratar concentrados de cualquier tipo.

Esta primera planta en realidad no fue sino un experimento que se llevó a la práctica después de los trabajos previos de laboratorio ejecutados en la década del 30, cuando la terminación de la hidroeléctrica de Malpaso y el desarrollo de los yacimientos de plomo y zinc de la Cerro de Pasco Corporation que les hizo considerar seriamente en las posibilidades de refinar estos metales por medios electrolíticos.

En los años 1941 y 1942 se formularon los planes y se iniciaron los diseños para una planta de capacidad comercial pues la que existía en esa época era semi-comercial; pero, debido a las dificultades de la Segunda Guerra Mundial y a otros factores más, no fue sino en el año 1949 que los planos fueron revisados nuevamente e iniciándose los trabajos de construcción de una Unidad para 35 toneladas métricas. Esta planta estaba basada en los diseños de la planta piloto con algunas modificaciones.

Sin embargo, la Cerro de Pasco Corporation para continuar con su programa de desarrollo para el zinc, había construido dos Unidades de 35 toneladas métricas cada una para el

tratamiento de los minerales de zinc por el proceso "Sterling", ideado por la New Jersey Zinc Company de los Estados Unidos. Por razones quizás más técnicas que económicas, estas dos Unidades posteriormente salieron de operación.

Hasta fines de 1956, los continuos trabajos de ampliación de la planta electrolítica de 35 T.M. requeridos por las crecientes necesidades de producción, habían aumentado a 90 T.M. No obstante este aumento en la producción, la capacidad de esta refinería aún estaba bastante lejos de satisfacer las expectativas de la Cerro de Pasco Corporation en lo que se trataba a producción, pues una gran parte de sus concentrados de zinc eran transportados al puerto del Callao para su exportación.

En vista de estas circunstancias, un programa de ampliaciones más vasto e importante pusieron en ejecución a principios del año 1961; contándose a partir de Setiembre del año 1962 con una Planta Electrolítica de Zinc produciendo 150 T.C. Durante el año 1963, esta planta produjo hasta 170 T.C. por día.

B. INFORMACION ECONOMICA GENERAL

Reserva Mundial de Zinc

Las reservas de menas de zinc están ampliamente distribuidas en importantes depósitos que ocurren en los Estados

Unidos, Canadá, México, Argentina, Bolivia, Perú y Chile. En varios países de Europa Occidental y Oriental; en Algeria, Congo Belga, Rhodesia del Norte, Tasmania, entre otros, en Africa; Australia cuenta con importantes depósitos que se encuentran en Broken-Hill, Captain's Flat, Queensland, entre otros; Burma, Japón, China, Corea, Viet-Nam, etc., en Asia.

En el año 1950, las reservas mundiales de metal zinc, ascendían a 70 millones de toneladas cortas. De esta cantidad, cerca del 35 por ciento ocurren en los depósitos de América del Norte; 30 por ciento en Europa, de los cuales, 11 millones de toneladas cortas está en la parte Oriental y más o menos otros 11 millones de toneladas cortas se encuentran en Europa Occidental; en Australia se encuentran 11 millones de toneladas, o sea, más o menos el 15 por ciento del total mundial; y por último, en Africa y Asia, en cada uno, se encuentran el 8 por ciento.

En el año 1955 se sugirió por los informes del U. S. Bureau of Mines, que el total de zinc, contenido en menas medidas indicadas y deducibles, eran de aproximadamente 200 a 300 millones de toneladas cortas; y que en adición a esto, había sin lugar a dudas, cantidades muy grandes del metal, en reservas potenciales que no habían sido todavía descubiertas o que eran calificadas de antieconómicas.

En vista de esto, se puede afirmar diciendo que, las menas de zinc se encuentran ampliamente distribuidas en todo el globo terrestre.

Producción Nacional

Viene a ser la suma de los contenidos de zinc en los siguientes productos:

Mineral bruto pallaqueado

Concentrados

Metal refinado

Sulfato de zinc

Polvo de zinc

Aleaciones

El mineral bruto pallaqueado es producido por pequeños mineros que carecen de plantas de beneficio en su alrededor. La mayoría de las compañías cuentan con plantas de concentración, bien sea propias o del Estado, por lo tanto, lo que más se produce son concentrados.

El único Centro Metalúrgico de importancia, además de Ilo y Chimbote, es el de La Oroya, donde se produce zinc refinado, sulfato de zinc, polvo de zinc y aleaciones.

El contenido de zinc en los minerales producidos con ley de este metal, fue en el año 1962 de 285,186 T.M. Este total estuvo contenido en 5'171,609 T.M., lo que arroja una ley

PRODUCCION EN T. M. DE CONCENTRADOS DE ZINC
POR COMPANIAS EN ORDEN DE PRODUCCION-1962

COMPANIA MINERA	DEPARTAMENTO	CANTIDAD
Cerro de Pasco Corporation	Varios	171,201
Cía. Minerales Santander	Lima	26,633
Cie. des Mines de Huarón	Pasco	20,318
Northern Perú Mining	Cajamarca	18,992
Cía. Minera Atacocha	Pasco	17,382
Volcan Mines Company	Junín	15,013
Cía. Minera Milpo	Pasco	14,999
Sociedad Minera El Brocal	Pasco	12,500
Sindicato Minero R. Pallan.	Junín	12,067
Cía. Minera Palca	Puno	8,059
Cía. Minera Santo Toribio	Ancash	6,786
Sociedad Minera Yauli	Junín	6,006
Cía. de Minas del Perú	Puno	5,809
Cía. de Minas Buenaventura	Huancavelica	5,760
Banco Minero del Perú	Varios	5,236
Cía. Minera Condoroma	Cuzco	3,524
Corp. Minera Castrovirreyna	Huancavelica	3,039
Minas de Cercapuquio	Junín	2,439
Neg, Minera L.A. Proaño	Lima	2,217
The Anglo French Ticapampa	Ancash	1,801
Cía. Minera El Pilar	Pasco	1,475
Sindicato Explotador Sayap.	Cajamarca	1,727
Sindicato Minero Pacococha	Lima	1,315
Cía. Minera Huanca	Huancavelica	1,070

PRODUCCION EN T. M. DE ZINC POR DEPARTAMENTOS- 1962

DEPARTAMENTO	MINERALES	CONCENTRADOS	CONTENIDO FINO
Ancash	66,218	8,587	4,910
Ayacucho	157,906	-----	1,279
Cajamarca	193,515	22,003	14,340
Cuzco	85,028	3,524	3,223
Huancavelica	299,113	10,943	4,705
Junín	1'265,742	64,570	60,313
Lima	858,052	62,038	47,927
Pasco	2'114,978	180,410	132,592
Puno	131,057	13,868	10,361
TOTAL	5'171,609	365,943	279,650

NOTA: En las 60,313 T.M. de contenido fino del Departamento de Junín están incluidos 33,076 T.M. que comprenden el zinc refinado, zinc contenido en sulfato y aleaciones.

ZINC PRODUCIDO EN EL PERU 1940-1962

AÑOS	CANTIDAD (T.M.)	VALOR (S/.)
1940	17,675	8'542,104
1941	22,810	13'600,532
1942	24,448	15'243,964
1943	32,640	19'905,156
1944	48,976	32'905,183
1945	61,154	28'854,381
1946	53,410	25'218,190
1947	58,181	54'865,408
1948	58,842	67'805,146
1949	72,037	150'805,668
1950	87,879	334'447,527
1951	101,156	486'430,802
1952	127,845	426'727,920
1953	139,102	296'054,130
1954	158,562	380'973,244
1955	166,082	528'199,759
1956	175,120	539'076,212
1957	154,456	437'181,236
1958	135,256	434'854,305
1959	143,099	419'580,854
1960	178,122	630'929,897
1961	173,869	483'570,944
1962	162,240	432'857,972

NOTA: A partir del año 1959 la Estadística Minera indica el valor F.O.B.

media general de 5.51 por ciento, los mismos que proceden de nueve departamentos, siendo los de mayor producción: Pasco, Junín y Lima.

La producción recuperable de zinc en el año 1962, fue de 162,240 T.M. Esta producción estuvo constituida por 32,265 T.M. de zinc refinado de 99.99+ % y 488 T.M. de 98.00 % que en conjunto representa el 28.18 % del total, y del 90 % del contenido en concentrados de exportación de este metal, que fue de 129,164 T.M., o sea el 79.61 % del total y 323 T. M. en otros productos tales como sulfato de zinc y aleaciones. El contenido de este metal en los minerales y concentrados de otros metales no se toma en consideración por considerársele no recuperable.

En el cuadro de producción de concentrados de zinc por Compañías, se puede observar que, las de mayor producción sin tomar en cuenta a la Cerro de Pasco Corporation son: Santander, Huarón, Atacocha, Milpo, Río Pallanga, Colquijirca, Palca, Julcani y Santo Toribio.

Comercio

De la producción actual de zinc, parte se exporta como metal refinado y parte como concentrado. Así por ejemplo, en el año 1962 se exportaron 181,735 T.M. de los cuales 37,999 T.M. fueron refinados, o sea el 20.52 % del total exporta

EXPORTACION DE ZINC EN T.M. 1940 - 1961

AÑOS	EN BARRAS REFINADAS	EN CONCENTRADO Y OTROS PRODUCTOS	TOTAL
1940	178	18,508	18,686
1941	752	23,607	24,359
1942	955	25,467	26,422
1943	1,225	26,395	27,620
1944	1,450	32,414	33,864
1945	1,583	45,516	47,099
1946	936	58,306	59,242
1947	838	58,912	59,750
1948	691	48,286	48,977
1949	596	59,405	60,001
1950	1,883	72,856	74,739
1951	611	98,075	98,686
1952	1,552	111,448	112,998
1953	9,238	88,522	97,760
1954	15,909	96,597	112,506
1955	18,644	127,913	146,537
1956	7,025	136,911	143,936
1957	27,096	119,548	146,644
1958	28,951	107,620	136,571
1959	25,642	130,930	156,572
1960	24,493	133,276	157,769
1961	30,338	176,205	206,543

do y 144,436 T.M. de contenido en concentrados de este metal.

El destino de estos concentrados son las refineries del extranjero tales como American Smelting & Refining Company, Bunker Hill Smelter Company, St. Joseph Lead Company y New Jersey Zinc Company, todas de Estados Unidos de Norte-América, compran el 51 por ciento de las exportaciones. Bélgica (Société Anonyme de la Vieille Montagne) compra el 34 por ciento, y el 21 por ciento restante es comprado por Alemania, Francia, Holanda, Japón y otros.

Conviene indicar que los países que importan zinc refinado, además de los Estados Unidos, son Gran Bretaña, Checoslovaquia, India, Francia, Suecia, Alemania Occidental, Alemania Oriental, Brasil, Suiza, Austria, Finlandia, Dinamarca, China, Argentina, Japón y otros países más. Es decir que el mercado para metal refinado es amplísimo.

En lo que se refiere a las importaciones de zinc del Perú, comprende las siguientes partidas:

- a).- Zinc y sus Aleaciones
- b).- Zinc en planchas, bandas y cintas lisas de todas clases, hasta y mayor de medio milímetro.
- c).- Idem, pero niqueladas y cromadas.
- d).- Zinc en planchas perforadas para celosías y otros usos.

- e).- Zinc para fotografados.
- f).- Zinc recortado en cintas
- g).- Zinc en varillas y alambres, para soldadura y metalización
- h).- Zinc impuro en granallas, viruta o polvo.

Estas son pues las partidas que comprende nuestro Comercio de importación de zinc según la Estadística de Comercio Exterior. Además, se debe indicar que el zinc, viene como formando parte de una serie de artículos, tales como partes de automóviles, lámparas de mesa, polveras, linternas, etc.; la mayor parte de ellos procedente de los Estados Unidos de Norteamérica.

Precios del Metal

Los dos grandes mercados para metales son: Nueva York y Londres.

El precio de los metales en los Estados Unidos es fijado por los distritos productores y consumidores. Así por ejemplo, en lo que respecta al zinc, en el Area de los Tres Estados en minería y fundición (Missouri Sud Occidental, Kansas Sud-Oriental y Oklahoma Nor-Oriental), los concentrados de zinc se venden a un precio por tonelada para la mena normal con 60 por ciento Zn, y se conoce como el precio Joplin que sirve como guía aproximada para el precio del zinc en otras

PRECIOS PROMEDIOS ANUALES DEL ZINC

AÑOS	BARRAS METALICAS	CONCENTRADOS
	ESTE DE SN. LUIS	60% Zn, JOPLIN Mo.
	¢./lb	U.S.\$/T.C.
1940	6.335	6.335
1941	7.474	49.80
1942	8.250	55.28
1943	8.250	55.28
1944	8.250	55.28
1945	8.250	55.28
1946	8.726	52.32
1947	10.500	66.12
1948	13.589	87.24
1949	12.144	73.16
1950	13.856	88.27
1951	18.000	120.00
1952	16.215	110.78
1953	10.855	64.51
1954	10.681	61.58
1955	12.299	74.33
1956	13.494	83.93
1957	11.399	67.07
1958	10.309	58.42
1959	11.448	67.68
1960	12.944	75.50
1961	11.542	68.47
1962	11.625	

regiones, aunque esto no siempre sucede, ya que muchas veces en estas regiones se cotiza el zinc a un precio por debajo del Joplín.

El precio básico de las barras de zinc en los Estados Unidos es referido al grado Prime Western, F. O. B., Este de San Luis, Illinois.

Los distintos precios de los metales son publicados en las revistas especializadas "Engineering and Mining Journal" y en "Mineral Markets" que son fuentes autorizadas para información de precios de los metales en general de los Estados Unidos. Los precios en Europa están basados sobre los precios diarios del "London Metal Exchange".

a) Baja de Precios del Zinc

La continua baja de las cotizaciones del plomo y el zinc en los mercados del mundo libre, que comenzó a amenazar la estabilidad económica de la Industria Minera Nacional, a fines del año 1956, y que ha venido agudizándose en los años siguientes, marca una ligera recuperación para el zinc no así para el plomo.

Como causas determinantes de esta caída de precios se señala los siguientes:

- Mercado desequilibrado que se viene produciendo desde 1956 en el área de los países no comunistas, entre la producción

y el consumo.

- El establecimiento de las cuotas de importación, que como ya sabemos, estableció el Gobierno Norte-Americano en 1958, las que limitan nuestras exportaciones a Estados Unidos al 37 por ciento de la producción nacional de plomo y alrededor del 45 por ciento de la producción de zinc, a la vez que obligan al productor peruano a vender sus saldos en el mercado de Londres, donde las cotizaciones para el plomo y zinc son más bajos.

Los subsidios acordados a los mineros norteamericanos por su Gobierno, alentaron de esta manera la producción doméstica de su país.

- El incremento de la oferta del mercado de Londres se ha visto aún más alentado por la presencia de ofertas soviéticas, las mismas que por su cuantía, cada vez que se hacen presentes, hacen bajar de inmediato el nivel de los precios.

El precio del zinc cerró el año 1961 en el mercado de Nueva York en 12.500 centavos de dólar la libra y abrió el año siguiente con 12.000 centavos de dólar, nivel en el que se mantuvo hasta Abril de dicho año, bajando en ese mes a 11.500 y que se conservó hasta el cierre del año. El promedio anual de 1962 fue de 11.625 centavos de dólar la libra, ligeramente su-

rior al año 1961.

En cambio, en el mercado de Londres, el promedio de 1962 bajó de 77.938 libras esterlinas por tonelada larga en 1961 a 67.854 libras esterlinas, o sea que registró un promedio menor en 10.084 libras esterlinas por tonelada larga.

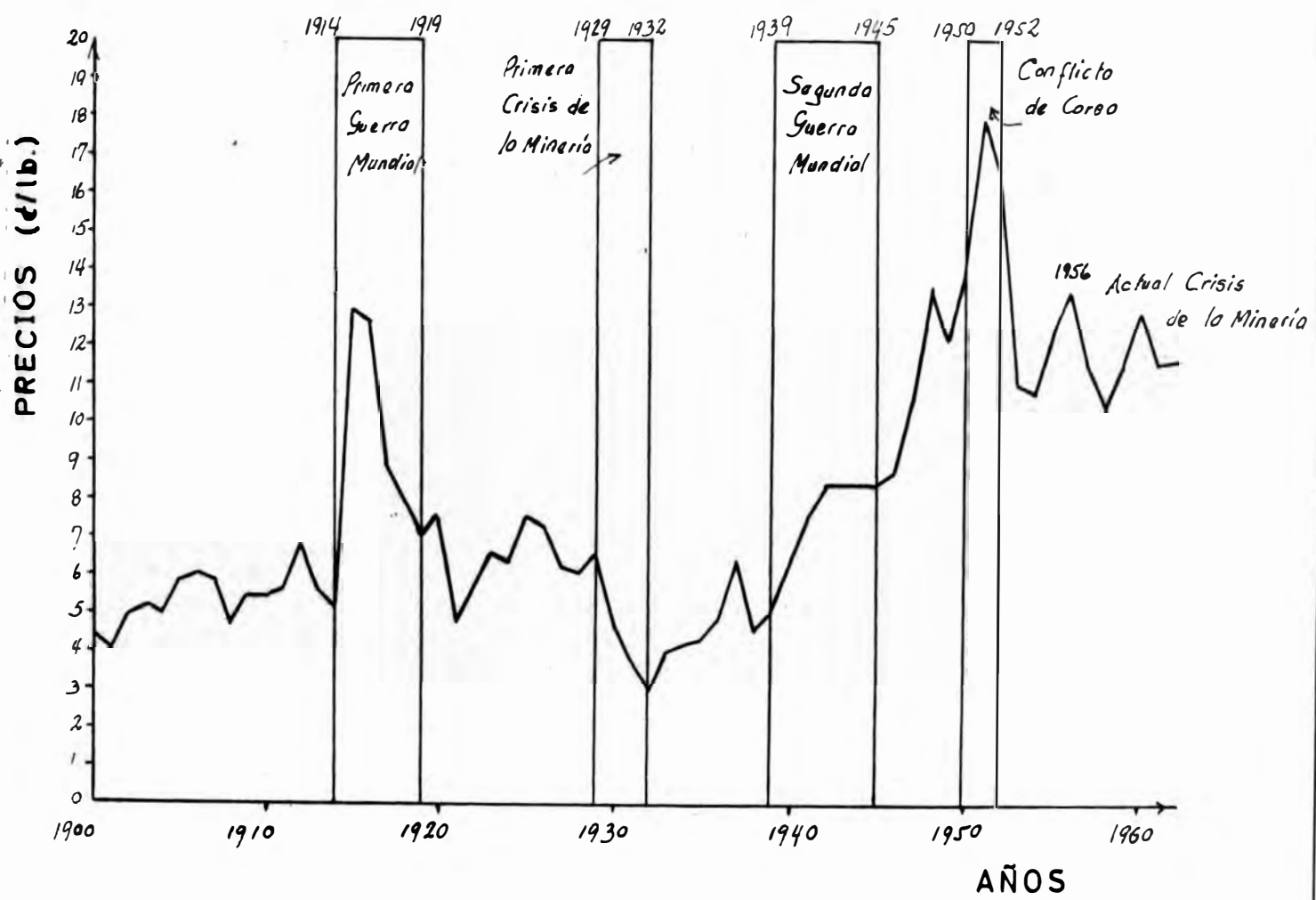
b) Causas Generales de las Fluctuaciones

Se enumera a continuación, las principales causas que afectan las cotizaciones de los metales y que son las que producen las fluctuaciones:

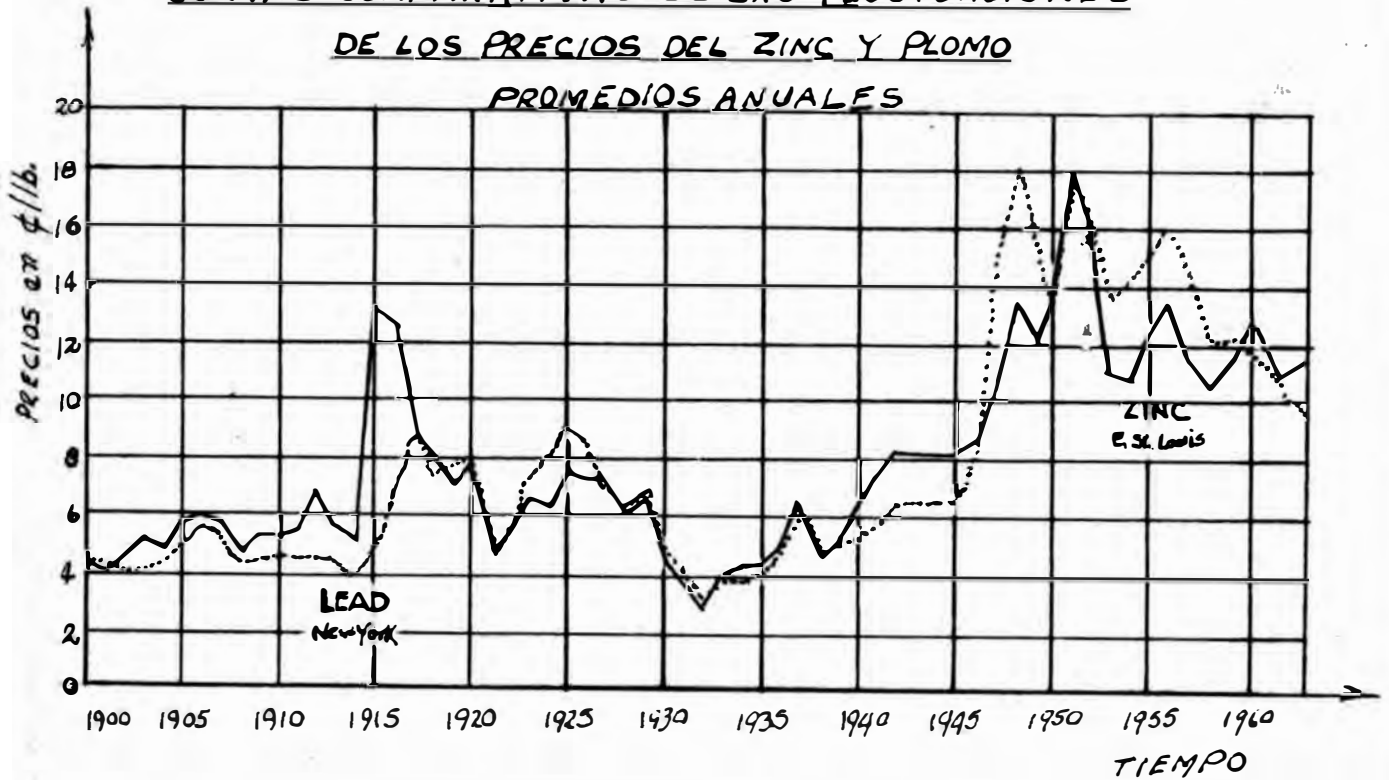
- 1).- Ciclo de producción.
- 2).- Baja del costo de producción.
- 3).- Oferta y demanda mundial.
- 4).- Acaparamiento.
- 5).- Monopolio.
- 6).- Guerras.
- 7).- Aranceles.
- 8).- Explotación de nuevas minas.
- 9).- Creación de nuevas industrias.

Construyendo gráficos de cotización, tanto para el zinc como para el plomo, se observará que casi van paralelos, esto nos indica que las causas de las fluctuaciones fueron las mismas para ambos metales.

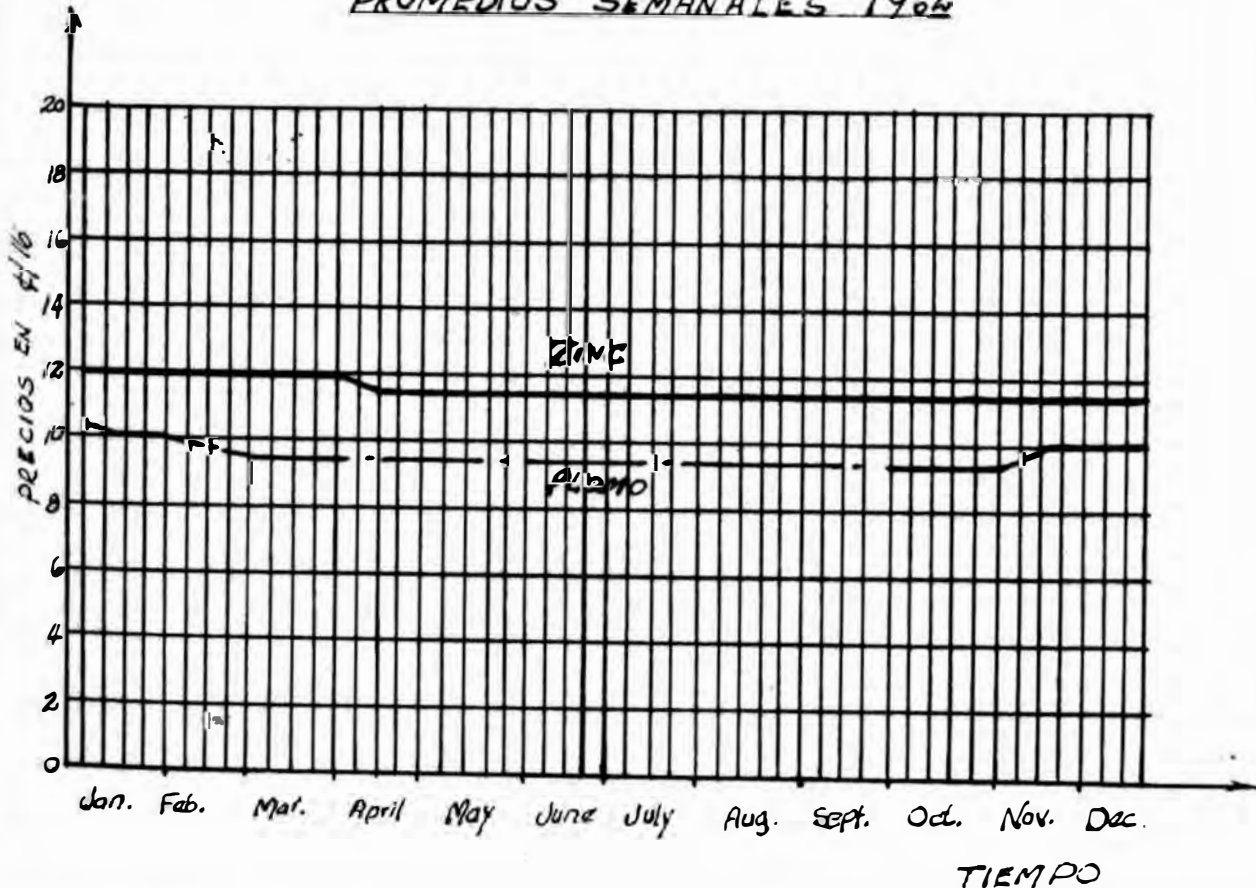
FLUCTUACIONES DE LOS PRECIOS DEL ZINC INDICANDO BUENAS Y MALAS EPOCAS



CURVAS COMPARATIVAS DE LAS FLUCTUACIONES
DE LOS PRECIOS DEL ZINC Y PLOMO
 PROMEDIOS ANUALES



PROMEDIOS SEMANALES 1962



CAPITULO II

YACIMIENTOS Y MINERALES DE ZINC

A. YACIMIENTOS DE ZINC

De los minerales de zinc, el que más abunda en el país es la blenda o esfalerita pero muy raras son las minas que contienen como único mineral valioso a la blenda o marmatita, generalmente está asociada con la galena y pirita, constituyendo los yacimientos de plomo-zinc. La mayoría de las menas de plomo-zinc son consideradas complejas y contienen pequeñas cantidades de sulfuros de cobre, tales como chalcopirita o chalcocita, en una ganga de carbonatos silicosos. A veces pueden presentarse oro libre, así como tetraedrita, tenantita y los sulfoarseniuros y sulfoantimoniuros de plata.

Estos yacimientos están ampliamente distribuidos en el Norte, Centro y Sur del territorio nacional. Los yacimientos de la zona del Centro, se encuentran en la parte Occidental del Perú Central, en la región de la Cordillera Occidental de los Andes y la altiplanicie Oriental adyacente, entre los departamentos de Lima, Pasco, Junín y Huancavelica, y es en esta zona, donde se encuentran aproximadamente el 82 por ciento de los yacimientos de plomo-zinc del Perú.

Técnicos que han estudiado hasta el 60 por ciento de estos yacimientos del territorio central, aseguran reservas de menas de estos metales, cercano a los 30 millones de toneladas métricas. En esta cifra no están considerados los yacimientos

de propiedad de la Cerro de Pasco Corporation.

En el cuadro siguiente se puede observar las leyes aproximadas de plomo y zinc de los yacimientos de esta zona.

LEYES APROXIMADAS DE LOS YACIMIENTOS DE PLOMO Y ZINC

	% Pb	% Zn
1) Cercapuquio	11.96	7.10
2) Millococha	6.20	13.50
3) Atacocha	7.21	5.08
4) Milpo	6.23	6.40
5) Colquijirca	6.91	11.90
6) Huarón	4.07	5.68
7) Río Pallanga	3.40	4.70
8) Alpamarca	2.66	3.92
9) Volcan Mines	3.00	5.50
10) Venturosa	4.33	4.26
11) Austria Duvaz	3.60	5.80
12) Alpamina	2.50	4.20
13) Santo Toribio	3.80	7.00
14) Ticapampa	5.29	9.25
15) Julcani	4.70	8.70

B. MINERALES DE ZINC

Los minerales de zinc a partir de los cuales se puede obtener el metal, se ennumeran a continuación, con su con-

tenido de zinc cuando se encuentran al estado puro.

MINERALES DE ZINC

Mineral	Fórmula	% Zinc
1. Esfalerita o Blenda	ZnS	67.0
2. Zincita	ZnO	80.3
3. Smithsonita	ZnCO ₃	52.0
4. Willemita	Zn ₂ SiO ₄	58.5
5. Hemimorfita	Zn ₄ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ .H ₂ O	54.2
6. Franklinita	(ZnO,MnO).Fe ₂ O ₃	6-18

De todos estos minerales, el más importante es la esfalerita o blenda, que se vende a las fundiciones y plantas electrolíticas en forma de concentrado. Los demás minerales, también son vendibles, pero como son difíciles de concentrar, no pueden explotarse con provecho, a menos que, los yacimientos respectivos se encuentren a poca distancia de la fundición.

Características Mineralógicas de la Esfalerita

Cristaliza en el sistema cúbico. Se encuentra generalmente en masas exfoliables o granudas. Tiene exfoliación perfecta, aunque, la blenda de ciertas localidades es de un grano tan fino que no presenta exfoliación.

Casi siempre contiene hierro. En su variedad marmatita, el contenido de este metal es de aproximadamente 18 por ciento. El manganeso y el cadmio se hallan normalmente presen-

tes, aunque en pequeñas cantidades.

El Sulfuro de Zinc de Cercapuquio

Existe un tipo especial de sulfuro de zinc, el cual es una especie mineralógica rara, que se encuentra en agregados cristalinos de aspecto masivo, se le conoce con el nombre de "brunckita". Esta especie, sólo se encuentra en tres yacimientos en el mundo, siendo uno de ellos el yacimiento de Cercapuquio, cerca de la ciudad de Huancayo, los otros están en Megan y Mansfield, en Europa.

Desde que tuvieron conocimiento de la brunckita, los investigadores se entregaron de lleno a su estudio, actualmente han llegado a algunas conclusiones respecto a sus propiedades, así por ejemplo, comprobaron mediante microfotografías electrónicas de 40,000 aumentos, que este mineral no era amorfo como se creía inicialmente, sino que, presentaba una cristalización extremadamente fina, llegando a individualizar los cristales y observando que sus diámetros variaban entre 0.025 a 0.08 micrones. También estudiaron a la brunckita bajo rayos "X" y demostraron que, en realidad se trataba de un sulfuro de zinc no conocido en la naturaleza, pero, familiar a los químicos de laboratorio, por tratarse del precipitado que resulta al hacer actuar hidrógeno sulfurado sobre una solución de sal de zinc. Asimismo, demostraron que, posee una estructura atómi-

ca igual a la de la blenda, por lo que debería corresponder igualmente al sistema cúbico.

La brunckita de Cercapuquio contiene cadmio bajo la forma de greenockita, con leyes cercanos al uno por ciento.

SUMINISTRO DE CONCENTRADOS DE BLENDAS - 1962

Tonelaje de Suministro del Departamento de Lima:

<u>Concentradora</u>	<u>Distrito</u>	<u>Provincia</u>	<u>Tonelaje</u>	<u>Ley de Zn</u>
1. Santander	Pacaraos	Canta	26,633 TM	49.73 %
2. Tamboraque	S. Mateo	Huarocho.	2,217	53.89
3. Pacococha	S. Mateo	Huarocho.	1,315	50.13
4. Banco Minero (Tonsuyoc)	S. Mateo	Huarocho.	798	52.85
5. Huampar	Carampoma	Huarocho.	-350	52.27
			<u>31,313 TM</u>	

Tonelaje de Suministro del Departamento de Junín:

6. Carahuacra	Yauli	Yauli	15,013 TM	57.80 %
7. Río Pallanga	Carhuacay.	Yauli	12,067	61.37
8. Alpamina	Morococha	Yauli	6,006	54.14
9. Banco Minero (Sacracancha)	Morococha	Yauli	2,552	56.84
10. Cercapuquio	Ch. Altos	Huancayo	2,439	50.53
11. Puquiococha	Morococha	Yauli	-103	56.25
			<u>38,180 TM</u>	

Tonelaje de Suministro del Departamento de Pasco:

12. Huarón	Huayllay	Pasco	20,318 TM	55.70 %
13. Atacocha	Yanacancha	Pasco	14,382	57.38
14. Milpo	Yanacancha	Pasco	14,999	59.00
15. Colquijirca	Tinyahuar.	Pasco	12,500	54.02
16. El Pilar	Yanacancha	Pasco	1,475	58.78
			<u>66,674 TM</u>	

ANEXO N° 1

CALIDAD DE LOS CONCENTRADOS DE BLENDA

Se estima que los concentrados de zinc provenientes de la zona minera central, variarán dentro de ciertos límites su contenido de zinc y plata. Estas variaciones son debidas a las condiciones naturales de los yacimientos respectivos. Esto sucederá igualmente con los metales secundarios acompañantes: cobre, bismuto, arsénico y antimonio.

Los yacimientos peruanos, al igual que los yacimientos de plomo-zinc en todo el mundo, acusan diferencias en su composición mineralógica en el curso de su extensión y profundidad. Por consiguiente, las menas suministradas a las plantas de beneficio, acusarán a su vez, las diferencias de composición.

Según los análisis promedios conocidos de los concentrados de zinc de la zona mencionada, indican que son aptas para ser sometidas a cualquier proceso pirometalúrgico extractivo. Pero, si quisiéramos obtener el metal por electrólisis, dichos análisis son incompletos porque no muestran los porcentajes en que pueden estar presentes los elementos tales como cobalto, níquel, germanio, fluor y cloro que son considerados perjudiciales al proceso, como se verá en el capítulo sexto.

Se afirma que los concentrados de Huarón contienen níquel y germanio en proporciones de 125 ppm y 26 ppm respectivamente.

tivamente. Este contenido de germanio, pone precisamente en duda, que dichos concentrados sean dóciles a una electrólisis. Es muy posible que el germanio se encuentre en los minerales enargita y luzonita que con mucha frecuencia aparecen en los yacimientos de Huarón.

También, en los concentrados de zinc de la región minera donde se encuentra el yacimiento de Atacocha, se califica de indicios en lo que respecta al contenido de fluor.

Todo esto hace pensar en la posibilidad de encontrar estos elementos perjudiciales en las demás minas que se hallan en los alrededores de los yacimientos mencionados.

Por esta razón, será necesario, realizar análisis por estos elementos en los concentrados de toda la zona minera central, para ver si realmente el zinc puede extraerse con provecho económico por electrólisis.

CAPITULO III
TRATAMIENTO DEL ZINC

I. CONCENTRACION, CALCINACION Y TOSTACION DE MENAS DE ZINC

La mena de zinc debe ser sometida a operaciones de concentración y según sea un carbonato o sulfuro, a calcinación o tostación, antes de aplicarse los procesos pirometalúrgicos o hidrometalúrgicos de extracción del metal.

Los procesos pirometalúrgicos implican la reducción del óxido de zinc por medio del carbono y en esto se basan todos los métodos de destilación del zinc.

Las distintas operaciones hidrometalúrgicas, constituyen el Proceso Electrolítico.

A. MÉTODOS DE CONCENTRACION DE LAS MENAS DE ZINC

Tanto las menas sulfuradas como oxidadas de zinc pueden ser simples y complejas. Son simples cuando el mineral valioso es de grano grueso, asociado a una ganga de baja densidad. Estas se tratan por trituración seguida de concentración gravimétrica: jigs, mesas o medios pesados (Sink and Float).

En las menas complejas, los granos de mineral valioso son más finos, diseminados en su ganga, existiendo dentro de la masa de blenda otras especies minerales valiosas. Estas se tratan por trituración y molienda seguida de concentración por flotación selectiva; muchas veces los relaves de esta flotación se conducen a aparatos de concentración gravimétrica, sometiéndose el producto de estos nuevamente a flotación. Otro

sistema de concentración consiste en: trituración, pre-concentración en aparatos Sink and Float, molienda y flotación selectiva.

Las menas complejas pueden contener minerales totalmente sulfurados o minerales parcialmente sulfurados. En el primer caso, la recuperación es de alrededor de 95 por ciento, debiéndose las pérdidas a la formación de lamas y partículas liberadas de blenda. En el segundo caso, la recuperación es de alrededor de 85 por ciento y las pérdidas se deben a la baja energía superficial de las partículas y a la tendencia de los carbonatos, sulfatos y silicatos a formar lamas.

Flotación Selectiva de Menas Complejas de Pb-Zn-Cu

Los métodos usuales para tratamiento de menas sulfuradas de plomo-zinc-cobre incluyen la depresión selectiva del zinc con cianuro y sulfato de zinc, o con un sulfito, seguida por la flotación selectiva de un concentrado "bulk" de plomo-cobre, usando por ejemplo Aero Thiocarbanilide 130, Aero Promoter 404 o Aerofloat 242, junto con alguno de los espumantes Aerofroth. Los minerales de zinc que permanecen en las colas de cobre-plomo, son entonces acondicionados con sulfato de cobre y cal y son flotados con Sodium Aerofloat Promoter o alguno de los otros promotores Aerofloat secos. Generalmente, el concentrado "bulk" de cobre-plomo es posteriormente tratado

para separar la galena y los sulfuros de cobre.

Flotación de Zinc Oxidado (1)

Los minerales de zinc oxidado generalmente contienen minerales de zinc como smithsonita, calamina y willemita en asociación con gangas carbonosas o silíceas. Muy a menudo estos ocurren con esfalerita, galena y minerales de plomo oxidado. Una nueva técnica para la flotación de minerales de zinc oxidados ha estado en uso en operaciones de zinc en el área del Mediterráneo por varios años. El carbonato y el silicato de zinc son flotados por el uso de sulfuro de sodio, un amino graso o el Aeromine Promoter.

El procedimiento normal es flotar primero el sulfuro de plomo y minerales oxidados de plomo y la esfalerita si está presente, con los reactivos usuales. Las colas que contienen los minerales de zinc oxidado son generalmente deslamados antes de la flotación, aunque en algunos casos el uso de reguladores de lamas como el TSPP, carbonato sódico, silicato de sodio o almidón, eliminará la necesidad de deslame.

Sulfuro de sodio es agregado junto con un colector catiónico como Aeromine 3037 Promoter y un espumante. La flotación de los minerales de zinc empieza inmediatamente. En este

(1) Mineral Dressing Notes, número 25, American Cyanamid Company.

procedimiento, cantidades excesivas de sulfuro de sodio no interfieren con la flotación. El sulfuro de sodio actúa como regulador de pH, pero el mecanismo completo de su acción en este proceso no ha sido bien entendido.

Los mejores resultados son generalmente obtenidos en un pH entre 10.5 y 11, aunque algunos minerales han dado muy buenos resultados económicos a pH más bajo. Consumos normales de reactivos son de 2 a 15 libras/tonelada sulfuro de sodio, 0.1 a 0.6 libras/tonelada de colector catiónico, y espumante, si es requerido. De 1 a 4 libras/tonelada de carbonato sódico y silicato de sodio pueden ser usados como reguladores de las mas.

B. CALCINACION DE MENAS DE ZINC

Las menas de carbonato de zinc se calcinan antes de la destilación, con objeto de eliminar el anhídrido carbónico y el agua. Si estos dos componentes no se eliminan así, ello debe hacerse en las retortas, pero esto sería más caro que la calcinación y el anhídrido carbónico liberado tendería a oxidar el vapor de zinc o a consumir cantidades excesivas del agente reductor. Los hornos empleados en la calcinación de menas de óxido de zinc, son de tipo sencillo (hornos de cuba continuos). La mena y el combustible se cargan por la parte superior en capas alternas, mientras que el aire se inyecta por

toberas dispuestas en el fondo. El combustible empleado asciende del 4 al 10 por ciento del peso de la carga. La mena no debe ser de un tamaño inferior a 6 mm de diámetro ya que, si es mayor, tiende a obstruir el flujo del gas en el horno. Un horno de 3 m de diámetro por 6 de altura puede calcinar unas 40 toneladas de mena bruta cada 24 horas de operación.

C. TOSTACION DE LA BLENDA

El objeto de tostar la blenda antes de someterla a destilación es expulsar la mayor cantidad posible de azufre y convertir todo el sulfuro en óxido.

Si la calcina (producto metalúrgico de la tostación) va a someterse a un proceso de lixiviación y posterior electrólisis, el sulfuro de zinc del concentrado debe ser convertido completamente como sea posible, a óxido y una cierta cantidad en sulfato para contrarrestar la pérdida de este compuesto soluble en los residuos de la instalación.

En ambos casos, la presencia de cualquier cantidad de sulfuro de zinc en la calcina, se traduce en una pérdida de metal que para la lixiviación es el doble del peso de azufre contenido en el sulfuro.

Oxidación de los Sulfuros

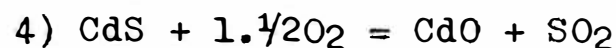
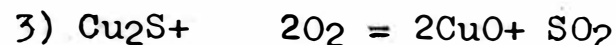
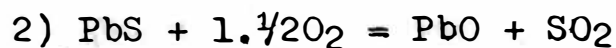
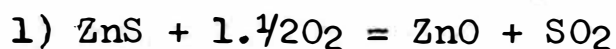
La esfalerita es uno de los sulfuros más difíciles de tostar y en mejores condiciones de operación, la calcina siem-

pre contendrá de 0.5 a 2 por ciento de azufre, y en peores, tanto como 5 por ciento.

En el transcurso de un proceso de tostación oxidante son importantes las siguientes acciones químicas: la oxidación de los sulfuros y la formación de los sulfatos.

La oxidación de las partículas sulfurosas debe ser llevada a cabo sin fusión de la carga y cualquiera sea el tipo de reactor utilizado, las partículas deben ser expuestas a una corriente de aire y calentadas hasta la temperatura de ignición del azufre. Estas partículas se queman de acuerdo a ciertas reacciones químicas de oxidación produciendo el anhídrido sulfuroso que es el componente principal de los gases de tostación.

Suponiendo que un concentrado de zinc contenga los siguientes sulfuros: ZnS, PbS, Cu₂S, CdS y FeS₂, las reacciones de oxidación serán:



De la segunda reacción se obtiene el PbO que es el más estable de todos los óxidos de plomo.

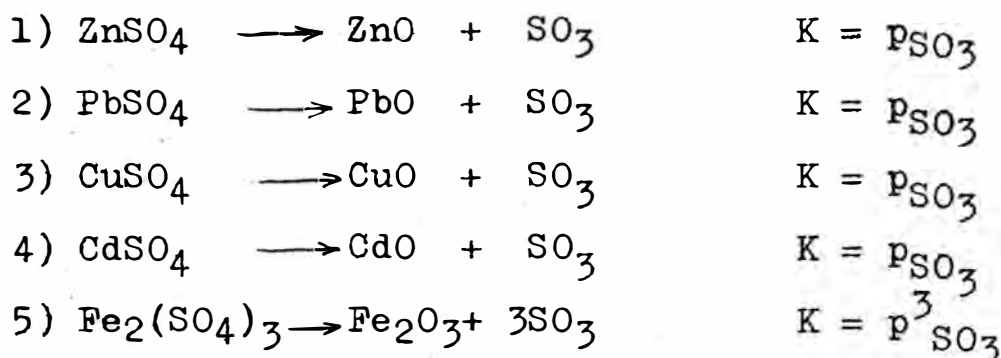
En la práctica, es imposible realizar una tostación cien por ciento eficiente, debido a que la reacción entre el azufre y el oxígeno comienza en la superficie de la partícula sulfurosa de zinc y conforme la reacción continúa, el óxido formado va cubriendo toda la partícula a manera de una capa porosa. Desde que la reacción se efectúa de afuera hacia adentro, para que continúe ésta, el oxígeno debe llegar hasta el sulfuro que no ha reaccionado todavía, y el anhídrido sulfuroso producido debe salir hacia afuera, pero como existe un obstáculo, que es la capa porosa de óxido que se está formando, la reacción es retardada, debido a que la concentración del oxígeno disminuye y la del anhídrido sulfuroso aumenta.

En la Sierra, por ejemplo a 3,800 metros de altitud, donde la presión atmosférica es casi un cincuenta por ciento menor que a nivel del mar, las presiones parciales de los gases y la temperatura para la formación de los óxidos, serán menores que los correspondientes a una atmósfera; por esto es que, utilizando un buen exceso de aire y desalojando los gases producidos, realizaremos una tostación oxidante de gran eficiencia.

Formación de Sulfatos

Para poder explicar mejor el fenómeno de formación de los sulfatos, vamos a partir de las ecuaciones de descomposi-

ción de los mismos. Los posibles sulfatos que se formarían al tostar un concentrado de zinc son: sulfato de zinc, sulfato de plomo, sulfato de cobre, sulfato de cadmio y sulfato férrico, cuyas ecuaciones de descomposición serán:



Todas estas reacciones serán posibles sólo cuando se cumpla la condición Q/K menor que 1. Para la reacción primera.

$$Q \text{ (constante actual del sistema)} = p_{SO_3}$$

$$K \text{ (constante de equilibrio)} = p_{SO_3}$$

$$\text{Dividiendo: } Q/K = p_{SO_3}/p_{SO_3}$$

Esta fracción será menor que uno cuando se tenga la relación siguiente:

$$p_{SO_3} < p_{SO_3}$$

Es decir que la presión actual del anhídrido sulfúrico debe ser menor que su presión de equilibrio para que pueda llevarse a cabo la descomposición del sulfato de zinc.

A bajas temperaturas, $527^\circ C$, la presión de equilibrio del anhídrido sulfúrico es demasiado pequeña, mientras que la presión actual del mismo gas es una cantidad mensurable, por

lo tanto, la fracción Q/K será mayor que uno y la reacción en estudio se realizará de derecha a izquierda. De esto se deduce que, la formación de sulfatos se produce a bajas temperaturas.

A altas temperaturas sucede lo contrario, por lo que la fracción anterior será menor que uno, porque a altas temperaturas, 977°C por ejemplo, la presión de equilibrio del anhídrido sulfúrico es una cantidad medible, mientras que la presión actual del mismo gas se vuelve muy pequeña, por lo tanto, la reacción se realizará de izquierda a derecha. De esto se deduce que a altas temperaturas habrá formación de óxido solamente.

En la práctica, lo que sucede es lo siguiente, sea una partícula de sulfato de zinc por ejemplo, al comenzar la reacción, la presión de equilibrio del anhídrido sulfúrico es mayor que su presión actual, y por lo tanto Q/K menor que uno, pero conforme se efectúa la reacción, la cantidad de anhídrido sulfúrico se incrementa, y desde luego, también se incrementa su presión actual, y llegará un momento en que Q/K sea mayor que uno y la reacción será de derecha a izquierda. Esto es la causa del por qué no se puede conseguir una producción total de óxidos.

Como una solución a esto, se dice que los gases pro-

ducidos durante la tostación oxidante, sean desalojados tan pronto como ellos se forman, para que de esta manera siempre se tenga la relación p_{SO_3} menor que p_{SO_3} .

Determinación de la Posibilidad Termodinámica a 25° C de la Reacción Principal en la Tostación de la Blenda

Para saber si una reacción es termodinámicamente posible a 25° C, se procede de la siguiente manera. Se determina el valor de la constante de equilibrio para luego aplicar el criterio de Dodge.

El criterio de Dodge establece la relación entre la energía libre ΔG^0 con el valor de la constante de equilibrio por la expresión:

$$\log K = \frac{-\Delta G^0}{4.57T} = \frac{-(\Delta H^0 - T\Delta S^0)}{4.57T}$$

donde:

K= constante de equilibrio de la reacción considerada.

ΔG^0 = diferencia de las energías libres de los componentes en el estado standard, en cal-gr/mol-gr.

R= constante de los gases igual a 1.98 calorías.

T= temperatura absoluta en grados Kelvin.

ΔH^0 = diferencia de las entalpías de los componentes en el estado standard en cal-gr/mol-gr.

ΔS^0 = diferencia de las entropías de los componentes en

el estado standard en cal-gr/mol-gr.^oK.

Si en la anterior expresión aplicamos la definición de logaritmo:

$$K = 10^{\frac{-\Delta G^{\circ}}{4.57T}}, \text{ haciendo } m = \frac{-\Delta G^{\circ}}{4.57T}$$

resulta:

$$K = 10^m$$

De donde se obtiene las siguientes conclusiones:

1^a) Con relación al valor numérico de m. Cuando difiere poco de cero, la reacción presenta equilibrio.

2^a) Cuando difiere grandemente de cero hay que ver el signo de m; si es positivo, la reacción es posible y si es negativo, no es posible.

Con respecto a la tostación de la blenda con el oxígeno del aire, esta averiguación de la posibilidad termodinámica, estará basada solamente en la reacción heterogénea principal a 25^o C, sin tener en cuenta las reacciones secundarias que a excepción de la descomposición de los sulfatos, todas son exotérmicas e irreversibles en la fase sólida mientras que, en la fase gaseosa, la única reacción básica, es la que tiene lugar entre el oxígeno y el SO₂ para dar el SO₃.

La reacción heterogénea principal es:



Primeramente tenemos que encontrar el $\Delta H_{\text{R}}^{\circ}$

Productos:

$$\text{SO}_2(\text{g}) \quad H^\circ = -70.96 \text{ Kcal/mol-gr.}$$

$$\text{ZnO}(\text{s}) \quad H^\circ = -83.17 \quad " \quad -154.13 \frac{\text{Kcal}}{\text{mol-gr}}$$

Reactantes:

$$\text{ZnS}(\text{s}) \quad H^\circ = -48.5 \text{ Kcal/mol-gr}$$

$$\text{O}_2(\text{g}) \quad H^\circ = 0 \quad - 48.5 \quad "$$

Variación de la entalpía:

$$\Delta H_R^\circ = -154.13 - (-48.50) = -105.63 \frac{\text{Kcal}}{\text{mol-gr}}$$

Luego se tiene que encontrar ΔS_R

Productos:

$$\text{SO}_2(\text{g}) \quad S^\circ = 59.24 \frac{\text{cal}}{\text{mol-gr.}^\circ\text{K}}$$

$$\text{ZnO}(\text{s}) \quad S^\circ = 10.40 \quad " \quad 69.64 \frac{\text{cal}}{\text{mol-gr.}^\circ\text{K}}$$

Reactantes:

$$\text{ZnS}(\text{s}) \quad S^\circ = 20.40 \frac{\text{cal}}{\text{mol-gr.}^\circ\text{K}}$$

$$\text{O}_2(\text{g}) \quad S^\circ = 49.03 \quad " \quad 69.43 \quad "$$

Variación de la entropía:

$$\Delta S_R = 69.64 - 69.43 = 0.21 \text{ cal/mol-gr.}^\circ\text{K}$$

La variación de la energía libre de la reacción a 298°K , será:

$$\Delta G_{298^\circ\text{K}}^\circ = \Delta H_{298^\circ\text{K}}^\circ - \frac{T\Delta S}{298^\circ\text{K}}$$

Reemplazando:

$$\Delta G_{298^\circ\text{K}}^\circ = -105.63 - 0.00021 \times 298 = -105.693 \frac{\text{Kcal}}{\text{mol-gr.}}$$

El valor de la constante de equilibrio será:

$$\log K = \frac{-(-105.693)}{4.57 \times 298} = \frac{105.693}{1.362} = 77.6$$

$$\underline{K = 10^{+77.6}}$$

En consecuencia la reacción considerada es posible si guiendo el criterio de Dodge a 25° C; pero por la práctica se sabe que si bien es cierto que hay oxidación, esta reacción es muy lenta, necesitándose mucho tiempo para llevarse a cabo, mientras que a alrededor de 1000° C, la reacción es violenta e instantánea.

Ferritas de Zinc (ZnO.Fe₂O₃)

Si en una operación de tostación tenemos la presencia de sulfatos, por el empleo de una temperatura mayor lograremos descomponer dichos sulfatos. Pero esta temperatura no debe ser muy alta porque promovería la combinación del óxido de zinc con el óxido férrico para formar ferrita de zinc, que es un compuesto indeseable por ser fuente de pérdida de zinc.

La formación de esta ferrita a partir de sus componentes se inicia justamente por encima de 700° C y, por consiguiente, para evitar la formación de este compuesto, es deseable mantener la temperatura de tostación por debajo de 750° C.

Aunque el compuesto es no-magnético, se ha encontrado que, al calentarlo a una temperatura elevada y enfriarlo rápidamente a continuación, adquiere propiedades magnéticas,

probablemente debido a la formación de algo de magnetita. En algunas plantas metalúrgicas extranjeras emplean esta propiedad para separar la ferrita de la mena tostada por medios magnéticos y, a continuación se trata este producto con ácido sulfúrico de buena concentración para lograr disolver el zinc.

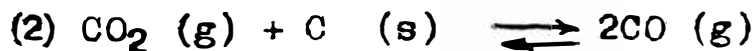
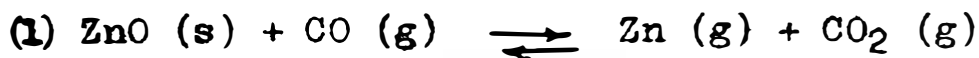
II. ASPECTO QUIMICO DE LA DESTILACION DEL ZINC

El proceso de reducción del óxido de zinc contenido en la calcina por medio del carbono y su posterior condensación al estado líquido, es lo que se conoce como destilación del zinc. Hasta el momento el único agente reductor comercial del óxido de zinc es el carbón mineral. También en el pasado se empleó como agente reductor del óxido de zinc al metano o gas natural, pero tal proceso no llegó a tener éxito comercial por las muchas dificultades de orden técnico.

La metalurgia de destilación es aplicable a los metales de bajo punto de fusión, tal como sucede con el zinc, el mercurio, cadmio y magnesio. El metal se obtiene, bien sea por oxidación como sucede con el mercurio, o por reducción como ocurre con el magnesio y el zinc.

A. REDUCCION CONTINUA DEL OXIDO DE ZINC POR EL CARBONO

Una teoría aceptable para el mecanismo de la reducción del óxido de zinc, por medio del carbono, se basa en las dos reacciones de equilibrio siguientes:



Ambas reacciones son endotérmicas, es decir que, necesitan calor para llevarse a cabo. La segunda reacción constituye la fuente de monóxido de carbono necesario en la primera y puede tener lugar antes que ésta se realice; de este modo se produce la concentración necesaria del monóxido.

La presencia de alguna cantidad de aire en la retorta al momento del carguío, hará que algún carbono se quemé formando dióxido, que es reducido a monóxido debido a las elevadas temperaturas que prevalecen en la retorta. También el monóxido puede provenir de la combustión incompleta del carbono.

La primera reacción es reversible e irá de derecha a izquierda, formando óxido de zinc a partir de zinc metálico, si es que el anhídrido carbónico está presente en suficiente concentración, pero la presencia de un exceso de carbono que debe haber en la retorta, contrarresta esta tendencia.

a) Temperatura Mínima de Reducción

La temperatura mínima necesaria para la reducción continua del óxido de zinc, es aquella a la cual, la presión del gas que se forma iguala o excede a la presión que se opone. Sobre esta temperatura, la reducción procederá

continuamente. Cuando la presión mencionada, es la presión normal, es decir una atmósfera (760 mm de Hg), la temperatura correspondiente será la temperatura normal de reducción.

El doctor C. G. Maier, ha estudiado la termodinámica de la fusión del zinc, y recurriendo a métodos gráficos, determinó con exactitud la temperatura normal de reducción del óxido de zinc por el carbono como 857° C, como puede observarse en la siguiente tabla.

REDUCCION CONTINUA DEL OXIDO DE ZINC POR EL CARBONO

Presión en Atmósferas	Temperatura ° C
0.01	637.5
0.1	733
1.0	857
10.0	1,014
100.0	1,230
1000.0	1,534

COMPOSICIONES DEL GAS A DIVERSAS PRESIONES
FINALES PARA LA REACCION (I)

Temperatura ° C	Presión		Presión	
	0.1 Atmósferas		1.0 Atmósferas	
	Zn ó CO ₂ %	CO %	Zn ó CO ₂ %	CO %
427	0.04	99.92	0.01	99.98
627	1.38	97.24	0.44	99.12
827	11.87	76.26	4.12	91.76
1027	35.07	29.86	16.54	66.92
1227	47.5	5.0	34.58	30.84
1327	49.3	1.4	41.1	17.8

Estas tablas muestran que por ejemplo, un aumento de la presión hasta 10 atmósferas a 1227° C, cambiaría la composición del gas del 34.58 por ciento de zinc o de anhídrido carbónico a un porcentaje ligeramente inferior de 16.54 por ciento.

b) La Ecuación de Clapeyron-Clausius

Sumando miembro a miembro las dos anteriores reacciones, se obtiene:

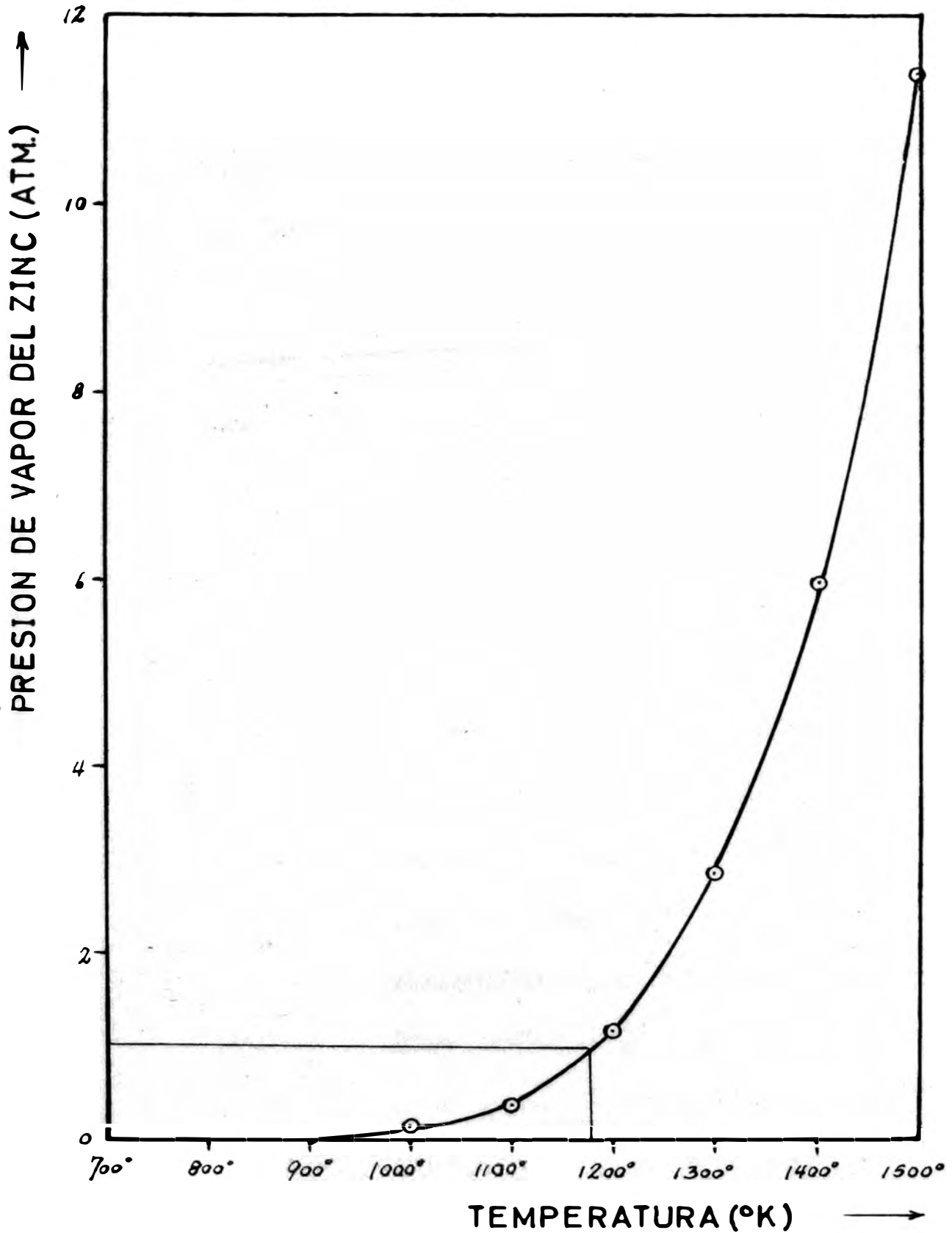


Esta ecuación nos dice que la relación en volúmen del monóxido de carbono al zinc gaseoso en los gases salientes de las retortas es de 50:50, pero otras veces encontraremos una relación de 49.2:50.2, debido a la presencia de pequeñas cantidades de otros gases como anhídrido carbónico, metano e hidrógeno.

Por otra parte, la temperatura normal de ebullición del zinc es de 906° C (1180° K), esto es, la temperatura a la cual la presión de vapor del zinc es 760 mm de Hg (1 atmósfera).

Pero el zinc reducido en las retortas será vaporizado a una temperatura un poco inferior que la temperatura de ebullición porque el vapor zinc forma solamente muy cerca del cincuenta por ciento del gas saliente y por

DIAGRAMA DE LA PRESION DE VA-
POR DEL ZINC VS TEMPERATURA



consiguiente su presión es solamente parte de la presión total. El zinc será vaporizado cuando la presión de vapor del zinc iguala o excede a la presión parcial del vapor zinc opuesta. Desde que los gases son aproximadamente cincuenta por ciento vapor zinc, esta presión parcial será aproximadamente 380 mm de Hg.

Aplicando la ecuación de Clapeyron-Clausius se puede también averiguar la temperatura mínima a la cual el zinc se formará en la retorta como vapor, esta ecuación se expresa de la siguiente forma:

$$\log p = \frac{A}{T} + B$$

Donde:

p = presión parcial del vapor zinc en mm.

T = grados absolutos Kelvin

A y B = Constantes de la presión de vapor del zinc

Para el rango de temperatura 600 - 985° C:

$$\log p = \frac{6,163}{T} + 8,108$$

Reemplazando el valor de p = 380 mm.

$$\log 380 = \frac{6,163}{T} + 8,108$$

$$T = \frac{6,163}{8,108 - \log 380} = 1,115^{\circ} \text{ K}$$

$$t = 842^{\circ} \text{ C}$$

De esta manera es fácilmente determinada la temperatura de reducción continua del óxido de zinc para al-

gún valor de p.

e) Velocidad de Reacción

Con respecto a la velocidad de reacción, de ambas reacciones (1) y (2), las experiencias realizadas por los investigadores, ponen de manifiesto que la reacción (2) es muy lenta a 850° C y que no alcanza un cierto grado de rapidez hasta los 1000° C. Por el contrario, la reacción (1), aunque lenta a 550° C es ya rápida a 650° C.

Las determinaciones realizadas indican que el gas de la retorta, suele contener menos del 1 por ciento de anhídrido carbónico. Si la etapa de reducción del zinc es tan rápida, debería contener una gran cantidad de anhídrido carbónico. La segunda tabla anterior señala más o menos un 32 por ciento a 1200° C. Las condiciones reales equivalen a un equilibrio entre esta reacción y la de producción del gas monóxido, que exige 0.06 por ciento de anhídrido carbónico como puede observarse en la siguiente tabla.

COMPOSICION DE GAS PARA LA REACCION

C (s) + CO ₂ (g) Temperatura °C	2 CO (g)	
	%	
	CO ₂	CO
850	6.23	93.77
900	2.22	97.78
1000	0.59	98.41
1100	0.15	99.85
1200	0.06	99.94

B. CONDENSACION DE LOS VAPORES DE ZINC

Como vemos en el cuadro siguiente, la mezcla gaseosa que entra al sistema de condensación está constituida principalmente de zinc gaseoso y monóxido de carbono, representando éstos alrededor del 99.3 por ciento del total. Esta mezcla de gases calientes consigue enfriarse en el condensador hasta cierta temperatura por encima de la temperatura de fusión del zinc, por lo tanto el zinc debe condensarse en la forma líquida. Este zinc se llama zinc crudo y debe ser conducido a los aparatos de refinación.

CUADRO DE PORCENTAJES DE Zn (g), CO (g) Y
CO₂ (g) A LA SALIDA DE LA RETORTA

Temperatura °K	Zn (g) %	CO (g) %	CO ₂ (g) %
1100	50.2	49.2	0.6
1200	50.2	49.2	0.6
1300	50.3	49.1	0.6
1400	50.2	49.1	0.7
1500	50.2	49.1	0.7

(Cuadro tomado de la Revista Minas No. XVII)

No es posible alcanzar una condensación absoluta dentro del condensador y los gases de éste, a pesar que salen a una temperatura relativamente alta, la proporción de zinc ga-

seoso que llevan consigo es muy pequeña. Estas proporciones de zinc pueden ser calculadas aplicando la ecuación de Clapeyron-Clausius.

Supongamos que la temperatura de los gases salientes del condensador es de 550° C, aplicando la fórmula anterior:

$$\log p = - \frac{6,163}{550 + 273} + 8,108 = 0,620$$
$$p = 4,2 \text{ mm de Hg}$$

Suponiendo también que la presión barométrica es de 730 mm, la proporción del vapor de zinc que escapa a la condensación será:

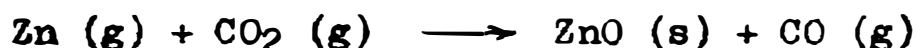
$$\frac{4,2}{730 - 4,2} \times 100 = 0,58 \%$$

Por esto es que los gases deben ser enfriados por debajo de los 500° C, para disminuir de esta manera, la proporción de zinc que escapa a la condensación.

Pérdidas de Zinc en el Proceso de Reducción

El zinc obtenido en el proceso de reducción se pierde de dos maneras:

1º) Por reoxidación del zinc por el CO_2 presente. En efecto, la presencia del gas CO_2 en el sistema de condensación, hará que este gas reoxide al zinc gaseoso según la reducción:



Esta reacción implica la inversión de la reacción de generación de gas monóxido:



Los investigadores han encontrado que la descomposición del CO (2CO) en CO₂ y C es posible a las temperaturas en que se realiza el proceso de condensación, pero que la velocidad de reacción es lenta, por lo tanto, esto sugiere que el enfriamiento de los gases en el sistema de condensación deberá hacerse bruscamente para evitar la reoxidación del zinc debido al CO₂.

2º) El zinc se pierde en forma de vapor que se va juntamente con los gases que salen del sistema de condensación y cuya magnitud puede conocerse.

Técnicos que se han ocupado de estudiar el mecanismo de la reducción del óxido de zinc por medio del carbono, plantean soluciones para disminuir la proporción de pérdida del zinc a causa de las dos formas anteriores. Primero sugieren la conveniencia de instalar, entre el reactor de reducción y el sistema de condensación, una cámara reductora con carbón finamente dividido y convenientemente calentada. Luego, que la temperatura en el sistema de condensación debe mantenerse lo más bajo posible para evitar pérdidas de zinc como vapor en la evacuación de los gases del condensador, pero esta temperatura deberá ser mantenida sobre el punto de fusión del zinc.

Utilización del Gas Monóxido de Carbono

El hecho de que los gases de salida del condensador contienen más del 99 por ciento del gas CO, hace pensar en la necesidad de utilizar este gas como combustible dentro de la misma planta de reducción.

C. REFINACION DEL ZINC CRUDO

El zinc obtenido en los hornos de destilación, tienen una pureza de 96 a 98.5 % de zinc. Las impurezas principales son plomo, fierro, cadmio, cobre, arsénico, antimonio y azufre. Aunque este zinc crudo puede ser usado para aleaciones tales como latones de bajo grado y en galvanización; sin embargo debe refinarse para varios otros usos industriales. Esto puede conseguirse por dos métodos principales:

- 1) Refinación por Licuación
- 2) Refinación por Redestilación

Se debe mencionar que actualmente existe un método de refinación novísimo de las barras de zinc, realizada por la técnica de "fusión por zonas" que todavía es incipiente.

a) Refinación por Licuación

Puede realizarse en un pequeño horno de reverbero conocido en inglés como "liquating pot".

Los hornos de reverbero pequeños tienen un fondo refractario en forma de taza. El zinc crudo se funde y se guarda a una temperatura justamente por encima de la co-

responsiente a su punto de fusión durante 24 a 72 horas. Durante este período, los óxidos y las impurezas ascienden a la superficie para formar una espuma que, de vez en cuando, se retira y se devuelve al horno de reducción para volver a tratarlo. El plomo y la aleación de hierro-zinc se sedimentan en el fondo del horno y se reúnen en la depresión en forma de taza que se encuentra en un extremo del mismo.

El plomo líquido así reunido contiene alrededor de 45 % de plomo que se separa y envía a la planta de fundición de plomo.

La aleación hierro-zinc que se forma encima de la capa de plomo, contiene aproximadamente un 6 % hierro y, se vende como chatarra a las plantas de galvanización, donde vuelven a destilar para recuperar el zinc.

b) Refinación por Redestilación

Recurriendo a este método puede producirse un zinc comercial con un contenido superior al 99.9 % de zinc.

Por regla general, los consumidores de estas barras refinadas, no están en condición de pagar la diferencia en costo entre el zinc obtenido con esta ley y el zinc obtenido directamente de las menas, y si a esto añadimos que el zinc electrolítico es aún más puro, no es de extrañar que el consumo del afinado por redestilación sea bajo.

Cuesta alrededor de un centavo de dólar americano por libra para llevar a cabo la redestilación y hay una pérdida de aproximadamente del 5 % en el proceso.

En principio, el proceso se parece mucho al usado para la destilación de la mena, aunque, claro está, la temperatura no es tan alta y, las retortas son de un diseño algo distinto.

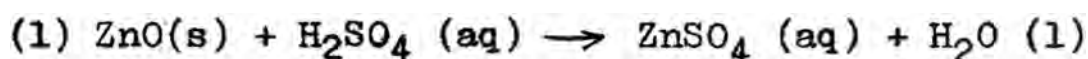
III. ASPECTO QUIMICO DEL PROCESO ELECTROLITICO

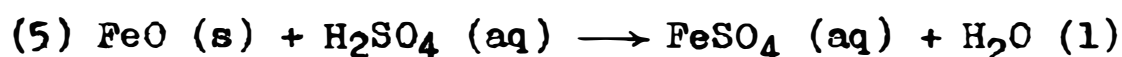
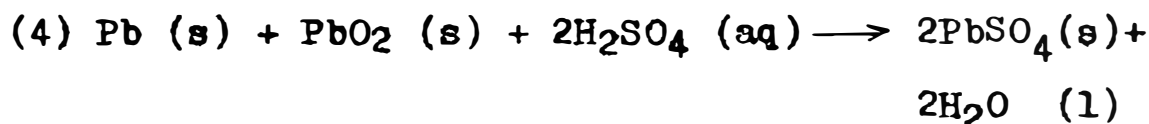
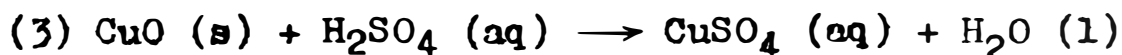
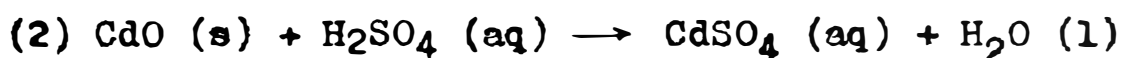
El moderno proceso electrolítico del zinc comprende varias etapas. De éstas, las que tienen fundamento químico son la lixiviación, purificación y electrodeposición.

A. LIXIVIACION DEL OXIDO DE ZINC

El principal objetivo de la lixiviación es disolver todo el sulfato y óxido de zinc contenido en la calcina mediante el ácido sulfúrico diluido (spent) proveniente de las celdas de electrodeposición. Desafortunadamente se disuelven también el hierro, arsénico, antimonio, cobre, cadmio y otros metales que deben ser eliminados antes que la solución pase al proceso de electrodeposición, por considerárseles perjudiciales a dicho proceso.

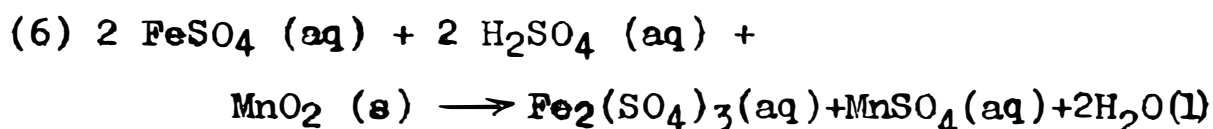
Las reacciones que toman lugar en los tanques de lixiviación son las siguientes:



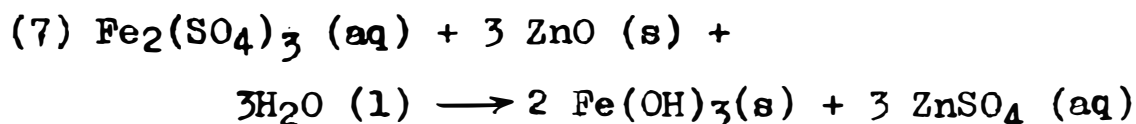


De este grupo de reacciones, la principal es la primera. El fierro que ha pasado en la forma de sulfato, como se ve en la quinta reacción, es soluble en esta forma por lo que no podría separárselo por filtración y habiendo necesidad de eliminarlo de la solución habrá que proceder a su precipitación transformándolo en férrico.

La oxidación de ferroso a férrico se realiza mediante la adición de bióxido de manganeso a la solución, la reacción es la siguiente:



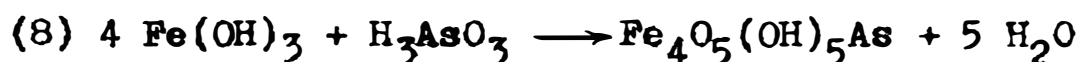
Luego en presencia del exceso de calcina, el fierro precipita como hidróxido según la reacción:



Las reacciones (6) y (7) muestran que todo el ácido sulfúrico combinado con el fierro es útil para disolver el óxido de zinc presente en el exceso de calcina añadida, el preci

pitado de hidróxido férrico es insoluble en una solución neutra. Esta formación y precipitación del hidróxido férrico ayuda en la eliminación de ciertas impurezas, tales como arsénico y antimonio de la solución.

Para explicar esta precipitación del arsénico y antimonio existen dos teorías, una de ellas de carácter puramente químico, porque sostiene que tanto el arsénico como el antimonio se encuentran en la forma de ácido y que al reaccionar con el hidróxido férrico se obtienen las sales básicas insolubles respectivas, las reacciones son:



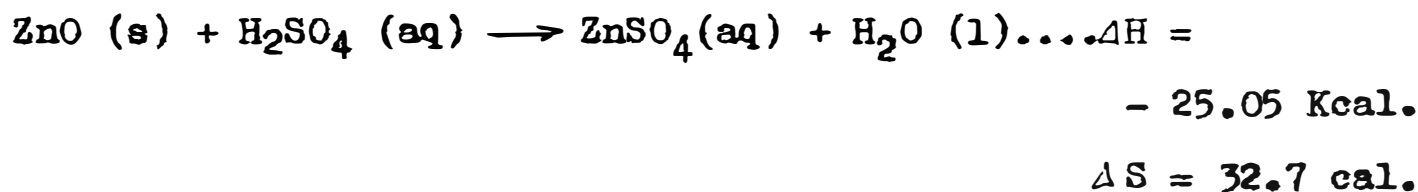
La otra teoría sostiene que no se lleva a cabo estas reacciones sino que se trata de una co-precipitación por adsorción. Esta adsorción se debería a la gran superficie que presenta el hidróxido cuando empieza a precipitar, pues se trata de una forma coloidal que al coagular aprisiona al arsénico y antimonio eliminándolos de la solución.

La precipitación del hidróxido férrico empieza a un pH igual a 2.6 y sigue hasta que llegue a 6. El $\text{Fe}(\text{OH})_3$ precipitado entre pH de 2.6 a 4.0 está en forma de coloide, el cual es prácticamente imposible de filtrar. Si se usara ZnO puro para subir el pH, la coagulación del $\text{Fe}(\text{OH})_3$ se realizará a un pH igual a

4.0, pero si se usa calcina, como sucede en la práctica, la coagulación comienza a un pH igual a 3.7. El tiempo de agitación y la temperatura de la solución también tienen influencia sobre esta coagulación del precipitado; esta misma coagulación repercutirá en una buena y rápida filtración de la solución (cuarta etapa del proceso electrolítico).

De la práctica se ha sacado como conclusión que una buena eliminación de fierro requiere un pH igual a 5.0.

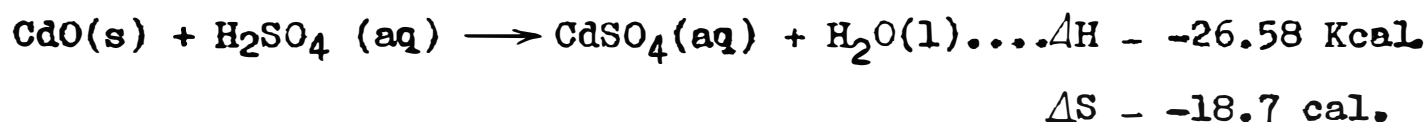
Posibilidad Termodinámica de las Reacciones de Lixiviación a 25° C



$$\Delta G = - 25.05 - 0.0327 \times 298 = - 25.05 - 9.74$$

$$\underline{\Delta G = - 34.79 \text{ Kcal}}$$

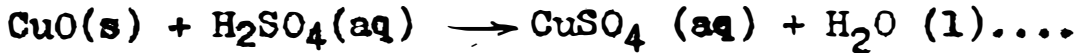
Por lo tanto, según el criterio de Dodge, la reacción es posible a la temperatura indicada.



$$\Delta G = - 26.58 + 0.0187 \times 298$$

$$\underline{\Delta G = - 21.04 \text{ Kcal}}$$

Luego, también esta reacción es posible a la temperatura ambiental.

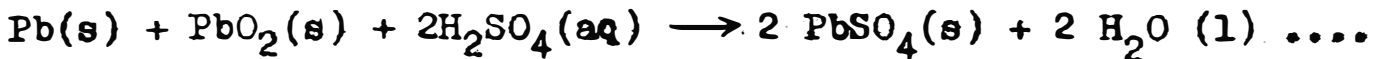


$$\Delta H = - 18.57 \text{ Kcal.}$$

$$\Delta S = - 24.6 \text{ cal.}$$

$$\underline{\Delta G = - 11.25 \text{ Kcal}}$$

También esta reacción es posible a la temperatura ambiental



$$\Delta H = - 84.58 \text{ Kcal.}$$

$$\Delta S = 61.13 \text{ cal.}$$

$$\Delta G = - 84.58 - 0.0613 \times 298$$

$$\underline{\Delta G = - 102.51 \text{ Kcal}}$$

De igual manera esta reacción es posible a 25° C.

B. PURIFICACION DE LA SOLUCION DE SULFATO DE ZINC

El producto de los tanques de lixiviación es enviado a unos aparatos filtradores para la separación del material sólido.

Si se realiza con cuidado la lixiviación neutra, el producto filtrado debe estar exento de arsénico, antimonio, silicio y aluminio, pero contiene del 40 al 60 por ciento de cobre presente en el producto calcinado original, la mayor parte del cadmio y, también algo de hierro, plata, níquel, cobalto y germanio.

En la etapa de la Purificación se realiza la separación del cobre, cadmio y hierro. El cobre ha de separarse pa-

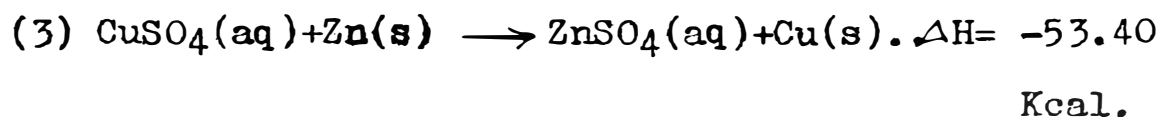
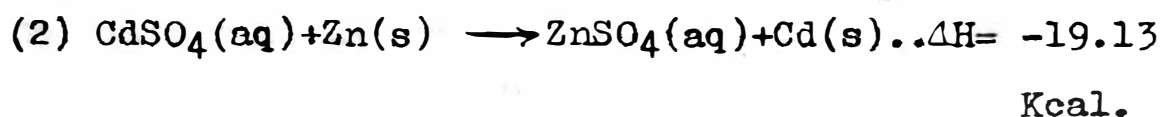
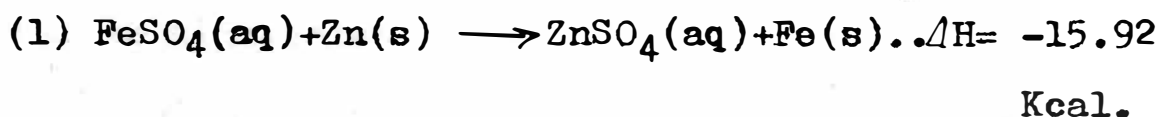
ra evitar dificultades en la electrólisis, y el cadmio y hierro con objeto de producir un zinc de alta calidad que se ajuste a las especificaciones vigentes.

La precipitación del cobre, cadmio y hierro se realiza por la adición de zinc metálico en polvo a unos tanques cilíndricos con agitación mecánica donde se lleva a cabo el proceso de purificación. Esta precipitación es posible a causa de que los potenciales de oxidación de estos metales son menores al del zinc. El manganeso permanecerá en solución pues tiene un potencial más alto.

TABLA DE POTENCIALES DE OXIDACION

<u>Elemento</u>	<u>Reacción</u>	<u>E° (voltios)</u>
Mn	$Mn^{++} + 2e$	+ 1.1
Zn	$Zn^{++} + 2e$	+ 0.76
Fe	$Fe^{++} + 2e$	+ 0.43
Cd	$Cd^{++} + 2e$	+ 0.40
Cu	$Cu^{++} + 2e$	- 0.34

Las reacciones de desplazamiento que se producen son:



Aplicando el criterio de Dodge, se puede ver que todas estas reacciones son posibles a la temperatura ambiental, lo que no sucede con el sulfato de manganeso.

C. PROCESO DE ELECTRODEPOSICION

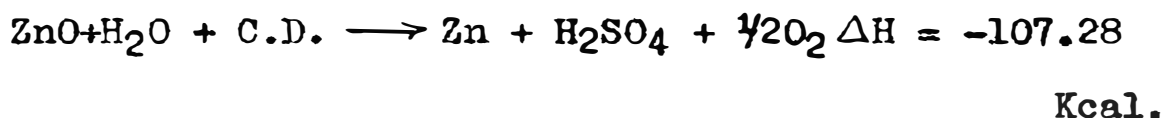
La solución de sulfato de zinc que ha sido purificada y filtrada se acidifica mezclándolo con spent (electrolito gastado que sale de las celdas electrolíticas), para así aumentar su conductividad, esta mezcla se llama electrolito, el cual luego de ser enfriado es enviado a las celdas electrolíticas, donde se realizará la deposición del zinc metálico. Estas celdas son pequeños tanques de sección rectangular contruidos de hormigón con una mezcla de azufre-arena y revestidos con plomo (con 1 por ciento de telurio). En estos tanques se colocan los electrodos compuestos de ánodos de eleación plomo-plata y cátodos de aluminio puro. El zinc se deposita en forma de una lámina sobre los cátodos de aluminio. Este zinc ya es de un alto grado de pureza.

Antes de entrar a la química de la electrólisis conviene indicar lo siguiente:

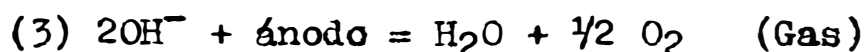
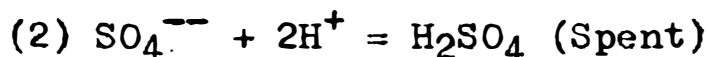
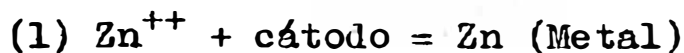
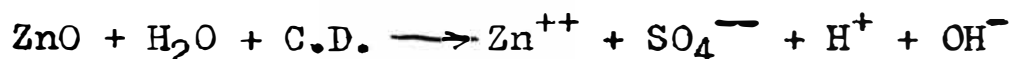
El voltaje de descomposición del sulfato de zinc es 2.35 voltios (la F.E.M. del zinc es 0.76 potencial eléctrico). El voltaje de descomposición del ácido sulfúrico es 2.4 voltios en la superficie del zinc; la F.E.M. del hidrógeno es 0 poten

cial eléctrico, pero el sobrevoltaje de hidrógeno en la superficie del zinc previene la precipitación de burbujas de hidrógeno sobre dicha superficie. Por eso el zinc se deposita con un poco de hidrógeno dado a que los dos voltajes de descomposición están muy juntos. Sin embargo, si hay demasiado hidrógeno evolucionando en la superficie del zinc, es probable que el zinc se esté disolviendo. Una alta temperatura es generalmente favorable a la conductividad del electrolito y eso ayuda a disminuir el voltaje necesario.

La reacción principal que se produce en la celda electrolítica al paso de la corriente eléctrica, se puede representar como sigue:



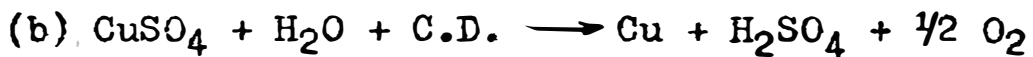
Escribiendo de otra manera:



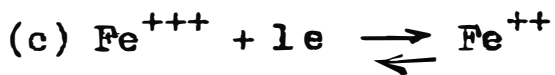
Las otras reacciones que se producen dentro de las celdas son:



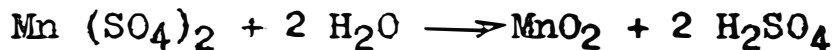
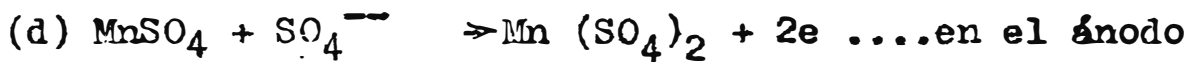
Por ser el voltaje necesario para esta reacción muy cercano al de la deposición del zinc, el cadmio presente en la solución irá a impurificar el zinc, pues se deposita al igual que éste.



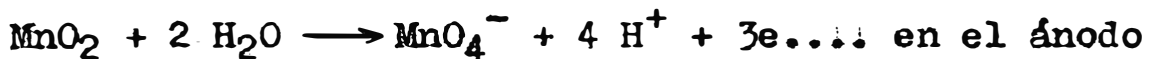
Con el cobre sucede lo mismo como en el caso anterior



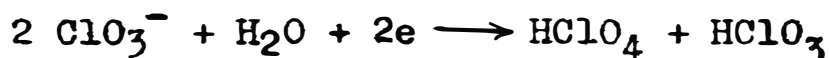
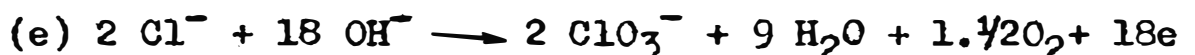
El hierro estará en continua oxidación y reducción, por lo que consumirá corriente, bajando así la eficiencia de éste, pero sin impurificar el depósito.



Esta primera oxidación da lugar a que el bióxido de manganeso formado se deposite parte en el ánodo y parte se precipite al fondo de la celda. Parte del bióxido de manganeso sufre mayor grado de oxidación, dando:

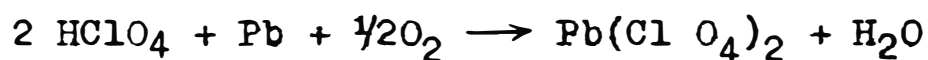


La formación del radical permanganato, es la que da coloración rojiza a la solución (Spent) que sale de las celdas.



El cloro presente en la solución, sufre oxidaciones

graduales hasta ácido perclórico que disuelve el plomo de los ánodos, lo cual posteriormente impurificará el depósito. Las oxidaciones del cloro se realizan según las reacciones escritas arriba. La forma en que el ácido perclórico ataca al plomo, podría expresarse por la siguiente reacción:



CAPITULO IV
PROCESOS DE DESTILACION
DE LOS MINERALES DE ZINC

Existen muchos procedimientos para la destilación de los minerales de zinc, estos son:

- 1) Proceso en Retortas Horizontales
- 2) Proceso en Retortas Verticales
- 3) Procesos Electrotérmicos
- 4) Proceso en el Horno de Manga

Dentro de los procesos electrotérmicos, cabe señalar los procesos Sterling y el de la Retorta Vertical Electrotérmica de la St. Joseph Lead Company. De estos dos procesos, el primero se practicó en el país y su estudio se realiza aparte, en el capítulo sexto, al tratar sobre las plantas de zinc en el Perú.

I. DESTILACION EN RETORTAS HORIZONTALES

Este proceso es el más antiguo de todos los métodos de producción de zinc y es ampliamente conocido en todo el mundo.

Básicamente, el proceso realiza la reducción de la calcina, llevando la misma, con mezcla de carbón, a una temperatura suficiente en las retortas refractarias horizontales.

Como se sabe, esta operación libera el vapor de zinc que se condensa enseguida en el estado líquido, retirándose y colocándose en lingotes.

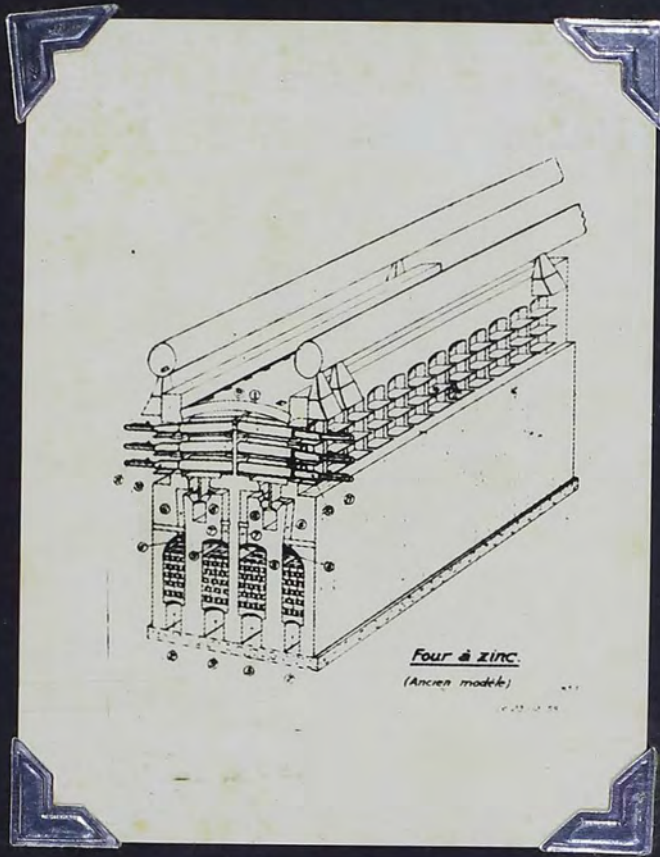
Este proceso ha recibido recientemente en Bélgica y más particularmente en las fábricas de la Compagnie des Metaux d' Overpelt, perfeccionamientos poco conocidos porque no tienen carácter sensacional como otras innovaciones en el mismo terreno. Sin embargo, estos perfeccionamientos constituyen una verdadera revolución que ha puesto al antiguo procedimiento al mismo plano de las técnicas pirometalúrgicas más modernas del zinc.

Las plantas que trabajan con este proceso de retortas horizontales, contienen un número de hornos que están provistos a su vez de un determinado número de retortas a cada lado. Las plantas grandes tienen tanto como 7,000 retortas en operación. Actualmente, en las plantas modernas, construídas o modificadas según la patente Overpelt, a cada lado del horno se ve un condensador común para todas las retortas del mismo lado. No han cambiado nada en la estructura del horno propiamente dicho sino que, ahora llevan cuatro filas de retortas en lugar de tres.

A. EL HORNO DE DESTILACION TIPO OVERPELT

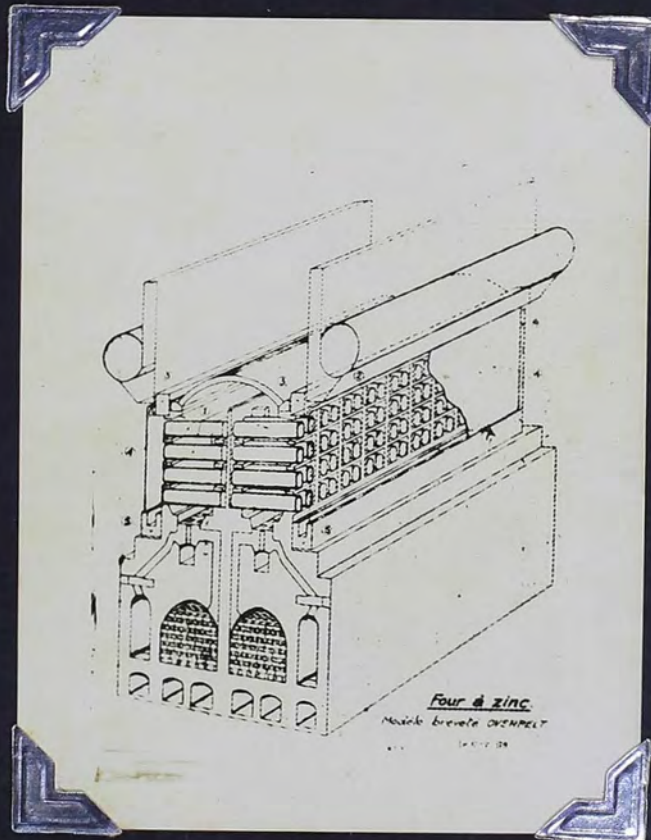
Estos hornos consisten en dos unidades construídas con los lados posteriores opuestos, a fin de aprovechar al máximo posible el espacio de la planta, y a la vez, reducir el consumo de combustible por la exposición a la radiación de me

Fot. Nº 1



Modelo Antigo
de Horno Belga.

Fot. Nº 2



Modelo Actual.

nor superficie.

Tienen en primer lugar un basamento, y a partir de este basamento, se levantan paredes, la pared central es para sostener la parte posterior de las retortas y, las paredes laterales, para sostener las bocas formando las paredes delanteras del horno.

El laboratorio del horno consiste de conductos en el suelo y a partir del basamento para el ingreso de aire y gas de gasógeno, así como los regeneradores. Esta es la disposición clásica del horno de calefacción con inversiones.

Los hornos anteriores se construían con tres filas de retortas, las que se encontraban situadas dentro del horno con una ligera inclinación con respecto a la horizontal, a fin de facilitar el desalojo de residuo, y cada retorta estaba provista de un condensador refractario.

En los modelos actuales, los hornos poseen cuatro filas de retortas y un condensador común a cada lado del horno.

a) El Condensador Común

El espacio libre entre las bocas de las retortas y la albañilería está cerrado mediante materiales refractarios, de tal modo que se consigue una pared plana agujereada con los orificios constituido por la boca de las

retortas. Esta pared constituye la cara posterior del condensador, o sea, la cara que está de lado del horno. Se sostiene el empuje de la bóveda por medio de una viga que a la vez forma caldera de vapor. Esta viga forma el techo del condensador. El fondo del mismo, está constituido por un recipiente de albañilería que recoge el zinc condensado al estado líquido. Las paredes laterales están construidas por tabiques metálicos. Por fin, la cara delantera del condensador está construido por una cortina continua de chapa.

b) Funcionamiento del Condensador

La mezcla de óxido de carbono y vapores de zinc saliendo de las retortas, está sometida a la acción enfriadora de la viga-caldera y de la cortina metálica. Como resultado de esto, los vapores de zinc se resuelven en gotitas más o menos gruesas que, al principio, se reúnen en el fondo del recipiente, donde forma un baño de metal líquido condensado. Sin embargo, ciertas partículas de zinc líquido son muy finas y quedan en suspensión en la corriente de óxido de carbono que sale del condensador, las que son recuperadas por un dispositivo denominado despolvoreador rotatorio.

c) Despolvoreador Rotatorio

Este dispositivo está compuesto principalmente de un rotor de aletas girando en un recinto dividido en dos partes por un diagrama circular, dejando un poco de juego entre él y las aletas. Este dispositivo se encuentra montado en la extremidad del recipiente de zinc, sobre la salida del óxido de carbono del condensador.

Cuando las partículas finísimas de zinc líquido que son llevadas por la corriente gaseosa, están a punto de atravesar este dispositivo rotatorio, debido a la velocidad de rotación elevada imprimida a las aletas, sufren la acción de una gran fuerza centrífuga que las rechaza dentro del recipiente de zinc, mientras que el óxido de carbono, mucho más denso, encuentra paso entre las aletas.

En la práctica, cierta proporción de partículas zincíferas particularmente finas, en realidad polvos de zinc, escapan a la acción del anterior despolvoreador. Por eso es que los hornos van equipados con un segundo despolvoreador centrífugo, más potente, rechazando dentro de un recipiente ad-hoc los polvos finos de zinc que hayan escapado al primero.

d) Monóxido de Carbono

Así purificado, el óxido de carbono pasa por una válvula especial, accionada por un dispositivo, regulando

automáticamente la presión que reina en el condensador. Esto se escoge superior a la presión atmosférica para evitar toda entrada de aire. Además los despolvoreadores rotatorios suministran una ligera presión, de modo que, toda la instalación está mantenida automáticamente bajo presión con relación a la atmosférica. Se elimina así los peligros de explosión y se dispone de una presión suficiente para inyectar el óxido de carbono dentro del gas de gasógeno, sirviendo para la calefacción del horno.

Como en el caso de los condensadores refractarios individuales, pero en una proporción más pequeña, se forma una cierta cantidad de óxido de zinc, debida al parecer, a la reoxidación de los vapores de zinc por el vapor de agua y el anhídrido carbónico que salen de las retortas en el curso de la reducción de la carga. Estos óxidos se encuentran mezclados con pequeños glóbulos metálicos (polvo azul) sobre las superficies interiores del condensador, principalmente en el recipiente de zinc, donde flotan sobre el baño de zinc líquido.

B. LAS RETORTAS REFRACTARIAS

Son fabricadas en su mayoría de arcilla refractaria, aunque algunas veces se ha utilizado una mezcla de arcilla refractaria con carburo de silicio en la proporción por peso de

35 partes de arcilla y 65 de carburo de silicio. Las retortas de arcilla refractaria tienen una duración de veinte a cuarenta días, durando más, aquellas situadas en las partes más calientes del horno que las situadas en las partes más frías. Las retortas hechas de una mezcla de arcilla con carburo de silicio, duran de dos a cuatro meses.

Como se ve, el empleo de carburo de silicio en la manufactura de estas retortas, se traduce en un mayor tiempo de duración de las mismas, al mismo tiempo que su alta conductividad térmica permite acortar apreciablemente el tiempo de destilación. Por esto es que, lo más importante en las retortas es que la conductividad térmica del material de fabricación sea alta.

Generalmente las retortas son manufacturadas en la fundición misma, y tienen que reunir ciertas condiciones, entre éstas, deben tener considerable resistencia mecánica a temperaturas altas a las cuales son calentadas. Las paredes no deben ser muy gruesas, porque de lo contrario el calor penetrará en la carga en forma lenta, prolongando indebidamente el tiempo de destilación, deben ser gruesas sólo hasta el punto de ser impermeables a los vapores de zinc. Otra condición importante es que no deben agrietarse cuando sean sometidas a fluctuaciones de temperatura. Todo esto hace que la fabricación

de estas retortas no sea una operación fácil.

Pueden tener sección transversal circular o elíptica, cerradas en uno de sus extremos. Tienen alrededor de 5 pies de largo y ocho a nueve pulgadas de diámetro interior. El espesor de la pared es de 1.1/8" y 2.1/2" en el fondo cerrado.

El peso de carga depositada en cada retorta de las dimensiones anteriores es de aproximadamente 135 libras.

Los Condensadores Refractarios Individuales

Como repito, en los modelos antiguos del horno belga, en el extremo abierto de las retortas, se insertaba el condensador individual de arcilla refractaria. Estos condensadores individuales eran de tal forma que permitía una fácil evacuación del zinc líquido acumulado en ellos. Tenían una longitud de 16 a 25 pulgadas, el diámetro de la parte más larga era de 6 a 7 pulgadas, y el grosor de las paredes 3/4 de pulgada. Insertado en la boca de los condensadores iban los prolongadores que eran en forma de tubo de láminas de fierro de 2 a 3 pies de longitud. Estos prolongadores tenían por objeto principal, coleccionar el polvo azul que se formaba al comienzo del período de destilación, tanto como el cadmio que igualmente podría escapar.

C. OPERACION DE LOS HORNOS DE RETORTAS HORIZONTALES

Preparación de la Carga

Las retortas son cargadas con una mezcla de mineral tostado o calcinado con carbón mineral, costras y polvo azul recolectado del proceso.

El agente reductor que es el carbón mineral, entra en la mezcla en una proporción de 40 a 60 por ciento por peso de la carga. El empleo de este exceso grande sobre el requerido teóricamente es, para asegurar una buena reducción y mantener una atmósfera reductora dentro de la retorta para la reducción de algún dióxido de carbono que pueda formarse.

La antracita a utilizarse debe estar libre de pizarra, esquistos, pirita y de otras impurezas dañinas, que provocarían la escorificación de la retorta, se combinarían con el zinc o contaminarían el vapor de zinc.

Carbón bituminoso en polvo se utiliza en una proporción pequeña con respecto a la cantidad de antracita.

Si en la planta se contara con minerales ácidos y básicos, es conveniente tratarlos separadamente, porque de lo contrario, podrían escorificar la retorta, cubrir las partículas de óxido de zinc y en consecuencia bajar la recuperación del metal.

El mineral debe encontrarse en una granulometría comprendida entre las mallas 6 y 35, y el carbón en malla 4. Posteriormente ambos materiales son mezclados conjuntamente con

los materiales secundarios de retorno del proceso.

Ciclo de Trabajo de los Hornos

En Overpelt, el ciclo de trabajo tiene una duración de 24 horas. El proceso es intermitente.

Durante el período en que se hace la reducción de la carga, la cortina metálica cerrando el condensador está debidamente colocada y el zinc líquido producido se acumula dentro del recipiente de zinc, mientras que se inyecta el óxido de carbono dentro del gas de gasógeno.

La colada del zinc en lingotes, se hace tres veces: hacia las 8 de la noche, a medianoche y a las 6 de la mañana. Los lingotes se fijan sobre un carro y desfilan según las necesidades delante de una especie de gran cucharón facilitando su relleno.

Aparte de la colada del metal, queda por ajustar la temperatura de calefacción. En Overpelt, se facilita este ajuste mediante la generalización del uso de pirómetros registradores y de analizadores de gas automáticos. Además las operaciones de inversión del gas y del aire se accionan automáticamente todos los cuartos de hora mediante un dispositivo de relojería. De este modo, un obrero sólo es capaz de asegurar la calefacción de cuatro hornos.

El período de reducción de la carga estando termina-

do, empieza el trabajo de los obreros especializados (obrerros de horno). Este trabajo empieza a eso de las seis y media de la mañana.

La primera operación consiste en levantar la cortina metálica. La ascensión de esta chapa es relativamente lenta y mientras se hace, los obreros raspan la delantera de albañilería del horno con herramientas especiales.

Luego se procede a la recogida de la porción de la carga relativamente mal agotada que se encuentra generalmente en la boca de las retortas. Esta operación va seguida por el vaciado del recipiente de zinc: por un lado se opera la colada del zinc líquido que contiene aún y por el otro se saca la mezcla de óxidos y pequeñas partículas metálicas que pudieren sobrenadar sobre el baño. Esta operación se hace con un raspador mecanizado que funciona automáticamente. Esto tiene como resultado secundario de triturar la mezcla de ~~óxido~~ óxido de zinc y glóbulos metálicos que se agregan al metal líquido recogido en el fondo del recipiente de zinc.

Simultáneamente, los polvos de zinc abatidos con el segundo despolvoreador rotativo, se retiran de su receptáculo para enviarlos al taller de preparación de la carga de los hornos. Después de esto se tienen aún que cumplir las tareas siguientes: levantamiento de los residuos de carga agotada, la

detección y el reemplazo temporal de las retortas agujereadas, y su carga.

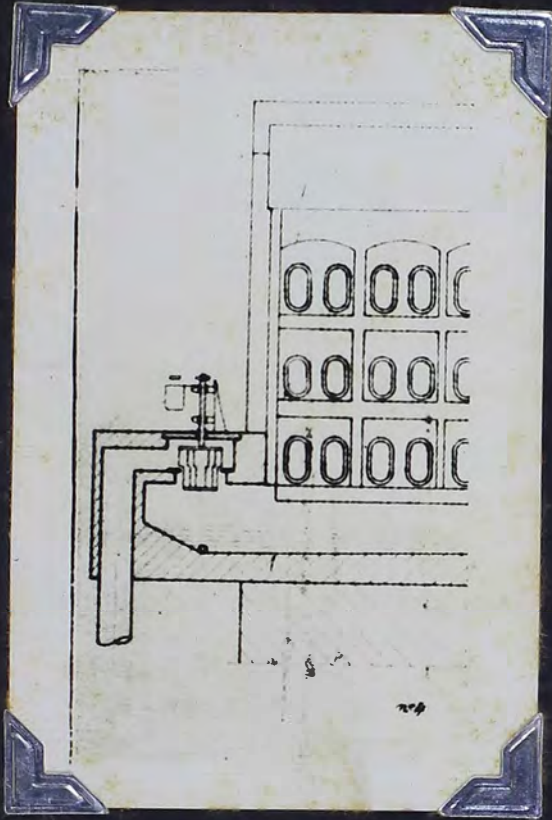
Terminadas estas tareas, se ha de bajar la cortina metálica. El cierre entre la cortina metálica y la viga-caldera se realiza mediante una junta de arena. Las demás juntas se realizan con lutación de arcilla y se puede hacer esta operación bastante groseramente ya que las pequeñas aberturas que se hubieren podido dejar, se colman por sí mismas al cabo de unos minutos. A ese momento todo queda listo para un nuevo ciclo.

Aparatos Mecánicos de Limpieza y Carga de las Retortas

Se ha señalado ya, que la limpieza del recipiente de zinc se hace mecánicamente. En los hornos, se utilizan otros varios dispositivos:

1º) Tableros de trabajo movibles, que son especie de puentes de chapa cuya base se encaja en el suelo cuando están en posición de descanso. El movimiento de estos tableros se acciona mediante botones pulsadores y se puede levantar hasta una altura de más o menos un metro y cincuenta centímetros, de tal modo que, el obrero tiene siempre la posibilidad de situarse a la altura conveniente frente a las retortas en las que trabaja y ello a pesar del hecho que el horno lleva cuatro ríngleras.

Fot. N° 3



Fot. N° 4



Fot. N° 5



N° 3: Despolvoreador Rotatorio.

N° 4: Operación de Colada.

N° 5: Operación de limpieza.

Fot. N° 6

Operación de Carga.



2º) Máquinas de desechostrar las retortas, cuyo peso total es menos de dos toneladas y ocupan un sitio pequeño. El órgano de vaciado de las retortas es del tipo pala y una máquina lleva cuatro dispositivos que permiten vaciar simultáneamente cuatro retortas. Para ajustar la posición de la máquina con relación a las retortas, el obrero dispone de dos series de botones pulsadores, unos dirigen el movimiento horizontal de la máquina sobre la plataforma de trabajo, otros dirigen el movimiento vertical bien sea hacia arriba o hacia abajo de la plataforma misma de trabajo. Una vez la máquina en posición delante de un grupo de cuatro retortas, el accionamiento de los movimientos de las palas se hace de modo automático, éstas se paran sin intervención del obrero cuando se ha alcanzado el número necesario de vaivenes. De ser necesario, se pueden también accionar las palas con botones pulsadores.

3º) Por fin, la carga del horno se realiza neumáticamente, la intervención del obrero se limita al manejo de una especie de lanza de riego que envía directamente la carga dentro de las retortas.

D. RESULTADOS OBTENIDOS CON EL PROCESO OVERPELT

En los hornos cuya descripción se acaba de hacer, y que son construídos según la patente Overpelt se han consigui-

do los siguientes resultados:

1º) Un aumento considerable de la cantidad de metal producida por horno. Este aumento de capacidad resulta sobre todo de la supresión de los condensadores de material refractario que estaban adaptados para condensar un caudal de zinc relativamente pequeño y que no podía sobrepasar so pena de producir grandes cantidades de polvo de zinc y de provocar una pérdida prohibitiva de óxido de zinc en la atmósfera. El condensador único para una pluralidad de retortas, que forma parte del procedimiento Overpelt, permite aumentar la capacidad de las retortas; y por el mismo motivo han podido realizar en buenas condiciones industriales el paso de 3 a 4 ringleras de retortas.

Por otra parte, la cantidad de residuos de operación oxidados (drosses y polvo azul) ha disminuído mucho también. Teniendo todo esto en cuenta se llega al hecho que, con carga y residuos iguales, un horno de zinc que antes de la última guerra mundial producía 4 toneladas de lingotes, actualmente produce 8 toneladas por ciclo de operación.

2º) Una mejor recuperación del zinc y del cadmio por el que se evita la pérdida de óxido en la atmósfera. Esto, agregado al hecho de la reducción de la cantidad de residuos en circulación, ha permitido mantener las demás condiciones

iguales, reducir la pérdida de zinc en un 3 % por lo menos.

3º) Una economía importante de combustible de calefacción gracias a la recuperación del gas de condensador, o sea del óxido de carbono y las materias volátiles del carbón reductivo. El calor latente de este gas representa aproximadamente una tercera parte del poder calorífico del carbón necesario para la calefacción del horno.

4º) Una economía importante en el costo laboral gracias a la mejora de las condiciones de trabajo.

E. CARACTERISTICAS DEL PROCESO EN RETORTAS HORIZONTALES

Flexibilidad

Por motivos de su concepción misma, el horno de retortas horizontales, disfruta de una flexibilidad particularmente preciosa en el campo de la metalurgia del zinc:

1º) Una planta que conste de cuatro, siete, diez o más hornos, está concebida para ajustar su producción de acuerdo con las fluctuaciones del mercado mundial, resultando muy fácil poner fuera de operación uno o varios hornos según las circunstancias y reducir así la producción.

2º) En caso de algún incidente, está menos vulnerable la producción, porque generalmente en un paro, influye solamente sobre la capacidad de un horno con un número de toneladas diarias, que no afecta mayormente a la producción

diaria.

3º) Este proceso ofrece con respecto a los minerales una gran flexibilidad; así, por ejemplo, se puede tratar cualquier mineral no siendo necesario la homogeneidad de la carga y pudiéndose, día a día, cambiar el mineral sin arriesgar dificultades y sin restringirse a pruebas semi-industriales probables.

4º) La misma flexibilidad con relación a la carga permite simplificar en extremo la preparación de la carga para los hornos. Basta una simple mezcla, mientras que los otros procesos necesitan una aglomeración u otros tratamientos costosos.

Seguridad

El proceso disfruta de una experiencia de más de cien años. Esto quiere decir que, todas las particularidades han sido estudiadas desde hace mucho tiempo y que, sometido a las pruebas experimentales bajo todo los climas, con toda clase de minerales y combustibles y con toda clase de mano de obra, ha dado buenos resultados y se presenta por lo tanto para nuevas aplicaciones, sin sorpresas ni complicaciones.

Calidad del Producto

El zinc producido ya presenta sin refinadura notables calidades. No contiene hierro, cobre ni arsénico en cantida-

des que perjudiquen su valor comercial. Sometido a una refinadura térmica permite recuperar aparte del zinc puro, cadmio puro y plomo crudo que colecta el oro y la plata.

Sub-productos

Los metales interesantes no recuperados en la refinadura se encuentran en los residuos de la reducción del horno, bajo la forma de granos conteniendo hierro, azufre, plomo, cobre, plata y oro, que constituyen un material muy interesante para las fundiciones de plomo y en los cuales se puede valorizar los metales preciosos.

Rendimiento del Zinc

El proceso actual tal como se presenta con los perfeccionamientos Overpelt, alcanza los rendimientos más altos obtenidos hasta hoy día en la recuperación del zinc, o sea 93 a 94 %, y es interesante notar que sobre este rendimiento no influyen los factores tal como el grado de desulfuración o la calidad del carbón de reducción.

Combustibles

Los perfeccionamientos introducidos en el caldeo de los hornos, han logrado de una parte reducir notablemente la cuantía consumida y de otra parte, permiten escoger el combustible más interesante en cada mercado. También se debe indicar, que la adopción del sistema de condensación Overpelt ha

ANEXO N.º 2

PROCESO OVERPELT DE TOSTAMIENTO DE BLENDA

La Compagnie des Métaux d' Overpelt ha estudiado y puesto en operación, unos años después de la última guerra mundial su propio proceso de tostamiento de blendas.

El proceso realiza el tostamiento en fluidización de minerales en forma de gránulos (Fluid Bed Roasting).

En La Oroya, se realiza parte de la tostación, según el mismo procedimiento belga con algunas modificaciones secundarias, y el resto en hornos de hogar múltiple (Wedge Roasting).

Ambos procedimientos se verán en el capítulo sexto al hablar sobre la Planta Electrolítica de Zinc de La Oroya.

El proceso Overpelt de tostamiento comprende el conjunto Granulación-Tostamiento-Contacto. Este Conjunto se caracteriza por:

- 1º) La producción de energía eléctrica que permite no sólo cubrir todas las necesidades del conjunto sino que deja también un excedente.
- 2º) Una mecanización y automatización sumamente desarrolladas.
- 3º) El contenido de sulfuro del producto tostado es generalmente del orden de 5%, mientras que el contenido total en azufre, no excede generalmente de 0.5 a 0.6%.

permitido bajar muy sensiblemente el consumo de combustible.

F. TRATAMIENTO DE LOS RESIDUOS DE LAS RETORTAS

Para el tratamiento de estos residuos se han propueso to los métodos siguientes:

1. Fusión directa en hornos de manga de plomo, para la recuperación del plomo, cobre y metales preciosos.
 - a) Residuos mezclados en pequeñas proporciones con la carga de mena.
 - b) Residuos fundidos separadamente con los fundentes necesarios.
2. Combustión y sinterización para separar el carbón y obtener un producto apropiado para su fusión en el horno de manga de plomo.
3. Tamizado en seco:
 - a) Para la recuperación del coque
 - b) Para la concentración del plomo y de los metales preciosos.
4. Separación magnética.
5. Concentración húmeda:
 - a) Únicamente para la recuperación del plomo y de los metales preciosos.
 - b) Para la recuperación del zinc y del coque.
6. Combustión en parrillas Wetherill para la producción de óxi

do de zinc.

El tratamiento de los condensadores individuales de las retortas, en las plantas que se trabaja todavía con hornos antiguos, rotos durante la operación, también plantea un problema de bastante consideración, en vista del hecho de que estos contienen del 6 al 15 por ciento de zinc, que, en su mayor parte, está presente en la forma de aluminato o de silicato. Por regla general dichos condensadores se trituran y se vuelven a emplear en los condensadores como agregado pulverizado, o se trituran y se vuelven a tratar. Antes de recurrir a este procedimiento, la costra metálica de los condensadores se separa, se vuelve a cargar a las retortas la porción más rica y el resto se tritura y concentra.

G. RESULTADOS METALURGICOS

Recuperación

El rendimiento promedio se puede considerar 90 por ciento, sin embargo, el rendimiento de las plantas belgas está comprendido entre 92 y 94 por ciento.

Pérdidas del Metal

Como se indica en la tabla siguiente, el residuo de la destilación contiene del 5 al 15 por ciento de zinc. Este zinc está presente en la forma de esfalerita sin descomponer y de ferrita. La ferrita que se forma al tostar concentrados

de blenda ferruginosa, recubre las partículas de óxido de la calcina y evita su reducción. Además condensadores y retortas forman una escoria con óxido de zinc y absorben considerables cantidades de zinc metálico. Las retortas siempre son un poco permeables al vapor de zinc, permitiéndole que escape hacia la cámara de combustión o que se vaya a la atmósfera. Las retortas rotas o agrietadas, dan origen a una pérdida considerable de metal. Con frecuencia se rompen al principio del período de destilación, y en las condiciones prevalecientes en el horno, no existe ningún medio fácil para recuperar la carga con el fin de someterla a un tratamiento subsiguiente.

ANALISIS DE RESIDUOS DE RETORTA

	<u>%Zn</u>	<u>%Pb</u>	<u>%Cu</u>	<u>%Fe</u>	<u>%In</u>	<u>%SiO₂</u>	<u>Ag</u> (gr/ton)	<u>Au</u> (gr/ton)
Planta A	5.5	3.4	----	29.7	----	11.0	162.0	-----
Planta B	10.2	4.7	0.6	11.0	27.5	----	180.00	-----
Planta C	14.5	2.2	1.0	29.2	----	10.5	300.00	0.9

Carbono: 30 a 35 % del residuo

Bureau of Mines, Technical Paper, 341

Grado de Zinc Obtenido

El grado del zinc obtenido por este proceso, así como en todos los procesos de destilación del zinc, sólo alcanza el grado Prime Western

Análisis de los Lingotes

Elemento	<u>%</u>
Zinc	98.60
Plomo	1.15
Cadmio	0.05
Fierro	0.04

INVERSIONES

Todo lo referente a este punto se verá en el siguiente capítulo.

II. DESTILACION DE MINERALES DE ZINC EN RETORTAS

VERTICALES

Siendo el vapor de zinc muy sensible a la oxidación por aire o por anhídrido carbónico de los gases, era necesario llevar a cabo antiguamente (alrededor de 1925) las operaciones de reducción y condensación en pequeños aparatos tipo mufla a fin de evitar a los agentes externos de oxidación.

Debido a estas dificultades es que en el pasado, la producción de zinc en escala industrial era llevado a cabo casi exclusivamente en pequeñas retortas equipadas con condensadores también pequeños. Estas retortas tenían que ser pequeñas porque:

1. De este modo se reducía la acción de los gases oxidantes provenientes del contorno caliente de la cámara de la retor

ta y,

2. Porque el material refractario con que son manufacturadas cuando se calientan a temperaturas altas se vuelven plásticos, no siendo capaces de sostener una carga demasiado pesada. La sección transversal se limitaba debido a que la mezcla de la calcina con el material reductor es un conductor pobre del calor.

Pero estas retortas horizontales pequeñas tienen una serie de desventajas como son: su fabricación costosa, su vida relativamente corta, y en 24 horas de operación dan una producción de zinc de alrededor de 50 a 70 libras, además que su operación misma requiere bastante mano de obra.

Todo esto hizo que la New Jersey Zinc Company desarrollara un tipo de retorta vertical de descarga continua y carga intermitente. Estas retortas son de mayor capacidad que las retortas horizontales.

ETAPAS DEL PROCESO

El proceso de la retorta vertical puede ser dividido en las siguientes etapas:

1. Preparación de la carga para su reducción, que comprende a su vez:
 - a) Mezclado de la mena de zinc con los agentes reductores.
 - b) Briqueteado de la mezcla.

c) Secado y coquificación de las briquetas

2. Reducción de la carga.

3. Condensación del vapor de zinc.

A. PREPARACION DE LA CARGA

Mezclado y Briqueteado

Primeramente la mena tostada es mezclada con un material carbonoso reductor. Este material puede estar constituido íntegramente por carbón bituminoso o mezclado en diversas proporciones con finos de antracita y finos de coque. La proporción es de 60 a 70 partes de mena tostada y 40 a 30 partes de material reductor.

Por regla general, todos los componentes de la carga deben tener un tamaño comprendido entre 20 y 200 mallas, con el objeto de lograr la porosidad y resistencia necesaria en las briquetas.

Los ingredientes son primero mezclados en un mezclador del tipo Rotary. De aquí se pasa la mezcla a los molinos chilenos que trabajan en serie donde se añade un material aglomerante tal como lejía sulfúrica, alquitrán, o un agente de acondicionamiento análogo. Uno de los factores esenciales del proceso es que las briquetas producidas conserven su forma en el transcurso de todo el período de reducción.

El producto de los molinos chilenos se alimenta a un

mezclador de paletas donde se añade una cierta cantidad de agua. Finalmente se pasa a las prensas briqueteadoras.

Las dimensiones óptimas de estas briquetas son 10 cm. de largo y sección transversal de 7.3 cm. x 6.35 cm., pesan alrededor de 0.55 kg. cuando están húmedas y 0.27 kg. después de coquificadas.

Coquificación

La operación de coquificación es llevada a cabo en una cámara vertical de sección rectangular.

En algunos casos se ha comprobado la gran ventaja de secar las briquetas antes de proceder a su coquificación, esto se traduce en la temperatura con que salen los gases de la cámara de coquificación; pero se pueden coquificar directamente las briquetas húmedas a medida que salen de la prensa briqueteadora.

El horno de coquificación es operado intermitentemente y las briquetas frescas se cargan por la parte superior, mientras que las briquetas coquificadas salen por la parte inferior del horno por medio de rodillos de descarga y caen dentro de cubos que luego son izados hacia los cargadores hoppers de las retortas de reducción, estas briquetas coquificadas se alimentan mientras se encuentran calientes al rojo. Los finos resultantes son enviados a la sección de mezclado.

Las briquetas frescas se calientan directamente con los gases residuales que proceden del horno de reducción. Dentro de la cámara de coquificación los gases circulan en sentido horizontal, mientras que, las briquetas lo hacen verticalmente por gravedad.

Los gases calientes ingresan a la cámara a una temperatura de 750° C a 900° C y, salen a una temperatura comprendida entre 300° y 700° C.

La producción de buenas briquetas coquificadas requiere de un buen control del grado de molienda de los componentes de la carga, selección de un buen carbón coquificante y, de un buen mezclado.

B. LA RETORTA VERTICAL

Las plantas que trabajan con este proceso, operan 30, 40 a 50 retortas. Estas son verticales y de sección rectangular.

Dimensiones:

Altura de calentamiento: 25 pies

Sección: 1 pie de ancho x 5, 6 ó 7 pies de largo

Las retortas primitivas tenían un largo de la sección transversal de 5 pies, las actuales son de 6 a 7 pies.

Material de Construcción

Son construídas de carburo de silicio con juntas de

una mezcla de carburo de silicio granular y grafito para evitar el escape de los vapores y para permitir la expansión y contracción correspondiente.

La parte inferior de la retorta es construída con láminas de fierro y está provisto de un sello de agua construída también del mismo material.

Duración

Tiene una vida normal de 3 a 5 años o más.

Carga y Descarga

Se alimenta briquetas coquificadas calientes al rojo en forma intermitente por la parte superior y, se descarga continuamente por la parte inferior.

Los metales contenidos en las briquetas destiladas descargadas, tales como plomo, cobre y los metales preciosos, que acompañan a la mena de zinc, así como el exceso de carbón, pueden ser recuperados utilizándolos en un gran número de operaciones metalúrgicas.

Calentamiento de la Retorta

La retorta se encuentra encerrada en una cámara de combustión calentada con gas de generador.

C. EL CONDENSADOR

1. Material refractario: planchas de carburo de silicio
2. Partes componentes: se compone de dos partes operadas bajo

diferentes condiciones térmicas. La primera parte o parte fría es un conducto inclinado directamente conectado al orificio de salida del vapor de zinc de la retorta. Este conducto está diseñado de tal manera de conseguir rápido enfriamiento de los vapores. La segunda parte o sumidero de zinc, consiste de una especie de poza donde se coloca el metal líquido y, donde el enfriamiento y condensación del vapor de zinc son completados.

Ambas partes están equipadas con deflectores que producen un flujo en zig-zag y turbulento de los gases.

En la segunda parte se produce un enfriamiento más lento y como consecuencia de esto se reduce al mínimo la formación de polvo azul.

Los gases finales del condensador son enviados a un lavador, donde se recoge el polvo de zinc y el gas CO. Este gas se emplea como combustible y aporta aproximadamente el 20 % del calor necesario. El polvo de zinc y el azul se vuelven a circular.

D. RESULTADOS METALÚRGICOS

Rendimiento:

Temperatura de reducción: 1,300° C

Producción: 30 lbs./pie cuadrado de pared calentada a 1,300° C.

Recuperación: 92 %

Variables del Rendimiento:

1. Tamaño de la retorta
2. Temperatura de ignición de la carga
3. Condiciones físicas de la carga

Composición de los Gases Salientes del
Condensador

Monóxido de carbono	75 %
Hidrógeno	18 %
Nitrógeno	6 %

Composición del Zinc Crudo

Zinc crudo	99.80 %
Plomo	0.15 %
Cadmio	0.04 %
Fierro	0.01 %

VENTAJAS GENERALES DEL PROCESO CON RESPECTO A LAS RETORTAS HO-
RIZONTALES

- 1) Mejor reducción y recuperación del zinc.
- 2) Obtención de un producto de mayor pureza.
- 3) Costo más bajo de producción.
- 4) Mejores condiciones de trabajo y disminución de los costos de mano de obra.
- 5) Obtención de menores cantidades de polvo azul.

- 6) Rendimiento térmico muy elevado debido a la naturaleza continua del proceso, empleo de retortas mayores que tienen menores pérdidas de calor, recuperación del calor de los gases del condensador y utilización de los gases residuales para precalentar el aire, para secar coque y para producir energía.
- 7) Vida media de la retorta de 3 a 5 años, debido al método de construcción y a las condiciones de operación uniformes.

DESVENTAJAS GENERALES

1. Construcción compleja de las retortas
2. La preparación de la carga también es muy compleja.

INVERSIONES EN UNA FUNDICION DE ESTE TIPO

Los gastos de instalación de una fundición por el procedimiento de retortas verticales para producir zinc de alto grado especial son más caros que la electrólisis, en vista de que hay que pagar licencias más caras. Los gastos de instalación para una planta electrolítica se verán en el capítulo sexto.

III. FUNDICION DE MINERALES PLOMO-ZINC EN EL HORNO DE MANGA

Este proceso llamado Imperial-Smelting, para el tratamiento de minerales de zinc, y que está asociado a un condensador que opera con plomo fundido, ha sido desarrollado y experimentado por varios años por la National Smelting Company en Inglaterra (Avonmouth).

En cuanto a este nuevo proceso, se alegan muchas ventajas, especialmente en aquellos casos que se tenga que tratar minerales de zinc con alto contenido de plomo, ya que este método extractivo para zinc, permite también la recuperación del plomo, el cual se descarga del horno en forma de un bullón, mientras que el zinc sale como vapor por la parte superior y se condensa dentro de una cámara, por efecto de una ducha de plomo fundido.

Es digno de notar, que este proceso ha sido totalmente desarrollado a partir de consideraciones teóricas, teniendo como base la físico-química de la fundición del zinc; los resultados han sido pronosticados como consecuencia de cálculos termodinámicos y que han sido más tarde verificados en la práctica. Se dice que este es el primer ejemplo en que un proceso de extracción metalúrgica se ha desarrollado enteramente a base de consideraciones teóricas.

DIFERENCIA CON RESPECTO A LOS DEMAS PROCESOS

Se diferencia de los otros sistemas térmicos en gene

ral, por las siguientes ventajas:

- 1) Permite el tratamiento de minerales con contenido de plomo y zinc.
- 2) Con sólo un horno se producen diariamente más de 90 toneladas métricas de zinc.
- 3) La obtención de metal se eleva de 93 a 96 %, según la clase de mineral que se procese.
- 4) Además del zinc, se obtienen simultáneamente los metales adheridos al mineral, bien sea en el plomo de obra, o en un residuo, así como en otros productos intermedios (escorias, costras, polvo azul, etc.)
- 5) Gracias al empleo de este tipo de horno de fundición, las necesidades de combustible son relativamente reducidas.

La desventaja respecto a la electrólisis, radica en el hecho de que es necesario un buen coque metalúrgico y que el zinc que se obtiene, al igual que en todos los procedimientos térmicos, sólo tiene la calidad "prime western", y a fin de encontrar un mercado mundial, se le debe refinar por separado en una columna de fraccionamiento, para producir zinc fino de 99.99 + %.

Al contrario que en la electrólisis o en el sistema

New Jersey de retortas verticales continuas, el sistema Imperial-Smelting, es completamente insensible a las variaciones en la composición de los minerales.

APLICABILIDAD DEL METODO EN EL PERU

De lo dicho anteriormente, se puede ver, que este proceso puede ser aplicado en el país, que ofrece la gran ventaja de tratar minerales de zinc con contenido de plomo.

Como bien sabemos, actualmente lo que más producen las concentradoras, son concentrados de zinc y concentrados de plomo separadamente. Debiéndose producir, si van a ser procesados en un horno de manga, un concentrado bulk de zinc y plomo, esto traería como economía ahorro en reactivos de flotación y tiempo de tratamiento.

Otra ventaja del método y que a la vez lo es para el Perú, es como repetimos, su producción alta por horno.

Existe una seria desventaja, es la que se refiere al combustible reductor, que necesita ser coque de buena calidad; al comienzo probablemente se tenga que importar esta materia prima, y teniendo en cuenta los estudios sobre producción de coque con carbones peruanos, creo que dentro de algunos años estaremos produciendo coque metalúrgico de buena calidad para ser utilizado en los altos hornos de fundición.

La planta metalúrgica más grande del mundo (un solo

horno produce de 120 a 140 toneladas métricas de zinc por día) que trabaja con este proceso, está actualmente en operación en Cockle Creek, New South Wales, Australia. En esta planta, se produce simultáneamente, metal zinc de grado prime western y bullón de plomo, a partir de una carga sinterizada de concentrado de zinc, concentrado de plomo, cal y sílice.

SECCIONES DE UNA FUNDICION IMPERIAL-SMELTING

Una fundición que opera con este proceso, consta de las siguientes secciones:

- I. Planta de sinterización para la tostación de los concentrados de zinc y plomo. Comprende a su vez las siguientes secciones:
 - 1) Proporcionamiento de la carga
 - 2) Sección de mezclado y tostación
 - 3) Secciones de trituración, cernido y enfriamiento
- II. Planta de reducción del sinter a metal zinc y bullón de plomo:
 - 1) Horno de fundición Imperial-Smelting
 - 2) Condensador para el vapor de zinc
 - 3) Sistema de lavado del gas
- III. Planta de refinación térmica del zinc crudo.
- IV. Planta de Acido Sulfúrico
- V. Planta de fabricación de fertilizantes.

En adición a esto, se puede contar también con una planta para el tratamiento de los humos de la planta de sinterización para la recuperación del cadmio. De igual manera, se contará también con una planta para el tratamiento de los distintos residuos producidos en las secciones de fundición.

A. MAQUINA DE SINTERIZACION

Es la unidad de mayor magnitud en la planta de sinterización. Tiene una longitud de 128 pies, provista de paletas de ocho pies de ancho y dos pies nueve pulgadas de largo, a ambos lados de la máquina; estas paletas corren sobre un tipo especial de rieles sellados.

La carga es esparcida sobre la máquina (dentro de las paletas) en dos pisos, un piso llamado de ignición que tiene aproximadamente una pulgada de profundidad, y el piso principal, que tiene hasta diez pulgadas de profundidad.

La planta de sinter es notable por su alto grado de automatización y todos los controles que hay que realizar en las distintas partes de la planta, están centralizados y son realizados por instrumentos.

B. EL HORNO IMPERIAL SMELTING

En muchos aspectos, el horno Imperial se asemeja a los hornos empleados en la extracción metalúrgica de los metales no ferrosos, tal como el horno de manga para plomo por

ejemplo.

La columna del horno tiene una sección transversal rectangular. El horno de Cockle Creek tiene una área de 185 pies cuadrados. La sección inferior está provista de chaquetas con 26 toberas de enfriamiento con agua. El hogar está construido de concreto refractario y tiene un arco invertido que forma una especie de piso para formar la poza donde se colectan la escoria fundida y el plomo líquido.

Sistema de Alimentación

Se alimenta con carga procedente de la planta de sinterización. La carga consiste de sinter (a temperatura tal como sale de la máquina de tostación), y coque metalúrgico precalentado a 800° C. Es introducido por la parte superior del horno a través de un sistema de doble campana, que provee el sello necesario entre los gases internos del horno y el medio ambiente. Dos de tales campanas son utilizadas para asegurar una buena distribución lateral de la carga que ingresa.

Descarga de los Productos

De la parte inferior del horno se descargan la escoria y luego el plomo fundido, en intervalos de tiempo. El bullón de plomo producido contiene aproximadamente 98 % Pb, y es de una composición igual al producido por un horno de man

ga convencional para plomo. Este bullón es pre-refinado por una operación de descostrado que elimina la mayor parte del cobre y azufre. Los productos de esta operación son bullón de plomo que analiza 99.3 % Pb y un dross de cobre que contiene aproximadamente 60 % Pb y 20 % Cu.

Capacidad del Horno

Está expresada en términos del tonelaje de carbono consumido por la cantidad de zinc volatilizado, más la cantidad total de constituyentes de la ganga que darán la escoria.

La relación de carbono en el combustible al zinc en el material cargado al horno, está normalmente comprendido dentro del rango 0.7 a 0.8.

C. EL CONDENSADOR

Es de sección rectangular con un piso interno en forma de un arco invertido para contener el plomo fundido. Una lluvia continua de plomo fundido se mantiene por medio de re-tortas de especial diseño que están montados sobre columnas verticales extendidos desde el techo del condensador, todo es tá convenientemente sellado.

El gas del horno que contiene de 5 a 7 % de vapor de zinc y 12 a 14 % anhídrido carbónico, sale del horno por la parte superior de la columna e ingresa al condensador a una temperatura de 1,000^o C, donde el enfriamiento es importante a

fin de que el gas pueda ser enfriado tan rápido como sea posible en el rango de temperatura crítica de reoxidación para minimizar la reversión del zinc a la forma oxidada.

El uso del plomo como medio condensante, tiene la ventaja de tomar el zinc dentro de la solución y protegerlo de alguna oxidación posterior.

Eficiencia de Condensación

La eficiencia del condensador y el sistema de separación del zinc es reportado en términos de la producción de zinc expresado como un porcentaje del zinc volatilizado de la columna del horno. En Cockle Creek, esta eficiencia es del orden de 85 %.

D. SISTEMA DE LAVADO DEL GAS

El propósito de esta sección es limpiar los gases salientes del condensador, de modo que, puedan ser utilizados como combustible ya sea para precalentar el aire y el coque o para ser utilizado en otras secciones de la fundición donde se requiere calor. También se recupera el metal que arrastra.

Dependiendo del tipo de carga y modo de operar del horno, el valor calorífico de estos gases está en el rango de 50 a 70 B.t.u. por pie cúbico de gas.

ANALISIS TIPICO DEL GAS DE CONDENSADOR

CO ₂	12 %
-----------------	------

CO	20 %
H ₂	1 %
N ₂	67 %

E. PRODUCTOS OBTENIDOS

El metal de zinc producido en Cockle Creek, contiene aproximadamente 98.6 % Zn y como tal es comparable al grado G.O.B. de Inglaterra y al Prime Western de los Estados Unidos de Norte-América y el Canadá. El uso primario de este metal, hasta la fecha, ha sido en las industrias galvanizadoras de los centros de acero de Newcastle y Puerto Kembla de New South Wales.

El bullón de plomo refinado, contiene aproximadamente 99.3 % Pb y 20 a 30 onzas de plata por tonelada métrica, y es exportado a la parte occidental de Europa y Japón.

Se produce también un dross de cobre-plomo (con más o menos 20 % Cu) a razón de aproximadamente 15 toneladas métricas por semana.

En adición a todos estos productos finales, también se producen ciertas cantidades de drosses de zinc-plomo y polvo azul. Estos productos son recuperados y retornados, bien sea a la sección de sinterización o la sección de reducción. Otros drosses se obtienen del circuito del condensador y polvo azul del sistema de lavado del gas, son principalmente me-

tal oxidado con un porcentaje aproximado de 25 a 50 % de plomo y zinc respectivamente.

La recuperación del zinc como metal es el 89 % del zinc volatilizado, el resto es recuperado, en los drosses y polvo azul periódicamente.

Alimentación a la Máquina de Sinterización

	Tons./hora
	<u>Peso húmedo.</u>
Concentrado de zinc (52 % Zn)	12.5
Concentrado de plomo (76 % Pb)	3.8
Cal	2.4
Sílice (arena)	<u>0.3</u>
	19.0

Composición del Sinter

Zinc	40 %
Plomo	20 %
Cal	9 %
Sílice	4 %
Azufre (total)	1.1%

Carga del Horno en 24 Horas de Producción

Sinter (- 5" a + 3/4")	370 a 380 toneladas
Coque precalentado (3")	135 a 145 toneladas
(Equivalente a	110 a 120 toneladas de carbón.

Producción del Horno en 24 Horas

Metal zinc (98.6 % Zn)	120 a 140 toneladas
Bullón de plomo (98 % Pb)	50 a 60 toneladas
Escoria	110 a 120 toneladas

Composición Promedio de la Escoria

Zinc	7 %
Plomo	0.5 %
Cal	29 %
Sílice	21 %
Oxido de fierro (FeO)	27 %

Análisis Promedio de los Metales

Elemento	Zinc Crudo	Plomo Refinado
Zinc	98.6 %	0.002 %
Plomo	1.2 %	99.3 %
Cadmio	0.07 %	0.001 %
Cobre	-.-	0.18 %
Fierro	0.02 %	-.-
Arsénico	0.003 %	0.01 %
Antimonio	0.005 %	0.26 %
Bismuto	-.-	0.02 %
Plata	-.-	20-30 oz/Tonelada

INVERSIONES EN LA INSTALACION DE UNA FUNDICION POR ESTE METODO

Los datos que se suministran a continuación, corres-

ponden a un horno de producción de 90 toneladas métricas por día. Los mismos que fueron tomados del informe del Sr. Prof. Grothe de su dictamen sobre las posibilidades técnicas y económicas de fundición de concentrados de plomo y zinc en el Perú:

1. Capital Necesario

Inversiones	U.S. \$ 18'500,000
Construcción de viviendas	1'500,000
Capital de explotación	<u>4'000,000</u>
	U.S. \$ 24'000,000
Servicio de capital, referido a 310 días de producción por año.....	U.S. \$ 6,760

2. Costo de Personal

21 especialistas a U.S.\$ 10,000 c/u.....	U.S.\$ 210,000
105 empleados a U.S.\$3,450 anual c/u.....	<u>U.S.\$ 362,000</u>
Anualmente	U.S.\$ 572,000
En 1 día de producción	U.S. \$ 1,565
Gastos de material	<u>365</u>
Total	U.S. \$ 1,930

3. Costo de los Minerales

147 toneladas de concentrado de plomo	U.S.\$ 23,927
134 toneladas de concentrado de zinc	<u>6,762</u>
Costo de los minerales/día de producción	U.S \$ 30,670

4. Costo de Tratamiento de los Minerales

Jornales (476 obreros)	U.S. \$	1,880
Combustible: 144 toneladas de coque		3,876
23 toneladas de petróleo		460
Energía eléctrica: 82,000 kwh		795
Material de reparaciones		1,020
Varios y licencias		400
Costo de personal		<u>1,930</u>
Gastos directos de explotación	U.S. \$	11,017
Servicio de capital		<u>6,760</u>
Costo tratamiento/día de producción	U.S. \$	17,777

5. Producto de las Ventas

94 % del Zn = 82.57 T.M.		
zinc fino 99.99 %.....	U.S. \$	18,928
97 % del Pb = 84.62 T.M.		
plomo fino.....		16,830
90 % del Cu = 4.3 T.M.,		
cobre blister.....		2,494
50 % del Sb = 1.5 T.M.,		
antimonio como plomo antimonial		695
80 % del Bi = 108 kgs.,		
Bi refinado.....		<u>300</u>
Van.....	U.S. \$	39,247

Vienen.....	U.S. \$	39,247
65 % del Cd = 244 kgs.		
Cd. refinado.....		604
97.5 % de la Ag = 12,178 on- zas.....		10,714
97.5 % del Au = 14.6 oz....		500
90 % del S = 62.5 tons. S = 191 tons. de H ₂ SO ₄		<u>2,865</u>
Producto de la venta	U.S. \$	53,930

Cálculo de la Rentabilidad

Ingreso por venta de productos	U.S. \$	53,930
Gastos: Costo de los minerales... U.S. \$	30,679	
Costo trata- miento.....	<u>17,777</u>	<u>48,456</u>
Superávit por día de producción	U.S. \$	5,474
Intereses adicionales del capital:	7.1 %	

CAPITULO V
PROYECTO PERUANO DE PRODUCCION DE
ZINC REFINADO

I. LA ACTUAL CRISIS MINERA DEL PLOMO Y ZINC

Esta crisis se refiere al plomo y zinc producidos por compañías mineras peruanas en forma de concentrado de sus minerales (galena para el plomo y blenda para el zinc); pues estos metales son los que han experimentado más bajas en las cotizaciones que, desde el año 1953 para el zinc, y desde 1958 para el plomo, se viene notando en el mercado internacional. Las causas determinantes de esta caída de precios, se hicieron mención en el capítulo primero al hablar de la baja de los precios del zinc. También es conveniente hacer notar que actualmente el precio del zinc está alcanzando una ligera recuperación.

El problema se agrava más si tenemos en cuenta que los metales preciosos, oro y plata, y los no-ferrosos secundarios, arsénico, antimonio, bismuto, cadmio, etc. son total o parcialmente sub-productos de los metales básicos plomo, zinc y cobre.

La minería en el Perú, es una actividad que los peruanos han venido ejerciendo desde la época de los incas, y, aunque éstos fueron más metalurgistas que mineros, en la actualidad sigue siendo una actividad fundamentalmente nacional, ya que el mayor volumen de producción está en manos de empresarios, técnicos, empleados y obreros peruanos que operan con capita-

les nacional. Luego, si la minería es una actividad fundamentalmente nacional, la del plomo y zinc es esencialmente peruana, pues el porcentaje de las minas de plomo y zinc en manos de peruanos es de aproximadamente 61.5 %. Por ello, la actual crisis que afronta la minería del plomo y zinc, es doblemente perjudicial, pues afecta a una actividad fundamental de la Economía del país y a los capitales peruanos que dejan sus utilidades en el país.

Por otro lado, el plomo y zinc, contenidos en concentrados, por ser éstos una mercancía imperfecta, que tiene que buscar determinadas fundiciones y refineries, tiene un mercado restringido, que conduce a situaciones de competencia imperfecta y hasta monopólica.

SOLUCIONES PLANTEADAS AL PROBLEMA

Respecto a esto, Dirigentes, Instituciones Estatales y Organismos Representativos de la Industria Minera, todos por unanimidad se inclinan por el establecimiento de fundiciones y refineries de plomo y zinc en el país.

Pero, debemos ver esto, no como una solución al problema ya que éste siempre existiría, pues la presente crisis se debe principalmente a la superproducción de los metales en cuestión; sino, como un alivio, porque creo que, de todas maneras algo se ganaría produciendo barras metálicas y refinadas

que simples concentrados de menas; ganaríamos en el sentido que, técnicos, empleados y obreros en general tendrían ocupación en estas plantas metalúrgicas, además que, los gastos para el minero por concepto de maquila, serían menos que los actuales, aunque seguro estoy que los costos de fundición y refinería no serían menos a la de otras, norteamericanas o europeas, esto sobre todo al comienzo.

En realidad, si queremos solucionar verdaderamente el problema, tendríamos que recurrir, como ya otras personas han dicho, al campo internacional y nacional y en este último tendríamos que recurrir al Sector Privado y Público o Gobierno. Las medidas que se tomen, todas tenderían a rebajar los costos de minado y concentración de los minerales de plomo y zinc.

II. EL PROYECTO DE LA REFINERIA DE ZINC EN EL PERU

Actualmente existe un Estudio, realizado por el Banco Minero del Perú, en colaboración con la Dirección de Minería y otros grupos extranjeros principalmente alemanes, para la instalación de una Refinería de zinc en el país, la misma que se construiría en algún lugar de la zona Lima-Ancon.

Este Estudio o Proyecto para el zinc, se llevó a cabo en vista del clamor unánime, sobre la urgente necesidad

de contar en el país con fundiciones y refineries para plomo y zinc; y, además por considerarse que el zinc era el metal más afectado por la actual crisis.

En efecto, en 1958, de los precios del plomo y zinc, que se vendían en los Estados Unidos, sólo les quedaba a los mineros para cubrir sus gastos de producción y flete terrestre, 5.1 y 1.8 centavos de dólar por libra respectivamente.

Pero también, si a lo dicho añadimos, diciendo que los concentrados de zinc no tienen a ningún otro metal que haga aumentar en forma efectiva el estrecho margen indicado, de 1.8 centavos, salvo los que contienen cadmio, pero son muy pocos los yacimientos de zinc con esta característica (Río Pallanga, Cercapuquio y Tamboraque) no sucediendo esto al plomo, que generalmente son concentrados de plomo con contenido de plata; podremos comprender que tal Estudio ha sido llevado a cabo por orden de urgencia.

A. OBTENCION DEL ZINC POR DESTILACION EN RETORTAS

En lo que se refiere al método metalúrgico a emplearse, primero fue elaborado un Ate-Proyecto para la obtención de zinc del tipo Special High Grade (99.99 por ciento de zinc) por el proceso Overpelt, que como sabemos significa el empleo de retortas horizontales, un solo condensador y una etapa posterior de refinación por redestilación. Para la realización

de este Ante-Proyecto tuvieron como Contratistas Generales a la firma SYBETRA de la ciudad de Bruselas y como Ingenieros Consultores a la Sociedad Metalúrgica MECHIM, también de Bruselas.

Se había considerado esta posibilidad en vista que el Perú carece de suficiente fuerza eléctrica, tanto en la Costa como en la Sierra, para poder establecer una refinera electrolítica de zinc en condiciones económicas. Pues, una refinera de este tipo, suponiendo una producción anual de 30,000 toneladas métricas, se estima necesario de 20,000 a 25,000 KW de fuerza eléctrica.

El proceso en retortas horizontales es de un menor costo disponible respecto a la inversión de capital, aunque los requisitos de mano de obra son algo más elevados que una planta electrolítica.

B. OBTENCIÓN DEL ZINC POR ELECTROLISIS

Como Proyecto existe actualmente la posibilidad de obtener zinc electrolítico tipo Die-Casting (más alto grado de pureza). El único problema que se ha encontrado es el del fluido eléctrico, que para el caso de los procesos metalúrgicos electrolíticos se requiere sea abundante y barato.

La diferencia principal entre el proceso electrolítico y el proceso de retortas horizontales, reside en la re

lación de inversión de capital a costos de fabricación. Resulta más costoso construir una planta electrolítica; puede costar un 50 por ciento más que una planta de tipo Overpelt de la misma capacidad que emplea petróleo como combustible. Sin embargo, el costo de fabricación de la producción de zinc en una planta electrolítica es menor que la planta Overpelt. El costo de la operación de una planta electrolítica se refleja en el menor requisito de fuerza laboral.

La ventaja para el Perú de una planta electrolítica comparado con una planta Overpelt sería el ahorro de los costos de combustible. Como la planta de retortas requiere la importación de petróleo, existe la posibilidad de un mayor ahorro neto en divisas extranjeras, mediante la instalación de una planta electrolítica, que puede emplear fuerza eléctrica local como sustituto del petróleo. Las desventajas para el Perú consistirían en la mayor inversión de capital necesario, y la menor fuerza laboral requerida para una producción equivalente.

La ausencia en la actualidad de fuerza a bajo costo para una planta electrolítica de tamaño económico, significa que el Proyecto de la Refinería Electrolítica de Zinc sería una realidad de aquí a ocho o nueve años, período en el cual se estima sea completado el Proyecto Hidroeléctrico de la Cur

va del río Mantaro.

C. OBSERVACIONES GENERALES

En lo que respecta a la ubicación de la proyectada Refinería, que como se dijo estaría en los alrededores de la ciudad de Lima, no estoy de acuerdo, y concuerdo con las opiniones de Ingenieros experimentados, en el sentido de encontrar más provechoso instalar pequeñas plantas del tipo experimental en ciertas regiones mineras de importancia; esto para ver si en realidad, fuese negocio para los mineros peruanos producir zinc refinado, y en segundo lugar para estudiar y capacitar gente en la técnica metalúrgica empleada, para estar de esta manera, capacitados para futuras ampliaciones. Las regiones mineras de importancia serían: la región de Santander, Alpamarca, Río Pallanga y Huarón; la región de Atacocha, Milpo, Colquijirca y pequeños mineros de Cerro de Pasco; y por último, la región donde se encuentran los centros mineros de Puquiococha, Alpamina, Sacracancha, Carahuacra y otros pequeños mineros de Morococha.

En lo que respecta al método metalúrgico a emplearse o sea el proceso electrolítico, si estoy de acuerdo, porque actualmente se cuenta con técnicos peruanos capacitados en operar estos tipos de plantas y, porque, el problema del fluido eléctrico a bajo costo quedaría solucionado dentro de

algunos años, cuando sea completado el Proyecto hidroeléctrico antes mencionado.

III. CALCULO PARA LA PRODUCCION DE 9,000 T.M.

ANUALES DE ZINC REFINADO POR EL PROCEDIMIENTO OVERPELT

Los datos que a continuación se consignan fueron tomados del artículo publicado en el Boletín N° 78 de la Sociedad Nacional de Minería y Petróleo.

SECCIONES DE UNA PLANTA OVERPELT

Consta de las siguientes secciones:

- I. Un equipo de granulación y tostadura de los minerales con centrados de zinc con filtración del gas sulfurosos a la salida y caldera de recuperación del calor de este gas.
- II. Una sección de reducción de los minerales tostados en los hornos de retortas horizontales calentados con fuel-oil extra pesado y equipados con aparatos de condensación licencia Overpelt.
- III. Como anexo a la sección anterior:
 - a) Un equipo de preparación de la carga: mezcla del mineral con el carbón y los retornos.
 - b) Una sección de fabricación de las retortas refractarias y de los morteros necesarios.
 - c) Una sección de tratamiento de los residuos.

IV. Una sección de refinación térmica del zinc producido con producción subordinada de cadmio refinado y plomo crudo.

V. Los equipos auxiliares incluyendo:

a) Los almacenajes de todas las materias.

b) Los equipos de distribución de agua, energía, vapor, etc.

c) Los talleres de mantenimiento.

d) Las oficinas, laboratorios y edificios para el personal.

VI. Uno u otro de los equipos siguientes:

a) Central de fuerza utilizando el vapor de la caldera de la tostadura (potencia 500 kw).

b) Planta de Acido Sulfúrico.

c) Planta de producción de superfosfatos.

A. CALCULO DEL CONSUMO ANUAL DE MATERIAS PRIMAS

Producción diaria de zinc refinado: 30 T.M.

Días de operación de la planta: 300 días/año.

Producción total anual de zinc refinado:

$$30 \times 300 = 9,000 \text{ T. M./Año.}$$

Recuperación del zinc: 92 %

Debemos mencionar que las plantas belgas alcanzan hasta el 94 % de recuperación.

ANALISIS PROMEDIO DEL MINERAL

(Minerales de Pasco, Lima, Junín y Huancavelica)

Zinc	57.50 %
Plomo	1.35 %
Cadmio	0.24 %
Cobre	0.90 %
Hierro	3.60 %
Silicio	1.45 %
Azufre	30.45 %

Plata: 210 gr/T. M. por 40 % del abas-
tecimiento (Categoría I)
menos de 40 gr/T. M. por los 60 %
restantes (Categoría II)

1. Mineral consumido:

$$\frac{9,000}{0.92 \times 0.575} = 17,000 \text{ T. M.}$$

2. Combustible Fuel-oil Extrapesado: se estima un consumo de 682 kgs./T. M. de zinc de alto grado especial. Por consiguiente el consumo anual será:

$$9,000 \times 682 = 6'138,000 \text{ kgs.}$$

3. Carbón antracitoso: se estima un consumo de 540 kgs./T. M. de zinc, el consumo anual será de:

$$9,000 \times 540 = 4'860,000 \text{ kgs.}$$

4. Carbón bituminoso:

Consumo/T. M. de zinc: 55 kgs.

Consumo anual: $9,000 \times 55 = 495,000$ kgs.

5. Energía Eléctrica: se estima un consumo de 183.75 kwh/T.M. de zinc, debiéndose indicar que en este consumo no está incluido lo que se puede gastar en las oficinas, talleres y fábrica de retortas; el consumo anual será:

$$9,000 \times 183.75 = 1'653,750 \text{ kwh.}$$

6. Retortas refractarias:

Consumo/T. M. de zinc: 1.2 unidades

Consumo anual: $9,000 \times 1.2 = 10,800$ unidades.

7. Agua fresca:

Consumo/T. M. de zinc: 60 metros cúbicos

Consumo anual: $9,000 \times 60 = 540,000$ metros cúbicos

RESUMEN DEL CONSUMO ANUAL DE MATERIALES

1. Concentrado de zinc	17,000 T. M.
2. Carbón antracitoso	4'860,000 kgs.
3. Carbón bituminoso	495,000 kgs.
4. Retortas refractarias	10,800 unidades
5. Combustible fuel-oil extra- pesado	6'138,000 kgs.
6. Energía eléctrica	1'653,750 kwh.
7. Agua fresca	540,000 m.

B. CALCULO DE LAS PRODUCCIONES ANUALES

1. Producción de zinc alto grado especial: 9,000 T. M.

2. Producción de cadmio: el rendimiento de la producción de cadmio es de 85 % y por consiguiente la producción será:

$$17,000 \times \frac{0.24}{100} \times 0.85 = 34.7 \text{ T. M.}$$

3. Plomo crudo, ley 95 % Pb: una parte del plomo de los minerales, estimada en 55 % se recupera en la sección refinación bajo la forma de plomo crudo con 95 % Pb y 1.8 % Zn.

Esta producción será de:

$$17,000 \times \frac{1.35}{100} \times 0.55 \times \frac{1}{0.95} = 132.8 \text{ T. M.}$$

4. Residuos concentrados: el plomo, la plata, el oro y el cobre sin recuperar se encuentran en estos concentrados. La producción de estos residuos se estima en 5,000 T. M. anuales, de las cuales, 2,000 T. M. contendrán 500 grs. de plata por T. M. (categoría I) y 3,000 T. M. de concentrados con contenido de plata no pagado (categoría II).

5. Gas sulfuroso:

$$17,000 \times \frac{30.45}{100} \times 1.9 = 9,835 \text{ T. M.}$$

6. Vapor a 435° C: esta producción es de una tonelada de vapor de 435° C y 40 kg/cm² de presión por tonelada de blenda cruda, o sea, 17,000 T. M. anuales.

7. Acido sulfúrico: el rendimiento de conversión de los equipos Overpelt es de 98 %, luego la producción será:

$9,835 \times 1.53 \times 0.98 = 14,747$ T. M. de ácido sulfúrico 66° Be.

8. Superfosfatos: la cantidad de ácido sulfúrico estimada arriba, permitiría producir 36,000 T. M. anuales de superfosfatos.

RESUMEN DE LOS PRODUCTOS ANUALES OBTENIDOS

1. Zinc alto grado especial	9,000	T. M.
2. Cadmio refinado	34.7	T. M.
3. Plomo crudo	132.8	T. M.
4. Residuos concentrados	5,000	T. M.
5. Gas sulfuroso	9,835	T. M.
6. Vapor a 435° C	17,000	T. M.
7. Acido sulfúrico	14,747	T. M.
8. Superfosfato	36,000	T. M.

C. COSTO DE LOS MATERIALES Y MANO DE OBRA

Precio de los Metales:

a) Zinc, Este de San Luis	12.5 ¢ /lb.
b) Plomo	11.0 ¢ /lb.
c) Cadmio	1.5 U.S.\$/lb.
d) Plata, Handy Harman	91.5 ¢ /onza troy
e) Oro, Tresory Price, N. Y.	35 U.S.\$/onza troy.

Costo de los Materiales Utilizados

1) Costo del mineral de la Categoría I	
Teniendo en cuenta los precios de arriba	
el valor Callao del mineral es de	78.49 U.S.\$/ T.M.S.
2) Costo del mineral de la Categoría II	73.55 U.S.\$/ T.M.S.
3) Carbón Antracítico	12.50 U.S.\$/ T.M.
4) Polvo de carbón bituminoso	12.50 U.S.\$/ T.M.
5) Fuel-oil Nº 6	18.50 U.S.\$/ 1,000 litros.
6) Energía eléctrica	16.00 U.S.\$/ 1,000 kwh.
7) Arena (Importada de Europa)	30.00 U.S.\$/ T.M.
8) Tierra refractaria (Importada de Europa)	68.00 U.S.\$/ T.M.

Mano de Obra

- 1) Costo por jornada de 8 horas (incluyendo cargas sociales)

Obreros sin aprendizaje	1.5 U.S. \$/día.
Obreros con aprendizaje	2.4 U.S. \$/día.
Obreros especialistas	3.6 U.S. \$/día.
Capataces	4.8 U.S. \$/día.

2) Costo por mes (incluyendo cargas sociales)

Empleados de oficina y sobrestantes o celadores	300.0 U.S. \$/mes.
Ingeniero Supervisor	500.0 U.S. \$/mes.
Ingeniero Jefe	1,000.0 U.S. \$/mes.

Rendimiento

Con el fin de introducir una buena seguridad en el presente cálculo de precio de costo, los autores han procedido como sigue en la evaluación del rendimiento de la mano de obra:

Para las obras de fabricación desempeñadas por obreros adiestrados, han tenido en cuenta un rendimiento de mano de obra peruana igual al 50 % del de la mano de obra belga. De esta manera la mano de obra de fabricación del zinc es de 2.7/tonelada ~~producida~~ contra 1.35 en Bélgica.

Servicios Auxiliares

Los gastos de mantenimiento y así mismo los gastos generales (dirección general, servicios administrativos, compra, venta, contabilidad, guardia, etc.), han sido calculados

sobre la base de los costos en las fábricas europeas y corregidos según el costo de los salarios y de la energía en el Perú.

D. REQUERIMIENTO DE MANO DE OBRA Y SUPERVISION

1. Sección granulación y tostadura:

- 4 obreros especialistas
- 1 obrero sin aprendizaje
- 1 empleado
- 2 sobrestantes
- 1 ingeniero

(los gastos correspondientes son cargados en los gastos de supervisión)

2. Sección zinc bruto:

- 6 obreros especialistas
- 53 obreros sin especialización
- 8 obreros varios
- 1 empleado de oficina
- 6 sobrestantes
- 1 ingeniero

(los gastos correspondientes son cargados en los gastos generales de secciones de zinc bruto y refinación, 81.7 % del total)

3. Sección refinación:

2 obreros especialistas
6 obreros sin aprendizaje
2 obreros varios
1 empleado
2 sobrestantes
1 ingeniero

(los gastos correspondientes son cargados en los gastos generales de secciones zinc bruto y refinación, 18.3 % del total)

E. COSTO DE LAS OPERACIONES

1. Sección Granulación, tostadura y producción de vapor

U.S. \$/T. M. blenda

Salario, mano de obra de fabricación (4 obreros especializados)	0.20
Combustible fuel-oil para el quemador del horno de granulación, 865 lts./día	0.32
Fuerza Motriz, 3250 Kwh/día	1.04
Mantenimiento	0.81
Gastos de laboratorio	0.14
Gastos de vigilancia, dirección y mantenimiento de los locales (1 in	
Van:	<hr/> 2.51

Vienen:	2.51
geniero, 2 sobrestantes, 1 empleado y 1 obrero)	<u>1.03</u>
Total/T. M. de blenda	3.54
Gasto anual: 17,000 x 3.54 =	<u>U.S. \$ 60,180.00</u>

2. Sección fabricación de zinc bruto

	U.S. \$/T. M. zinc <u>alto grado especial</u>
Salarios, mano de obra de fabricación	6.48
Calefacción de los hornos (fuel-oil No. 6 a 568 lts./T. M. zinc)	10.50
Carbón para la reducción (540 kgs. de antracita más 55 kgs. de polvo de carbón bituminoso)	7.19
Retortas	7.50
Mortero de lutación y jalbegadura	0.43
Mantenimiento	9.68
Fuerza Motriz	0.88
Laboratorio	0.96
Varios	<u>0.12</u>
Van:	43.74

Vienen:	43.74
Gastos generales de sección	<u>5.56</u>
Gasto/T. M. zinc alto grado especial	49.30
Gasto anual: 9,000 x 49.30 =	<u>U.S. \$ 443,700.00</u>

3. Sección refinación de zinc bruto

Salarios	1.07
Combustible fuel-oil No. 6	4.04
Mantenimiento	1.10
Fuerza Motriz	0.06
Laboratorio	<u>0.22</u>
	6.49
Gastos generales de sección	<u>1.24</u>
Gasto/T. M. zinc alto grado especial	7.72
Gasto anual: 9,000 x 7.72 =	<u>U.S. \$ 69,480.00</u>

F. INVERSIONES NECESARIAS ESTIMADAS

1. Granulación y tostadura	U.S. \$ 1'080,000
2. Hornos de reducción y anexos	2'440,000
3. Refinación	492,000
4. Auxiliares	1'380,000
5. Licencias y asistencia técnica	<u>350,000</u>
Total:	U.S. \$ 5'742,000

En otras instalaciones adicionales;

6. Equipo de central de fuerza	110,000
--------------------------------	---------

7. Planta de ácido sulfúrico	770,000
8. Planta de superfosfato	<u>1'120,000</u>
Movilización total de capital	U.S.\$ 7'742,000

De encararse la capacidad de producción más elevada hubiera que multiplicar estas cifras por:

1.50 para pasar a 20,000 T. anuales de zinc

1.85 para pasar a 30,000 T. anuales de zinc

Estas estimaciones no toman en consideración:

1. Las piezas de repuesto
2. Las materias en almacén
3. Fondos para los gastos de fabricación

Por estas partidas hay que preveer las siguientes inmovilizaciones:

Piezas de repuesto	U.S.\$ 500,000
Materias en almacén	1'000,000
Fondos de explotación	<u>300,000</u>
Total:	U.S.\$ 1'800,000

Amortización de las Inversiones

Las inversiones fijas ascienden a 5'742,000 dólares, que estiman se amortizarían en 10 años, lo que ocasiona una carga de amortización anual de 574,200 dólares. Esta cifra no incluye ninguna carga financiera.

G. CALCULO DE LA UTILIDAD ANUAL

1. Cargas anuales

Costo del mineral:

	<u>Categoría I</u>	<u>Categoría II</u>
Toneladas	6,800 (17,000x40 %)	10,200 (17,000x60%)
U.S. \$/Ton.	<u>78.49</u>	<u>73.55</u>
Costo/Año	533,732	750,210
Costo total =	533,732 + 750,210 = <u>U.S. \$ 1'283,942</u>	

RECAPITULACION CARGAS ANUALES

Minerales	U.S. \$ 1'283,942
Granulación y tostación	60,180
Reducción	443,700
Refinación	69,480
Amortización	<u>574,200</u>
Total cargas anuales	U.S. \$ 2'431,502

2. Valor de los Productos

Zinc refinado:

Prima por alto grado especial: 1.5 ¢./lb. Se deduce del precio Este San Luis, el derecho de aduana U.S.A. (0.7 ¢./lb), el flete Callao-U.S.A. con seguro (10 Dólares/Tn.), el transporte desde la fábrica hasta el puerto y el embarque (3 Dólares/Ton.)

Valor del zinc en almacén de fundición:

$$(0.125 + 0.015 - 0.007) \times 2,204.62 - 10 - 3 =$$

280.5 U.S. \$/T.M.

Cadmio refinado:

Se deduce del precio, el derecho de aduana U.S.A. (3.75 ¢./lb), el flete y los gastos como arriba (10 y 3 dólares por tonelada métrica).

Valor del cadmio en almacén de fundición:

$$(1.50 - 0.0375) \times 2,204.62 - 13 = 3,211 \text{ U.S. } \$/\text{T. M.}$$

Plomo crudo:

Valor = valor plomo + valor zinc + valor plata + valor oro - gastos de tratamiento - gastos de transporte terrestre y marítimo.

Composición supuesta:

	<u>Categoría I</u>	<u>Categoría II</u>
Plomo	95 %	95 %
Zinc	1.8 %	1.8 %
Plata	14,800 gr/T.M.	1,000 gr/T.M.
Oro	100 gr/T.M.	7 gr/T.M.

a) Valor del plomo: deducimos del precio, el derecho de aduana U.S.A.

$$(1.0625 \text{ ¢./lb})$$

$$(0.11 - 0.010625) \times 0.95 \times 2,204.62 = 187.1 \text{ Dólares/T. M.}$$

b) Valor del zinc: deducimos del precio, el derecho de aduana U.S.A.

(0.6 ¢./lb)

$$(0.125 - 0.006) \times 0.018 \times 2,204.62 = 4.75 \text{ Dólares/T.M.}$$

c) Valor de la plata: deducimos 25 gramos del contenido de plata y, del valor encontrado, los gastos de tratamiento del dorado es de 1.6 dólares/kg de plata.

$$\text{Cat. I } (0.915 \times \frac{1,000}{31,1035} - 1.6) \times 14.775 = 410.7 \text{ U.S. \$/T.M.}$$

$$\text{Cat. II } (0.915 \times \frac{1,000}{31,1035} - 1.6) \times 0.975 = 27.1 \text{ U.S. \$/T.M.}$$

d) Valor del oro: deducimos 1 gramo del contenido de oro y, del valor encontrado, los gastos de tratamiento del oro de 8 dólares por tonelada métrica.

$$\text{Cat. I } (35 \times 1000/31.1035 - 8) \times 0.099 = 110.7 \text{ U.S. \$/T.M.}$$

$$\text{Cat. II } (35 \times \frac{1,000}{31,1035} - 8) \times 0.006 = 6.7 \text{ U.S. \$/T.M.}$$

e) Gastos por deducir:

Tratamiento del plomo = 22 U.S. \\$/T.M.

Flete Callao-U.S.A. = 10

Transporte fundición

a puerto embarque = 3

35 U.S. \\$/T.M.

f) Valor del plomo crudo:

$$\text{Cat. I } 187.1 + 4.75 + 410.7 + 110.7 - 35 =$$

678.25 U.S. \$/T.M.

Cat. II 187.1 + 4.75 + 27.1 + 6.7 - 35 =

190.65 U.S. \$/T.M.

Residuos concentrados: Tienen un valor muy variable

2 Dólares/T.M., por los concentrados cuyo contenido de plata no excede de 100 gr/T.M.

14.2 " por los concentrados con 500 gr/T.M.

Anhidrido sulfuroso:

Costo azufre: 30 Dólares/T.M.

Gasto transformación en SO₂: 2.2 Dólares/T.M. de azufre.

Conversión: 1 T.M. de azufre da 1.90 toneladas de gas.

Costo SO₂: 32.2/1.9 = 16.95 Dólares/T. M.

Vapor: Se estima el precio de la tonelada métrica de vapor de 435° C y 40 kg/cm² a 1.55 Dólares/T. M.

ANALISIS DE LOS PRODUCTOS ANUALES

Zinc refinado:

9,000 x 280.5 = U.S. \$ 2'524,500

Cadmio refinado:

34.7 x 3.211 = 111,421

Plomo crudo:

79.68 T.M. x 678.25 = 50,043

Van: 50,043 2'635,921

Vienen:	50,043	2'635,921
53.12 T.M. x 190.65 =	<u>10,127</u>	60,170
Residuos concentrados:		
2,000 x 14.2 =	28,400	
3,000 x 2.0 =	<u>6,000</u>	34,400
Anhidrido sulfuroso:		
9,835 x 16.95 =		166,703
Vapor:		
17,000 x 1.55 =		<u>26,350</u>
Total:	U.S.\$	2'923,544
Por tanto la utilidad anual será:		
Total de las cargas	U.S.\$	2'431,502
Total de los productos		<u>2'923,544</u>
Utilidad:	U.S.\$	492,042
Beneficio referido a la cifra de los negocios		16.83%

CAPITULO VI

PLANTAS DE ZINC EN EL PERU

I. PLANTA ELECTROTERMICA DE DESTILACION DE MINERALES DE ZINC

Hasta hace algunos años, estuvieron en operación en La Oroya, dos hornos eléctricos para la reducción de minerales de zinc, con capacidad cada uno, para producir 30 toneladas métricas por día de zinc de calidad Prime Western. Estas dos unidades fueron construidas bajo patentes de la New Jersey Zinc Company de Estados Unidos. Este método se conoce como el Proceso Sterling.

A. DESCRIPCION DEL PROCESO

La calcina se mezcla uniformemente con antracita del tamaño llamado grano de trigo, lográndose esto con una mezcladora del tipo móvil; la mezcladora luego de su operación, entrega su carga a una pequeña tolva que alimenta a su vez a un alimentador vibratorio que carga a un precalentador de forma cilíndrica y rotativo, donde se eleva la temperatura de la mezcla al rango de 700° a 800° C mediante un quemador de petróleo de baja presión, para descargar finalmente la calcina por la cabeza a una pequeña tolva de cierre por aire, la que provee a una balanza transportadora de la cantidad necesaria de mezcla, llenando la taza de ésta. La taza se levanta por medio de una grúa y, la mezcla contenida en la taza, se descarga en los hoppers de carga del horno y se introduce dentro de éste, procediéndose a la reducción. Los vapores de zinc producidos en esta operación son enviados a los condensadores.

El zinc producido por los condensadores es descargado a las tazas transportadoras, las mismas que son construídas de fierro fundido, y trasladadas a la sección de refinación, el metal contenido en ellas, es vaciado a un pequeño horno de licuación (liquating pot). En este horno, se mantiene el zinc líquido a una temperatura comprendida en el rango 430° a 450° C para producir un asentamiento del plomo y fierro a causa de sus mayores densidades con respecto de la del zinc. El metal zinc se descarga por simple rebose a otro pequeño horno (holding pot), quedando listo para su moldeo.

B. EL HORNO ELECTRICO RECTANGULAR

Tiene un largo de 36'-6", su altura de 15'-2.1/2" hasta la cumbre del arco y una anchura de 20'-3"; estando constituido por una coraza de planchas de acero de 3/4" de espesor. Tiene 6 vigas paralelas en los lados Norte y Sur y cuatro igualmente paralelas en los lados Este y Oeste, en los topes de estas vigas hay huecos para alojar los extremos de los tirantes del horno y sus tuercas (6 transversales de 2.1/2" de diámetro y 4 longitudinales de 2"). Estos tirantes se ajustan o se aflojan según el horno esté caliente o frío, con el objeto de conservar el arco. Las planchas de la coraza, que rodean el horno por todos sus costados menos por el arco, alcanzan una altura en las paredes Norte y Sur de 10'-

6", a partir de donde comienza el arco; para lo que existen dispositivos de fierro de sección triangular que sirven para iniciar el arco y que van soldados por sus orejas al casco. Las planchas de las paredes Este y Oeste siguen en altura y forma el arco. El horno, para facilitar las operaciones se orienta según su situación en Norte, Sur, Este y Oeste. En el interior de la carga, se levantan las paredes del horno formadas por varias clases de ladrillos, pero, esencialmente la solera es de un espesor de 4'-6", las paredes Norte y Sur de un espesor de 2'-1.5/16" y los lados Este y Oeste de un espesor de 2'-1/4"; el arco tiene un espesor de 1'-3".

La variedad de ladrillos que forman las distintas partes del horno son: en el fondo, magnesita, varnon, H.W. 18 y H.W. - Standard. En los lados Norte y Sur, varnon y magnesita. Las paredes Este y Oeste, varnon y periklase. Estos ladrillos, generalmente están colocados (magnesita) en las zonas del horno que deben estar en contacto con la escoria, debido al poder penetrante de ésta.

El arco presenta los ladrillos con una disposición de dimensiones alteradas y su construcción se realiza colocando soportes en media luna, sostenidas con vigas de madera; así se tiene la base sobre la cual se comienza a colocar el ladrillaje. Se puede utilizar como cemento la termolita. El

arco presenta hueco (3 en el lado Sur y 2 en el lado Norte) de 4" de diámetro, que sirven para hacer medidas del baño y, que en plena operación irán tapados con barro. Encima del arco existen también rejillas que sirven de piso de trabajo. El arco presenta 11 huecos de 8" de diámetro en las zonas próximas a las paredes Norte y Sur. Estos huecos coinciden con los vértices de las tolvas de carguío del horno.

En la pared central del arco existen 4 huecos circulares de 21" de diámetro y espaciados 7'-9" de uno a otro. Los tres primeros de Oeste a Este, sirven para alojar a los electrodos en su pasaje al interior del horno. Para este objeto los huecos soportan "glands" en su circunferencia, que cumplen el cometido de cerrar las aberturas necesarias. La luz entre el diámetro del electrodo y el gland, va cubierto con sogas de asbesto fuertemente presionada. Los glands tienen refrigeración de agua, cuyas tuberías corren por debajo del piso de carga. El agua de salida desagua a un tanque de recirculación del horno. El cuarto hueco sirve de salida de emergencia de los vapores de zinc. Cualquiera sobrepresión levanta el tapón que cubre este hueco, y permite la salida de los vapores a una chimenea central y de allí a la atmósfera. El tapón está sostenido por un cable que se desliza sobre una polea. El otro extremo del cable está contrapesado por pesas

de fierro.

Sistema de carguío

Las tolvas de carga están colocadas a lo largo del horno, en los lados Norte y Sur, en número de 11 por cada lado, siendo pues el total de 22 tolvas. Por estas tolvas el horno es alimentado. Son construídas de planchas de fierro de 1/2" de espesor, con una forma de pirámide invertida y truncada con una base de 2'-6" por lado, y una altura de 3', variando alguna de ellas en su forma y altura para acomodarse al arco. Las tolvas se apoyan directamente sobre el arco que para este objeto tiene ladrillos de superficie plana. Estos ladrillos están colocados inmediatamente debajo de las tolvas, presentando huecos circulares de 8" de diámetro. Las tolvas van aseguradas entre ellas mediante "ues" que las fijan en su posición. La unión de la tolva al arco se cierra herméticamente con barro.

Las tolvas presentan interiormente tapones que sirven para cerrar el hueco de descarga de la tolva. Los tapones están construídos de una bola de fierro de diámetro no menor de 6", y un vástago redondo de 1" de diámetro y 4 pies de longitud. Estos tapones se manejan manualmente, y tienen el doble objeto de cerrar el hueco de descarga y para medir el flujo de carga al horno. La carga debe ser introducida dentro del horno en forma lenta y suave.

Los Electrodos

Son de grafito, producidas en secciones que pueden ser fácilmente acoplados agregando secciones nuevas a los electrodos ya gastados. Los usuales son de 18" de diámetro por una longitud de 71" y un peso promedio de 1,015 libras. Los electrodos colocados dentro del horno están a una altura con respecto al baño de 8" y son impedidos de deslizarse mediante un sistema de grampas anulares que se deslizan sobre vástagos tubulares y mediante el empleo de una cuña que permite ajustar el electrodo contra las paredes interiores de la grampa.

C. LOS CONDENSADORES

El horno presenta cuatro condensadores de vapor. Las paredes Norte y Sur presentan inmediatamente debajo de la zona inicial del arco y cerca de las esquinas del horno, cuatro aberturas, dos por cada pared, que comunican al horno con el exterior. Estas aberturas sirven de salida a los gases del horno que son conducidos a los condensadores para su condensación, obteniéndose el zinc líquido.

Cada abertura es cuadrada de $3\frac{1}{2}$ " de lado y se continúa fuera del horno por un canal de sección rectangular revestida de ladrillo refractario y exteriormente formado de planchas de acero de $\frac{1}{2}$ " de espesor. Este canal tiene una in

clinación pronunciada hacia abajo ya que la caja del condensador se halla en un plano inferior a la abertura de toma de gases.

Caja del Condensador

Esta caja constituye el cuerpo mismo del condensador y es de forma rectangular con una longitud de 10 pies, ancho de 3.1/2 pies y una profundidad de 6 pies. Sirve para enfriar el metal y condensarlo y, al mismo tiempo almacenarlo una vez fundido. El condensador está formado exteriormente por un casco de fierro de plancha de 1/2". La caja está revestida interiormente con ladrillos de sílice en todos sus lados.

En la caja se distinguen una parte superior y otra inferior. La primera sirve de vía a los gases, la segunda de receptáculo al metal. La primera se presenta asimismo completamente cerrada y cubierta y es allí donde se produce la precipitación del metal mediante una lluvia del mismo. La segunda presenta dos zonas: la que da inmediatamente debajo de la cámara de gases y la segunda más exterior y sin techo, siendo de aquí por donde se descarga el metal; ambos están comunicados por unos canales que permiten el pasaje del metal de la primera a la más exterior, pero en ningún momento los gases se ponen en contacto con el aire ya que el metal sirve de sello. El revestimiento de ladrillos evita un enfriamiento de-

masiado brusco de los gases, lo que conduciría a una producción excesiva de polvo azul. Por otra parte, el metal debe tener cierta temperatura antes de descargarlo con el objeto de hacer una previa refinación del zinc.

El metal alcanza en la caja del condensador una altura de 3'-3" y una vez que alcanza la temperatura de 550° C, se encuentra listo para ser descargado. Esta descarga se efectúa mediante un canal de descarga construída sobre el borde en la parte exterior del condensador. Es de ladrillo refractario con un grosor igual a la pared del condensador y ancho de 4".

Cuando el metal se descarga a la temperatura de 550°C, se afirma que es la óptima para eliminar algunos metales indeseables, permitiendo la separación parcial de Pb y Fe que los vapores de zinc pudieran haber acarreado.

D. EQUIPO DE REFINACION

Está formado por los "liquating pots" y los "holding pots", comprendiendo además una hilera de 40 moldes para el moldeo en barras, puede considerarse igualmente la tina de granular dross, así como las tazas de moldeo.

Liquating Pot

Es un horno pequeño de dimensiones: 12' x 8' x 6' con piso inclinado y construído de ladrillos refractarios. Presenta un arco y vigas de sostenimiento con huecos para tirantes

de 1.1/2" de diámetro en número de 6.

Holding Pot

Tiene una forma rectangular con las siguientes dimensiones 8' x 4' x 6', presentando un techo en arco. Está colocado en un plano inferior con respecto al liquating pot, para que el metal de éste pueda caer por simple desnivel; el canal que los une debe ser necesariamente inclinado hacia abajo, comenzando a la altura de 24" en el liquating pot.

Tazas de Moldeo

La taza receptora del metal del holding pot, es de mayor capacidad (1 T. M.) que las tazas transportadoras de metal del horno, diferenciándose también de éstas, porque posee una rueda lateral que sirve para darle movimiento rotativo, permitiendo la inclinación de la taza hacia el pico de descarga. Maniobrando en esta forma se hace posible la operación de moldeo. La taza es de fierro dulce e interiormente presenta recubrimiento de ladrillos refractarios.

Moldes

Los moldes son de fierro fundido de 19" x 9", y están colocados en una hilera, unos a lado de los otros, en dos grupos, y en número total de 40 (20 por cada grupo). Los moldes reciben enfriamiento por agua por su cara posterior.

Tina de Granular Dross

Las dimensiones de esta tina son: 8' x 4' x 3'. Presenta una forma rectangular con una entrada de agua y otra salida, colocadas en el extremo diagonal de la tina. El hueco de entrada posee un niple que se prolonga en todo el ancho de la tina. Este niple presenta cuatro huecos por donde sale el agua, que se proyecta a lo largo de la tina, granulando el chorro de metal que cae del liquating pot.

E. OPERACION DEL HORNO

Para encender el horno, es necesario algunas medidas previas, comprendidas entre ellas las siguientes: deberán ser colocados los electrodos; deben estar con agua los sprays de los condensadores. El horno debe estar aislado de los condensadores. Debe procederse a llenar la caja de los condensadores con metal en barras o fundido hasta la altura de descarga de ésta. Los instrumentos de medición de temperatura y presiones deben estar en funcionamiento. Las plataformas de carga deberán contener cal y carbón. Debe asegurarse el agua de refrigeración en todo el horno.

Una vez completada todas estas medidas, se comenzará a calentar el horno, habiendo cargado previamente en el lecho del horno desperdicios de fierro con el objeto de que una vez fundidos hagan de cama.

El calentamiento se efectúa en forma lenta y así se

podrá calentar el arco previamente a una temperatura de 200°C y elevarlo de 100 en 100°C de tal manera que al final de cinco o seis días, alcance la temperatura de trabajo. Durante esta operación se efectúa medidas diarias del arco, de los bancos y del fondo (si es posible cada cuatro horas) cargándose mezcla de calcina con carbón en proporción teórica en la cantidad necesaria, a fin de mantener los bancos en más o menos 2'. Luego se procede al aflojamiento de los tirantes, observándose el levantamiento del arco que alcanza más o menos la altura de 1 pie.

Cuando la altura del arco llega de 800 a 900°C la operación se hace continúa y el carguío de la mezcla se hace horario.

El consumo inicial de fuerza en el horno, puede ser de 200 a 300 kwh solamente en el calentamiento, después, con dos condensadores en trabajo, el consumo alcanza de 1,500 a 2,000 kwh, hasta alcanzar de 4,000 a 4,500 kwh con cuatro condensadores.

Para saber la cantidad de calcina que se debe cargar, ésta se rige por la medida de los bancos y la altura de los mismos. El carbón inicialmente será el teórico y, luego, a medida que se cargue polvo azul de los condensadores o scrubber, resulta muy útil el empleo de la siguiente fórmula: $C = 180 + 100/T.M.$, en donde, las T.M., son las toneladas métri-

cas de calcina, el resultado está expresado en kilogramos.

Las mediciones del fondo del horno nos darán la altura del lecho de escoria y del fierro. Cuando la escoria alcanza la altura de 12" se debe evacuarla. El análisis de la escoria nos dirá cuando se debe aumentar o disminuir el porcentaje de cal según la relación entre el CaO y la SiO_2 de 0.75. El fierro irá aumentando en el transcurso de la operación.

El peso de la carga se anota en pizarras, coladas a cada lado del horno, donde también se inscribe los pesos de la cal y el carbón extra e igualmente el polvo azul si es que se carga. Se lleva un registro donde se anota las lecturas de consumo de fuerza, el carbón total cargado, la mezcla, etc. por cada 8 horas, para efectuar los balances necesarios.

La operación normal de carguío se efectúa cada hora y la cantidad cargada en relación inversa a la altura de los bancos (previa medida). Las medidas de los bancos se efectúa una vez cada 8 horas y el cuidado de distribuir la carga dependerá de estas medidas de modo de mantener los bancos en una altura de 2 pies, pudiendo cargar mezcla extra cuando un banco se presenta demasiado bajo.

La mezcla debe venir caliente, ya que con calcina fría, el horno pierde calor. La calcina es cargada directamente en la tolva de carga. El polvo azul de condensadores o del Scrubber que se carga, debe hacerse directamente a las tolvas

de cargas previamente pesados y triturados.

Cabe indicar que el horno es de alimentación intermitente y descarga continua.

F. OPERACION DE REFINACION

La operación de refinación se lleva a cabo con el objeto de elevar la pureza del zinc producido en los condensadores, realizando una separación de los metales perjudiciales, cuyas densidades son más altas. En efecto dada la capacidad del liquating pot, y el volumen del metal tratado, contando además con una temperatura selectiva de 450°C, así mismo con una buena disposición de descarga, se logra la calidad de zinc Prime Western.

La operación comienza al descargarse el metal proveniente de los condensadores en el liquating pot. La extracción del skimmings, se realiza diariamente. Este skimmings se devuelve al horno nuevamente para retratamiento.

La altura del metal es 24" y la temperatura debe ser mantenida entre 430 y 450°C. Diariamente también, se toma las medidas del dross de fierro, introduciendo varillas en los huecos existentes en el arco del pot. En la práctica una altura del dross de 3", contamina el metal fundido haciéndolo indeseable.

El metal se descarga por rebose, depositándose en el holding pot, aquí un quemador de petróleo mantiene el metal

en estado líquido.

DIFICULTADES OPERATIVAS DEL HORNO

Durante la operación de los dos hornos se encontraron las siguientes dificultades principales:

1. Imposibilidad de controlar los excesos de presión de los gases del horno, hasta tal punto que hacía peligrar la integridad física de los operadores.
2. Fluctuaciones en la composición de los gases del horno.
3. Alta contaminación de fierro en el zinc condensado.
4. Fluctuaciones en la composición de la escoria.
5. Deformación del refractario del horno, debido a la penetración de diferentes materiales en las juntas de los ladrillos (fierro, escoria, zinc, etc.). Además, la presencia del monóxido de carbono de los gases afectaba a estos ladrillos de arcilla refractaria. Todo esto acorta la vida misma del horno.

Estas deformaciones resultan en grietas y rajaduras que permiten la entrada de aire provocando la oxidación de los vapores de zinc.

6. La gran cantidad de óxido formado en los condensadores dificultaba el buen rendimiento de los agitadores de grafito y acortaba su vida. En consecuencia esto significaba más interrupciones en la operación y aumento del costo operativo.

7. Variaciones en la aplicación de corriente al horno, fluctuaciones vinculadas con la composición y cantidad de escoria en el horno.
8. El gas monóxido de carbono resultante de la reducción, es sumamente venenoso y explosivo y representaba problemas en su manipuleo.
9. Dificultades en recircular de nuevo al horno todos los sub-productos producidos por el horno y los condensadores.

Todas estas dificultades, sumadas a otras de menor importancia, daban por resultado una operación de estos hornos sumamente variable y difícil de controlar adecuadamente. Sin embargo se debe tener presente, que estas dificultades no fueron la razón que primara para sacar a dichos hornos de operación.

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL PROCESO

Entre sus ventajas:

1. Sencillez del flow sheet
2. Bajo costo de instalación
3. Bajo costo de operación

Entre sus desventajas:

1. Variabilidad en su operación
2. El producto sin refinadura es de más baja calidad que el Prime Western.

PRODUCTOS METALURGICOS

Polvo Azul de los Condensadores

Es el polvo caliente que se extrae de los condensadores y que se forma en el "down comer" o en la caja misma del condensador. En general es polvo de zinc parcialmente oxidado (superficialmente) formado por enfriamiento brusco del vapor de zinc. Su formación debe evitarse ya que de lo contrario baja el rendimiento del horno. Análisis de cuatro muestras:

	(1)	(2)	(3)	(4)
Zn	77.4 %	67.2 %	72.3 %	77.7 %
Fe	2.0 %	2.0 %	2.1 %	1.2 %
Cu	0.112 %	0.062 %	0.106 %	0.068 %
Pb	3.8 %	3.3 %	4.5 %	4.8 %
Ag	4.3 %	3.3 %	4.3 %	4.7 %
Cd	0.35 %	0.35 %	0.30 %	0.40 %

Polvo Azul de la Lavadora

Es polvo azul recuperado en las torres lavadoras de los condensadores. Su formación tiene lugar sobre todo cuando el horno se encuentra en estado de succión, por lo que debe evitarse prolongar demasiado estos estados del horno. Tiene una consistencia borrosa cuando es colectado, esto es debido al agua de los chisquetes que se vale para su recuperación. La descarga de este polvo se conduce por un canal de colección que lo conduce a una poza donde se sedimenta. De esta poza es extraído para ser secado y una vez seco se carga nuevamente al horno ya sea mezclándolo con dross o solo.

Dross

Es un metal de zinc enriquecido de impurezas, sobre todo de fierro, que hace indeseable al zinc. Se forma en los condensadores y en los pots del liquating. Estos drosses deben ser granulados, bien sea por medio de arena o por medio de agua. Las granallas de zinc una vez privadas de agua, pueden volverse a cargar al horno conjuntamente con calcina o mezclado con polvo caliente de condensadores. Análisis

	(1)	(2)	(3)	(4)
Zn	94.8 %	90.9 %	93.4 %	88.8 %
Fe	0.8 %	2.0 %	1.2 %	3.0 %
Cu	0.058 %	0.049 %	0.046 %	0.043 %
Pb	3.7 %	4.6 %	4.5 %	5.9 %
Ag	3.0 %	2.8 %	3.2 %	2.3 %
Cd	0.08 %	0.12 %	0.07 %	0.06 %

Metal de Condensadores

El metal producido en los condensadores y que es conducido a la refinación, tiene una composición que acusa un contenido alto de impurezas y que es necesario bajar para que el metal esté dentro de las especificaciones del Prime Western.

Análisis

	(1)	(2)	(3)	(4)
Zn	96.8 %	95.2 %	95.6 %	95.7 %
Fe	0.09 %	0.17 %	0.19 %	0.29 %
Cu	0.051 %	0.028 %	0.060 %	0.051 %
Pb	2.2 %	2.5 %	2.5 %	1.8 %
Ag	3.3 %	2.2 %	2.9 %	3.8 %
Cd	0.12 %	1.17 %	1.14 %	1.13 %

Metal de Liguating

Análisis

Cu	0.041 %	0.049 %	0.034 %	0.044 %
Pb	1.1 %	1.2 %	1.1 %	1.0 %
Fe	0.02 %	0.04 %	0.02 %	0.03 %
Cd	0.14 %	0.12 %	0.15 %	0.12 %
(por diferencia)	98.7 %	98.59 %	98.70 %	98.81 %

Skimmings

Este término se emplea para un metal de zinc mezclado con polvo azul, se produce en las operaciones de espumar del metal. Su contenido de fierro y plomo es alto. Este producto debidamente triturado puede ser cargado en los hoppers del horno. Análisis

Zn	78.4 %	75.0 %	74.0 %	70.7 %
Fe	5.8 %	3.8 %	2.4 %	2.8 %
Cu	0.075 %	0.056 %	0.054 %	0.050 %
Pb	6.7 %	5.1 %	8.5 %	2.1 %
Ag	1.1 %	1.7 %	2.0 %	2.3 %
Cd	0.02 %	0.05 %	0.06 %	0.06 %

Composición de la Escoria

La experiencia ha indicado que la relación preferida de CaO/SiO_2 es 0.75 ó 1.00. Esto producirá una escoria suficientemente fluida y puede ser sacada a temperaturas comprendidas en el rango 1,250 a 1350°C, dependiendo del óxido de fierro contenido en aquélla. Con una escoria conteniendo 10 a 15% Fe la eliminación del zinc de ella deberá ser de 99%. Cuando el

contenido de fierro sube, el contenido de zinc en la escoria también sube ligeramente.

II. CALCULO PARA PRODUCIR POR ESTE PROCEDIMIENTO 30

T.M. DIARIAS DE ZINC CALIDAD PRIME WESTERN

Materiales que se cargan al horno:

1. Calcina
2. Antracita
3. Cal
4. Polvo azul de Condensadores
5. Polvo azul de los Scrubbers

Base de producción: 30 T.M. de zinc/día

Calidad : Prime Western (98.7% Zn)

Días útiles por año: 300 días

Rendimiento del horno: 80%

Análisis de Calcina

S/T	1.23 %
S/S	0.88 %
SO ₄ /S	0.35 %
Zn	57.7 %
Fe	14.8 %
Cu	0.200%
Pb	1.88 %
Ag	2.78 %
Cd	0.10 %

Cantidad Necesaria de Calcina

Zinc en barras Prime Western: $30 \times 0.987 = 29.61$ T.M.

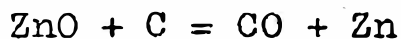
$$\text{Calcina necesaria} = \frac{29.61}{0.8 \times 0.577} = 63.2 \text{ T.M./día}$$

$$\text{Por hora: } \frac{63,200}{24} = \underline{2,634 \text{ kg/hora}}$$

Cantidad Necesaria de Antracita

La cantidad de este material debe ser suficiente, que permita la reducción del óxido de zinc, óxidos de fierro, así como los polvos azules que retornan al horno.

Antracita para la reducción del ZnO:



$$\text{Zinc cargado en la calcina: } 63.2 \times 0.577 = 36.466$$

Ton./día

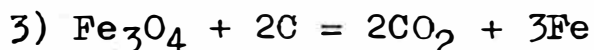
$$\text{Por hora: } \frac{36.466}{24} = 1,519 \text{ kg/hora}$$

Según la reacción química anterior: se requiere 12 kg de carbono para reducir 65.4 kg de zinc (del ZnO). Luego, para reducir 36,466 kg de Zn se requerirá:

$$12 \times \frac{36,466}{65.4} = 6,691 \text{ kg de carbono/día}$$

$$\text{Por hora: } \frac{6,691}{24} = 278.8 \text{ de carbono/hora}$$

Carbono necesario para reducir el fierro de la carga. Reacciones:



Promediando:

En el primer óxido: 55.85 grs. de Fe

En el segundo óxido: 111.70 grs. de Fe

En el tercer óxido : 167.55 grs. de Fe

335.10 grs. de Fe; promedio -

111.70 grs. de Fe

Para el carbono, de acuerdo a las mismas reacciones:

En el primer óxido : 12 gr. C

En el segundo óxido: 36 grs. C

En el tercer óxido : 24 grs. C

72 grs. C; promedio -

24 grs. de C

Es decir, trabajando con promedios, puesto que no se conocen las cantidades de cada uno de los óxidos, 24 grs. de C corresponde a 111.7 grs. de Fe. La calcina tiene un promedio de 14.8% Fe. Cantidad por hora de fierro cargado al horno

$$2634 \times 0.148 = 390 \text{ kgs. de Fe/hora}$$

El carbón necesario para reducir este fierro

$$24 \times 390/111.7 = 83.8 \text{ Kgs. de C/hora}$$

De acuerdo con la tecnología del proceso, cierta cantidad de fierro debe permanecer en la escoria, es preciso pues calcular el fierro de la escoria, y deducir la cantidad correspondiente de carbono.

Base de cálculo: FeO en la escoria = 10% de SiO₂

Oxido de zinc en la carga: 1,519 x 81.4/65.4 =

1,891 kgs. de ZnO/hora

Oxidos de fierro en la carga: pesos moleculares:

$$\text{FeO} = 71.85 \text{ grs.}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 159.70 \text{ grs.}$$

$$\text{Fe}_3\text{O}_4 = \underline{231.55 \text{ grs.}}$$

$$463.10 \text{ grs. Promedio: } 154.3 \text{ que}$$

corresponden a un peso promedio de 111.70 de fierro:

$$154.3 \times 390/111.70 = 539 \text{ kgs. de óxidos de Fe/hora}$$

Pero total de los óxidos de la carga serán:

$$1891 + 539 = 2430 \text{ kgs./hora}$$

Asumiendo que la carga = óxido de zinc + óxido de fierro + sílice = 2,634 kgs./hora.

$$\text{SiO}_2 = 2,634 - 2,430 = 204 \text{ kgs./hora}$$

FeO contenido en la escoria:

$$204 \times 0.1 = 20.4 \text{ kgs./hora}$$

Peso molecular del FeO = 71.85; con estos datos ya podemos calcular la cantidad correspondiente de carbón:

Si 71.85 kgs. de FeO requiere 12 kgs. de carbono

$$20.4 \text{ kgs. de FeO requeriran } x$$

$$x - 20.4 \times 12/71.85 = 3.4 \text{ kgs. de C/hora}$$

De modo que, la cantidad de carbono para la obtención del fierro será:

$$83.8 \quad 3.4 - 80.4 \text{ kgs. de C/hora}$$

Subproductos que entran al Horno

Se puede calcular la cantidad de zinc que no se produ

ce como tal, pero que al formarse subproductos, estos vuelven de nuevo para ser cargados al horno.

De los reportes de operación de estos hornos, se observa, que diariamente se cargan a cada horno 37.012 toneladas y se recuperan 29.61 toneladas (80%); luego, la diferencia estará destinada a la formación de subproductos y a las pérdidas de metal. Suponiendo las pérdidas totales en un 20% del zinc residual, tendremos entonces la diferencia como zinc recuperable:

$$37.012 - 29.61 = 7.402 \text{ Tns. de zinc/día}$$

$$7.402 - 7.402 \times 0.20 = 7.402 - 1,480 = 5.922 \text{ Tns. de zinc/día}$$

Formas de Zinc Recuperable

El zinc que se recupera puede estar en dos formas: como polvo azul de los condensadores o como barro (polvo azul de los scrubbers) con cierta cantidad de agua, que se recupera en las torres lavadoras de los sistemas de gases de los condensadores. El polvo azul de los condensadores tiene un contenido promedio de 78.9% de zinc. El polvo azul de los scrubbers tiene un contenido promedio de 73.7% de zinc. La buena operación del horno, debe impedir la formación de polvo azul en los condensadores ya que de lo contrario baja la eficiencia del horno. Por otro lado debe procurarse recuperar todo el zinc remanente de la condensación en las torres lavadoras como polvo azul

scrubber. Se ha asumido, de acuerdo con la práctica, que 1/3 del zinc recuperable es igual al polvo azul de los condensadores y 2/3 constituyen el polvo azul de los scrubbers. Por lo tanto:

Polvo azul de los condensadores 5,922/3 - 1974 kgs.

Zinc/día

El polvo azul en general es, polvo de zinc superficialmente oxidado, cuya reducción es difícil de conseguir. Para nuestros cálculos vamos a considerar a este polvo de zinc como óxido de zinc de modo de calcular el carbón necesario con demasía.

Reacción: $ZnO + C = CO + Zn$, luego

Si para 65.4 son necesarios 12 de carbón, para 1974

kgs. se requerirá:

$1974 \times 12/65.4 = 362$ kgs. de C/día

ó $362/24 = 15$ kgs. de C/hora

Polvo azul de los scrubbers: 5922 - 1974 - 3948 kgs.

Zn/día

Para los cálculos también se considera este polvo de zinc como oxidado, El carbón necesario será:

$3948 \times 12/65.4 = 724$ kgs. C/día

ó $724/24 = 30.2$ kgs. C/hora

Carbón total por Día y por Hora

El carbón total necesario que debe cargarse al horno

estará dado por la suma de las necesidades parciales de carbón, las que comprenden una cantidad para la carga y otra para los subproductos:

<u>Por día</u>	<u>Por hora</u>	
6,691 kgs.	278.8 kgs.....	para reducir ZnO
1,930 kgs.	80.4 kgs.....	para reducir los óxidos de fierro.
362 kgs.	15.0 kgs.....	para reducir el polvo azul de condensadores.
724 kgs.	30.2 kgs.....	para reducir el polvo azul de scrubbers.
9,707 kgs.	404.4 kgs.	

El contenido de la antracita vamos a suponer en 75.0% carbón fijo (carbón del Santa).

Luego la cantidad correspondiente de antracita será:

$$9,707/0.75 = 12,940 \text{ kgs. antracita/día}$$

$$404.4/0.75 = 539 \text{ kgs. antracita/hora}$$

Considerando un factor de seguridad de 1.05, las cantidades correspondientes serán:

$$12940 \times 1.05 = 13,590 \text{ kgs. antracita/día}$$

$$539 \times 1.05 = 566 \text{ kgs. antracita/hora}$$

relación de antracita a calcina = $539/2,634 = 204.6$ kgs. antra-

cita/tonelada calcina:

Cal

El cálculo de la cal se reduce a un porcentaje de la calcina cargada al horno, que en la práctica es de un 6%; luego:

$$\text{CaO} = 63.2 \times 0.06 = 3,792$$

Dando un margen de 10%: $3,792 \times 1.1 = 4.17 \text{ Tn/día}$

$$\text{Cal por hora: } 4,170/24 = 174 \text{ kgs/hora}$$

Resumen del Consumo por Hora

Calcina	2,634 kgs./hora
Antracita	566 kgs./hora
Cal	174 kgs./hora
Polvo azul	327 kgs./hora

PERDIDAS DEL METAL

Existen pérdidas del metal producidas en diversas partes de la instalación, que deben reducirse al mínimo. Estas pérdidas se evalúan en porcentaje del metal de zinc residual, es decir que el horno no produce como zinc metálico:

- Pérdidas por escape en el horno, 10% del zinc residual.
- Pérdidas por arrastre en la escoria, 1/2% del zinc residual.
- Pérdidas por arrastre en el fierro, 1.5% del zinc residual.
- Pérdidas en el sistema de gases de los condensadores, 5% del zinc residual.
- Pérdidas en la licuación, 3% por formación de Skimmings.

En el primer caso:

$$\text{Pérdida diaria: } 7,402 \times 0.10 = 740.20 \text{ kgs/día}$$

$$\text{Pérdida por hora: } 740.2/24 = 30.8 \text{ kgs/hora}$$

En la escoria:

$$\text{Pérdida diaria: } 7,402 \times 0.005 = 37.01 \text{ kg/día}$$

$$\text{Pérdida por hora: } 37.01/24 = 1.54 \text{ kg/hora}$$

También se puede calcular la pérdida del zinc en la escoria, por medio del análisis, ya que éste arroja un porcentaje para la escoria, que varía entre 2 a 3%.

Arrastre en el fierro:

$$\text{Pérdida diaria: } 7,402 \times 0.015 = 111 \text{ kgs/día}$$

$$\text{Pérdida por hora: } 111/24 = 4.6 \text{ kgs/hora}$$

En el sistema de gases:

$$\text{Pérdida diaria: } 7,402 \times 0.05 = 361 \text{ kgs/día}$$

$$\text{Pérdida horaria: } 361/24 = 15 \text{ kgs/hora}$$

En el sistema de refinación:

$$\text{Pérdida diaria: } 7,402 \times 0.03 = 222 \text{ kgs/día}$$

$$\text{Pérdida horaria: } 222/24 = 9.2 \text{ kgs/hora}$$

$$\text{Pérdida total/día} = 740.2 + 37.0 + 111 + 361 + 222 = \underline{1,471.2} \text{ kgs/día}$$

Consumos Unitarios

	<u>Por T.M. de Zinc</u>
1) Toneladas de calcina	2,106
2) Toneladas de antracita	0.453

3) Toneladas de cal.	0.139
4) Energía eléctrica en kwh (sin incluir el consumo en talleres).	4,000
5) Libras de grafito.	19,700
6) Metros cúbicos de agua.	48,700
7) Galones de combustible (fuel-oil).	10,000

INVERSION

Para la instalación de un horno electrotérmico rectangular para producir 30 toneladas diarias de zinc de calidad Prime Western se estima el siguiente capital de inversión:

	1) Terrenos y edificios U.S.\$	70,000
Costo Equipo Instalado	2) Instalación equipo	700,000
	3) Capital de trabajo (1 año)	<u>2'000,000</u>
	Capital de Inversión U.S.\$	2'770,000

Balance Económico

Habrá que estimar los costos anuales de producción y el valor del producto.

Costo anual de producción: está constituido por los siguientes costos anuales:

A. Costo de las materias primas.	U.S.\$	850,000
B. Costo mano de obra y supervisión. Sin cargas sociales (15 obreros, 2 empleados, 4 técnicos).		80,000

C. Costo mantenimiento (5% del costo de Equipo Instalado).	35,000
D. Costos fijos (Seguro Social obrero, del empleado, depreciaciones y seguros en general).	85,000
E. Gastos de distribución y venta del producto (estimado en 25% de la <u>entrada</u> bruta).	<u>630,000</u>
Costo anual de producción	U.S.\$ 1'680,000

Valor del producto: estimo el precio de venta en fundición de 280.5 U.S.\$/T.M.

$$9000 \times 280.5 = \text{U.S.}\$ 2'524,500$$

Por tanto, la utilidad estimada anual será:

Valor bruto anual	U.S.\$ 2'524,500
Costo anual de producción	<u>1'680,000</u>
Entrada bruto anual	U.S.\$ 844,500

III. PLANTA ELECTROLITICA DE ZINC

Las etapas en la producción de zinc electrolítico en La Oroya, son las siguientes:

1. Tostación de los concentrados de zinc
2. Cernido y molienda de la calcina
3. Lixiviación del óxido de zinc
4. Filtración de la solución
5. Purificación de la solución

6. Electrólisis de la solución

7. Fundición y moldeo

A estas etapas hay que añadir las operaciones de mezcla de los concentrados de blenda, a fin de que haya mínima variación en el producto a alimentarse a los reactores de tostación y, las que se refieren al despacho de las barras, es decir, al ensanchado y carguío de los mismos a las plataformas del ferrocarril.

Todas estas etapas mencionadas son importantes en el proceso y, cada una de ellas, debe ser llevada a cabo con el cuidado que exige su técnica operativa, a fin de obtener finalmente un producto que cumpla con las exigencias del mercado.

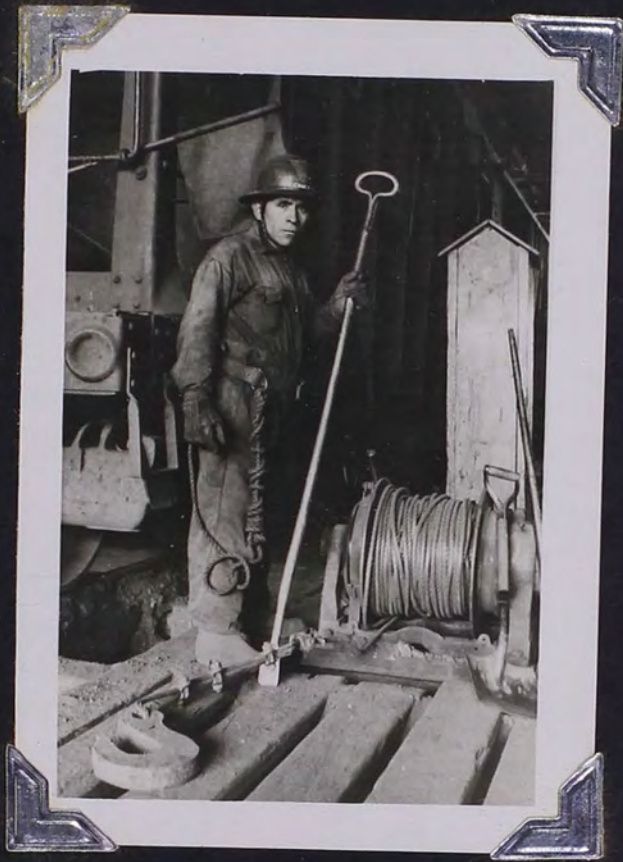
A. PLANTA DE TOSTACION DE MINERALES DE ZINC

En esta planta, la cual es independiente de la planta electrolítica de zinc, para una producción diaria de aproximadamente 380 toneladas métricas de calcina, existen en operación, tres hornos de cama fluidizada que proveen el 80% de la producción y, dos hornos de hogar múltiple que proveen el resto.

TOSTACION EN LOS HORNOS DE CAMA FLUIDIZADA (FLUID BED ROASTERS)

Este proceso se lleva a cabo en fluidización de minerales en forma de gránulos. Pero como todos los crudos a tostar se son concentrados y formados en partículas flotadas relativamente finas, hay que proceder a su granulación.

Fot. N° 7



Sección Recepción
de Concentrados
de Zinc.

Fot. N° 8



Sección Recep-
ción de Concen-
trados de Zinc.

Proceso de Aglomeración

Esta aglomeración se realiza en forma de perdigones. El tamaño más adecuado que la práctica indica está comprendido entre las mallas 4 y 20 de la serie Taylor, con una producción de polvo de 10 a 15 por ciento del total alimentado; estos perdigones se alimentan al reactor después de haber sido secados.

De los muchos métodos experimentados para aglomerar utilizando adhesivos como licor sulfítico, sulfato de sodio, bentonita, resinas, etc., el más recomendado para aglomerar concentrados de zinc es el sulfato de zinc.

1º) Equipo Necesario

El equipo de perdigonación de La Oroya es bastante sencillo y consta de:

- Tolva de concentrado de zinc.
- Tanque de ácido sulfúrico (25°Be) y equipo de bombeo.
- Tolva de óxido de zinc.
Mezclador de Paletas.
Perdigoneador, Secadora.
- Clasificador o zaranda.
- Molino de rodillos.
- Elevadores:
 - a) Para granos finos.

b) Para granos gruesos.

c) Para granos de tamaño conveniente.

- Tolva para el polvo fino producido en la zaranda.

2º) Descripción del Método

El concentrado de sulfuro de zinc depositado en la tolva se alimenta mediante una faja al mezclador de paletas, lo mismo que el óxido de zinc en un 10% con relación al peso de concentrado, y una cantidad suficiente de ácido sulfúrico para transformar todo el óxido en sulfato, puesto que el sulfuro de zinc no reacciona con el ácido sulfúrico en frío, este sulfato así producido es el que sirve como aglomerante haciendo una masa ligosa que después de darle una humedad conveniente con la adición de agua, pasa al perdigoneador, que es un tambor giratorio, que tiene interiormente una especie de raspador que no permite que la masa se pegue a las paredes; al rotar comienza a formarse los perdigones de un tamaño uniforme y redondeados, cuyo tamaño depende exclusivamente de la humedad que se le dé a la masa, siendo más grandes cuanto más húmeda se encuentre la carga. Los perdigones así formados pasan a la secadora que es también de tambor giratorio, siguiendo la dirección de los gases calientes producidos por dos quemadores de petróleo, la primera mitad de la secadora está forrada con ladrillos refractarios con el propósito de que los perdigones húmedos al caer se sequen lo más rápido posible pa

ra no destruirse con la rotación, mientras que la otra mitad tiene interiormente paletas colocados en toda la superficie para levantar los perdigones y hacerlos caer desde la parte superior y de esta manera aprovechar para el secado el calor sensible de los gases. La temperatura de secado es de 130°C para los gases y 200°C para los perdigones a la salida de la secadora. Los perdigones entran con una humedad de 12 a 15% y salen con 0.2 a 0.4%. Los gases y el agua evaporados son arrastrados por una ventiladora hacia la chimenea pasando antes por unos ciclones para la recuperación de los polvos.

Ya secos los perdigones pasan a ser clasificados por tamaños en una zaranda vibratoria que tiene dos mallas: una malla 4 Tyler, donde se quedan los productos muy grandes que serán llevados por un elevador a un molino para después de ser triturados volver a la zaranda para una nueva clasificación; una malla 20 Tyler sobre la que queda el producto adecuado que será enviado mediante un elevador de baldes a las tolvas de almacenamiento listo para ser alimentado al reactor. Lo que pasa por la malla 20, será devuelto a la mezcladora mediante un elevador para cerrar el circuito.

3º) Almacenamiento de los Productos

Este almacenamiento se realiza en tolvas con capacidad suficiente para almacenar perdigones para la alimentación por lo menos de siete días. Estas tolvas son sencillas fabri-

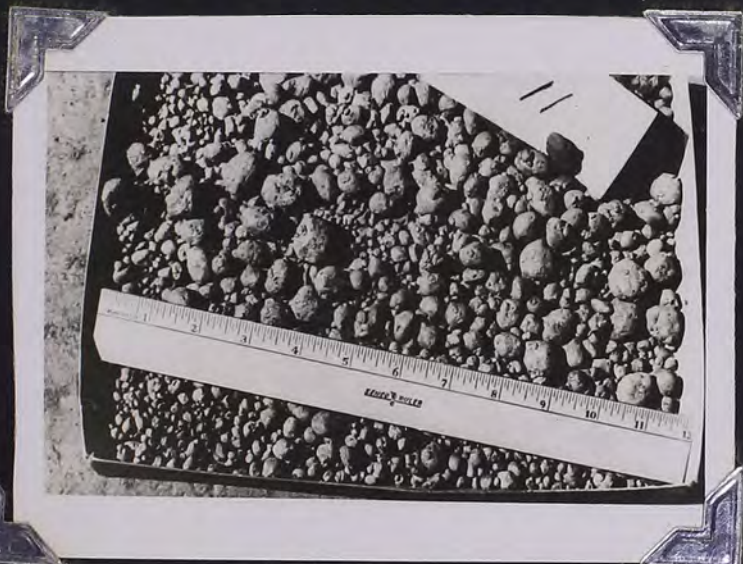
Fot. N° 9



Perdigonzador en
Operación.

Fot. N° 10

Fot. N° 11



Producto Aglomerado:
demasiado
grande.



Producto Aglomerado:
demasiado fino.

Fot. N° 12



Producto Aglomerado: tamaño
adecuado.

caídas de planchas de fierro. Para el producto calcinado es necesario también de tolvas que estarán necesariamente forradas con ladrillos refractarios por la temperatura tan elevada con que salen del reactor de tostación. Además como medida de precaución será conveniente disponer de un canchón techado, si se necesita tener reservas mayores.

4°) Análisis de Malla

Un análisis cualquiera de una descarga de la secadora arroja el siguiente resultado:

ANALISIS DE MALLA DE PERDIGONES

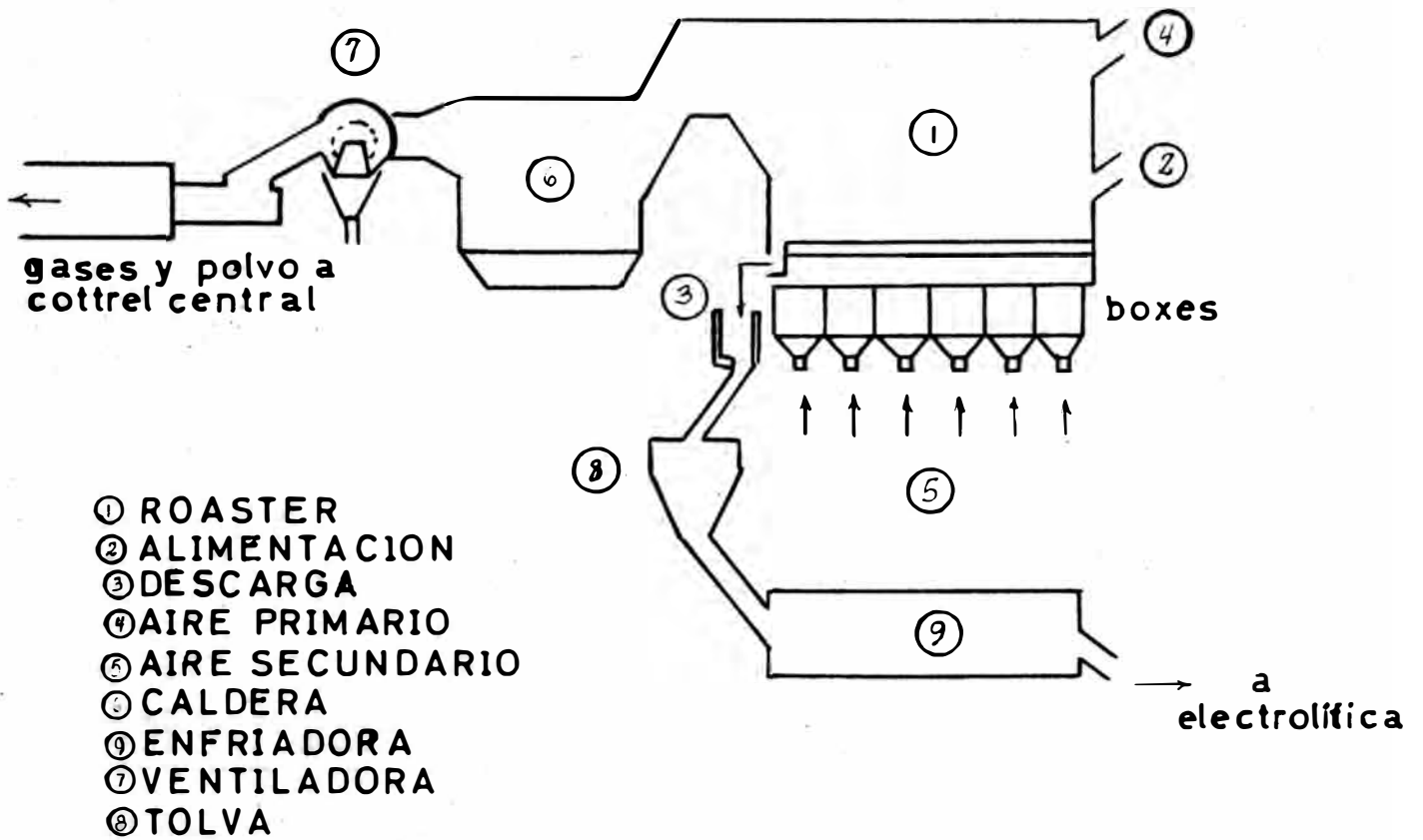
(Salida de la Secadora)

<u>Malla</u>	<u>Muestra 1</u>	<u>Muestra 2</u>	<u>Muestra 3</u>	<u>Muestra 4</u>
- 3	6.2 %	2.3 %	2.6 %	6.1 %
- 4	8.7 %	5.8 %	4.1 %	7.1 %
-14	54.6 %	56.9 %	37.0 %	53.1 %
-20	9.5 %	9.4 %	15.0 %	11.3 %
+20	<u>21.0 %</u>	<u>25.6 %</u>	<u>41.3 %</u>	<u>22.4 %</u>
	100.0 %	100.0 %	100.0 %	100.0 %

El Reactor de Cama Fluidizada

Un reactor de cama fluidizada es un horno construido de ladrillos refractarios especiales para trabajo pesado y de gran resistencia a la abrasión. La parte externa es de fierro. Los reactores utilizados en Bélgica y La Oroya, son largos, angostos, techo en arco y sección rectangular.

SISTEMA DEL ROASTER DE CAMA FLUIDA



ANALISIS BASICO DE PERDIGONES VERDES

Componente	Zn	Pb	Cu	Cd	S	Fe	Otros	O ₂	Total
ZnS	46.22				22.72				68.94
FeS					3.73	6.51			10.24
PbS		2.51			0.40				2.91
CuS			0.10		0.05				0.15
CdS				0.15	0.04				0.19
FeS ₂					8.03	7.00			15.03
ZnO	3.75							0.92	4.67
ZnSO ₄	1.99				0.98			1.96	4.93
Fe ₂ O ₃ ZnO	1.20					2.07		1.19	4.46
PbO		0.37						0.03	0.40
Residuo			0.02		0.02		3.39		3.43
	53.16	2.88	0.12	0.15	35.97	15.58	3.39	4.10	115.35

ANALISIS BASICO DE PERDIGONES TOSTADOS

Componentes	Zn	Pb	Cu	Cd	S	Fe	Otros	O ₂	Total
ZnO	43.13							10.62	53.75
Fe ₂ O ₃ ZnO	9.05					15.58		8.91	33.54
ZnS	0.98				0.48				1.46
PbO		2.88						0.30	3.10
CuO			0.10					0.02	0.12
CdO				0.15				0.02	0.17
Residuo			0.02				3.39		3.43
	53.16	2.88	0.12	0.15	0.48	15.58	3.39	19.87	95.57
%	55.62	3.00	0.12	0.18	0.50	16.30	3.54	20.73	100.00

En su parte inferior y como base o fondo posee una parrilla de fierro fundido, donde se alojan una serie de plaquitas de acero a manera de canales, cuyo conjunto forma lo que se llama en inglés "grating". Sobre este grating, inicialmente se deposita calcina en perdigones cubriendo todo el área y hasta una altura conveniente de 9", estos perdigones calcinados forman la cama muerta o cama fija.

A través de las ranuras se inyecta aire comprimido que proviene de una serie de compresoras axiales en conexión con orificios de entrada de aire colocados en hilera y a cada lado del reactor. Este aire hará fluidizar la cama fija. Por la pared Este del horno hay una abertura a través de la cual ingresa la alimentación.

El reactor de cama fluidizada es de combustión autógena y sólo requiere inicialmente un precalentado con gas propano durante una hora y luego ajustando el volúmen de aire y carga, el reactor es conducido por sus propios medios.

El reactor descarga los perdigones calcinados por una abertura situada a 50 pulgadas con respecto al nivel del grating.

Los gases resultantes son succionados a 1.5 pulgadas de agua y pasan a través de una caldera que produce 12,000 libras de vapor por hora a 450 lbs./pulgada cuadrada. Hay un sistema de mult ciclones que recuperan parte del polvo arrastrado

por los gases, y finalmente estos gases son enviados al Cottrel Central donde el polvo más fino es recuperado con una eficiencia del 96%.

CAPACIDADES TEORICAS

Horno No. 1	2.1	a	4.0 T.M./hora.
Horno No. 2	3.5	a	6.0 T.M./hora.
Horno No. 3	3.5	a	6.0 T.M./hora.

1º) Operación de los Hornos

Los perdigones verdes entran al reactor para su tostación a razón de 4 a 4.2 Ton/hora que corresponde de 10,000 a 10,400 pies cúbicos de aire/minuto, incluyendo el exceso utilizado para refrigerar el reactor. La temperatura de tostación es de 1000°C con una variación de 20°C como máximo. La presión de entrada del aire es de 5 lbs/pulgada cuadrada. La altura del lecho no será menor de 20 pulgadas. El tiraje del aire como mínimo de 0.3 pulgadas de succión. El tamaño de los perdigones están comprendidos entre 0.185 a 0.0328 de pulgada de diámetro.

El funcionamiento comprende su puesta en marcha:

Estando vacío el reactor se carga un poco de perdigones tostados hasta tener una altura de aproximadamente nueve pulgadas, luego para quitarle el polvo que acompaña se le limpia poniéndole aire por la parte inferior por media hora con el tiro normal, en seguida se baja el aire a 1,000 pies cúbicos

FOL. Nº 13



Sección Hornos de
Fluidización: Panel de Control
de los Hornos.

cos/min. y se pone unos 5,000 pies cub./min. por los costados hasta observar una fluidización incipiente del lecho, se baja el tiraje y abre las llaves de gas propano a la vez que se introduce un mechón encendido produciéndose una pequeña explosión, será mayor cuanto mayor sea el gas acumulado, por eso se recomienda no perder tiempo en esta parte de la operación. Inmediatamente se observa una llama brillante, puede regularse con la introducción de mayor o menor cantidad de aire. Después de un período de pre-calefacción y cuando la temperatura llegue a unos 700°C se comienza a alimentar perdigones verdes a razón de 2 a 3 ton./hora hasta alcanzar los 900°C en que ya se comienza a observar el encendido de los perdigones en toda la masa; a partir de este momento se quita poco a poco el aire de los costados y se pone el equivalente por la parte inferior a la vez que se aumenta la cantidad de aire y carga paulatinamente hasta alcanzar su normalidad y cuando la temperatura es mayor de 900°C se puede quitar el gas y ya la altura del lecho está lo suficientemente alto como para comenzar a descargar y desde este momento lo único que falta es regular la temperatura de acuerdo a la carga y el aire, quedando el horno en operación.

Los principales controles que es necesario llevar a cabo para un buen mantenimiento son: control de la alimentación, control del suministro de aire, control de la temperatuu

ra, control de la descarga y control químico.

2º) Control de la Alimentación

El flujo alimentado debe ser constante en lo posible evitando cualquier interrupción por más de dos minutos estando el reactor con aire, porque se enfriaría inmediatamente, y si la temperatura baja a menos de 700°C con toda seguridad será imposible levantarla para continuar con la autocombustión; en este caso lo más indicado es parar la alimentación y dejar con aire suficiente para mantener el lecho fluidizado sin que se aglomere. En seguida se procederá a calentarlo nuevamente con gas propano hasta que alcance una temperatura que permita continuar alimentando que es más o menos 900°C.

Cuando se alimenta mayor cantidad de perdigones que el calculado al aire correspondiente, se elevará la temperatura inmediatamente, siendo muy peligroso llegar a más de 1250°C, porque rápidamente se formará zonas de aglomeración de perdigones por la fusión de los mismos.

3º) Control del Suministro de Aire

Un exceso de aire enfriará el lecho hasta apagarlo y un defecto del mismo es fatal para la operación por la inmediata formación de "clinker" en todo el lecho por falta de fluidización, que obstruirá los orificios de las rejillas y soplos laterales cuya limpieza es muy difícil, con la consiguiente pérdida de tiempo hasta esperar que se enfrie el reactor para po-

der entrar a sacar esa masa compacta.

La falta de presión en la línea de entrada de aire, también da lugar a la formación de zonas de aglomeración porque al ser insuficiente la presión para fluidizar el medio, el lecho se pone estático. Lo recomendable en caso de falla del suministro de aire, es ~~parar~~ inmediatamente la alimentación y quitar completamente todo el aire.

4º) Control de la Temperatura

La temperatura más alta que registran los termopares es la de los gases y la más conveniente para guiarse en la operación por ser muy sensibles a cambios insignificantes, mientras que las temperaturas que registran los termopares en contacto de los perdigones difícilmente suben de 900°C, pero son muy útiles para localizar zonas de aglomeración; el descenso de la temperatura en algún lugar es indicio seguro que en esa zona ha comenzado la formación de clinker y la mejor manera de combatirla es inyectando cantidades de aire intermitentemente hasta romper el aglomerado.

5º) Control de la Descarga

La altura del lecho más adecuada en que la eliminación del azufre es buena y las temperaturas más estables se ha encontrado que puede ser entre 30 y 40 pulgadas, pudiéndose alcanzar hasta 45 pulgadas. Alturas menores que 30 pulgadas ofrece el peligro de enfriarse el lecho con mayor facilidad por de

ficiencia en la eliminación o por mucho polvo en la carga.

6º) Control Químico

Para saber el contenido de azufre del producto calcinado se hacen ensayos cada hora y éstos no deben arrojar resultados mayores de 1% de azufre total. Las razones de mucho azufre en la calcina pueden ser: baja temperatura de calcinación, baja altura del lecho, mal cálculo de la cantidad del aire, etc. También se hacen ensayos para determinar: sulfatos, zinc soluble y otros de importancia en el próximo proceso.

Análisis de los Perdigones Verdes y Tostados

Los siguientes análisis corresponden a una preparación del material cuyos pesos son:

Peso de concentrado blenda:	100.2 kgs.
Peso de calcina	: 12.7 kgs.
Acido sulfúrico 3%	: <u>3.0 kgs.</u>
Peso total	: 115.9 kgs.

Ventajas de este Proceso

- 1) El proceso puede emplearse indiferentemente bien sea que la calcina va a ser reducida en retortas horizontales o lixiviada con ácido sulfúrico diluido.
- 2) Buena eliminación del azufre como se puede ver en los análisis.
- 3) Se conserva integralmente en los gránulos tostados

el cadmio contenido en las blendas crudas, por lo tanto permite eliminar de las Plantas equipadas con hornos con retortas horizontales, el tradicional taller de descadmiado de los polvos de tostamiento, siempre costosos.

- 4) El proceso se adapta para el tostamiento de blendas ferruginosas.
- 5) Los hornos permiten ahorro en combustible.
- 6) También permiten el ahorro de mano de obra.
- 7) El producto obtenido es de buena calidad.
- 8) Los hornos son de alta capacidad por unidad.

TOSTACION EN LOS HORNOS DE HOGAR MULTIPLE (WEDGE ROASTERS)

Este método de tostación es el más ampliamente utilizado, cuando la calcina va a ser sometida a lixiviación posteriormente. Su objeto principal será obtener el máximo porcentaje de zinc que sea soluble en la solución de lixiviación.

Recordando:

- 1) El sulfuro de zinc es insoluble en ácido sulfúrico diluído a la temperatura ambiental.
- 2) El óxido de zinc es soluble en ácido sulfúrico.
- 3) El sulfato de zinc es soluble en agua.

Por consiguiente, el sulfuro de zinc del concentrado debe ser convertido tan completamente como sea posible a óxido y una cierta cantidad a sulfato de zinc.

El Horno de Tostado Wedge

Este horno es del tipo vertical y de forma cilíndrica. Tiene armadura metálica en su parte externa y revestido interiormente con ladrillos refractarios.

Consta de pisos u hogares, los de La Oroya tiene doce, y, además un piso en la parte superior que hace de secadora. Estos pisos son también de ladrillos refractarios, los mismos que se cuentan de arriba para abajo.

El elemento móvil es una columna o eje que atravieza de abajo hacia arriba, la cual tiene en cada piso dos brazos provistos de sus respectivos rastrillos; la columna y los brazos tienen refrigeración por aire. En la secadora los brazos son cuatro y no tienen refrigeración.

1º) Equipo necesario

La maquinaria necesaria para realizar la tostación en estos hornos es la siguiente:

- El horno propiamente dicho.
- Sistema de transporte a la parte superior del horno:
 - a) Fajas distribuidoras de carga.
 - b) Tolvas de almacenamiento.
 - c) Fajas de carguío a los tostadores.

Sistema de transporte de descarga del horno:

- a) Gusanos que reciben la calcina y conducen a la zaranda y enfriadora.

Fot. N° 14



Sección Hornos Wedge:
Piso de Secado de uno de
los hornos.

b) Gusano que transporta la calcina fría a los rollers de los molinos de bolas.

- Equipo auxiliar que comprende:

a) Indispensables: Ventiladoras para enfriar la columna, extractor de gases, bombas de petróleo, compresoras para aire de quemadores.

b) Necesarios: Balanza de carga, electroimán, termopares, medidores de presión, amperímetros, etc.

2º) Operación del Horno

Entonces, contándose con la maquinaria anterior, el concentrado es llevado mediante fajas a las tolvas superiores de los hornos y luego descargado en la parte central del piso secadora. Aquí el concentrado se seca y se mueve por medio de los brazos hacia la periferia del horno, donde cae por gravedad a través de unos huecos que dan a los gusanos alimentadores, los cuales meten la carga a los pisos uno, tres y cinco. Una vez que el concentrado se encuentra en el horno es movido por los rastrillos de los brazos de afuera hacia el centro en los pisos impares y del centro hacia afuera en los pisos pares. En esta operación el sulfuro de zinc del concentrado se quema y se transforma en óxido o calcina. Esta calcina se descarga por un hueco que existe en el piso doce hacia un pequeño gusano que conduce a la zaranda, de aquí el producto fino se traslada a la enfriadora, finalmente la calcina fría de la enfriadora

dora se traslada a un sistema de redlers de los molinos de bolas de la Planta Electrolítica de Zinc.

En lo que respecta a las temperaturas alcanzadas en los hogares éstas se pueden apreciar en el siguiente cuadro.

TEMPERATURAS ALCANZADAS EN EL WEDGE

<u>Termopar</u>	<u>Posición</u>	<u>Temperatura de Operación</u>
1	Hogar 1	550°C
2	Hogar 2	650°C
3	Hogar 3	650°C
4	Hogar 4	650°C
5	Hogar 5	650°C
6	Hogar 6	650°C
7	Hogar 7	700°C
8	Hogar 8	750°C
9	Hogar 9	750°C
10	Hogar 10	650°C
11	Hogar 11	450°C
12	Hogar 12	250°C
13	Entrada a Caldera	650 - 700°C
14	Salida de Caldera	250 - 300°C
15	Entrada al Extractor	200 - 250°C

16 Aire pre-
 Calentado 225 - 250°C

3°) Dificultades Operativas

Se forma constantemente costras en el hogar y deben ser retirados a fin de no dañar el sistema de rastrillos. También los engastes de los quemadores deben ser constantemente revisados para mantener siempre las óptimas condiciones en el tostador.

Forma en que se realiza la Tostación

La reacción de la pirita con el oxígeno del aire se realiza en dos etapas; en la primera hay producción de FeS y SO₂ y se realiza cuando la temperatura llega a 325°C que corresponde al encendido de la pirita, en la segunda etapa el FeS reacciona con el oxígeno produciendo Fe₂O₃ y SO₂ y se realiza a la temperatura de 537°C. Estas reacciones indican que en el primer hogar se debe mantener una temperatura máxima de 600°C.

La reacción de la blenda con el oxígeno se realiza a la temperatura de 647°C que demuestra, según el cuadro de temperaturas, que la oxidación de la blenda se lleva a cabo en los pisos dos, cuatro, cinco, seis ocho y diez.

Es de gran conveniencia obtener un alto porcentaje de sulfato de zinc soluble aprovechando el SO₂, lo cual es bastante difícil debido al hecho que el sulfato de zinc inicia

su descomposición a los 70°C para hacerse enérgica a los 720°C. En los pisos once y doce es posible conseguir la formación de este sulfato debido a las bajas temperaturas de estos hogares, pero el inconveniente principal es la baja concentración de SO₂ existente en dichos pisos.

El arsénico y el antimonio generalmente se encuentran en el concentrado en forma de arseniuros y antimoniuros que no ofrecen mayores dificultades debido a que se oxidan a bajas temperaturas, para ser volatilizados después a altas temperaturas, aunque siempre pasan pequeñas cantidades acompañando a la calcina.

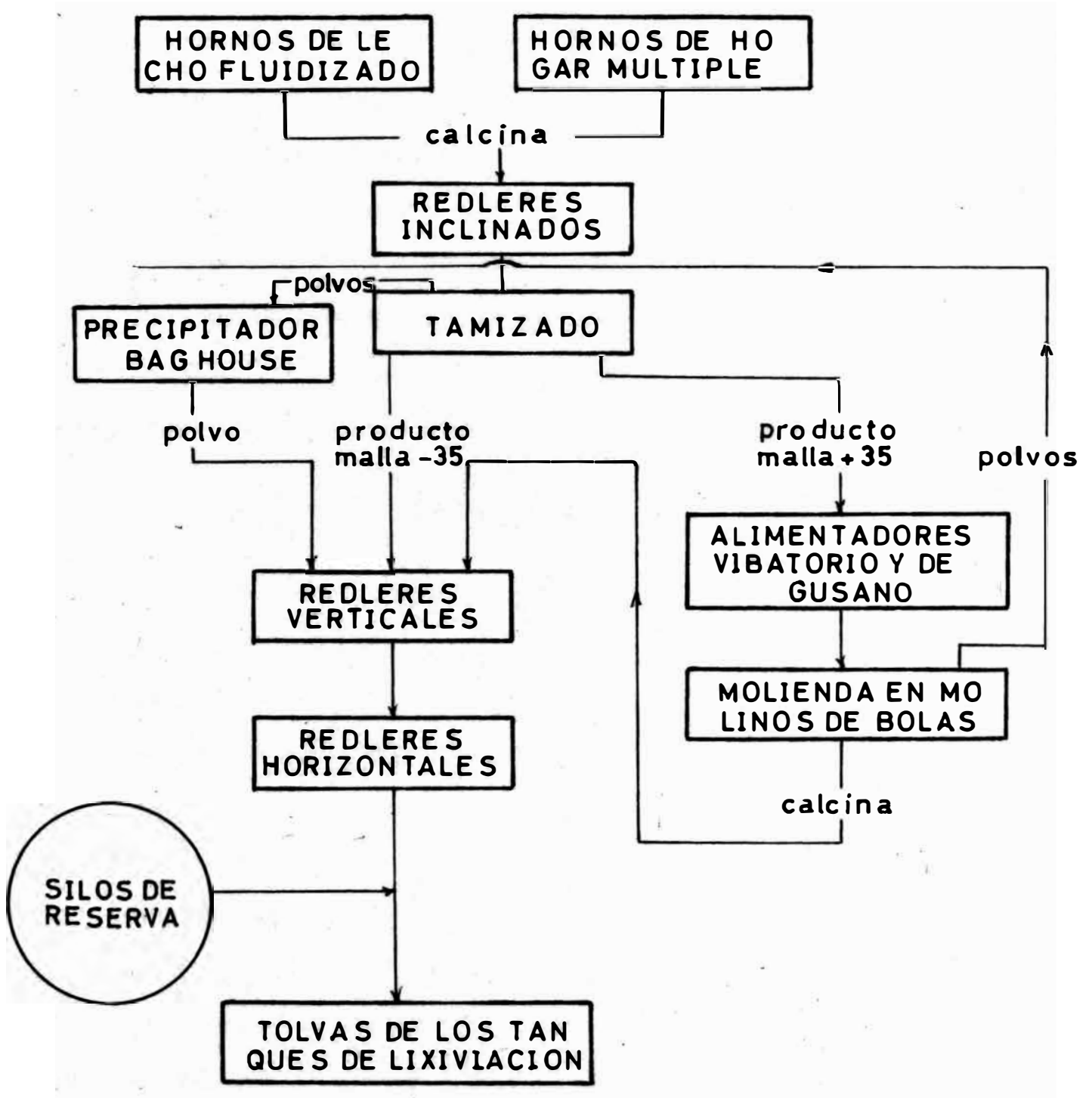
En lo que se refiere al cobre, ingresa al tostado en forma de sulfuro, se oxida y luego forma sulfato, descomponiéndose luego por acción de las temperaturas altas, regenerando el óxido. Al final se le obtiene en las dos formas.

El cadmio, al igual que el cobre, se oxida para formar después sulfato de cadmio por acción del SO₃. Como su temperatura de descomposición es 827°C se mantiene estable.

• CERNIDO Y MOLIENDA DE LA CALCINA

Es necesario cernir y moler la calcina porque con ello se acelera la velocidad de reacción del óxido de zinc con el ácido sulfúrico diluido en la lixiviación. La calcina que procede de los tostadores Wedge es fina, sólo tiene un promedio de 22 por ciento de gruesos para malla 35, mientras que la

FLOW-SHEET TAMIZAJE Y MOLIENDA



calcina proveniente de los hornos de cama fluida, tiene mayor cantidad de gruesos, 52 por ciento para malla 35. Las operaciones principales que hay que realizar son:

- 1) Cernir la calcina
- 2) Transportar los finos a las tolvas de lixiviación y silos de reserva.
- 3) Pulverizar a menos malla 35 los gruesos.

La calcina es llevada de la planta de tostación, primeramente por dos redleres inclinados. Ambos tienen las siguientes características técnicas:

Características Técnicas de los Redleres Inclinados

Tipo	"Loop Boot"
Inclinación	28°
Eslabones	9"
Velocidad de Eslabones	69 pies/min.
Capacidad	48 T.P.H.
Motor	20 HP, 1,765 R.P.M.
Reductor	30.6 R.P.M.

Estos redleres descargan a dos zarandas vibratorias de las siguientes características técnicas:

Características Técnicas de las Zarandas Vibratorias

Tipo	Vibración Electromagnética
Vibraciones	3,600 R.P.M.
Tamaño	4' x 8' (dos secciones - 4' x 4')

Malla 35'
Inclinación 33°
Capacidad 15 T.P.H.

De las zarandas, la calcina pasa a dos tolvas, una de finos y otra de gruesos. De la primera la calcina es conducida por dos redleres verticales, que están conectados a dos pares de redleres horizontales (puentes), a las tolvas de los tanques de lixiviación.

Características Técnicas de los Redleres Verticales

Tipo	"Loop Boot"
Eslabones	9"
Velocidad de Eslabones	61 pies/min
Capacidad	48 T.P.H.
Motor	20 HP, 1,765 R.P.M.
Reductor	30.6 R.P.M.

Características Técnicas de los Dos Pares

de Redleres Horizontales

Tipo	"Loop Boot"
Eslabones	9"
Velocidad de Eslabones	57 pies/min.
Capacidad	48 T.P.H.
Motor	20 HP, 1,765 R.P.M.
Reductor	30.6 R.P.M.

De la tolva de gruesos se alimenta la calcina a tres

molinos de bolas, la descarga de estos molinos es conducido a los redleres verticales para seguir el circuito y ser descargado a las tolvas de lixiviación.

Características Técnicas de los Molinos de Bolas

Tipo	Hardinge, cónico
Tamaño	5' x 22"
Velocidad	29 R.P.M.
Capacidad	4.1 T.M./H., 89.5% Eff.
Fajas	en V - 10 - C - 158
Motor	30 HP, 705 R.P.M., 40 Amp.
Velocidad de la cal- cina dentro del Moli no de Bolas	5 minutos (4.1 T.M./H.)

Cálculo de los Redleres

Este tipo de transporte es muy apropiado para materiales granulados o pulverulentos, que no sean corrosivos ni abrasivos, ya que el material es friccionado por los eslabones contra las paredes del conducto.

1º) Cálculo de la Capacidad

La capacidad de estos transportadores está dada por la siguiente ecuación:

$$T.M./h. = n \times A \times V \times P.E. \times 0.027$$

donde:

n = parte efectiva de la sección transversal.

A = área de la sección transversal en pies cuadrados.

V = velocidad de los eslabones en pies/min.

P.E. = peso específico del material que se transporta.

0.027 = factor de conversión de lb/min. a T.M./H.

El peso de 1 pie³ de calcina = 100 lbs., por lo tanto

P.E. = 100 lbs/pie³

Entonces la ecuación anterior se convierte en:

$$T.M./H. = n \times A \times V \times 2.7$$

En los redleres horizontales

n = se considera 75% (= 0.75).

A = 9.75" x 6" / 144 = 0.42 pies².

V = 57 pies/min.

$$T.M./H. = 0.75 \times 0.42 \times 57 \times 2.7 = \underline{48.5}$$

En los redleres verticales

n = se considera 60% (= 0.60).

A = 9.75" x 6" / 144 = 0.42 pies².

V = 71 pies/min.

$$T.M./H. = 0.6 \times 0.42 \times 71 \times 2.7 = \underline{48.3}$$

En los redleres inclinados

n = se considera 65% (= 0.65).

A = 9.75" x 6" / 144 = 0.42 pies².

V = 69 pies/min.

$$T.M./H. = 0.65 \times 0.42 \times 69 \times 2.7 = \underline{50.8}$$

Tomando como capacidad general de los redleres de

48.3 T.M./H., como estos están en pares, la capacidad total será de:

$$48.3 \times 2 = 96.6 \text{ T.M./H.}$$

2º) Cálculo de la potencia de los Motores

Redleres horizontales:

$$\text{H.P.} = \text{T.M./H.} \times H \times 0.0022 \times C.$$

H = longitud del redler en pies = 95.

C = constante del material, para el caso de calci
na es 2.

$$\text{H.P.} = 48.4 \times 95 \times 0.0022 \times 2 = 20.2$$

se necesita 2 motores de 20 HP c/u., uno para cada redler.

Redleres verticales:

$$\text{H.P.} = \text{T.M./H.} \times (V + 3) \times 0.0033 \times C.$$

V = altura del redler = 52 pies

$$\text{H.P.} = 48.3 \times (52 + 3) \times 0.0033 \times 2 = 18$$

se necesita 2 motores de 20 HP c/u., uno para cada redler.

Redleres inclinados:

$$\text{H.P.} = \text{T.M./H.} \times (H \times 0.0022 + V \times 0.0033) \times C.$$

H = distancia horizontal del redler = 25 pies

V = distancia vertical = 47 pies

$$\text{H.P.} = 48.3 \times (25 \times 0.0022 + 47 \times 0.0033) \times 2 = 20.3$$

se necesita 2 motores de 20 HP c/u., uno para cada

redler.

Molinos de Bolas

Como repetimos el molino utilizado es el Hardinge, cónico. Este tipo de molinos es apropiado para usarse en mollienda seca o húmeda y, en circuito abierto o cerrado. Gira alrededor de su eje principal, transmitiendo movimiento a las bolas que lleva en su interior, las cuales se elevan y caen chocando unas contra otras, friccionando las partículas que atrapen entre ellas. El interior del molino está forrado con planchas de una aleación especial, de alta resistencia a la abrasión.

El peso de la carga de bolas alimentadas a un molino es de alrededor de 2,720 kgs., distribuidos por tamaños:

Alimentación de Bolas al Molino

Tamaño:	1"	1.1/2" - 2"	2.1/2" - 3"	Total
Kilos :	210	1,190	1,320	2,720

La velocidad es de 29 R.P.M.

Para un molino de sus dimensiones, la velocidad crítica es de:

$$Mc = 76.6 / \sqrt{D}$$

$$Mc = \text{R.P.M.}$$

D = diámetro en pies

$$Mc = 76.6 / \sqrt{5} = 34 \text{ R.P.M.}$$

De donde la velocidad del molino es:

$$\frac{29}{34} = 0.85 \text{ Mc; o sea el 85\% de su velocidad crítica.}$$

1º) Operación de los Molinos

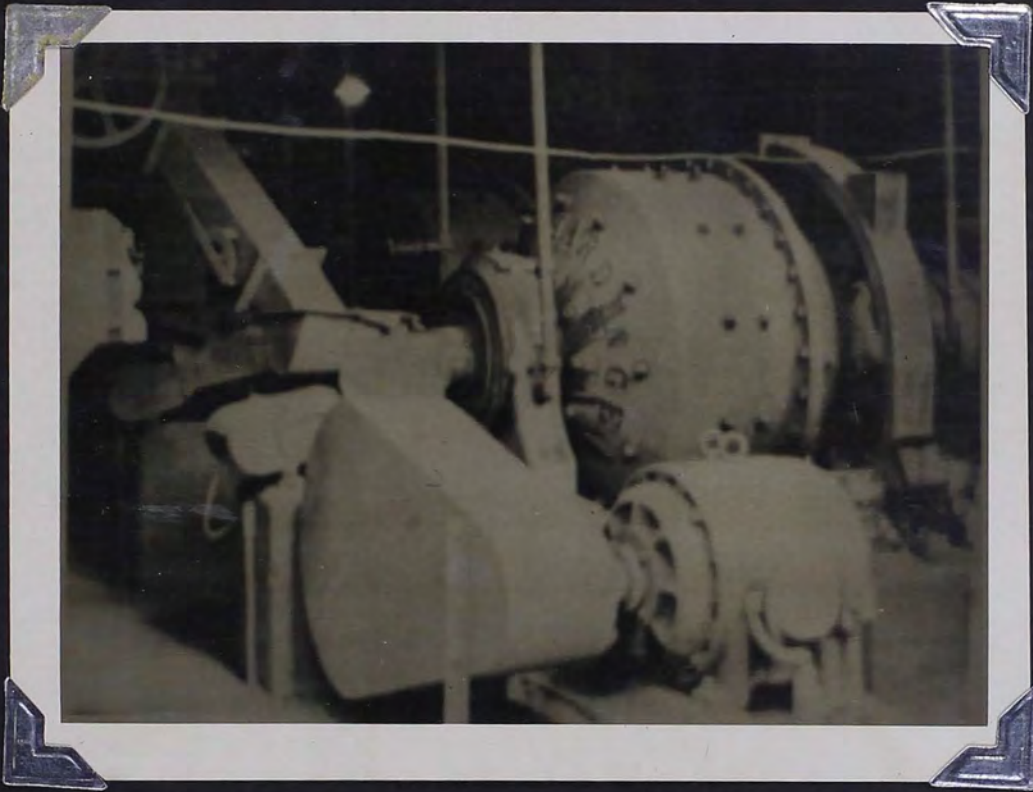
La práctica ha enseñado a operar los molinos de la siguiente manera:

1. La alimentación debe ser continua y uniforme.
2. Se puede conocer que el molino está insuficientemente cargado:
 - a) Cuando hay mucho ruido producido por las bolas al golpear el revestimiento del molino.
 - b) Cuando se encuentra alto porcentaje de finos en un análisis de malla del producto.
 - c) Cuando la carga es menor de 4.1 T.M./H.
3. Se conoce que un molino está sobrecargado:
 - a) Cuando se nota menos ruido de lo normal.
 - b) Cuando se observa exceso de gruesos en el producto.
 - c) Cuando el amperaje del motor está muy alto.
 - d) Cuando la carga es superior a 4.1 T.M./H.
4. Las indicaciones de una buena operación son:
 - a) Ruido constante y sin muchos golpes.
 - b) Velocidad y altura de la carga a la entrada: constantes.

2º) Dificultades Mecánicas

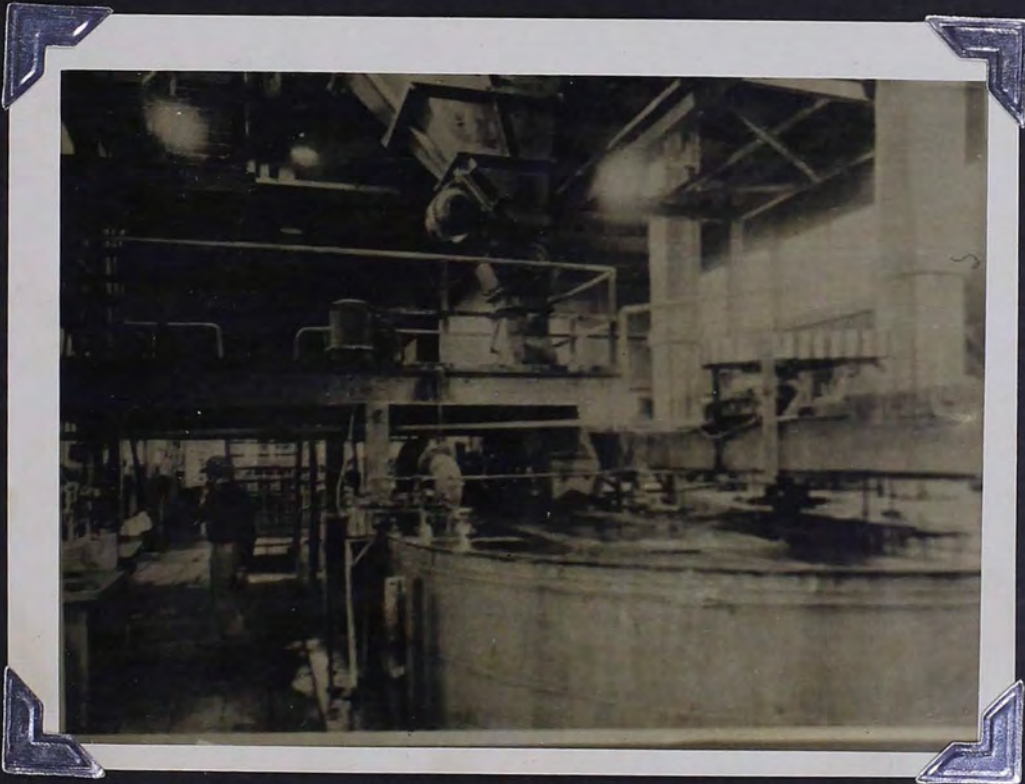
La falla más común es la ruptura de los eslabones de los redleres. Cuando esto sucede, se debe arrancar el redler

Fot. N.º 15



Sección Cernido
y Molienda.

Fot. N.º 16



Sección Lixivian
ción.

auxiliar y reparar el redler roto, en caso de no existir redler auxiliar, habrá que parar la operación en la parte donde se ha producido la falla y reparar el redler roto. Durante el desmontaje y limpieza de la parte en que el eslabón se ha roto, habrá que localizar también la causa de la ruptura para prevenir nueva falla.

3º) Mano de Obra

La sección se opera con un solo hombre.

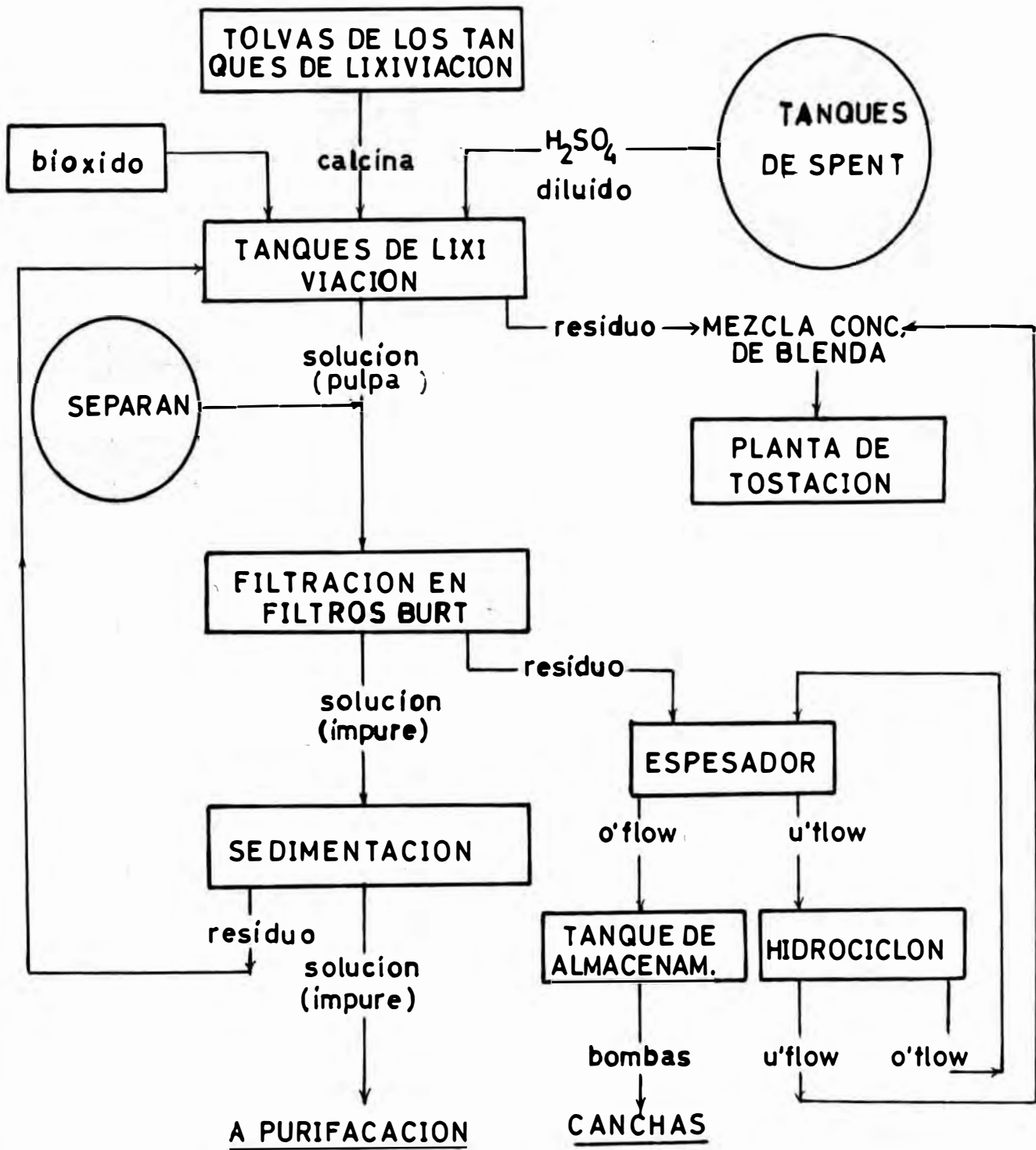
C. LIXIVIACION DEL OXIDO DE ZINC DE LA CALCINA

Hay varias técnicas para la etapa de la lixiviación de la calcina y los flow-sheets van desde una operación discontinua en una o dos etapas hasta la forma más elaborada de lixiviación, esto es, lixiviación en contra corriente. En La Oroya utilizan un sistema simple de lixiviación y se conduce por la operación "batch", o sea, uno por uno, Este sistema tiene la ventaja de un diseño sencillo y construcción más barata, además se puede coordinar bien con la etapa de filtración, pero también debe tenerse presente que, la eficiencia de lixiviación, es decir, la recuperación del zinc contenido en la calcina, es posiblemente más baja que cuando se utiliza un sistema de lixiviación en varias etapas o continuo.

Equipo Necesario

En la planta electrolítica de La Oroya donde obtienen hasta 170 T.C./día de zinc electrolítico, la lixiviación

FLOW-SHEET LIXIVIACION FILTRACION



es llevada a cabo en 4 tanques cilíndricos de madera de 22 pies de diámetro y 13 pies de profundidad. Interiormente están revestidos con planchas de plomo y ladrillos a prueba de ácido. Dichos tanques están provistos de un agitador tipo Dorr, constituido por un eje central con dos brazos agitadores que tienen rastrillos. Todo este sistema es impulsado por un motor que le permite dar cinco revoluciones por minuto. Además cada tanque posee cuatro tuberías para aire dispuestas de la siguiente manera: dos descienden por el eje central y se prolongan a lo largo hasta los extremos de los brazos, proporcionando lo que se llama el "aire central"; las otras dos tuberías están fijas a la pared del tanque proporcionando lo que se llama el "aire lateral". En el fondo los tanques tienen un niple con su respectiva válvula para descargar la pulpa a la sección filtros.

El volumen útil es de 67,000 litros que corresponde a 220 cms. de altura y sirve para la alimentación de cuatro filtros. Cuando sólo hay tres filtros disponibles, se usa un volumen de 55,000 litros, correspondiendo a 180 cms. de altura en el tanque de lixiviación.

Las líneas de descarga de los dos tanques que contienen spent, están conectadas a dos bombas, una para el llenado de los tanques de lixiviación y la otra para casos de emergencia.

Sobre los tanques de lixiviación existe dos tolvas pa

ra la calcina fina, teniendo en su parte inferior un sistema de alimentación para los tanques.

Materiales Necesarios

Los materiales entrantes a un tanque para preparar un "leach" (operación terminada de lixiviación en un tanque), son:

- La calcina.
- El ácido sulfúrico diluido o spent.
- Bióxido de manganeso.

La calcina que en realidad es la forma cruda del óxido de zinc, es de un color rojizo, debido al contenido de óxido de hierro. El ácido sulfúrico diluido o electrolito gastado que proviene de las celdas electrolíticas tienen un color rosado. El bióxido de manganeso, parte proviene de la sección de reparación de ánodos y parte de los alrededores de la planta donde se encuentra almacenada, es de un color oscuro y en forma de gránulos.

Análisis Promedio de Calcina

(Enero 1964)

T/Zn zinc total	58.2 %
W/Zn zinc soluble en agua	2.05 %
A/Zn zinc soluble en ácido	48.4 %
T/S azufre total	3.2 %
S/S azufre en sulfuro	1.75 %
SO ₄ /S azufre en sulfato	1.45 %

Fe	11.78 %
Cu	0.16 %
As	0.20 %
Sb	0.10 %
Pb	2.50 %
Cd	0.19 %
SiO ₂	1.40 %

ANALISIS PROMEDIO DEL ACIDO SULFURICO

Enero 1964

H ₂ SO ₄	156 gr/lt.
Zn	28.1 gr/lt.

Cálculos Teóricos en la Lixiviación

1º) Consumo de Acido por Tonelada Métrica de Calcina

Considerando los componentes de la calcina que consumen ácido sulfúrico, tenemos:

Zn =	46.35 %	(como ZnO)
Cd =	0.19 %	
Cu =	0.16 %	
Pb =	2.50 %	
Fe =	1.18 %	

Con respecto al fierro, como se puede ver en el cuadro de análisis de calcina, es de 11.78 %, que en gran parte se encuentra como ferrita, la cual es insoluble en ácido sulfúrico. También en el mismo análisis, vemos que hay 9.8 % Zn (por diferencia entre T/Zn y A/Zn) que está en forma insolu

ble. Parte de este zinc está formando ZnS y parte como ZnO.
Fe₂O₃, ferrita de zinc.

Asumiendo que todo el azufre insoluble está como ZnS,
tenemos:

$$\text{Zn (como ZnS)} = \text{S(insoluble)} \times \text{Zn/S}$$

$$\text{S(insoluble)} = 3.20 - 1.45 = 1.75\%$$

$$\text{Zn (como ZnS)} = 1.75 \times 65.4/32 = 1.75 \times 2.04 = 3.57\%$$

$$\text{Zn (como ferrita)} = 9.80 - 3.57 = 6.23\%$$

$$\text{Fe (como ferrita)} = 6.23 \times 2 \times 55.8/65.4 = 10.6\%$$

$$\text{Fe (soluble en Acido)} = 11.78 - 10.6 = \underline{1.18\%}$$

Luego, los consumos de ácido serán:

$$\text{del Zn: } 463.5 \times 98/65.4 = 695.00 \text{ kgs.}$$

$$\text{Cd: } 1.9 \times 98/112.4 = 1.65 \text{ kgs.}$$

$$\text{Cu: } 1.6 \times 98/63.6 = 2.46 \text{ kgs.}$$

$$\text{Pb: } 25.0 \times 98/207.2 = 11.80 \text{ kgs.}$$

$$\text{Fe: } 11.8 \times 98/55.8 = \underline{20.70 \text{ kgs.}}$$

731.61 kgs., ó sea,

732 kg/T.M.

Expresando esto en volúmen de "spent":

$$V_{(\text{spent})} = 732 \text{ kg/T.M.} / 0.156 \text{ kg/lt.} = 4,690 \text{ lts/T.M.}$$

2º) Cálculo de la Cantidad de Calcina Necesaria

En Enero del año pasado, los leaches fueron de un promedio de 69,420 lts.. Por lo tanto, teóricamente, la calcina promedio necesaria para un leach fue:

$69,420 \text{ lts./leach} / 4.690 \text{ lts./T.M.} = 14.80 \text{ T.M./leach}$
y sabiendo que en el mismo mes de Enero del año pasado se hicieron un total de 26.42 leaches, tendremos que:

$$\text{Calcina/día} = 14.80 \times 26.42 = 391 \text{ T.M./día.}$$

3°) Cálculo del Bióxido de Manganeso

Como sabemos el bióxido de manganeso se utiliza para transformar el fierro de ferroso a férrico:

$$\text{Fe (soluble)} = 1.18 \%$$

En 1 T. M. de calcina tendremos: 11.8 kgs. de fierro soluble.

Según la reacción (6), la cantidad de MnO_2 necesario será:

$$11.8 \times 87/2 \times 56 = 9.14 \text{ kg/T.M. calcina}$$

Esto significa, que la cantidad de MnO_2 necesaria para preparar un leach será de:

$$14.8 \times 9.14 = 135 \text{ kgs.}$$

En la práctica, se añade generalmente hasta 125 kgs., pero esto naturalmente es variable, pues hay leaches que salen con solamente 50 kgs. de MnO_2 como también hay de los que salen hasta con más de 300 kgs., dependiendo en todo caso del contenido de fierro soluble en la calcina.

De los resultados obtenidos sacamos como conclusión que la cantidad teórica necesaria de materiales para preparar un leach son:

$$\text{Acido sulfúrico diluido o spent} - 69,420 \text{ lts.}$$

$$\text{Calcina} = 14,800 \text{ kgs.}$$

Bióxido de manganeso = 135 kgs.

4°) Cantidad de Calor Producido en la Lixiviación

Se encontró que 1 T.M. de calcina neutraliza 4,690 litros de ácido sulfúrico diluido o spent. En esta tonelada métrica de calcina se tiene las siguientes moles de elementos cuyos óxidos son reaccionantes:

$$\text{Zn} = 463.5 \text{ kg.} = 463.5/65.4 = 7,090 \text{ moles-gramo}$$

$$\text{Cd} = 1.9 \text{ kg.} = 1.9/112.4 = 17.2 \text{ moles-gramo}$$

$$\text{Cu} = 1.6 \text{ kg.} = 1.6/63.5 = 25.2 \text{ moles-gramo}$$

$$\text{Pb} = 25.0 \text{ kg.} = 25/207.2 = 120.0 \text{ moles-gramo}$$

$$\text{Fe} = 11.8 \text{ kg.} = 11.8/55.8 = 211.0 \text{ moles-gramo}$$

con estos valores y con los calores producidos por cada mol-gramo de metal reaccionante (-H), tendremos:

$$\text{Zn} = 7,090 \times 25.05 = 177,600 \text{ kcal.}$$

$$\text{Cd} = 17.2 \times 26.58 = 457 \text{ kcal.}$$

$$\text{Cu} = 25.2 \times 18.57 = 467 \text{ kcal.}$$

$$\text{Pb} = 120 \times 84.58/2 = 5,070 \text{ kcal.}$$

$$\begin{aligned} \text{Fe} &= 211(27.87+42.5/2 \\ &+ 41.6/2) = \underline{14,753 \text{ kcal.}} \end{aligned}$$

Total calor producido: 198,347 kcal.

5°) Incremento de Temperatura

Aplicando la fórmula: $\Delta t = Q / m \times Ce$

Δt = incremento de temperatura

Q = total calorías/T.M. de calcina

m = masa del volumen de spent/T.M. calcina

C_e = calor específico de la solución

Para encontrar el calor específico de la solución, se le considera como solución de $ZnSO_4$; es decir que, tendremos 4,690 lts. de solución de sulfato de zinc; luego, la concentración será:

Concentración $ZnSO_4$ = concentración Zn x $ZnSO_4/Zn$

$$C = 484 \text{ kg./4,690 lts.} \times 161.4/65.4 = 0.242 \text{ kg/lt} - \\ 240 \text{ gr/lt} = 1.49 \text{ mol/lt.}$$

$$C = \underline{1.49 \text{ mol/lt.}}$$

El peso específico de la solución lixiviada es: 1,320

$$\text{agua en 1 litro de solución} = 1,320 - 240 = 1,080 \text{ grs.}$$

$$- 60 \text{ moles.}$$

De donde 1 mol de $ZnSO_4$ estará disuelta en 40.3 moles de agua, según el handbook de Charles Hodgman, a esta solución le corresponde un calor específico de 0.84. Luego, la masa de los 4,690 lts. de spent serán:

$$4,690 \times 1,320 = 6,190 \text{ kgs.}$$

reemplazando datos:

$$t = 198,347 \text{ kcal/6.190 kg.} \times 0.84 \text{ kcal/kg.}^\circ\text{C} - \underline{38.1^\circ\text{C}}$$

En la práctica, no se realiza totalmente este aumento, pues hay pérdidas de calor en el medio ambiente y también hay pérdidas en el arrastre del aire utilizado en la agitación de la solución y que sale por la chimenea del tanque.

Operación de Lixiviación

1) Primeramente se carga electrolito gastado o spent a uno de los tanques vacíos de lixiviación hasta una altura de 220 centímetros con el agitador trabajando.

2) Se determina la acidez y peso específico del spent cargado. La acidez indicará la cantidad de gr/lt. de ácido sulfúrico que habrá que neutralizar con calcina. El peso específico debe ser cercano a 1,300 porque de lo contrario si es menor indicará la necesidad de agregar ácido sulfúrico concentrado al tanque.

Se comienza la agitación por aire debiendo ser su presión de 40 lbs/pulg².

3) Se carga la calcina según la cantidad calculada, el tiempo requerido es alrededor de quince minutos.

La primera carga de calcina se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Factor}_1 \times (\text{Acidez} - 10) = \text{Cantidad de calcina en kgs.}$$

El factor₁ se obtiene del leach anterior, y resulta de dividir la cantidad total de calcina usada entre la acidez del spent. El siguiente ejemplo nos aclarará como se realiza este cálculo: Supóngase que en un leach anterior se usó como calcina total, 12,000 kgs. que neutralizaron a 150 gr/lt. de ácido contenido en el spent; y que la acidez tomada en nuestro tanque lleno es de 135 gr/lt. Con estos datos va

mos a calcular la primera carga de calcina.

$$\text{Factor}_1 = \frac{12,000}{150} = 80.0$$

$$\text{Acidez} - 10 \text{ gr/lt.} = 135 - 10 = 125 \text{ gr/lt.}$$

Primera carga = $80.0 \times 125 = 10,000$ kgs., que es la cantidad de calcina que debemos adicionar.

Se carga también 75 kgs. de bióxido de manganeso.

Después de la primera carga debe realizarse 60 minutos de agitación.

- 4) Después de la hora de agitación se determina el contenido de ácido que no ha sido neutralizado y que se había dejado en el leach para que actuara con la segunda carga de manganeso. Se calcula también la nueva carga de calcina de la siguiente manera:

$$\text{Segunda Carga} = \text{Factor}_2 \times \text{Acidez sobrante}$$

El Factor_2 se obtiene: dividiendo la cantidad de calcina utilizada en la primera carga entre el total de gr/lt. de ácido neutralizado. Este total de ácido neutralizado es igual a la acidez del spent antes de las cargas, menos la acidez sobrante después de la primera hora de agitación. Esta acidez sobrante viene a ser la que no ha sido neutralizada con la primera carga de calcina, es decir la acidez determinada después de la hora de agitación.

$$\text{Factor}_2 = \frac{\text{Calcina de Primera Carga}}{\text{Acidez de Spent} - \text{Acidez sobrante}}$$

Si por ejemplo, en un leach después de la hora de agitación,

encontramos una acidez sobrante de 7 gr/lt., tendremos que con la primera carga de calcina se han neutralizado: $135 - 7 = 128$ gr/lt. de ácido.

También sabemos que en la primera carga de calcina hemos usado 10,000 kgs.

Luego, con estos datos ya podemos calcular el factor y también la segunda carga:

$$\text{Factor}_2 = \frac{10,000}{128} = 78.1$$

$$\text{Segunda Carga} = 78.1 \times 7 = 546.7 \text{ kgs. } \text{ó } 550 \text{ kgs.}$$

Podemos redondear la cantidad encontrada a 550 kgs. sin mayor peligro, ya que después de esto, se usará un exceso de más o menos 200 kgs. a fin de precipitar todo el fierro que sea posible y conseguir una completa neutralización.

- 5) Comenzar a cargar 50 kgs. de MnO_2 al mismo tiempo que se inicia la adición de la segunda carga de calcina.
- 6) Al llegar a neutro, después de 40 minutos de agitación, se verifica:
 - a) Filtración: El número de cc que pasa a través de un papel filtro (Whatman No. 8/3489/3) en un minuto, debe ser de 100 cc.
 - b) Chequear el Fe^{++} : Debe ser menos de 5 mg/lt.
 - c) Chequear el peso específico del leach que debe ser aproximadamente de 1,350.

El tiempo normal de lixiviación debe ser de dos horas aprox

ximadamente. Para calcular el factor final del leach se usa la siguiente fórmula como ya se vió anteriormente:

$$\text{Factor Final} = \frac{\text{Total de calcina usada en el Leach (kgs)}}{\text{Acidez del Spent}}$$

Si el fierro no baja en el leach cuando éste es neutro al Anaranjado de Metilo, se debe cargar más calcina, por ejemplo 100 kgs. y chequear nuevamente el contenido de fierro. Este contenido debe llegar a ser menor de 5 mg/lt. o que el leach filtrado se vuelva lechoso lo cual indica sobrecarga. Cuando esto sucede se reacidifica nuevamente a 10 gr/lt., y se relixivia con MnO_2 y calcina.

Dificultades Operativas

Si el fierro no baja en el leach cuando éste es neutro al Anaranjado de Metilo, se procede en la práctica de la siguiente manera: cargar digamos 100 kilos de calcina (esta cantidad depende de la cantidad de fierro presente en la solución, por ejemplo si es 150 mg/lt., se puede añadir los 100 kilos de calcina indicado). Después de más o menos 10 minutos de agitación se chequea nuevamente el fierro y este chequeo se hace hasta que sea menor que 5 mg/lt. o que el leach filtrado se vuelva lechoso, lo que indica sobrecarga. Cuando esto sucede se reacidifica nuevamente a 10 gr/lt., es decir que se añade spent al tanque. Luego se relixivia con bióxido de manganeso y calcina para terminar con un lixivador normal.

Si el tanque está lleno y no es posible añadir spent

por no haber espacio, la mitad del contenido del tanque lleno se pasa a otro tanque previamente vaciado, luego se procede a cargar el spent necesario a cada tanque y proceder como si se tratara de un nuevo leach.

Existen otras dificultades en la operación de lixiviación como son dificultades mecánicas y eléctricas que son solucionadas por los respectivos especialistas.

Mano de Obra Necesaria

Para operar esta sección con todo el equipo descrito, se requiere solamente dos obreros.

RESULTADOS METALURGICOS

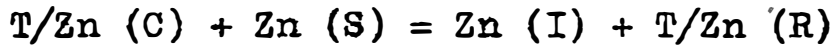
1°) Eficiencia de la Lixiviación

Para encontrar esta eficiencia es necesario conocer los pesos promedios mensuales de los siguientes materiales:

peso promedio de la calcina	C (Calcina)
peso o volumen promedio del spent	S (Spent)
peso o volumen promedio de la solución neutra	I (Impure)
peso promedio del residuo	R (Residuo)

También es necesario conocer la composición de cada uno de estos materiales: teniendo todos estos datos ya podemos encontrar la recuperación del zinc por lixiviación, bien sea con respecto al zinc total (T/Zn) o con respecto al zinc soluble en ácido (A/Zn).

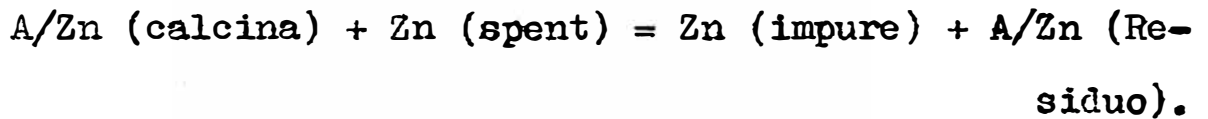
Haciendo un balance teórico del zinc con respecto al T/Zn



luego:

$$\% R_{T/Zn} = \frac{Zn (Impure)}{(T/Zn)(C) + Zn(S)} \times 100$$

Con respecto al A/Zn, el balance será:



$$\% R_{A/Zn} = \frac{Zn (Impure)}{A/Zn (C) + Zn (S)} \times 100$$

Con los datos que disponemos en este estudio vamos en seguida a encontrar la eficiencia teórica de la lixiviación:

Base: 1,000 kgs. de calcina

$$T/Zn \text{ en Calcina} = 1000 \times 0.582 = \underline{582} \text{ kgs.}$$

$$\text{Spent} = 4,690 \text{ lts.}$$

$$\text{Zn en Spent} = 4,690 \times 28.1 = \underline{132} \text{ kgs.}$$

$$\text{Peso de leach} = 4,690 \times 1,320$$

$$\text{Peso Impure} = V \times 1,280 \text{ (peso específico de la solución neutra filtrada)}$$

de donde:

$$V = \frac{4,690 \times 1,320}{1,280} = 4,830 \text{ lts.}$$

$$\text{Zn en Impure} = 4,830 \times 124 = \underline{599} \text{ kgs.}$$

$$\% R_{T/Zn} = \frac{599}{582 + 132} \times 100 = \underline{83.9} \%$$

Cálculo de % R (A/Zn):

$$A/Zn \text{ en la calcina} = 1000 \times 0.484 = 484 \text{ kgs.}$$

$$\text{Spent} = 4,690 \text{ litros}$$

Zn en Spent = 4,690 x 28.1 = 132 kgs.

Zn en Impure = 599 kgs.

$$\% R_{(A/Zn)} = \frac{599}{484 + 132} \times 100 = \underline{97.2 \%}$$

2º) Relación de la Extracción con la Acidez y Temperatura

En la práctica se ha encontrado que la acidez del spent y la temperatura de la lixiviación tienen influencia en la extracción del zinc de la calcina, a continuación se muestran datos prácticos:

EXTRACCION DEL ZINC

	% Acido Sulfúrico				
	1	5	10	20	35
%Extracción a 40°C		85	87	90	95
%Extracción a 60°C		88	91	90	98
%Extracción a 80°C	38	88	93	96	99.1

Analizando estos datos vemos que la mayor extracción se obtiene cuando se trabaja con temperatura y acidez altas.

3º) Relación de la Extracción con la Ferrita

La extracción baja agudamente con el aumento del hierro en la forma de ferrita.

Extracción

% Fe en calcina

%

como Ferrita de zinc

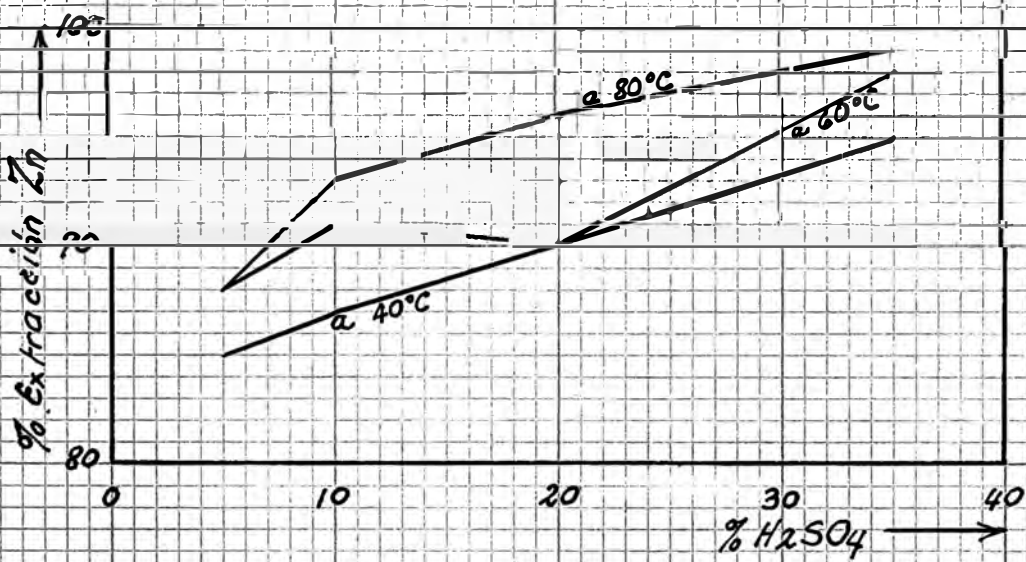
97

3

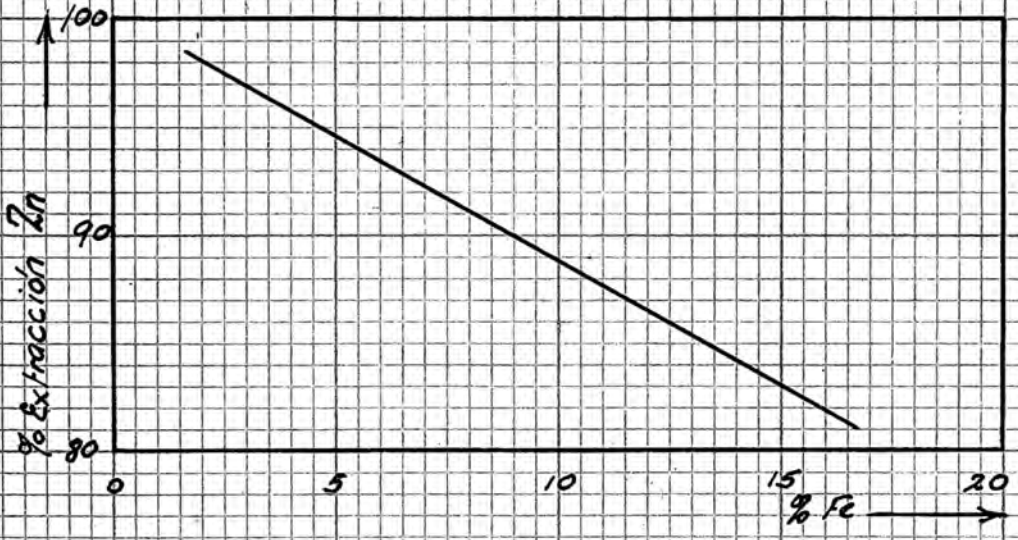
93.5

6

EXTRACCION DE ZINC-ACIDO-TEMPERATURA



EXTRACCION DE ZINC - FIERRO COMO FERRITA



90	9
86.5	12
83	15

Graficando estos resultados en un sistema de coordenadas, obtendremos una línea recta.

D. FILTRACION DE LA SOLUCION

El sulfato de zinc y la pulpa que viene de los tanques de lixiviación, son separados por una tela utilizada en los filtros "Burt". La solución que contiene principalmente sulfato de zinc, pasa a través de la tela y luego es bombeada a cinco tanques sedimentadores, de donde la solución es nuevamente bombeada a la sección de purificación. La pulpa que queda en los filtros, se lava con agua caliente, debe ser caliente porque la viscosidad del sulfato de zinc baja con el aumento de temperatura y se mezcla mejor con el agua, o con una solución diluida de sulfato de zinc, para sacar todo el zinc soluble en agua, existente en los sólidos. Luego se descarga el residuo insoluble de los filtros y se clasifica por medio de hidrociclones.

Equipo de Filtración

El equipo consiste de 9 filtros Burt con las siguientes características técnicas:

Dimensiones: 5 pies de diámetro por 40 pies de largo.

Número de palos: 32 palos triangulares, forrados con

tela Nylon 700 B, 16 en cada sec
ción.

Velocidad de giro: 3 a 6 revoluciones por minuto.

Equipo adicional:

Tanques de almacenamiento

de solución filtrada: 5, con capacidad de 140,000 lts.
cada uno.

Tanques de almacenamiento

de spent: 2, con capacidad de 260,000 lts.
cada uno.

Operación de la Filtración

1º) Se carga aproximadamente 55 centímetros (17,000 lts.) de solución lixiviada (leach) a uno de los filtros Burt. Esta so
lución entra por un extremo del filtro, corre por los costados del casco y se filtra. Después, pasa por los niples de salida y va al pozo de impuro (solución filtrada). En ese momento es un filtrado limpio y claro.

2º) Cargar la primera lavada de un volúmen pre-determinado (2,000 a 3,000 litros) del tanque de lavado No. 3. También es
ta solución ingresa por el extremo del filtro, corre por las paredes de éste y se filtra. Esta solución se calienta con va
por para prevenir la formación de sulfato en el filtro. Esta solución pasa también por el pozo de impuro para convertirse en solución impura; después se bombea a los tanques de almacena-

miento de impure para su sedimentación. A través de un tubo central de 2 pulgadas se envía aire a presión a 10 lb/pulgada cuadrada al interior del filtro, lo cual acelera el pasaje de la lavada.

3º) Cargar la segunda lavada de la misma manera, excepto la que viene del tanque de lavado No. 2 y después de la filtración va al tanque de lavado No. 3. Aire a 10 lbs/pulgada cuadrada.

4º) Cargar la tercera lavada de la misma manera, excepto que la lavada viene del tanque No. 1 y va al tanque de lavado No. 2. Aire a 10 lbs. como antes.

5º) Bombear la cantidad necesaria de agua fresca. Esta va al tanque de lavado No. 1 después de la filtración. (Debe tener un peso específico no menor de 1,010 a 1,020).

Después de cada lavada se aplica un vacío durante cinco minutos a la entrada del filtro; esto es para aflojar el cake de los palos.

6º) Lavar el filtro con agua caliente (calentada con vapor) y descargar luego por las compuertas de salida al tanque de residuo. Esto se hace por medio de agua a alta presión (más de 100 libras) que pasa por un tubo central de 2 pulgadas y añadiendo vapor por la entrada del filtro. De esta manera se lava la tela con una ducha de agua que fluye por unos huecos **finos** existentes en el tubo central mientras el filtro está rotando. Se debe chequear la descarga de los gruesos; si hubiera gran

cantidad de éstos, será una indicación de molienda pobre en los molinos de bolas o que hay huecos en la zaranda.

7º) La velocidad normal de los filtros es de 3 R.P.M., excepto durante la carga de las lavadas y la descarga del residuo, en cuyos caos la velocidad es de 6 R.P.M.

8º) Toda el agua para lavar los filtros debe ser limpia; para botar los residuos debe usarse agua del río.

General

Solamente la última lavada y el aire pasa por el tubo central de 2" esto es para lograr un mejor lavado. El pasaje del aire sirve también para asegurar que los huecos estén siempre abiertos y obtener un consumo más uniforme de aire comprimido; la línea de dos pulgadas tiene una línea de purga en el otro extremo el cual se usa para limpiar y chequear si el tubo de dos pulgadas está tapado o no. Si el tubo de dos pulgadas está limpio el agua fluye por el tubo más pequeño cuando las bombas de alta presión están trabajando.

El promedio de vida de las lonas de los filtros se estima en 1,678 ciclos (1 ciclo igual a 14,000 litros de solución filtrada).

Manipuleo del Residuo

Como vemos en el cuadro sobre composición del residuo, se tiene un buen porcentaje para A/Zn, zinc soluble en ácido, y por este motivo se realiza su tratamiento.

Experimentos realizados muestran que es económico recuperar el zinc soluble en ácido hasta malla + 65, eliminando el producto de malla - 65, aunque hay opiniones que afirman que, inclusive aquel zinc soluble en ácido contenido en malla + 80, puede ser recuperado en forma simple y económica.

A continuación se describe el manipuleo del residuo a fin de recuperar al máximo el A/Zn.

El residuo descargado de los filtros en forma de pulpa a un canal colector común, es recibido por gravedad en un tanque espesador. El underflow del espesador es conducido a una bomba especial para arenas que envía la pulpa espesada a un hidrociclón.

COMPOSICION DEL RESIDUO

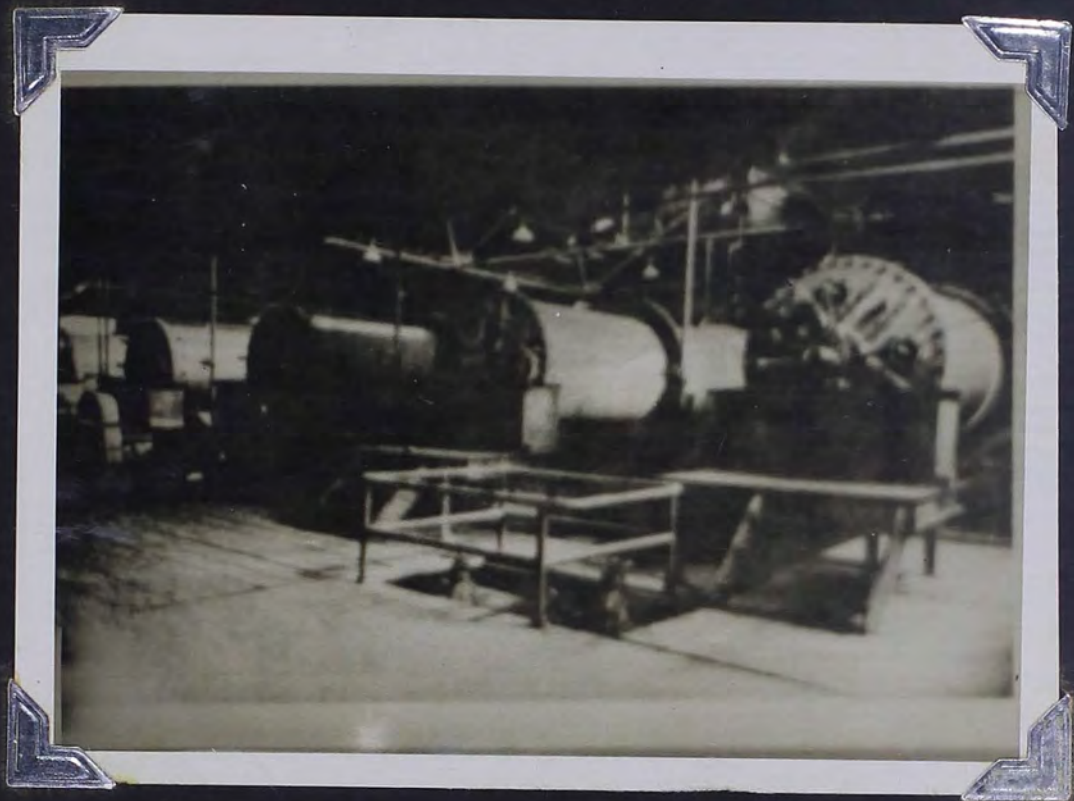
Muestra	% Peso	Ensayos en % peso (Ag en oz/T.M.)									
		Pulpa	Cu	Pb	T/Zn	A/Zn	Ag	Cd	Fe	T/S	SO ₄ S
1	100	0.57	4.8	25.9	4.0	11.8	--	35.0	2.48	0.67	1.81
2	100	0.58	4.4	26.5	4.1	10.7	--	34.6	2.92	0.56	2.36
3	100	0.45	3.5	32.2	10.4	10.9	0.14	29.0	4.62	--	3.84
4	100	0.49	3.3	31.3	9.8	9.9	0.13	29.6	4.11	--	3.22
5	100	0.56	3.7	32.2	10.7	9.7	0.13	29.0	3.65	--	3.32

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL RESIDUO

Distribución por Mallas

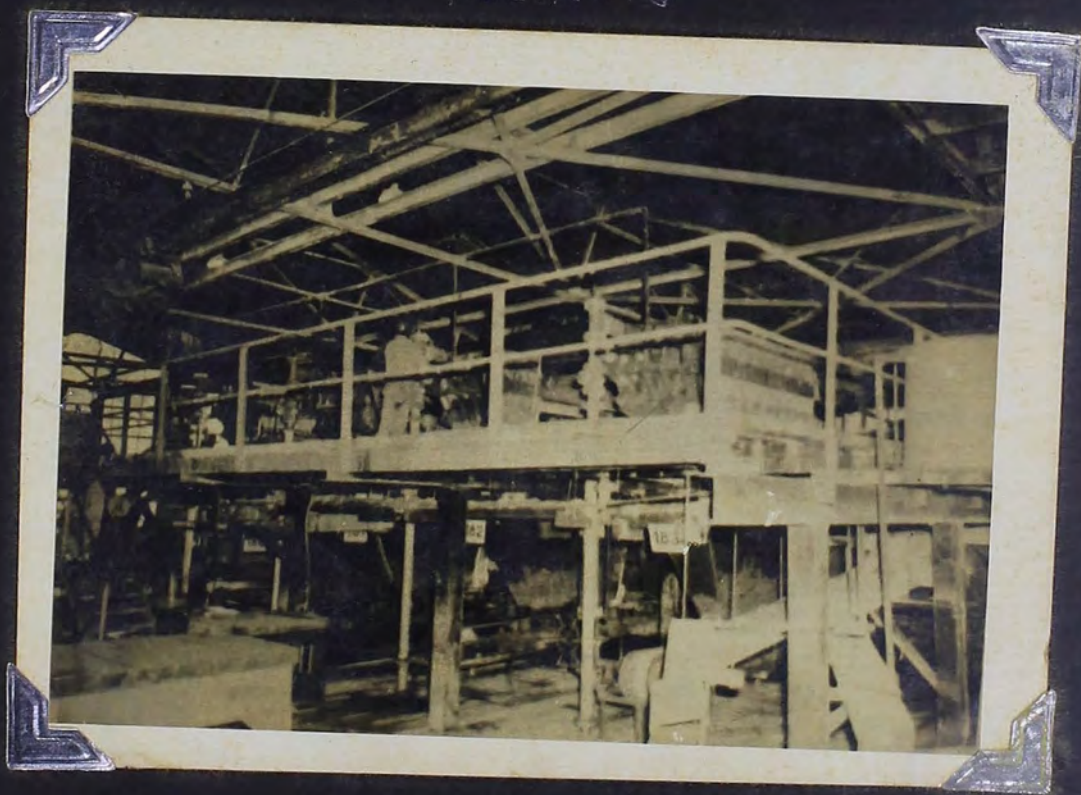
Malla	%	T/Zn	A/Zn	Fe
+ 20	1.5	51.5	43.9	13.6
+ 28	4.5	54.4	45.6	12.4
+ 35	5.5	52.2	43.3	13.2
+ 65	8.7	46.1	33.5	14.9

Fot. Nº 17



Sección
Filtro

Fot. Nº 18



Sección Purificación.

+100	5.5	41.6	26.9	15.9
<u>-100</u>	<u>74.3</u>	<u>25.0</u>	<u>6.0</u>	<u>34.5</u>

El producto overflow del espesador se descarga a un tanque de residuo, de aquí es conducido a pozas de almacenamiento mediante dos bombas conectadas al tanque.

El hidrociclón que está ubicado en la sección de mezcla de concentrados de zinc, proporciona dos productos: gruesos que se mezclarán conjuntamente con los concentrados para seguir nuevamente todo el circuito arrancando desde la tostación, para recuperar el zinc soluble en ácido, y finos, que son conducidos a las pozas de almacenamiento de residuos.

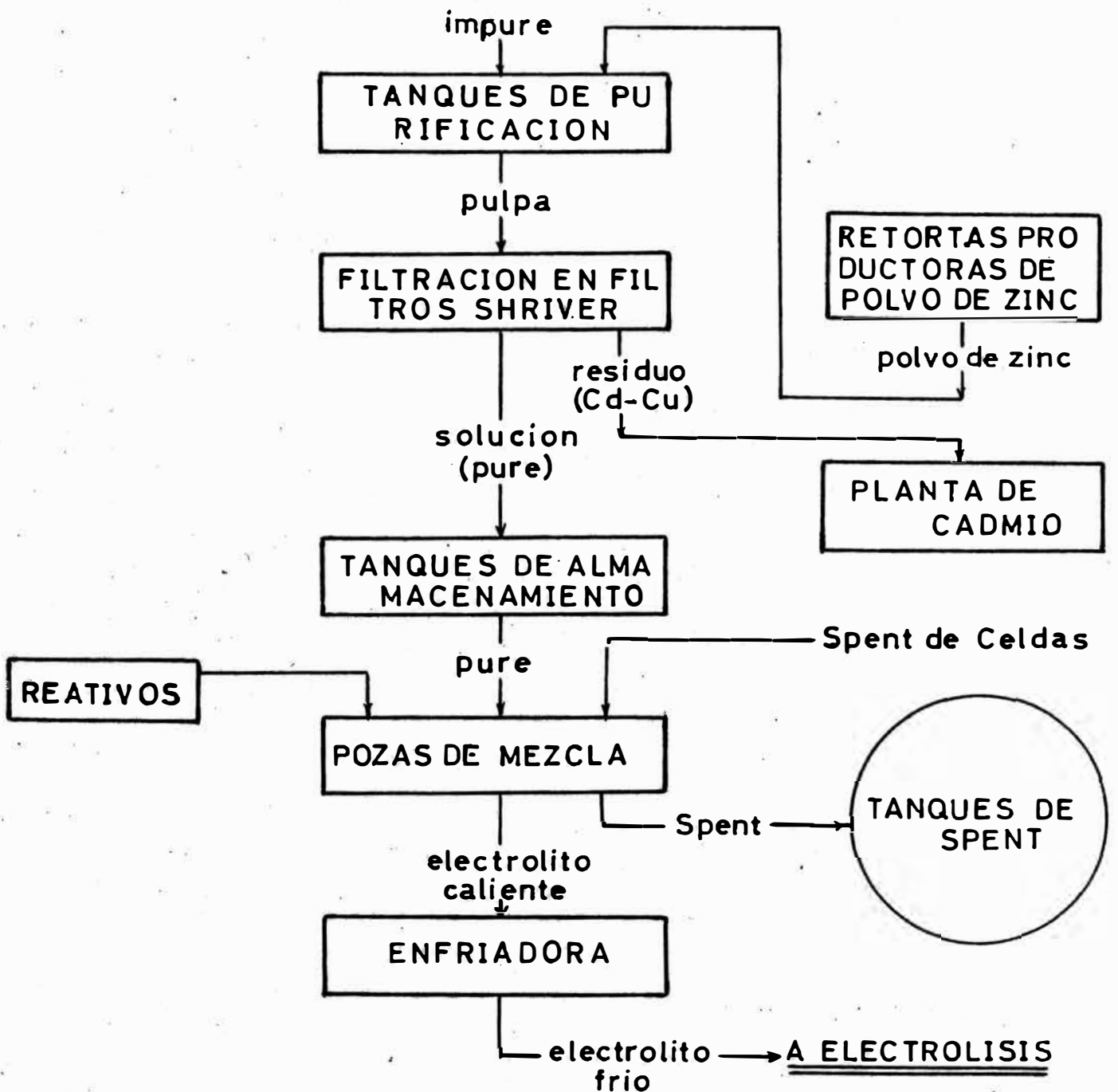
Existe un muestreador automático situado entre la descarga de los filtros y el espesador y, otro, situado entre la descarga del tanque, después de las bombas y las pozas de almacenamiento.

El canal colector de la descarga de los filtros, está provisto de un canal de emergencia para descargar directamente al tanque de residuo, con el fin de facilitar reparaciones, bien sea en el espesador, bombas o hidrociclón.

E. PURIFICACION DE LA SOLUCION

La solución que sale de los filtros Burt, contiene además del zinc, otros elementos tales como Cu, Cd y Fe, que impurifican la solución, por lo que será necesario eliminarlos lo más que se pueda.

FLOW-SHEET PURIFICACION



ANALISIS PROMEDIO DE SOLUCION DE FILTROS

Enero 1964

Zn	124	gr./lt.
Cu	40	mgr./lt.
Cd	0.222	gr./lt.
Fe	25	mgr./lt.
Mn	_____ 3	<u>mgr./lt.</u>

La precipitación del cobre y cadmio, se realiza por la adición de zinc metálico en polvo.

La solución de los filtros Burt que aún algo de sólidos contiene, es almacenada durante cierto tiempo (alrededor de 30 minutos) en 5 tanques llamados de "impure", donde se sedimentan los sólidos. De aquí la solución es bombeada mediante 2 bombas y por dos líneas de 12" a un canal que lleva la solución a la sección siguiente. Este canal alimenta mediante canales secundarios a los tanques de purificación.

Equipo de Purificación

En esta planta existen siete tanques de purificación. Estos tanques son de madera forrados interiormente de plomo. Tienen un diámetro de 6.70 metros y contienen un volumen útil de 68,400 litros. Cada tanque está provisto de un agitador tipo Dorr de rastrillos, accionado por un motor que le imprime 6 revoluciones por minuto. El polvo de zinc se agrega mediante un dispersor.

Los tanques poseen en su parte inferior una válvula de descarga conectada a una línea general de descarga, de la cual, mediante 6 bombas, la solución purificada es enviada a los filtros-prensa.

Estos filtros son seis y son del tipo Shriver. Su presión de trabajo es de 5,000 lbs./pulgada cuadrada. Los elementos filtrantes son lonas colocadas entre marcos y planchas (3 pies x 3 pies y 1 pie de espesor).

Una vez filtrada la solución, es enviada mediante un canal a ocho tanques, llamados de "check", donde la solución es almacenada antes de enviarse a la Electrólisis. La capacidad de estos tanques es de 60,000 lts.

El residuo de la filtración se deja caer por una tolva que hay debajo de cada prensa, y luego, mediante una faja es transportado fuera de la sección para ser enviado como materia prima a la planta de cadmio.

Cálculo de la Cantidad Teórica Requerida de Polvo de Zinc para cada Purificación

Volúmen de purificación:	68,400 litros
Cd ⁺⁺ en la solución:	0.222 x 68,400 = 15.18 kg. = 0.125 mol/kg.
Cu ⁺⁺ en la solución:	0.040 x 68,400 = 2.74 kg. = 0.043 "
Fe ⁺⁺ en la solución:	0.025 x 68,400 = 1.71 kg. = <u>0.030</u> "
	0.198 mol/kg.

De las reacciones de la química de purificación tenemos que.

Son en total 0.198 mol-kg de Zn metálico.

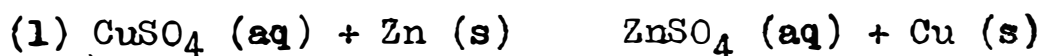
Peso de zinc = $0.198 \times 65.4 = 12.9$ kg.

Peso de polvo de zinc = $12.9/0.81 = 16$ kg (el polvo de zinc analiza 81 % de Zn).

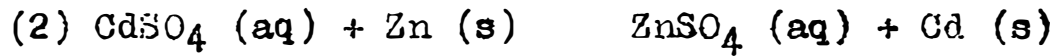
Esto sería la cantidad teórica de polvo de zinc, requerido para una purificación. Pero, debido a que las partículas de zinc se recubren de una capa de sulfato, lo que las hace ya inactivas para la purificación, queda bastante zinc metálico sin reaccionar. Todo esto hace que, la cantidad de polvo de zinc utilizada en la práctica, sea mayor, utilizándose de 30 a 40 kg.

Del fierro ya no se preocupa en esta etapa, pues se encuentra en una concentración aceptable al salir en la solución de los filtros Burt, y solamente nos queda por chequear el cobre y cadmio. Cuando el cadmio comience a precipitar, ya el cobre habrá precipitado en su mayor parte. Bastará pues, chequear el cadmio para comprobar la pureza de la solución. La solución debe tener menos de 0.5 mg/lt.

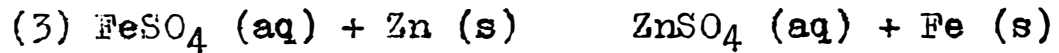
Cálculo del Incremento de la Temperatura



$$H = - 53.40 \text{ kcal (reacción exotérmica)}$$



$$H = - 19.13 \text{ kcal (reacción exotérmica)}$$



$$H = - 15.92 \text{ kcal (reacción exotérmica)}$$

Estas tres reacciones de la Purificación (Pág. 59) son exotérmicas o sea que, producen un aumento de temperatura en la solución.

El calor producido por las reacciones será:

$$\text{Por el Cd}^{++} = 113.9 \times 19.13 = 2,214 \text{ kcal.}$$

$$\text{Por el Cu}^{++} = 39.1 \times 53.40 = 2,088 \text{ kcal.}$$

$$\text{Por el Fe}^{++} = 27.8 \times 15.92 = \underline{447 \text{ kcal.}}$$

$$4,749 \text{ kcal.}$$

El calor específico de la solución será encontrado, considerándolo como una solución de sulfato de zinc.

$$\begin{aligned} \text{Sulfato en 1 litro de solución} &= 124 \times 161.4/65.4 = 306 \text{ gr/lt.} \\ &= 1.9 \text{ mol/lt.} \end{aligned}$$

$$\text{Peso específico de la solución (promedio de Enero 1964)} = 1,280$$

$$\text{Peso del agua en 1 litro de solución} = 1,280 - 306 = 974 \text{ gr.}$$

$$= 54.1 \text{ mol/lt.}$$

De donde podemos decir:

1 mol de sulfato está disuelta en 28 moles de agua. Del hand-

book de Ch. Hodgman podemos ver que aproximadamente es 0.8 kcal/kg - °C el calor específico de esta clase de solución.

$$\text{masa} = V \times D = 68,400 \times 1,280 = 87,552 \text{ kg.}$$

Para hallar el aumento de temperatura tendremos que aplicar la fórmula:

$$t = Q / m \times C_e = 4,749 / 87,552 \times 0.8 = 0.07 \text{ °C}$$

Operación de la Purificación

- 1°) Bombear el "impuro" claro a los tanques de purificación. Los tanques deben llenarse hasta una altura de 220 cms., y la temperatura debe ser más o menos 120 °F.
- 2°) Chequear el peso específico, debe ser más o menos 1,300.
- 3°) Añadir la cantidad de polvo de zinc necesario (80 lbs.). Este polvo de zinc se añade por medio de un dispersor, usando sulfato de zinc de las prensas. Este sulfato llega al dispersador por medio de una tubería de 1".
- 4°) Se agita durante 45 minutos. Después de este tiempo se chequea el contenido de cadmio con la "prueba Rápida". Si el contenido es menor que 0.5 mg/lt., se pasa la solución por la prensa; en caso contrario, se da más agitación, y después de 15 minutos se vuelve a chequear, será necesario repetir esto una vez más, si en caso el cadmio sigue alto, de lo contrario, se puede proceder a re-purificar también, añadiéndole 20 libras de polvo de zinc. Después de 15 minutos de agitación se chequeará el cadmio nuevamente. Una vez purificada la se-

lución, se envía al filtro prensa.

5°) Se pasa la solución por la prensa durante 5 minutos, la solución filtrada se pasa a otro tanque de purificación. Después de este tiempo se chequea el contenido de cadmio de la descarga de la prensa, y si es menor que 0.5 mg/lt., la solución filtrada se pasa a los tanques llamados de "check". Mientras pasa la solución por el filtro prensa, el agitador del tanque de purificación debe estar trabajando hasta que el nivel baje a 80 cms. La presión durante la operación de la prensa debe ser de 35 a 70 libras por pulgada cuadrada y el tiempo total de 1 a 2 horas (tiempo total de filtración).

6°) Cuando el tanque "check" esté lleno, deberá chequearse nuevamente el contenido de cadmio, el cual deberá continuar siendo menor que 0.5 mg/lt. Se mide el peso específico del "puro" que deberá ser un poco menor que cuando la solución estaba en los tanques de purificación.

a) Limpieza de las Prensas Shriver

Cuando el filtro prensa está lleno de residuo (después de una purificación de cerca de 2 horas o 6 pasadas), tiene que ser limpiado. Debe lavarse 3 veces durante cinco minutos, cada vez con agua caliente (obtenida por condensación del vapor).

Si el agua no está caliente se puede utilizar vapor, a fin de prevenir la acumulación de sulfato dentro de la

prensa. Luego, pasar aire por la prensa durante todo el tiempo que sea posible (media hora o más), para obtener un cake de residuo seco. Después, se abre la prensa y se limpia bien.

Durante la limpieza de la prensa, se chequea los siguientes puntos:

1. Que los marcos estén bien limpios (huecos y lados).
2. Que las telas que cubren las planchas estén bien limpias y sin roturas.
3. Que los marcos y planchas no estén rotas ni torcidas.
4. Que las válvulas no estén tapadas.

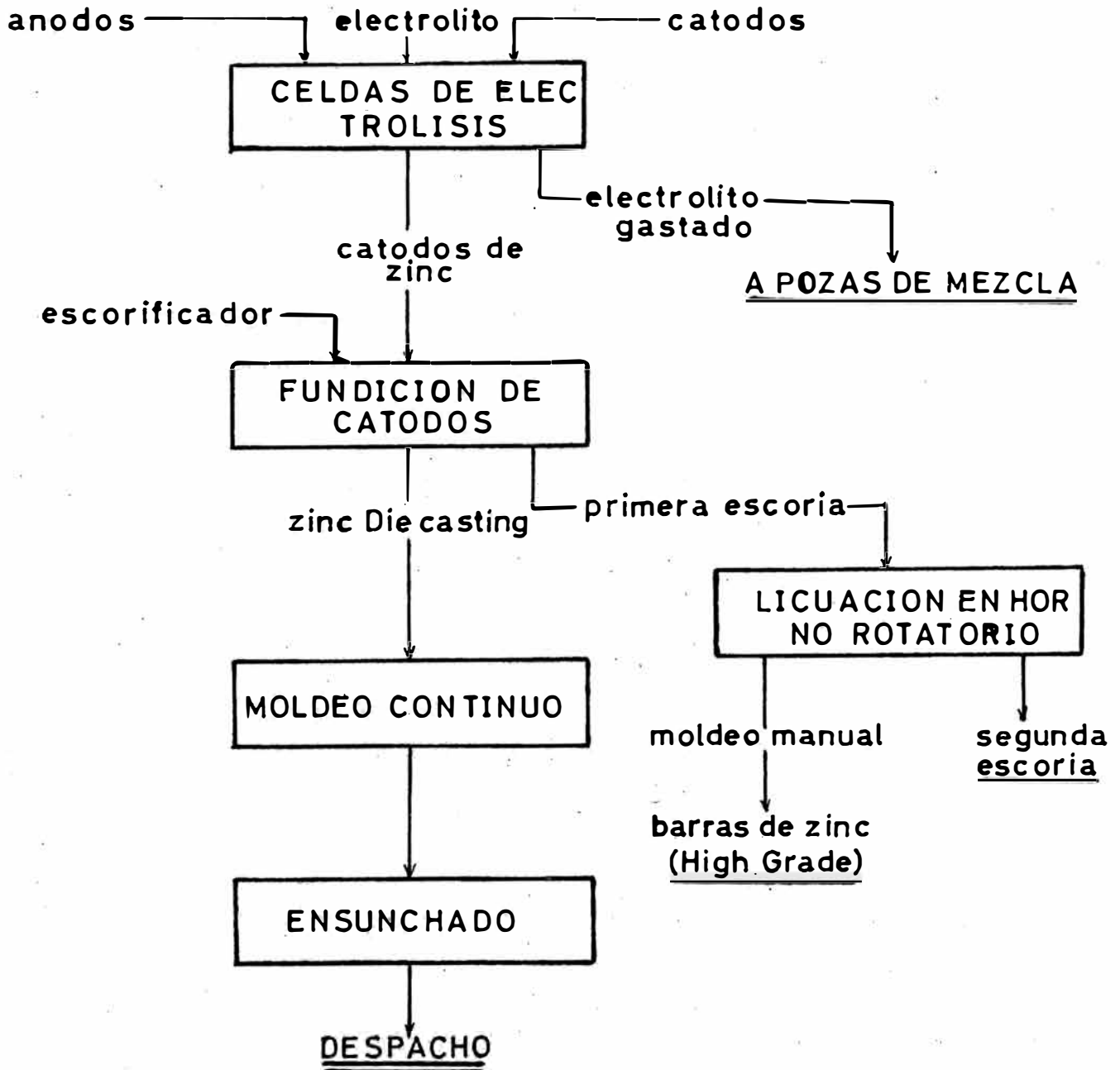
b) Preparación de la prensa

Se pone papel encima de las telas, asegurándose que tanto el papel como la tela estén derechos y correctamente ajustados. Se cierra despacio las planchas y los marcos para evitar que se tuerzan.

F. PLANTA DE ELECTRODEPOSICION

La solución de sulfato de zinc que ha sido purificada y filtrada se acidifica mezclándolo con spent que sale de las celdas electrolíticas, para así aumentar su conductividad, esta mezcla da lugar al electrolito, el cual luego de ser enfriado es enviado a las celdas, donde se realizará la

FLOW-SHEET ELECTROLISIS



deposición del zinc metálico.

La electrólisis de la solución purificada es el paso más crítico en el proceso, porque en las celdas electrolíticas reaccionarán las impurezas en cantidades que no son muy fáciles de encontrar por los medios comunes.

Descripción General del Equipo de Electrólisis

El "pure" que proviene de los tanques de "check", es recibido conjuntamente con el spent que sale de las celdas en pozas, llamadas "sump spent", las cuales son de forma rectangular, de dimensiones aproximadas de 15 m. x 7 m. o/u. Son construídas de concreto y forradas interiormente con planchas de plomo con contenido de telurio. La capacidad de estas pozas es de 111,000 litros c/u. y cada centímetro de su altura representa 375 litros.

La mezcla en sí se realiza en un compartimiento rectangular que cada una de las pozas posee en uno de sus ángulos, de estos compartimientos el electrolito pasa a las bombas de circulación mediante una tubería de 12" que une a las dos pozas, la descarga de cada poza se controla mediante sus respectivas válvulas.

El spent poco mezclado con el pure, es enviado a los tanques de spent mediante dos bombas y dos líneas de menor diámetro.

El electrolito nuevo que se ha formado en las pozas,

es enviado al sistema de enfriamiento mediante tres bombas, llamadas de circulación, dos de estas bombas están en operación y la otra en reserva. El sistema de enfriamiento está constituido por cuatro torres de madera con sus cuatro lados rectangulares. Sus dimensiones son: 12 pies x 24 pies x 28 pies. Las torres están forradas interiormente con planchas de plomo-teluro de un espesor de $5/32$ ". La capacidad de enfriamiento de cada torre es de 900 galones por minuto.

En la parte media inferior de una de sus caras, las torres poseen un ventilador del tipo de paleta, de cuatro hojas y de una aleación a base de aluminio. Su velocidad de giro es de 400 R.P.M., y su capacidad de trabajo de 120,000 pies cúbicos de aire y para accionarlos se usan motores de 20 HP.

Las líneas de circulación se ramifican al ingresar a la enfriadora e introducen el electrolito mediante unos "sprays", que pulverizan la solución para un mejor enfriamiento. El techo de las enfriadoras está cubierto por unas tablillas colocadas en forma inclinada y que cambian de dirección, para evitar de esta manera fugas del electrolito por arrastre del aire.

En la cara opuesta a la de los ventiladores, hay seis niples que descargan la solución ya fría a un canal colector, colocado fuera del enfriador. De aquí el electrolito

es vertido al sótano donde existe dos pozas, llamadas "sump cooler". Estas pozas son construídas de concreto, forradas interiormente con ladrillos anti-ácidos, y tienen una capacidad de 81,800 litros c/u. y un centímetro de su altura representa 515 litros de electrolito.

Dos bombas toman el electrolito del sump-cooler y lo envían mediante líneas de 12" a dos cajones distribuidores, cuya finalidad es disminuir la turbulencia y distribuir la en forma más tranquila a los canales principales.

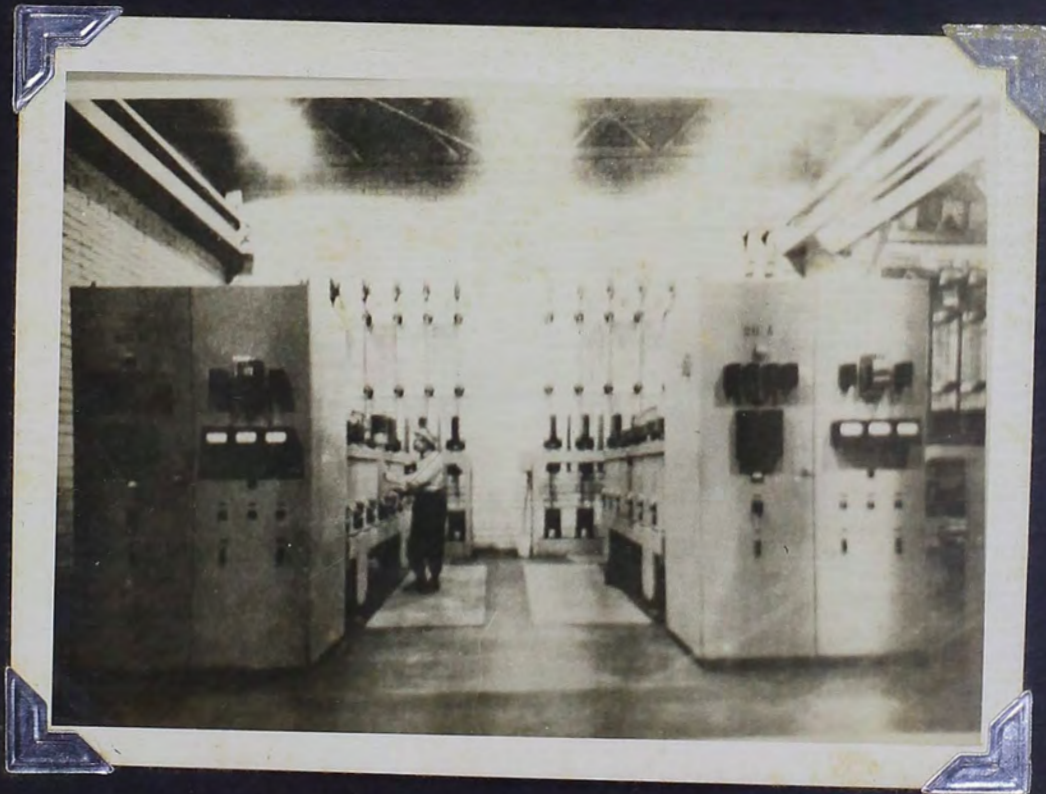
Los canales principales, son cajones de 30" de ancho por 42" de alto y cuyo largo es el de la sección que alimentan. Estos canales son construídos de madera y forrados interiormente con planchas de plomo. Están situados a 5 metros sobre las celdas y alimentan a éstas mediante los canales secundarios que son construídos de igual manera que los principales, y cuyas dimensiones son 20" de ancho por 20" de profundidad, y de largo poseen el del block que alimentan. Estos canales se encuentran a 40" sobre las celdas, y descargan el electrolito a éstas, mediante mangueras de jebe.

Las celdas se encuentran agrupadas en 16 blocks de 20 celdas cada block, de los cuales 15 están en operación y uno en mantenimiento. Las celdas son construídas de concreto y forradas interiormente con planchas de plomo-teluro (0.04% Te). Tienen por dimensiones exteriores: 9.5 pies de largo,

Fot. Nº 19



Planta de Electrodeposición.
Fot. Nº 20



Sección Rectificación de Corriente.

3,25 pies de ancho y 4,25 pies de alto, el espesor de sus paredes es 4". El volumen es de 2,520 litros, pero una vez introducidos los electrodos, contienen 2,000 litros de solución.

El electrolito es recibido en uno de los extremos de la celda y descarga por ~~unas~~ canaletas que posee en el otro extremo por medio de una manguera a un canal colector que se encuentra debajo del piso. Cada uno de estos canales recoge el spent de 10 celdas que componen una fila (la mitad de un block), por lo que existen 32 canales. Estos vierten su contenido a un canal más grande llamado canal colector general y que se extiende perpendicularmente por uno de los extremos de los blocks. Dicho canal posee dos descargas, una para cada poza de spent. La construcción de estos canales es similar a los anteriores.

En cada celda existen 31 ánodos y 30 cátodos, cuyas características técnicas se muestra más adelante.

Preparación de los Anodos de Plomo

5,239.3 libras de plomo (de la mejor calidad que haya) y 764.03 oz de plata son las materias primas para fabricar los ánodos, tanto el plomo como la plata se encuentran en barras. Primero se funde el plomo en una olla de fierro, y cuando todo se encuentre al estado líquido, se añade la plata. La plata se funde durante 45 minutos más o menos. Una olla llena con las cantidades señaladas servirá para fabricar

por lo menos 44 ánodos. La plata se agrega con el fin de dar al ánodo mayor rigidez y facilitar la conducción de la corriente.

DATOS TECNICOS DE LAS CELDAS ELECTROLITICAS Y ELECTRODOS

Conexión	Celdas, blocks en serie.
Tipo	Walkes.
Celdas	Concreto - 106" x 31" x 46" de profundidad.
Forrado	Plomo-teluro
Número de blocks	16, 15 trabajando con 20 celdas cada block.
Blocks en sección Silicón	7 blocks.
Blocks en sección Mercurio	9 blocks
Número de electrodos	31 ánodos y 30 cátodos por celda, conectados en paralelo.
Cátodos	Aluminio.
Anodos	99% Plomo y 1% Plata.
Dimensiones cátodos Silicón	42" x 24" x 3/16".
Area sumergida	12.5 pies cuadrados.
Dimensiones cátodos Mercurio	36" x 24" x 3/16".
Area sumergida	10.5 pies cuadrados.
Dimensiones ánodos Silicón	41" x 23 1/2" x 1/2"

Dimensiones ánodos Mercurio 36" x 23 1/2" x 1/2".

Espacio entre ánodos 3", de centro a centro.

El Electrolito

Es una solución acidificada de sulfato de zinc, conteniendo otros elementos tales como: hierro, cobre, plomo, cadmio, antimonio, arsénico, cloro y manganeso, pero en cantidades limitadas de manera que no afectan la electrólisis.

COMPOSICION PROMEDIO

(Enero 1964)

MAXIMO PERMISIBLE

(Ind. Electroch. de Mantell
tabla 53)

Zn	33.9	gr/lt.		
Fe	14.2	mg/lt.	20	mg/lt.
Cu	0.2	mg/lt.	1	mg/lt.
Pb	0.8	mg/lt.		
Cd	0.6	mg/lt.	50	mg/lt.
Sb	0.2	mg/lt.	0.5	mg/lt.
Cl	50	mg/lt.	50	mg/lt.
Mn	2.53	gr/lt.	0.35	gr/lt.

Las impurezas del electrolito tienen diversos efectos:

1ª) Antimonio

Es la más perjudicial de todas las impurezas; basta 1 ppm para afectar el depósito. En cantidades de 20 ppm o más, resulta muy dañino. La situación se agrava más con tem

peratura alta y en medio de alta acidez.

Resultados:

- a) El depósito de zinc se volverá esponjoso y oscuro.
- b) Formación de árboles en el depósito.
- c) Baja en la eficiencia de corriente, porque hay redisolución y evolución de H_2 .

Remedio: período de deposición más corto.

2º) Arsénico (Generalmente se presenta con antimonio)

Resultados:

- a) Corrugación.
- b) Formación de arbolitos.
- c) Pérdida en la eficiencia de corriente (redisolución y evolución de H_2).

3º) Cobre

Para dar calidad "die casting" la cantidad permisible debe ser menos de 0.2 mg/lt. en el electrolito. Ejemplo: menos de 0.0010% en las barras de zinc. Los resultados de alto contenido de cobre son: mala calidad de zinc, redisolución y evolución del H_2 , y corrosión de las planchas de aluminio.

4º) Cadmio

Las cantidades permisibles de cadmio en el electrolito para un grado de calidad "die casting" son menos de 0.5 mg/lt. Ejemplo: 0.0020% en las barras de zinc.

5º) Fierro

Las cantidades permisibles de fierro en el electro-
lito, para dar una calidad "die casting", son menores de 10
mg/lt. Más de 40 mg/lt. produce un efecto perjudicial en la
eficiencia de corriente.

Resultado:

- a) Una gran cantidad de fierro bajará la calidad del zinc.
- b) Generalmente, las pequeñas cantidades de fierro tienen muy poco efecto en la eficiencia de corriente, pero indica que la lixiviación no ha sido completa y que el antimonio y arsénico pueden estar presentes.

6°) Manganeso

Tiende a proteger al ánodo de la corrosión. De 3 a 4 gr/lt. no es perjudicial. Los huecos en el depósito de zinc son como siempre causados por el manganeso en su superficie.

7°) Cloro

No afecta la electrólisis pero corroe los ánodos causando un contenido alto de plomo en el depósito de zinc. El cloro mismo no tiene ningún efecto pero el ácido perclórico y el perclorato tienen un efecto corrosivo en los ánodos, ejemplo, menos vida. El efecto es más evidente con ánodos nuevos. Su presencia en cantidades excesivas podría causar el pegamento del depósito en los cátodos.

8°) Plomo

La cantidad permisible es generalmente menor de 2 mg/lt., pero se puede subir hasta 4 mg/lt. en el electrolito, y todavía dará "die casting". No tiene ningún efecto perjudicial en la eficiencia de corriente. El plomo normalmente previene de la corrosión de los ánodos.

9°) Fluor

Una concentración de 0.12 mg/lt. hará que el zinc se adhiera firmemente a los cátodos.

10°) Germanio

Tiene una tendencia de aumentar en el sistema. Este elemento podría ser un gran problema aún cuando en cantidades muy pequeñas como 0.1 ppm de electrolito; resulta especialmente perjudicial en presencia de otras impurezas, tales como: cobalto o antimonio. Este metal causa una multitud de pequeños huecos en el depósito, los cuales tienden a juntarse, dando por resultado, en casos extremos, ya sea un metal esponjoso o grandes áreas quemadas. En muy pequeñas cantidades, el único resultado podría ser la baja eficiencia de corriente.

a) Reactivos Utilizados

Además de los elementos mencionados, el electrolito contiene también, los llamados reactivos, que son sustancias que se agregan para mejorar las condiciones del depósito de zinc en los cátodos. Estos reactivos son: goma, s

licato de sodio y el hidróxido de bario.

Goma

La función de la goma es proporcionar un depósito uniforme, libre de asperezas. Esto se explica como que las partículas coloidales, en presencia de la corriente eléctrica, se comportan como iones depositándose en los electrodos, de igual manera que los iones metálicos. Sin embargo, hace aumentar la viscosidad de la solución e impide que se escapen las burbújas de hidrógeno y oxígeno que se forman alrededor de los cátodos y ánodos, dando así un sobrevoltaje.

Preparación: 100 libras de goma se disuelven en 1,500 litros de agua caliente, esto da una concentración aproximada de 3%.

Consumo : 1.00 lb/T.M.de zinc producido.

Hidróxido de Bario

Tiene por objeto eliminar la presencia del plomo en el depósito; la forma como se realiza esta deposición es patente de sus investigadores, pero, se podría explicar, asumiendo que se debe a un fenómeno de co-precipitación. Se afirma que en algunas precipitaciones, se forman soluciones sólidas entre dos sustancias que tengan las mismas características cristalinas. Por tanto, al añadir el hidróxido de bario al electrolito, se forma un pre

cipitado de sulfato de bario, el cual arrastra consigo el sulfato de plomo de la solución por co-precipitación en forma de solución sólida.

Preparación: 188,5 libras de hidróxido de bario se disuelven en 2,140 litros de agua, esto da una concentración aproximada de 4%.

Consumo : 1.50 lb/T.M. de zinc producido.

Silicato de Sodio

Al igual que el hidróxido de bario, sirve como depresor del plomo.

Preparación: 204 litros de silicato se diluyen en 1,500 litros de agua caliente, esto da una concentración aproximada de 13.6%.

Consumo : 0.70 lb/T.M. de zinc producido.

OTRAS CARACTERÍSTICAS DEL ELECTROLITO

(Enero 1964)

Acidez	147 gr/lt.
P. E.	1,183
Temperatura	27.3°C
Calor específico	0.94 kcal/kg - °C

El valor del calor específico se ha encontrado, considerando al electrolito como una mezcla de soluciones de ácido sulfúrico y sulfato de zinc:

$$\begin{aligned} \text{H}_2\text{SO}_4 \text{ en 1 litro de solución} &= 147 \text{ gr.} = 147/98 \\ &= 1.5 \text{ moles} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{ZnSO}_4 \text{ en 1 litro de solución} &= 33.9 \times 161.4/65.4 \\ &= 84 \text{ gr.} \\ &= 0.52 \text{ moles.} \end{aligned}$$

Peso de 1 litro de solución = 1,183 gramos.

$$\begin{aligned} \text{Peso del agua} &= 1,183 - 147 - 84 = 952 \text{ grs.} = 53 \\ &\text{ moles.} \end{aligned}$$

De donde tenemos que la proporción será:

1 mol de H_2SO_4 estará disuelta en 35 moles de agua.

1 mol de ZnSO_4 estará disuelta en 102 moles de agua.

En el hand-book de Charles Hodgman, encontramos el siguiente cuadro de calores específicos de soluciones acuosas.

<u>Sustancia</u>	<u>Moles de agua/mol de sustancia</u>		
	<u>25</u>	<u>50</u>	<u>100</u>
H_2SO_4	0.963	0.982	0.991
ZnSO_4	-. -	0.842	0.911

De donde se deduce que, el calor específico de la solución con respecto al ácido, será alrededor de 0.97, y con respecto al sulfato 0.911, promediando resulta 0.94 el calor específico de la solución.

b) Resistencia del Electrolito

La resistencia que ofrece un electrolito al paso de la corriente eléctrica, es la inversa de su conductividad, por lo que será necesario determinar dicha conducti-

vidad.

Para esto habrá que considerar, al igual que en la determinación del calor específico, que la solución es una mezcla de soluciones de ácido sulfúrico y sulfato de zinc.

$$\text{Normalidad del H}_2\text{SO}_4 = 147/49 = 3 \text{ N}$$

$$\text{Normalidad del ZnSO}_4 = 33.9/32.7 = 1.04 \text{ N}$$

Del Ind. Electroch. de C.L. Mantell, se tiene:

<u>Compuesto</u>	<u>1 N</u>	<u>2 N</u>	<u>3 N</u>	
H ₂ SO ₄	198.6	182.7	166.5	Conductividad específica. (Mohms) a 25°C.
ZnSO ₄	26	20	15.6	

De este cuadro tenemos:

$$\lambda_{\text{H}_2\text{SO}_4} = 166.5 \text{ mohms}$$

$$\lambda_{\text{ZnSO}_4} = 25.8 \text{ mohms}$$

Estos valores son a 25°C, para 30°C, habrá que

aplicar la siguiente fórmula:

$$\lambda = \lambda_{18} (1 + k \Delta t)$$

k = depende de la naturaleza del compuesto

k = 0.0164 para ácidos

k = 0.022 para sulfatos

$$\Delta t = 30 - 18 = 12$$

Reemplazando valores:

$$\lambda_{30} = 166.5 (1 + 0.0164 \times 12) = 199.3 \text{ mohms (H}_2\text{SO}_4)$$

$$\lambda_{30} = 25.8 (1 + 0.022 \times 12) = 32.6 \text{ mohms (ZnSO}_4)$$

Una vez determinadas las conductividades equivalentes, se debe obtener las conductividades específicas, y para esto se emplea la siguiente ecuación:

$$\lambda_{\text{esp.}} = \lambda_{\text{eq}} \times N / 1000$$

$$\lambda_{\text{esp.}} = 199.3 \times 3 / 1000 = 0.598 \text{ mohms (H}_2\text{SO}_4\text{)}$$

$$\lambda_{\text{esp.}} = 32.6 \times 1.04 / 1000 = 0.34 \text{ mohms (ZnSO}_4\text{)}$$

$$\lambda_{\text{esp.}} = 0.598 + 0.34 = 0.938 \text{ mohms.}$$

$$\kappa_{\text{esp.}} = 1 / \lambda_{\text{esp.}} = 1 / 0.94 = 1.07 \text{ ohms.}$$

Corriente Eléctrica

La corriente alterna que llega de la casa de fuerza, es transformada en corriente continua, necesaria para toda electrólisis, mediante dos Rectificadores: de Silicón y Mercurio. Son éstos los que dan nombre a las dos secciones de la casa de celdas. La eficiencia de rectificación de estos rectificadores es de 96%. El promedio del mes de Enero de 1964 arrojó lo siguiente:

	<u>Amperaje</u>	<u>Voltios</u>
Silicón	23,605	482
Mercurio	21,718	606

Según mediciones hechas en la práctica, tenemos que, las áreas sumergidas de los cátodos en el electrolito son:

Silicón: 12.5 pies² = 116 dm² (ambos lados)

Mercurio: 10.5 pies² = 97.7 dm² (ambos lados)

a) Densidad de Corriente

Es la relación entre la intensidad de corriente y el área a través del cual pasa esa cantidad de corriente. Considerando el área de los 30 cátodos que existen en cada celda, pues la corriente que circula por éstas es la misma que da el rectificador por estar conectadas en serie:

Silicón: $12.5 \times 30 = 375$ pies cuadrados

Densidad: $23,605/375 = 63 \text{ amp./pie}^2 = 6.8 \text{ amp./dm}^2$
 $= 0.068 \text{ amp./cm}^2.$

Mercurio: $10.5 \times 30 = 315$ pies cuadrados

Densidad: $21,718/315 = 69 \text{ amp./pie}^2 = 7.4 \text{ amp./dm}^2$
 $= 0.074 \text{ amp./cm}^2.$

Como vemos, ambos resultados muestran que están comprendidos entre 20 a 100 amp./pie cuadrado. Una alta densidad de corriente significa:

- 1) Alto voltaje por celda.
- 2) Necesidad de más alta concentración de ácido.
- 3) Mayor enfriamiento de lo necesario para el electrolito.
- 4) Deposición más rápida.
- 5) Menor solución para manipular en las celdas.
- 6) Mejor purificación.
- 7) Menos espacio entre los electrodos.

Las densidades altas darán depósito firme, pero

si pasa del límite, da lugar a la formación de "arbolitos" en el depósito.

b) Voltaje Requerido por la Deposición del Zinc

El voltaje en un proceso electroquímico es:

$$e_T = e_q + e_{sa} + e_{sc} + e_o + e_c$$

e_T - voltaje necesario para la deposición del zinc

e_q - voltaje químico

e_{sa} = sobrevoltaje anódico

e_{sc} = sobrevoltaje catódico

e_o - voltaje óhmico

e_c - voltaje de concentración

Voltaje químico: se calcula por la siguiente fórmula:

$$e_q = Q_r / n \times 23,050$$

Q_r = calor de reacción en el proceso, para nuestro caso



$$Q_r = - 107.28 \text{ kcal/mol-gr.}$$

n = número de equivalentes por molécula, en nuestro caso, 2

$$e_q = - 107,280/2 \times 23,050 = - 2.3 \text{ voltios}$$

Sobrevoltajes: Se considera solamente el sobrevoltaje anódico del oxígeno por ser el único gas que se desprende durante la reacción. Observando el siguiente cuadro:

	Densidad de corriente en Amp/dm ²		
	<u>0.1</u>	<u>1.0</u>	<u>10</u>
Pb en H ₂ SO ₄	0.32	0.45	0.71

luego, para nuestros datos:

Sección Silicón: 6.9 Amp/dm² sobrevoltaje = 0.62

Sección Mercurio: 7.7 Amp/dm² sobrevoltaje = 0.64

Voltaje Ohmico: Es el voltaje necesario para vencer la resistencia del electrolito y responde a la ecuación:

$$e_o = r_{esp} \times i_d \times l$$

r_{esp} = resistencia específica del electrolito (ohms)

i_d = intensidad de corriente (Amp/cm²)

l = distancia entre los electrodos (1.5" en ambas secciones)

reemplazando valores:

Sección Silicón: $e_o = 1.07 \times 0.069 \times 3.81 = 0.28$ Volts.

Sección Mercurio: $e_o = 1.07 \times 0.074 \times 3.81 = 0.31$ Volts.

Voltaje de concentración: Este voltaje se puede obtener de la ecuación:

$$e_c = 0.058 / n \times \log (C_i / C_f)$$

C_i = 33.9 gr/lt., contenido de zinc del electrolito

C_f = 28.1 gr/lt., contenido de zinc del spent.

$$e_c = 0.058 / 2 \times \log 33.9/28.1 = 0.0023 \text{ voltios}$$

El voltaje total será:

$$e_T = 2.3 + 0.62 + 0.28 + 0.002 = 3.20 \text{ voltios (Silicón)}$$

$$e_T = 2.3 + 0.64 + 0.31 + 0.002 = 3.25 \text{ voltios (Mercurio)}$$

En el mes de Enero de 1964, estuvieron en operación 7 blocks en la sección silicón y 8 blocks en la sección mercurio:

$$E_T = 3.20 \frac{\text{Voltios}}{\text{celda}} \times 20 \frac{\text{celdas}}{\text{block}} \times 7 \text{ blocks} = 448 \text{ voltios (Silicón)}$$

Comparando ambos valores de la sección silicón, tenemos una diferencia de 34 voltios, los cuales se pierden en las barras de conducción, en los contactos de cobre en fugas de corriente.

$$E_T = 3.25 \frac{\text{voltios}}{\text{celda}} \times 20 \frac{\text{celdas}}{\text{block}} \times 8 \text{ blocks} = 520 \text{ voltios (Mercurio)}$$

De igual manera, comparando este valor con el obtenido en la práctica, vemos que hay una diferencia de 86 voltios, que se pierden en la forma explicada arriba.

c) Barras de Conducción

Las barras que llevan la corriente a través de toda la sección, son hechas de cobre y están calculadas de manera tal que a través de su sección pueda pasar la cantidad de corriente necesaria para el trabajo de la sección.

Estas barras son de sección rectangular de 10" x

1/2". Están en número de cinco en la sección mercurio. Las barras de la sección silicón son de mayor espesor y están en número de 2.

La intensidad de corriente que puede pasar a través de una barra de cobre, está dada por la ecuación:

$$I_{Cu} = 152.53 \times p^{0.43} \times a$$

p = perímetro de la sección de la barra en cms.

a = área en cm² de la sección de la barra.

Reemplazando valores:

$$I_{Cu} = 152.53 \times 53.34^{0.43} \times 32.2 = 4,800 \text{ Amperios}$$

Como se trata de 5 barras (sección mercurio), la intensidad total será:

$$5 \times 4,800 = 24,000 \text{ Amperios}$$

d) Eficiencia de Corriente

Teóricamente, la deposición de un elemento en un proceso de electrólisis, está dada por la ecuación:

$$P_r = I \times T / 26.8 \times (P_a / v)$$

P_r = producción en gramos

I = intensidad de la corriente en amperios

T = tiempo en horas

P_a = peso atómico del elemento depositado

v = valencia con la que trabaja el elemento

Como por todas las celdas de la sección, circula la misma cantidad de corriente, y, sabiendo que en la prác-

tica, la producción está afectada por el factor rendimiento, tenemos:

$$P_r = \frac{I \times T \times P_a \times n}{26.8 \times v} \times \eta$$

n = número de celdas

η = rendimiento

Despejando el factor rendimiento:

$$\eta = \frac{P_r \times 26.8 \times v}{I \times T \times P_a \times n}$$

Reemplazando valores (Sección silicón)

Producción promedio en Enero de 1964:

$$77,229 \text{ T.M./día en 24 horas} = 77,229 \times 10^6 \text{ grs.}$$

$$\text{número de celdas} = 6.42 \times 20 = 128.4 \text{ celdas}$$

$$\eta = \frac{77,229 \times 10^6 \times 26.8 \times 2/23,605 \times 24 \times 65.4}{128.4} = 0.8722 \text{ ó } 87.22 \%$$

Sección Mercurio: producción promedio en el mismo mes:

$$89,884 \text{ T.M./día} = 89,884 \times 10^6 \text{ grs.}$$

$$\text{número de celdas} = 8.58 \times 20 = 171.6 \text{ celdas}$$

$$\eta = \frac{89,884 \times 10^6 \times 26.8 \times 2/21,718 \times 24 \times 65.4}{171.6} = 0.8484 \text{ ó } 84.84 \%$$

Promedio de eficiencia para el mes de Enero de 1964: 86.03% promedio que afectado por la eficiencia de rectificación, bajará a:

$$86.03 \times 0.96 = \underline{82.6 \%}$$

Electrolito Gastado o Spent

Una vez que el electrolito ha sufrido la acción de la

corriente eléctrica, habrá perdido parte de su contenido en zinc a la vez que aumenta su acidez.

CARACTERISTICAS DEL SPENT

(Enero 1964)

Acidez	156 gr/lt.
Zinc	28.1 gr/lt.
P. E.	1,173
Temperatura	32.8°C

Comparando estos valores con los del electrolito al entrar a las celdas:

- La acidez habrá aumentado de 147 a 156 gr/lt ó sea 9 gr/lt.
El contenido de zinc habrá bajado de 33.9 a 28.1 gr/lt ó sea que, se habrá depositado 5.8 gr. de zinc por cada litro de solución circulado.
- El peso específico de la solución habrá bajado de 1,183 a 1,173 debido al zinc depositado y al aumento de temperatura.
- La temperatura habrá aumentado de 27.3 a 32,8°C, o sea que, habrá sufrido un aumento de 5.5°C.

Volúmen Circulante de Electrolito

Base = 1 minuto

Este cálculo se hará considerando a las dos secciones como una sola.

Producción de zinc por minuto:

$$(77.229 + 89.884) \times 10^6 \text{ grs./24} \times 60 \times 300 \text{ celdas} = \\ 386. \text{ grs./celda-minuto}$$

Que expresado en volumen sería:

$$\frac{386 \text{ grs./celda-minuto}}{5.8 \text{ grs/lt}} = 66.5 \text{ lts/celda-minuto} = \\ 17.3 \text{ gal/celda-minuto.}$$

Temperatura del Electrolito

Otro de los factores que tiene enorme importancia en el proceso electrolítico, es la temperatura de las celdas. La temperatura óptima de operación depende de una serie de factores, entre ellos, de la pureza del electrolito y de la variación del voltaje.

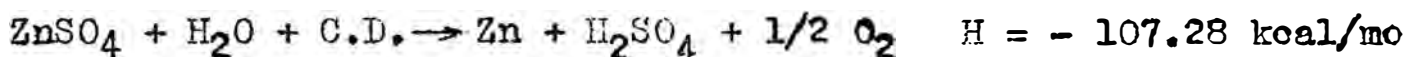
Una temperatura alta, aumenta la conductividad de la solución bajando el voltaje por celda, además, favorece la acción de las impurezas, disminuyendo la eficiencia de corriente y, por último, favorece a la corrosión del depósito.

Todo esto nos indica que, para obtener un buen rendimiento en la electrólisis, será necesario adoptar una temperatura, de acuerdo a las circunstancias de trabajo. En la práctica se ha encontrado que, mejores resultados se obtienen (para la planta electrolítica de La Oroya) a una temperatura de 33.5°C.

Durante la deposición del zinc metálico, el electrolito aumentará su temperatura, debido al calor producido en la

celda a causa de las reacciones electroquímicas y la conversión de la corriente en calor.

La ecuación de descomposición de zinc metálico, está dada por la reacción:



la cual es una reacción exotérmica. El calor desarrollado en 1 minuto podría calcularse a partir de los siguientes datos:

Zinc depositado en 1 minuto en cada celda: 386 grs.

Peso de 1 mol-gr. de zinc: 65.38 grs.

$$\frac{386 \text{ grs/min}}{65.38 \text{ grs/mol-gr}} \times 107.28 \text{ kcal/mol-gr.} \\ = 630 \frac{\text{kcal}}{\text{min}}$$

El calor desarrollado por la corriente a su paso a través del electrolito es:

$$Q_j = 0.86 \times I \times e_j \times T$$

I = intensidad de corriente en amperios

e_j = voltaje joulico en voltios

T = tiempo en horas

Trabajando con los datos de la sección Mercurio:

$$Q_j = 0.86 \times 21,718 \times 0.952 \times 0.0166 = 295 \text{ kcal/min}$$

Sumando ambos calores producidos: $630 + 295 = \underline{925 \text{ kcal/min}}$

Para encontrar el aumento de temperatura, que este calor producirá en el electrolito que circula por la celda, aplicamos la siguiente fórmula:

$$Q = m \times C_e \times \Delta t \quad \Delta t = \frac{Q}{m \times C_e}$$

Tomando como datos:

m = masa del electrolito que circula en 1 minuto

V = 66.5 lts/min

= 1.178 kg/lt

C_e = calor específico de la solución = 0.94 kcal/kg-°C

Reemplazando valores:

$$\Delta t = \frac{925 \text{ kcal/min}}{66.5 \text{ lts/min} \times 1.178 \text{ kg/lt} \times 0.94 \frac{\text{kcal}}{\text{kg-}^\circ\text{C}}}$$

$t = 12.6 \text{ }^\circ\text{C}$

Este aumento de temperatura en la práctica es de 5.5°, debido a que una gran parte del calor se pierde en el ambiente. Será pues necesario quitar este calor al electrolito, antes de volverlo a enviar a las celdas. Esto se consigue en las torres de enfriamiento, que son del tipo de humidificación no adiabática y de tiro forzado. En ellas el electrolito al enfriarse circula en contracorriente con el aire inducido por las ventiladoras. El calor se elimina por la evaporación del agua de la solución en forma de calor latente.

CONSUMO DE ENERGIA POR LIBRA DE ZINC DEPOSITADO

$$\text{Consumo} = \text{Energía/Producción} = I \times E \times T / \text{Producción}$$

Sección silicón:

$$\text{Consumo} = \frac{23,605 \text{ amp.} \times 482 \text{ volt.} \times 24 \text{ horas}}{77,229 \text{ kgs.} \times 2.2 \text{ lb/kg}} = 1.61 \text{ kwh/lb.}$$

Sección Mercurio:

$$\text{Consumo} = \frac{21,718 \text{ amp} \times 602 \text{ volt.} \times 24 \text{ horas}}{89,884 \text{ kg.} \times 2.2 \text{ lb/kg}} =$$

1.60 kwh/lb.

Promediando: 1.605 kwh/lb.

Considerando desde que ingresa en corriente alterna a los Rectificadores, tendríamos que aplicar la eficiencia de rectificación (96%).

Consumo real = $1.605 \times (1/0.96) = \underline{1.67 \text{ kwh/lb.}}$

OPERACION DE LA ELECTROLISIS

Contrato de Stripping

La deposición del zinc sobre los cátodos de aluminio en las celdas electrolíticas, se realiza durante 24 horas, después de la cual se procede a extraerlos de las respectivas celdas y a descortezarlos (stripping). A las 4 p.m. se comienza el stripping de la sección silicón y a medianoche de la sección mercurio, esto es en condiciones normales de operación, en caso contrario, se hará a cualquier hora del día. Para cada operación de stripping se necesita tres grupos de cinco hombres cada uno. Cada grupo está compuesto de:

1 Maestro de grupo

1 Cadenero para el gancho sacador de cátodos

2 Sacadores (descortezadores)

1 Arrumador de las láminas

Estos hombres realizan la operación de acuerdo a un contrato, que estipula que, cada miembro del grupo recibirá 12 horas de pago si el trabajo lo hacen en 8 horas o menos. Si el str

pping demora más de 8 horas (debido a anomalías en la electrolisis), los hombres recibirán 12 horas de pago más el sobre-tiempo correspondiente, por cada hora extra trabajada después de las 8 horas.

Nivel de Solución en las Celdas

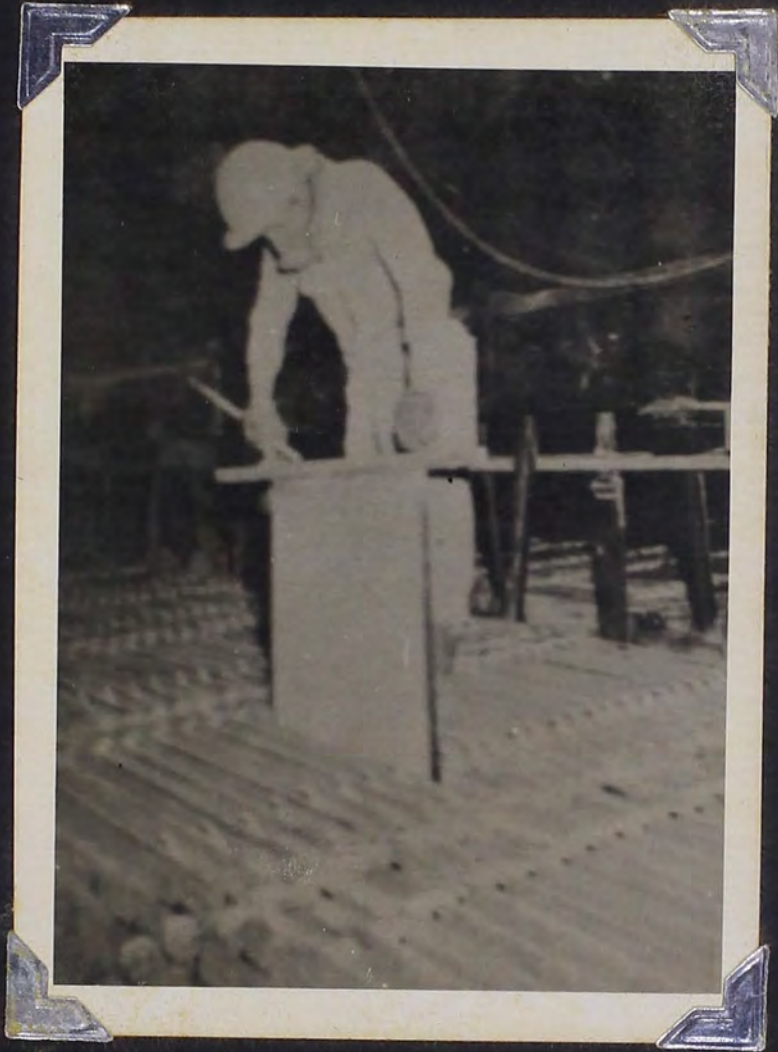
El nivel de la solución en las celdas, debe mantenerse constante. Esto es particularmente importante cuando se sacan las planchas. Si el nivel no es constante, se formará un reborde en la parte superior del cátodo que hará difícil el stripping y aumentará las pérdidas por desperdicios.

Procedimiento de Cambio de Block

Esta operación se realiza con todos los blocks existentes en la planta y en forma periódica. El procedimiento normal seguido es el siguiente: partiremos de un block que recién ha sido puesto fuera de operación:

- 1) Vaciar las celdas de solución y cubrir los huecos de acceso de solución a las celdas del block.
- 2) Sacar los ánodos de las celdas y los tubos de entrada.
- 3) Hacer limpiar el barro de las celdas. Este barro se bota.
- 4) Hacer chequear los forros de las celdas con los soldadores.
- 5) Chequear los ánodos y ver cuántos nuevos se necesi-

Fot. N° 21



Operación de
Chequeo del
Depósito.

Fot. N° 22



Operación de
Cambio de
Block.

tan a fin de fabricarlos.

- 6) Planchar los ánodos extraídos de las celdas a fin de sacar todo el bióxido de manganeso depositado en las rejillas y chequear que los contactos no estén flojos.
 - 7) Chequear el forro del canal de distribución o sea **la salida del canal principal.**
 - 8) Poner nuevamente dentro de las celdas los ánodos ya revisados y alinearlos correctamente.
 - 9) Poner en su posición las mangueras de entrada y salida de solución de las celdas.
 - 10) Verificar que las entradas y salidas de los canales estén limpios.
 - 11) Limpiar con vapor los contactos de los ánodos.
 - 12) Limpiar los aisladores que están debajo de las celdas, los de los canales y los que sostienen las barras de distribución.
 - 13) Cuando todo esté listo, llenar las celdas con solución, 2 horas antes de efectuar el cambio del block siguiente.
 - 14) Tener listo más o menos 20 hombres para proceder a la operación y 5 mecánicos.
- Verificar que la casa de celdas esté en buenas condiciones, por ejemplo que los sumps spent estén par

cialmente vacíos y que haya un buen depósito.

- 15) Bajar el amperaje a 12,000 amperios en el Rectificador correspondiente, y cambiar la mitad de los cátodos y pasarlos al block que está por entrar en operación.
- 16) Parar la circulación, bajar el amperaje a 0, continuar cambiando los cátodos y luego de terminado, proceder a limpiar las canastillas de salida del spent a la poza correspondiente.
- 17) Cuando el puente esté listo, es decir en su sitio (7 a 10 minutos), poner el amperaje al mínimo durante 1 minuto más o menos, y arrancar la circulación.
- 18) Subir el amperaje hasta 12,000 amperios, estabilizar la circulación en todas las celdas de la sección respectiva y, chequear la temperatura, ácido, peso específico, etc.
- 19) Cuando todos los cátodos estén en su sitio en el block que ha entrado en operación, subir el amperaje al máximo.
- 20) Continuar chequeando la circulación, hasta que todo esté normal.

Operación General

1. Para mantener igual flujo de solución en todas las celdas, hay que chequear continuamente las entradas

2. Chequear preparación y adición de los reactivos.
3. Debe mantenerse una temperatura constante a la salida de las celdas. Si está alto, se puede bajar aumentando la circulación.
4. Chequear varias veces al día el depósito.
5. También y cada hora debe chequearse la temperatura de entrada y salida del electrolito, acidez y peso específico.

G. FUNDICION DE CATODOS Y MOLDEO DEL ZINC REFINADO

La fundición de los cátodos de zinc es necesaria por razones técnicas y de transporte. Las primeras porque los metales se usan en la industria en forma de lingotes o barras, y las segundas, porque el zinc en barras es mucho más compacto, ocupa menos espacio y es más fácil de movilizarlo.

También por medio de la fundición, se eliminan en forma de una escoria las impurezas orgánicas superficiales que acompañan a los cátodos, y que son provenientes de los reactivos utilizados en la electrólisis, principalmente goma.

Esta fundición se realiza en:

- a) Hornos de Inducción tipo Ajax con moldeo manual
- b) Horno de Inducción con moldeo continuo

DATOS TECNICOS DE LOS HORNO: TIPO AJAX

Enfriamiento con agua

Potencia

300 kw.

Fot. N° 23



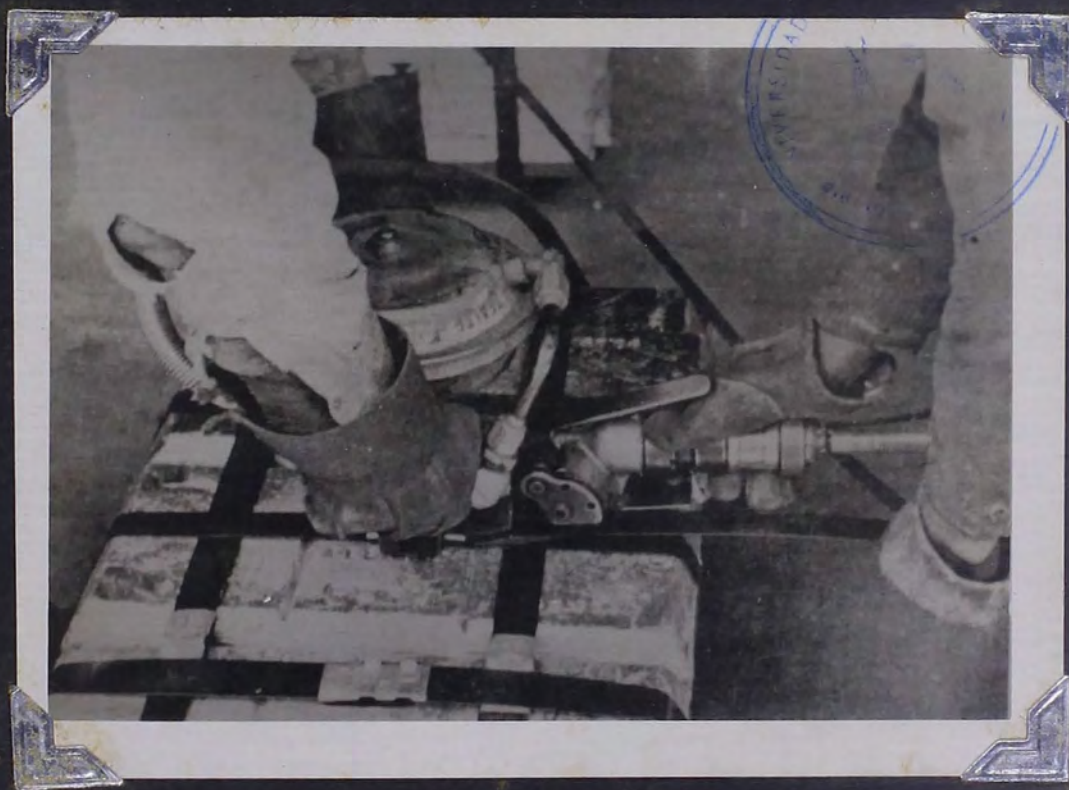
Horno Ajax: Vacilando Metal

Fot. N° 24



Operación de Colada Manual.

Fot. N° 25



Ensunchado de las barras de Zinc.

Voltaje	440 voltios
Cielos	60
Factor de Potencia	.85
Temperatura de Operación	550°C
Capacidad	3 toneladas métricas
Revestimiento	Cemento refractario "Mullite"
Alimentación	Cátodos de zinc

Años atrás, el zinc fundido en los hornos AJAX se vaciaba a mano dentro de una fila de moldes dispuestos horizontalmente, esto daba lugar a que varios lingotes pudieran tener considerables diferencias de peso. Actualmente, la fundición de los cátodos de zinc se realiza en un horno eléctrico de inducción, de fabricación italiana marca "SICE", compuesto de tres hogares o compartimientos; el moldeo se lleva a cabo con una máquina de moldeo continuo marca "Sheppard".

La escoria producida en el horno eléctrico, una parte es enviada a los tanques de spent y la otra parte juntamente con el scrap resultante en la operación de stripping son fundidos en un horno rotatorio, de donde se obtiene barras de zinc de inferior calidad y también una segunda escoria que se desecha.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL HORNO SICE

Horno Sice

De inducción, baja frecuencia, co

riente alterna, 60 ciclos.

Transformadores	2
Bobinas en el Horno	5, en dos grupos de 3.
Revestimiento	Ladrillo refractario y cemento r fractario.
Capacidad	60 T.M.
Reactivo utilizado (escorificador)	Cloruro de amonio = 1.1 lb/T.C. de zinc.

Bomba para el Horno Siga

Material	Granito
Aire requerido en lí nea principal	120 psi.
Aire a la bomba	1 a 60 psi.
Capacidad	15 galones/min = 396 kg/min

Moldeo

Máquina Sheppard	120 moldes
Peso de barra	25.5 kgs.
Barras por minuto	7

Tratamiento Primera Escoria

Tipo de horno	Rotatorio
Revestimiento	Ladrillo y cemento refractario
Tipo de calentamien to	1 Quemador a petróleo

Alimentación	Escoria de horno Sice
Cantidad alimentada	269 T.M./mes
Análisis de Escoria	91% Zn
<u>Producto</u>	
Barras de zinc	255.877 T.M./mes
Calidad	High Grade
Fume	Zinc finamente dividido que escapa por la chimenea
Eficiencia de escoria a barras	67.6%
Porcentaje de recuperación total	96.49%
<u>Recuperación General</u>	
Zinc recuperado de concentrado a barra	80%

DISTRIBUCION DE COSTOS DE LA PLANTA ELECTROLITICA

En el año 1964, la planta electrolítica de zinc de La Oroya operó con los siguientes costos estimados:

Producción estimada: 130'000,000 de libras de zinc/año
Centávos de dólar por libra por concepto de producción se estima en 1.5 ¢ / lb.

Dinero disponible = $1.5 \times 130'000,000 = 1'950,000$ U.S.\$/año

Mensualmente = $1'950,000/12 = 162,500$ U.S.\$/mes

Esta cantidad mensual se distribuye de la siguiente ma

nera:

Planta de tostación:	U.S.\$	50,000
Planta electrolítica		97,000
Por otros conceptos (9%)		<u>15,000</u>
	U.S.\$	162,000

Distribución en la Planta Electrolítica

<u>Sección</u>	<u>Porcentaje (%)</u>	<u>U.S.\$</u>
1) Tamizado y Molien <u>da</u>	3.0	2,910
2) Lixiviación y Fil <u>tración</u>	15.0	14,550
3) Manipuleo del Resi <u>duo</u>	2.0	1,940
4) Purificación	5.0	4,850
5) Casa de Celdas	48.0	46,560
6) Fundición de cáto <u>dos</u>	15.0	14,550
7) Carguío y despacho	3.0	2,910
8) Administr <u>ación</u>	9.0	<u>8,730</u>
	100.0	97,000

INVERSIONES EN LA INSTALACION DE UNA ELECTROLISIS CON CAPACI-
DAD PARA PRODUCIR 150 T. M. DIARIAS

Las estimaciones siguientes también corresponden al
Informe del Prof. Dr. Grothe:

Capital Necesario: (incluida la instalación para beneficiar los
residuos de la lixiviación)

Inversiones U.S.\$ 17'600,000

Construcción de vi

viendas 1'400,000

Capital de explo-

tación 3'000,000

Capital necesario U.S.\$ 22'000,000

Servicio de capital: 5,306 U.S.\$/día

Costos de Personal:

18 especialistas U.S.\$ 180,000

88 empleados (48

Técnicos) 304,000

U.S.\$ 484,000 al año

En 1 día de producción: 1,325 U.S.\$/día

Gastos de material : 375 U.S.\$/día

1,700 U.S.\$/día

Costo del Mineral:

Costo de 1 T.M. de concentrado de zinc U.S.\$ 50.45

Costo de los minerales/día: $280 \times 50.45 = \text{U.S.}\$ 14,126$

Costo del Tratamiento de los Minerales

Jornales (550 obreros) 1,740 U.S.\$/día

Energía: 600 kwh a 8

mils. de dólar 4,800 U.S.\$/día

18 toneladas de
coque

18 toneladas de
antracita

65 toneladas de
petróleo

1,400 U.S.\$/día

Productos químicos
para la explotación
en general y fundentes

1,320 U.S.\$/día

Material de reparaciones

1,180 U.S.\$/día

Varios

220 U.S.\$/día

Costo de personal

1,700 U.S.\$/día

Gastos directos de
explotación

12,360 U.S.\$/día, o sea

12,400 U.S.\$/día

Servicio de capi-
tal

5,306 U.S.\$/día

Costo tratamiento de
280 toneladas de concentrado
de zinc

17,706 U.S.\$/día

Producto de las Ventas:

93% del Zn. = 150 toneladas:

960 tons. zinc fino 99.99% Zn U.S.\$ 20,630

90 tons. zinc fino 99.95% Zn	U.S.\$ 13,548
45% del Pb = 1.35 tons como sulfato de plomo, sucio con aproximadamente 60% Pb	U.S.\$ 175
60% del Cd = 465 tons.	U.S.\$ 1,143
90% de la Ag = 1,390 onzas	U.S.\$ 1,250
87% del S = 78 tons. = 240 tons H ₂ SO ₄	<u>U.S.\$ 3,600</u>
Producto de las ventas diariamente	U.S.\$ 40,346

Al beneficiar los residuos de la lixiviación, la plata, el cobre y algo de plomo, se entremezclan, formando un mineral pobre. Al vender este producto, el valor del cobre no cubre los gastos de transporte y fundición. Por consiguiente sólo se puede valorar la plata.

Cálculo de la Rentabilidad

Ingresos por ventas de los productos	U.S.\$ 40,346
Gastos:	
Costo de minerales	14,126
Costo tratamiento	<u>17,706</u> <u>31,832</u>
Utilidad diaria	U.S.\$ 8,514

CAPITULO VII

EL METAL ZINC

A. GRADOS COMERCIALES DE LAS BARRAS DE ZINC

Han sido formuladas en varios países, especificaciones oficiales detalladas para cubrir los varios grados de zinc solicitados por la industria.

En los Estados Unidos, las barras de zinc son normalmente vendidas sobre especificaciones promulgadas por la "American Society for Testing Materials"

El análisis regularmente no será hecho para estaño, pero cuando el zinc va a ser utilizado para obtención de las aleaciones para "die casting", si el comprador encuentra este metal, no debe exceder del 0.003%, mayores porcentajes sería causa de objeción.

Dependiendo de la calidad de los concentrados y del grado de eliminación de las impurezas por la tostación o sinte rización, todos los grados de zinc pueden ser producidos por los procesos de reducción con carbón.

El Proceso Electrolítico, normalmente produce barras de calidad correspondiente á los dos primeros grados de la Especificación A.S.T.M. B6-58. En La Oroya, además de los grados anteriores, se produce otro grado de zinc llamado "die casting" considerado como uno de los más puros del mundo.

Las exigencias para diversos usos de las barras de zinc varían hasta cierto punto, una buena idea de la pureza de

CALIDADES DEL ZINC

Especificación A.S.T.M. B6-58

<u>Grado</u>	<u>% Pb Max.</u>	<u>% Fe Max.</u>	<u>% Cd Max.</u>	<u>% Suma</u>
Alto Grado Especial	0.006	0.005	0.004	0.010
Alto Grado	0.070	0.020	0.070	0.100
Intermedio	0.200	0.030	0.500	0.500
Especial para Latones	0.600	0.030	0.500	1.000
Selecto	0.800	0.040	0.750	1.250
Prime Western	1.600	0.080	-----	-----

Zinc Die-Casting de La Oroya

(Análisis del 1/4/64)

<u>% Cu</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Fe</u>	<u>% Cd</u>	<u>% Zn</u>
0.0004	0.0014	0.0003	0.0004	99.9975

zinc que se solicita para ciertos propósitos, está dado por la Especificación S. T. A. 7 de Inglaterra y que se resume en el cuadro sobre "Composición y Usos para varios Grados de Zinc".

Efecto de las Impurezas

Investigaciones considerables han sido llevadas a cabo sobre la influencia de las impurezas en las propiedades físicas del zinc metálico de las cuales se hace una breve referencia.

Las impurezas principales son: plomo, cadmio y hierro. Cuando el zinc es usado en laminado, el plomo hasta 1.25% no es perjudicial, y se dice que de 0.6 a 0.9% es hasta cierto punto provechoso.

Para la manufactura de latones comunes, el plomo es permisible hasta alrededor de 0.9%, pero, para cartuchos de latón, el límite es de alrededor 0.1%. Si los latones se fabricaran con barras de zinc cuyo contenido de plomo sobrepasara el límite indicado de 1.25%, se agrietarían cuando sean sometidos a severos tratamientos metalúrgicos.

El hierro incrementa la dureza del zinc y reduce su maleabilidad. Para la manufactura de latones su contenido debe estar por debajo de 0.05%.

El cadmio, dentro de la serie de límites para el metal comercial, probablemente no afecta las propiedades de los la-

tones, pero debe estar ausente cuando el zinc vaya a ser utilizado en galvanización. Hasta el 0.2% debe estar presente en el metal para laminado, pero solamente hasta 0.003% en el metal para aleaciones para "die casting".

El estaño y el arsénico hacen que el zinc sea más duro y quebradizo. El cobre, arsénico, antimonio o aluminio, raras veces se encuentran en el zinc primario, pero frecuentemente ocurre en los suministros de metal secundario.

B. PROPIEDADES DEL ZINC

El zinc cuyo símbolo es Zn, tiene brillo metálico blanco en superficies recién cortadas, pero debido al empañamiento su apariencia familiar es gris azulado. Goza de las propiedades mecánicas de ductibilidad, maleabilidad y elasticidad.

A la temperatura ordinaria es duro, cristalino y frágil. Si se calienta de 100 a 150°C, llega a ser bastante maleable para ser laminado en planchas delgadas y puede ser estirado en alambres. Sobre los 200°C pierde esta propiedad y llega a ser frágil y quebradizo nuevamente. Este comportamiento indica la existencia de formas alotrópicas.

El zinc granulado se prepara vertiendo en forma lenta el metal fundido sobre agua.

a) Propiedades Generales

- | | |
|-------------------|----|
| 1) Símbolo | Zn |
| 2) Número Atómico | 30 |

3) Peso Atómico 65.38

4) Valencia 2

5) Isótopos Estables, abundancia relativa

Número de Masa	64	66	67	68	69
Porcentaje	48,69	27,81	4.07	18.61	0.62

6) Isótopos Radioactivos

Número de Masa	62	63	65	69	72	73
Vida Media	9.5 hr.	38.3 mi	250 d	57 min	2.1 d	2 m

7) Estructura Cristalina y Orientación

Hexagonal más compacto, $a = 2.664 \text{ \AA}$, $c = 4.9469 \text{ \AA}$,

$c/a = 1,856$

Plano de Deslizamiento (0001); dirección de deslizamiento $11\bar{2}0$

8) Tamaños Atómicos

Radio Metálico (Número de Coordinación 12), 1.38 \AA

Radio Tetraedral Covalente, 1.31 \AA

Radio Iónico (Zn^{++}), 0.74 \AA

b) Propiedades Mecánicas

9) Densidad

Sólido a 20°C (68°F) 7.13 g/cm^3

Sólido a 25°C 7.133 g/cm^3

Sólido a 419.5°C 6.83 g/cm^3

Líquido a 419.5°C 6.62 g/cm^3

Líquido a 800°C 6.25 g/cm^3

10) **Volúmen Especifico**

en centímetros cúbicos por gramo a 20°C (68°F), 0.140

c) **Propiedades Térmicas**

11) Punto de Fusión: 419.5°C (692.7°K)

12) Punto de Ebullición (1 atm.) 907°C (1180°K)

El zinc de pureza comercial, tales como el Special High Grade, High Grade y Prime Western, generalmente funden a una temperatura ligeramente inferior al citado.

13) **Capacidad Calorífica**

Sólido --- $C_p = 5.35 + 2.40 \times 10^{-3}T$ (298 - 692.5°K)
cal/mol.

Líquido -- $C_p = 7.50$ cal/mol.

Gas (monoatómico) --- $C_p = 4.969$ cal/mol.

14) Calor de Fusión: 1,765 cal/mol. a 419.5°C

15) Calor de Vaporización: 27,430 cal/mol. a 907°C

16) Calor de Combustión: 85,156 kg-cal/gramo

17) **Coefficientes Lineales de Expansión**

Policristalino (20 - 250°C), $39.7 \times 10^{-6}/°C$ -

Special High Grade

Según eje a (20 - 100°C), $14.3 \times 10^{-6}/°C$

Según eje c (20 - 100°C), $60.8 \times 10^{-6}/°C$

18) **Coefficiente Cúbico de Expansión Térmica**

(20 - 400°C) : $8.9 \times 10^{-5}/°C$

19) **Conductividad Térmica**

Sólido (18°C), 0.27 cal/seg./cm²/°C/cm - Special High Grade.

Sólido (419.5°), 0.23 cal/seg/cm²/°C/cm.

Líquido(419.5°C), 0.145 cal/seg/cm²/°C/cm.

Líquido(750°C), 0.135 cal/seg/cm²/°C/cm.

d) Propiedades Eléctricas y Magnéticas

20) Resistividad Eléctrica

Policristalino (t = 0 - 100°C) R=5.46(1+0.0042 t)
microhm/cm³

A lo largo del eje a (20°C) - 5.83 microhm/cm³

A lo largo del eje c (20°C) - 6.16 microhm/cm³

Líquido (423°C) =36.955 microhm/cm³

21) Suceptibilidad Magnética (Diamagnético)

Policristalino (20°) - 0.139 x 10⁻⁶ unidades c.g.s.
electromag.

A lo largo del eje a (20°C) 0.124 x 10⁻⁶ unidades c.g.s.
electromag.

A lo largo del eje c (20°C) 0.169 x 10⁻⁶ unidades c.g.s.
electromag.

e) Propiedades Electroquímicas

22) Equivalente Electroquímico: Mg/coulomb 0.3388

grs/amp-hora 1.2194

23) Potencial de Solución (Potencial de Reducción de Electrodo) 0.7618 voltios

- 24) Sobrevoltaje del Hidrógeno sobre una superficie razonablemente lisa en 10 amps/pie² 0.75 voltios
- 25) El Zinc llega a ser super conductor a 0.84 ± 0.05 °K

f) Propiedades Químicas

1º) Cuando el zinc en superficies recién cortadas es expuesto al aire húmedo, la superficie se recubre pronto con un carbonato básico de la siguiente composición $Zn(OH)_2 \cdot ZnCO_3$

2º) Cuando se calienta sobre 600°C el zinc se quema en el aire para formar ZnO, siendo el color de la llama blanco azulado.

3º) No desplaza al hidrógeno del agua fría o hirviendo, pero sin embargo, puede desplazarlo del vapor, si es fuertemente calentado y al mismo tiempo forma óxido de zinc.

4º) Cuando un zinc impuro es tratado con ácido nítrico, libera los óxidos más bajos del nitrógeno, tales como el NO y N₂O, puede formar también amoníaco.

5º) De los ácidos clorhídrico y sulfúrico diluido libera e hidrógeno. El zinc puro reacciona muy lentamente con estos ácidos, debido a la tendencia del hidrógeno que es liberado a colectarse sobre su superficie, formando un lecho protector. La velocidad de reacción se incrementa si el zinc es tocado por un metal que se encuentra debajo del zinc en la escala de fuerzas electromotrices. El hidrógeno es entonces liberado sobre la superficie de los metales menos acti

vos y el zinc por lo tanto puede continuar disolviéndose. Generalmente el zinc comercial se disuelve fácilmente en los ácidos diluïdos, debido a que contiene impurezas de metales tales como fierro y cobre.

6º) El zinc se disuelve también en soluciones de bases fuertes liberando el hidrógeno y formando zincatos. Este comportamiento indica que el zinc tiene propiedades tanto metálicas como no-metálicas.

C. UTILIZACIONES

El uso del zinc como metal puro es de poco interés. Su importancia reside en su baratura y su resistencia a la corrosión, juntamente con el hecho de componer útiles aleaciones con otros metales.

Su uso más grande es en la galvanización, es decir, como una capa aplicada sobre el fierro y acero para protegerlos de la corrosión. La superficie del fierro es cubierta por electroplateado, sumergiendo la lámina o pieza de fierro o acero dentro de zinc fundido, o cubriendo la superficie de los materiales mencionados con una cubierta de zinc fundido pulverizado.

El fierro Sherardizado se produce cubriendo su superficie con una mezcla de polvo de zinc y óxido de zinc y calentándolo en un tambor giratorio.

Su acción protectora es debida en parte a la exclu-

sión del aire de la superficie del fierro; cuando se hace una raya a través del zinc o el lecho de zinc llega a romperse en cualquier forma, éste protegerá al fierro, actuando como el metal más activo del par. El zinc se enmohece mientras que el fierro permanece inalterado por un tiempo.

A continuación se hace una enumeración de las utilidades del zinc como metal:

- 1º) Para evitar la corrosión del acero, revistiendo las piezas de una capa de zinc. Este tipo de protección catódica permite mantener intactas estructuras subterráneas o submarinas como cascos de barcos, pilotes de muelles y oleoductos.
- 2º) Otro uso importante es en el vaciado a presión en moldes o matrices de piezas precisas y complejas de motores y mecanismos de automóviles y aviones.
- 3º) Aleándose con el cobre forma las aleaciones denominadas latones que son utilizados en la manufactura de tuberías y radiadores para automóviles y numerosas partes de equipos de radio, teléfonos, telégrafos y televisión.
- 4º) El zinc metálico se utiliza también en pilas secas, condensadores de radio y material para techado.
- 5º) También se le emplea en la fabricación de planchas

de litografía y ánodos,

- 6°) El metal zinc se utiliza ampliamente en la extracción metalúrgica de otros metales:
- a) En la desilverización del plomo, proceso Parkes.
 - b) En la extracción del cadmio de los polvos de Bag-House de las fundiciones de plomo.
 - c) En la extracción del cadmio de los residuos resultantes de la etapa de Purificación del Proceso Electrolítico del Zinc.
 - d) Para la precipitación de los metales cobre y cadmio en la etapa de Purificación del proceso anterior.
 - e) En la extracción del oro y la plata de soluciones de cianuro por precipitación con polvo de zinc.
 - f) En la extracción del talio por reducción con zinc.
 - g) En la extracción de los metales raros tales como Iridio, Osmio y Rutenio, utilizando el zinc como precipitante.

Utilizaciones de sus Compuestos

Los compuestos del zinc tienen literalmente cientos de utilidades. De todos éstos, hay tres compuestos que se

producen en tonelajes considerables, el óxido de zinc, el cloruro y sulfato de zinc. Las materias primas que se utilizan en la producción de estos productos químicos son las menas, el metal zinc y los materiales secundarios como por ejemplo costros de los hornos de reducción.

- 1º) El óxido de zinc (polvo blanco), amarillento cuando está caliente, es utilizado como un pigmento llamado blanco de zinc en pinturas, cerámica, cosméticos, tejidos y como antiséptico llamado pomada de óxido de zinc.
- 2º) Las pinturas a base de polvo de zinc, contienen aproximadamente 80% de polvo de zinc y 20% de óxido de zinc. Estas pinturas son buenas para pintar las piezas de acero galvanizado. También se utiliza para pintar otras estructuras no galvanizadas como puentes, tanques de agua, etc.
- 3º) El caucho, sea natural o sintético, contiene alrededor de 5% de óxido de zinc. Las llantas más grandes contienen mayores cantidades de este compuesto, no sólo para el "curado" del caucho, sino por la propiedad del óxido de zinc de disipar rápidamente el calor producido por fricción y aumentar la resistencia de la llanta.
- 4º) El cloruro de zinc es manufacturado con residuos

de galvanización y como un subproducto en la refinación del plomo. Es aprovechado en la forma de gránulos blancos. Se le utiliza para preservar la madera, en la fabricación de fibra vulcanizada y para limpiar la superficie de los metales antes de soldarlos. Este último uso se basa en la capacidad del cloruro de zinc para disolver los óxidos de otros metales. También se le utiliza como desinfectante, en taxidermia, como catálisis químico, agente deshidratante o condensante en síntesis orgánica; como desodorante cosmético, como mordiente textil y agente carbonizante, también se le utiliza en la manufactura de papel, etc.

5º) El sulfato de zinc, también conocido con el nombre de vitriolo blanco o simplemente vitriolo de zinc, es comúnmente preparado por la acción del ácido sulfúrico sobre zinc metálico u óxido de zinc. Se aprovecha como gránulos blancos, polvo o cristales incoloros. Se utiliza como desinfectante y como mordiente en el estampado del percal, y en la fabricación del litopón, el cual es una mezcla de sulfato bórico y sulfuro de zinc, usado como pigmento blanco en las pinturas.

6º) También se le emplea en medicina como desinfectan

te y astringente.

7º) En la Industria Minera como reactivo de flotación.

D. PROTECCION DEL FIERRO Y ACERO POR MEDIO DE UNA CAPA DE ZINC

A través de muchos años, cientos de millones de toneladas de piezas de fierro y acero, han sido recubiertos con una capa de zinc, ya sea para hacerlos más atractivos como para protegerlos contra el moho.

Estas capas pueden ser aplicadas de cinco modos:

- a) Por galvanización por simple inmersión en un baño de zinc.
- b) Por electrodeposición o electrogalvanización.
- c) Por metalización o rociamiento con metal fundido.
- d) Por sherardización o cementación.
- e) Por simple pintado.

El metal zinc es el único de la serie de materiales que pueden ser utilizados en la protección del fierro o acero. Y esta protección realiza de dos modos, primero como una cubierta rugosa duradera que impide el contacto de la pieza protegida con la humedad corrosiva, y en segundo lugar, por acción galvánica una vez que el fierro haya sido finalmente expuesto a la corrosión de la intemperie.

Prescindiendo del método de aplicación de la capa protectora, el tiempo de protección contra la corrosión depende grandemente del peso de la capa de zinc como se puede apreciar en el cuadro tomado de la publicación del American Zinc Insti-

tute - 1956.

VIDA ESTIMADA DE PRODUCTOS CON CUBERTURA DE ZINC
BAJO LA ACCION DEL MEDIO AMBIENTE

Espesor en pulgadas	Peso en oz/pie ²	Vida en años en el medio ambiente				
		Rural	Marina	Sub-urbana	Urbana	Industrial
0.0036	2.00	50	35	30	25	15
0.0023	1.25	35	25	20	17	9
0.0018	1.00	25	15	12	10	7
0.0011	0.60	10	7	5	4	3
0.00066	0.37	7	5	4	3	2
0.00044	0.25	5	3	3	2	1

Note: En el caso de láminas o planchas de acero galvanizadas, el peso de zinc se especifica en términos del zinc total contenido en ambas caras. Por ejemplo, dos onzas quiere decir que la plancha tiene una onza de zinc por pie cuadrado de superficie en cada cara.

Galvanización por Inmersión

El término galvanización se deriva del nombre perteneciente al científico italiano Galvanic, quien descubrió en la centuria diez y ocho que existe un flujo de corriente eléctrica entre metales diferentes en contacto en un medio líquido conductor.

La galvanización por simple inmersión en un baño de metal zinc de las piezas de fierro o acero, se utiliza como sabemos, para la protección de dichas piezas de una corrosión posterior.

Las piezas deben ser primero limpiadas de todo material extraño antes de su inmersión en el baño. Esta limpieza se lleva a cabo utilizando ácido sulfúrico con cierta concentración, de tal manera que la superficie quede limpia y activada.

La pieza ya limpia, se transporta dentro del zinc fundido cuya composición y temperatura son controlados, permanece allí un tiempo determinado, dependiendo de la masa de la pieza y del tipo de capa deseada. Comúnmente cuando el acero ha alcanzado la temperatura del baño, se retira.

El zinc depositado se enfría en una capa uniforme y continua que generalmente da al artículo acabado una apariencia cristalina. El espesor, calidad y uniformidad de esta capa de zinc, depende de la temperatura del baño, tiempo de inmersión, condición de la superficie y composición del acero; también en esto influye los medios mecánicos con que se disponga en la planta de galvanización.

Desde que la acción del zinc caliente sobre el metal base se acentúa por el incremento de temperatura, es obvio, que el tiempo en que la pieza de acero debe estar sumergida en

el zinc fundido variará con la masa y forma de la misma, con el espesor de la capa requerida y con la temperatura del baño. Así por ejemplo, láminas, tubos, y alambres son galvanizados en un baño cuya temperatura es de alrededor de 850°F, fundiciones a 830°F y pequeñas piezas a 860°F.

La cantidad de zinc que se acumula en una capa, sobre las superficies de las partes de acero, es de alrededor de 0.004 a 0.005 de pulgada de espesor, que equivalen a alrededor de 2.5 onzas de zinc por pie cuadrado de superficie cubierta.

La condición de la superficie de las piezas de acero y su composición son factores importantes que influyen sobre el espesor de la capa de zinc. El hierro forjado toma una capa de zinc más densa que el acero, bajo las mismas condiciones de manufactura. Los aceros con alto contenido de silicio también toman una capa más densa de zinc.

E. ALEACIONES

El zinc es un constituyente importante de muchas aleaciones industriales ampliamente utilizadas. De todas éstas, son de mayor importancia las aleaciones de base zinc y las de base cobre. Las primeras son utilizadas en la obtención de las fundiciones "die casting" y las segundas en la manufactura de los latones.

Aleaciones de Base Zinc

Son preparadas con zinc del grado Special High Grade

debido principalmente al control estricto de las impurezas aleantes, así como también a los límites bajos permisibles de la composición de los principales constituyentes. Estas aleaciones, son referidas por la industria como Aleación N^o 3 y Aleación N^o 5, y cuyos límites de composición según la Especificación de la American Society for Testing Materials se puede observar en el cuadro correspondiente.

La Societe Automotive Engineers, otra agrupación técnica de los Estados Unidos de N. A., se refiere a las aleaciones N^o 3 y N^o 5 con las designaciones S.A.E. 903 y S.A.E. 925 respectivamente. Los límites de composición son los mismos que los indicados en la Especificación A. S. T. M.

La Canadian Standards Association, grupo técnico del Canadá, indica para estas aleaciones los siguientes límites de composición (ver cuadro correspondiente).

Estas aleaciones se manufacturan con zinc, aluminio y magnesio primarios y cobre electrolítico de ley 99.90% Cu.

Moldeo por Inyección

Entre las fundiciones de zinc, el Die-Casting o moldeo por inyección es el proceso más importante que hace posible producir partes dimensionalmente exactas mediante el vaciado a presión del metal fundido en moldes o matrices pulidos de acero, a los cuales se les denomina el "die". Este molde consiste de la armonización de bloques de acero acomo-

LIMITES DE COMPOSICION DE LAS ALEACIONES

DE BASE ZINC EN FORMA DE LINGOTES

Especificación A.S.T.M. B240-57T

<u>Elemento</u>	AG 40A	AG 41A
	Aleación XXIII	Aleación XXV
	<u>Aleación Nº 3</u>	<u>Aleación Nº 5</u>
	%	%
Cobre	0.10 Max.	0.75 a 1.25
Aluminio	3.9 a 4.3	3.9 a 4.3
Magnesio	0.03 a 0.06	0.03 a 0.06
Fierro	0.075 Max.	0.075 Max.
Plomo	0.005 Max.	0.005 Max.
Cadmio	0.004 Max.	0.004 Max.
Estaño	0.002 Max.	0.002 Max.
Zinc	Restante	Restante

Estos lingotes, para hacer fundiciones die-casting, pueden contener Ni, Cr, Si y Mn en cantidades hasta su solubilidad en el punto de congelación iguales a 0.02%, 0.02%, 0.035% y 0.5% respectivamente. En estas concentraciones dichos elementos no afectan las propiedades de las aleaciones.

LIMITES DE COMPOSICION DE LAS ALEACIONES

DE BASE ZINC EN FORMA DE LINGOTES

Especificación C.S.A. Hz. 3-1958

<u>Elemento</u>	<u>Aleación N° 3</u>	<u>Aleación N° 5</u>
	<u>%</u>	<u>%</u>
Cobre	0.10 max.	0.75 a 1.25
Aluminio	3.9 a 4.3	3.9 a 4.3
Magnesio	0.04 a 0.06	0.04 a 0.06
Fierro	0.075 max.	0.075 max.
Plomo	0.003 max.	0.003 max.
Cadmio	0.003 max.	0.003 max.
Estaño	0.001 max.	0.001 max.

Los siguientes otros elementos deben guardarse en porcentajes:

	<u>%</u>
Cromo	0.02 max.
Indio	0.0005 max.
Manganeso	0.05 max.
Níquel	0.02 max.
Silicio	0.025 max.
Talio	0.001 max.

LIMITES DE COMPOSICION DE LAS FUNDICIONES

DIE CASTING

Especificación A.S.T.M. B86-57T

AG 40 A

AG 41 A

Nº XXIII

Nº XXV

S.A.E.

903

925

Elemento	%	%
Cobre	0.25 max. (6)	0.75 a 1.25
Aluminio	3.5 a 4.3	3.5 a 4.3
Magnesio	0.03 a 0.08	0.03 a 0.08
Fierro	0.100 max.	0.100 max.
Plomo	0.007 max.	0.007 max.
Cadmio	0.005 max.	0.005 max.
Estaño	0.005 max.	0.005 max.
Zinc	Restante	Restante

- a).- Estas fundiciones pueden contener Ni, Cr, Si y Mn en cantidades hasta su solubilidad en la temperatura de congelación iguales a 0.02 %, 0.02 %, 0.035 % y 0.5 % respectivamente. En estas concentraciones no afectan las propiedades de las fundiciones.
- b).- Para la mayoría de las aplicaciones comerciales, un contenido de cobre comprendido en el rango 0.25 a 0.75 %, no afecta la servilidad de las fundiciones.

LIMITES DE COMPOSICION DE LAS FUNDICIONES
DIE CASTING

Especificación C.S.A. Hz.11-1958

<u>Elemento</u>	%	%
Cobre	0.10 max.	0.75 a 1.25
Aluminio	3.5 a 4.3	3.5 a 4.3
Magnesio	0.03 a 0.06	0.03 a 0.06
Fierro	0.100 max.	0.100 max.
Cadmio	0.005 max.	0.005 max.
Plomo	0.005 max.	0.005 max.
Estaño	0.002 max.	0.002 max.

COMPOSICION Y USOS PARA VARIOS GRADOS DE ZINC

S.T.A. 7 No.	Descripción	Composición Química (%)					Usos
		Zn	Fe	Pb	Cd	Total	
		Min.	Max.	Max.	Max.	Max.	
Z.1	Zinc de alta pureza- 99.99	99.99	-	0.003	0.003	0.01	aleaciones Die castings, alambres, ánodos.
Z.2	Zinc alto Grado	99.95	-	-	-	0.05	Latones de alto grado y otras aleaciones, alambre, ánodos, óxido de zinc.
Z.3	Zinc para laminado	98.5	0.05	1.25	-	0.50	Láminas y tiras, ánodos, latones y otras aleaciones, óxido de zinc. Para alguno de estos usos, un contenido de Fe 0.05 % se requiere y, porcentajes de Cd y otras impurezas puede ser limitado.
Z.4	Zinc para galvanización	98.0	0.08	1.6	-	1.0	Galvanización por inmersión, manufactura de latones, polvo de zinc, óxido de zinc.

dados de tal manera de formar una cavidad total contorneadas exactamente a la parte final de la pieza deseada. El "die" es la parte vital de trabajo de una máquina-herramienta diseñada convenientemente y algo complicada que abre y cierra rápidamente varias veces por minuto. En cada cerrada, un chorro de metal fundido es forzado dentro de la cavidad del molde o "die" y a cada abertura una parte completa es arrojado hacia afuera. La transición de metal fundido o sólido en el die puede realizarse en el período de fracción de segundo o minuto con cada ciclo de la máquina herramienta. El tiempo del ciclo depende del tamaño y contornos de la parte producida.

El zinc ha sido durante muchos años el metal más ampliamente utilizado para fabricar fundiciones die-casting. Su bajo punto de fusión hace posible producir estas fundiciones con una rapidez mayor que las obtenidas con otros metales comúnmente utilizados, tales como magnesio, aluminio, etc.

Las aleaciones a base de zinc de calidad Die-Casting son las más adaptables al proceso y en muchos casos el de más bajo costo. Debido a su alta fluidez y flexibilidad a la temperatura de fundición, fundiciones individuales de un diseño altamente complejo pueden ser hechas, formando posteriormente con estas partes individuales un todo. Estas aleaciones cumplen con las composiciones cubiertas por la Especificación de la A. S. T. M. para fundiciones die-casting de alea

ciones de base zinc.

Las fundiciones die-casting son constituyentes importantes de cientos de productos tales como partes de automóviles (partes del radiador, instrumentos del panel, carburadores, etc.), productos del hogar tales como acondicionadores de aire, refrigeradoras, lavadoras, radios, televisión, etc., productos eléctricos, equipos de oficina, agricultura, minería y construcción, también en equipos de fotografía, así como también en la fabricación de juguetes.

Aleaciones de Base Cobre

La habilidad del zinc para alearse con el cobre resulta en una serie de materiales de gran significación y amplia utilidad. Estas aleaciones pueden contener desde 3% zinc y 97% cobre a 45% zinc y 55% cobre; sin embargo el promedio de latones contienen aproximadamente 30% zinc y 70% cobre.

Estos latones comparados con el cobre puro tienen mayor ductibilidad, mayor resistencia mecánica y a la corrosión. El color varía según el contenido de zinc, así por ejemplo, las de color rojo oscuro a marrón son los que contienen mayor cantidad de zinc.

Pequeñas cantidades de plomo del orden de 2 a 3% se adiciona a los latones para obtener buenas cualidades de maquinado. Para otros propósitos especiales los latones ta-

les como metal Admiralty, latón de Aluminio, latón Naval o bronce de Manganeso, contienen pequeñas cantidades de otros elementos como estaño, aluminio, fierro o manganeso.

El grado zinc utilizado para la manufactura de los latones depende del método de preparación de éstos, así como también del tipo de latón que se desea manufacturar. Así por ejemplo, barras de zinc de alta pureza se utiliza para hacer latones para la obtención de láminas que serán laminadas en caliente, o para la obtención de latones de alta ductilidad y maleabilidad que se emplearán en el acabado de otros productos; Zinc del grado Prime-Western se usa para preparar latones a los cuales se les añade plomo cuando no es censurable un contenido de este metal.

Tuberías de latones rojos con 15% zinc y 85% cobre, son utilizados para hacer cañerías de agua y en otros campos de la construcción. Tubos de metal Admiralty o latones de Aluminio son ampliamente utilizados para hacer tubos de condensadores de vapor en las plantas de fuerza o en los barcos. También los latones se utilizan en la industria automotriz, en los equipos eléctricos, etc.

Otro grupo de aleaciones de base cobre con zinc son las llamadas plata níquel y alguno de los bronce de estaño. Las primeras contienen cobre, níquel y zinc; el cobre se encuentra en un porcentaje de alrededor 65%, y el níquel de 5

PORCENTAJES APROXIMADOS DE LOS CONSTITUYENTES
DE LAS ALEACIONES DEL ZINC

Aleación	% Zn	% Cu	% Al	% Mg	% Ag	% Pb	% Si	% Ni	% Sn
Die casting (Base zinc) I	95.86	-	4.1	0.04	-	-	-	-	-
Die casting (Base zinc) II	93.17	2.7	4.1	0.03	-	-	-	-	-
Die casting (Serie Al-Si)	(°)	-	(°)	-	-	-	12.5	-	-
Die casting (Serie Al-Cu-Si)	(°)	2.4	(°)	-	-	-	3.5	-	-
Babbitt (Base zinc)	85.0	10.0	5.0	-	-	-	-	-	-
Plata para soldar I	38.0	52.0	-	-	10.0	-	-	-	-
Plata para soldar II	4.0	16.0	-	-	80.0	-	-	-	-
Plata Níquel									
18 % Ni	18.0	64.0	-	-	-	-	-	18.0	-
15 % Ni	20.0	65.0	-	-	-	-	-	15.0	-
5 % Ni	33.0	62.0	-	-	-	-	-	5.0	-
Latón con estaño									
1.0 % Sn	28.0	71.0	-	-	-	-	-	-	1.0
0.75 % Sn	39.0	60.0	-	-	-	-	-	-	0.75
0.75 % Sn	39.0	59.0	-	-	-	1.25	-	-	0.75
Latón con plomo									
0.8 % Pb	32.3	67.0	-	-	-	0.8	-	-	-
3.0 % Pb	35.0	62.0	-	-	-	3.0	-	-	-
2.5 % Pb	41.5	56.0	-	-	-	2.5	-	-	-

(°) Restante

a. 18%, dependiendo este contenido de las propiedades que se deseen en la aleación, así como del balance de zinc. A causa de su gran resistencia a la corrosión y su agradable aspecto blanco, estas aleaciones se utilizan para motivos decorativos y en estructuras y se les aprovecha en varias formas tales como láminas, tubos, varillas, tiras, bandas y alambres.

Los metales que se emplean en la fabricación de armas de fuego son una importante clase de bronce de estaño, muchos contienen zinc, también cobre, estaño y plomo.

Zinc Forjado

Tonelajes de barras de zinc de los grados convencionales, son también laminados en planchas, bandas o tiras, cintas, varillas, alambres, etc., para una serie de usos.

A causa de sus propiedades el zinc laminado puede ser trabajado fácilmente en varios contornos y formas por métodos comunes de fabricación. Puede ser pulido o laqueado para retener su color natural, también puede ser plateado o pintado para otros efectos de acabado.

El uso más grande en América de zinc laminado es en la fabricación de baterías secas, donde puede servir bien sea como recipiente o elemento químico activo de la celda electrolítica. La industria de radio utiliza zinc laminado co

mo protector de los condensadores y tubos.

El zinc laminado tiene muchas aplicaciones en la construcción, así por ejemplo, se utiliza en techado, en canaletas, etc. Cuando es utilizado en cubiertas exteriores, forma su propia capa protectora que le da alta resistencia a la corrosión.

OTROS PRODUCTOS IMPORTANTES

Oxido de Zinc

Puede ser obtenido bien sea utilizando menas pobres oxidadas o sulfuradas complejas de zinc. Para obtenerlo a partir de menas oxidadas se puede aplicar el método Directo o norteamericano. En caso de contarse con menas sulfuradas complejas, se puede aplicar el proceso Waelz. El método Indirecto o francés para la obtención del óxido de zinc parte de zinc crudo.

En años anteriores se ha incrementado la cantidad de óxido de zinc producido a partir de scrap.

El óxido de zinc es suministrado al comercio en la forma de polvo denso, perdigones o gránulos. Sus utilizaciones ya las hemos visto.

a) Método Indirecto

Es el más antiguo de los dos métodos. Las menas de zinc deben ser fundidas para obtener barras de zinc que luego son convertidas en óxido de zinc. Este método

de obtención de óxido de zinc, involucra dos etapas. Primero, el metal zinc bruto es calentado en una retorta. Luego el metal llega a fundirse y comienza a destilar. Tan luego como el vapor caliente de zinc se encuentra con el aire, se quema y transforma en óxido de zinc. Este óxido y el aire residual son luego extraídos por medio de un ventilador hacia una cámara, donde las partículas más gruesas y menos deseables se sedimentan y, luego, a una cámara de bolsas donde se recoge el polvo fino.

Una modificación de este proceso emplea una retorta abierta en ambos extremos; se hace pasar óxido de carbono por encima del metal calentado para fomentar la vaporización y, a continuación, ambos productos se queman juntos para formar el óxido.

b) Método Directo

La mena de óxido de zinc se mezcla con carbón y se quema en una parrilla Wetherill. En el piso de cenizas cerrado, se introduce aire a presión que asciende a través de la masa, reduciendo el zinc, que se vaporiza y, a continuación se reoxida con oxígeno y anhídrido carbónico encima del lecho. Esta parrilla es una pieza fundida provista de orificios no de barras.

En seis horas, poco más o menos, se quema una carga de 1,300 kgs. de mena-combustible, y el óxido de

zinc se recupera en una cámara de bolsas.

Una modificación reciente del proceso americano, emplea un horno consistente en una retorta vertical. Una carga de mena oxidada, arena y coque se carga por la parte superior del horno, y el calor para la fusión, es suministrado eléctricamente por medio de la resistencia de la carga al pasaje de corriente eléctrica penetrada por unos electrodos de carbón. La carga gastada es eliminada continuamente de la parte inferior del horno y, el vapor de zinc que sale del horno a través de toberas es oxidado y calentado en la manera usual.

c) Proceso Waelz

Este proceso se aplica a todas las menas complejas y pobres que contienen zinc, plomo, cadmio, arsénico, antimonio, bismuto o estaño. La mezcla de óxidos producidos puede emplearse como fuente de óxido de zinc para muchas aplicaciones industriales y, sometido a un tratamiento químico posterior puede dar zinc metálico.

Consiste en el tratamiento de la mena o del residuo con un agente reductor carbonoso en un horno rotatorio horizontal, donde se seca y calienta con los gases calientes. Una atmósfera fuertemente reductora libera a los metales, los mismos que se volatilizan. A continuación, la atmósfera oxidante encima de la carga, oxida a los vapo

res metálicos desprendidos, así como al óxido carbono.

El humo y los gases que proceden del horno se tratan en un precipitador Cottrell o en una cámara de filtros de sacos.

Acido Sulfúrico

Mucho del ácido sulfúrico producido en el mundo es obtenido como el principal sub-producto de la metalurgia del zinc y, en general del tratamiento de menas sulfurosas. Es uno de los productos químicos más importantes.

Entre sus características tenemos que es denso, oleaginoso, incoloro a amarillo claro, dependiendo del grado de pureza.

Se fabrica a partir del anhídrido sulfuroso contenido en los gases generales en la tostación y sinterización de los concentrados sulfurosos. Esencialmente el proceso de su manufactura consiste en la oxidación del anhídrido sulfuroso purificado a anhídrido sulfúrico en presencia de un catalizador. Este anhídrido sulfúrico es luego combinado con agua para formar el ácido sulfúrico.

Este ácido es un producto químico ampliamente utilizado y contribuye al desarrollo de otras industrias manufactureras. Sirve para la limpieza de la superficie de las piezas de acero y otros metales empleados en la manufactura de otros productos. Se usa en la manufactura de celulosa, pig-

mentos de pintura y rayón; en la solución, oxidación, deshidratación o sulfonación de la mayor parte de los compuestos orgánicos; también en el procesamiento de los compuestos inorgánicos y productos medicinales. Es vital como electrolito convencional en las baterías de plomo.

La forma oleum se utiliza con otros ácidos en la manufactura de explosivos. Probablemente el tonelaje más grande se consume en la manufactura de superfosfatos para la fabricación de fertilizantes para agricultura.

Un uso moderno interesante es como un agente lixivante en las plantas de beneficio de uranio.

ANEXO N° 3

POSIBILIDADES DE LA UTILIZACION DEL ZINC EN EL PERU

Actualmente en el Perú, el zinc se emplea para lo siguiente:

- a) Fabricación de aleaciones de base zinc.
- b) Galvanización de láminas, alambres y tuberías, de fierro o acero.
- c) Fabricación de polvo de zinc para la manufactura de pinturas.
- d) Fabricación de sulfato de zinc.

Las aleaciones se manufacturan en la fundición de La Oroya, a solicitud de compañías extranjeras interesadas. De igual manera el polvo de zinc se fabrica a razón de 5,000 kgs/día, en esta misma fundición para los siguientes fines:

- a) Utilización en la sección purificación de la Planta Electrolítica de Zinc, para la eliminación del cobre y cadmio.
- b) En la sección precipitación de la Planta de Cadmio.
- c) Para venta a fábricas peruanas de pinturas.

Con respecto al sulfato de zinc, también se manufactura en La Oroya, y es íntegramente utilizado como reactivo de flotación en las plantas concentradoras de minerales de plomo-zinc de la Cerro de Pasco Corporation.

Finalmente, el zinc empleado en galvanización, el

cual se realiza en algunas plantas industriales de los alrededores de la ciudad de Lima.

Como vemos, el zinc utilizado por el Perú como materia prima para la fabricación de otros productos es de poca cuantía, comparado con otros países más industrializados.

Por consiguiente, la posibilidad de un mayor consumo de zinc estaría supeditado al aumento de las necesidades del país en:

- a) Oxido de zinc.
- b) Sulfato de zinc.
- c) Cloruro de zinc.
- d) Mayor demanda de pinturas a base de polvo de zinc.
- e) Mayor demanda de fierro o acero galvanizado.

Esto traería como consecuencia la necesidad de instalar pequeñas plantas destinadas a la producción de los anteriores compuestos.

CONCLUSIONES GENERALES

El estudio que acabamos de realizar nos conduce a ciertas conclusiones.

- A. Con respecto a las materias primas: concentrados de zinc, carbón mineral y energía eléctrica podemos afirmar lo siguiente:
- 1º) Existen en nuestro país numerosas plantas de beneficio de minerales, de propiedad de compañías peruanas, que están en condiciones de suministrar concentrados de zinc, en cantidad y calidad.
 - 2º) Los yacimientos de carbón antracita son numerosos, pero hasta ahora han sido poco explotados y las reservas del país no han sido estimadas con precisión. Entre éstas las más importantes son las de la Cuenca del Santa, Huayday y Oyón.
 - 3º) En varios estudios podemos ver que estos carbones son coquificables bajo ciertas condiciones, pero hasta ahora, sin embargo, no se ha conseguido solucionar satisfactoriamente este problema. El coque es un material de importancia en la metalurgia extractiva de los metales plomo, cobre y zinc (proceso Imperial Smelting) por consiguiente si hay necesidad de él habrá que importarlo de Norteamérica o Europa.
 - 4º) El Perú actualmente, carece de suficiente energía eléctrica para permitir la instalación de refineries elec-

trolíticas, pero dentro de varios años, contaremos con ella, en vista de la actual ejecución del Proyecto Hidroeléctrico de la Curva del Río Mantaro. Dentro de poco se llevaría a cabo también la ejecución del proyecto de la Central Hidroeléctrica de Cahua.

B. Con respecto a la calidad del producto:

5²) En todos los procedimientos pirometalúrgicos, a excepción del proceso en el horno eléctrico rectangular o Sterling, el zinc crudo producido (zinc líquido de los condensadores) tiene la calidad Prime Western. En el caso de la excepción, solamente alcanza tal calidad, después de ser sometido a un procedimiento de refinación por licuación. Todos estos métodos a fin de que el producto alcance la calidad Alto Grado Especial (Special High Grade), deben contar con una instalación de refinación por fraccionamiento.

6²) El proceso electrolítico, es el único de todos los métodos de extracción del zinc, que sin necesidad de refinación, el producto final llega hasta la calidad "Die Casting", que es superior al grado Special High Grade. Esta es una gran ventaja en vista de que tal calidad es muy apreciada en el mercado internacional.

C. De acuerdo con la realidad de nuestro país y concordando con la opinión de técnicos especialistas:

7º) De todos los métodos estudiados, hay dos que pueden aplicarse en el Perú, estos son, el procedimiento en el horno de manga o Imperial Smelting y el proceso electrolítico.

El primero tiene dos grandes ventajas: permite el tratamiento de concentrados de zinc con contenido de plomo, recuperándose separadamente ambos metales, y, el de tener una alta producción por unidad, así por ejemplo, un solo horno puede producir de 120 a 140 toneladas de zinc crudo y 50 a 60 toneladas de bullón de plomo. Pero, frente a estas dos ventajas, también tiene dos desventajas: en primer lugar en el Perú no hay técnicos nacionales experimentados en este proceso, y en segundo lugar se necesita coque metalúrgico que tampoco tenemos.

El segundo, tiene la gran ventaja de la calidad del producto y de tener bajo costo de operación con respecto al anterior. Para este proceso, el Perú si cuenta con técnicos nacionales capacitados en operar plantas electrolíticas, todos ellos experimentados en la escuela metalúrgica que es La Oroya.

Este proceso también da igual utilidad diaria que en el anterior.

D. Como se expresó en uno de los capítulos anteriores, en La Oroya, además del proceso electrolítico, también se han ope

rado, durante muchos años, hornos eléctricos del tipo rectangular. No se sabe a ciencia cierta, la razón que primó para clausurar el trabajo de dichos hornos, aunque seguro estoy, que no fueron razones técnicas porque las dificultades que presentaban al comienzo, fueron superadas posteriormente. Es muy posible que la calidad del producto obtenido, haya tenido que ver en esto.

También se cuenta con técnicos nacionales capaces de operar esta clase de hornos. Tienen la ventaja económica de tener costos de instalación y operación más bajos que los demás métodos pirometalúrgicos.

BIBLIOGRAFIA

1. AMERICAN CYANAMID COMPANY - Reactivos de Flotación - Mineral dressing notes Nº 25, 1960.
2. A. I. M. M. E. - Metallurgy of Lead and Zinc - Volúmen 121, 1937.
3. AMERICAN ZINC INSTITUTE - A mine to market outline, 1956.
4. ANGETES, M. PEDRO - La Termodinámica y los Problemas Metalúrgicos - Artículo publicado en la Revista Minas Nº 17.
5. ANUARIO MINERO COMERCIAL - La Minería en el Perú, 1963. Editores Técnicos Asociados S.A.
6. BANCO MINERO DEL PERU - Planta de Zinc en el Perú - Estudio publicado en el Boletín Nº 78 de la Sociedad Nacional de Minería y Petróleo.
7. BRAY, L. JOHN - Non-Ferrous Production Metallurgy - Segunda edición, 1956 - John Wiley & Sons, Inc. New York.
- 8.- BUTTS, ALLISON - Metallurgy Problems, 1943 - Mc Graw Hill Book Company, New York.
9. CERRO DE PASCO CORPORATION - Breve Historia y Descripción de la Planta Electrolítica de Zinc de La Oroya, Sep. 1952.
10. CERRO DE PASCO CORPORATION - Reportes e Informaciones de la Planta Electrolítica de Zinc, 1962.

11. COMPAGNIE DES METAUX D'OVERPELT - Los procesos Overpelt de Reducción y Tostamiento - Traducción de la Conferencia del Sr. Ni eaise, Ingeniero Jefe de la Compañía Overpelt; publicada en la Revista Minería N° 50.
12. DOW CHEMICAL INTERNATIONAL LIMITED - Fundamentos de la Flotación - Traducción al castellano publicada en México con autorización de la Dow Chemical.
13. GROTHE, HERMANN Y NOTH - Informe sobre las posibilidades técnicas y económicas referentes a la instalación de una refinería de zinc y de una fundición de plomo en el Perú - Dictámenes publicados en el Boletín N° 71 de la Sociedad Nacional de Minería y Petróleo.
14. HODMAN, CHARLES - Hand-book of Chemistry and Physics-25 th ed. 1942; Chemical Rubber Publishing Company, Cleveland.
15. INGALS, R. WALTER - The Metallurgy of Zinc and Cadmium, 1908.
16. I. N. I. F. M. Anuario de la Estadística Minera del Perú, 1962.
17. JACOBI, S.J. - Algunas observaciones relativas a la Producción de Zinc refinado en el Perú -

Trabajo presentado a la Quinta Convención de Ingenieros de Minas del Perú, 1959.

18. JOHNSTONE, J. SYDNEY - Minerals for the Chemical & Allied Industries - Segunda edición, 1961 - John Wiley & Sons, Inc. New York.
19. MANTELL, C. L. - Industrial Electrochemistry, 1950. - McGraw Hill Book Company, New York.
20. MONGE G., ENRIQUE - Apuntes de clase sobre métodos de concentración de minerales de zinc, primer semestre de 1961.
21. SULPHIDE CORPORATION PTY. LTD. - Australia's new zinc-lead smelter uses Imperial process - Artículo publicado en la Revista especializada World Mining, Enero 1963.
22. VALDEZ, C. - Aplicaciones de la Fluidización - Artículo publicado en la Revista Técnica Crisol, editada por la Asociación de Químicos de La Oroya, Marzo 1963.