

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Facultad de Quimica

PANORAMA DE LA INDUSTRIA MEXICANA DEL PLOMO

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:

Ingeniero Quimico Metalurgico

P R E S E N T A

LUIS FARIAS HERNANDEZ

México, D. F.

1975



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

CLAS. Tesis
ADQ. 1975
FECHA
PROC. MT-102



QUIMICA

A mis padres
Con respeto y cariño

Agradecimiento:

A quienes con sus conocimientos,
interés y confianza, hicieron po
sible mi formación profesional.

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE SEGUN EL TEMA

PRESIDENTE: PROF.: ENRIQUE RANGEL TREVIÑO.
VOCAL: PROF.: MANUEL GAVIÑO RIVERA.
SECRETARIO: PROF.: FERNANDO MALDONADO MENDOZA.
1er. SUPLENTE: PROF.: MARIO RAMIREZ Y OTERO.
2do. SUPLENTE: PROF.: JOSE G. SOLORIO MUNGUIA.

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:
BIBLIOTECA DE LA FACULTAD DE QUIMICA

SUSTENTANTE:
LUIS FARIAS HERNANDEZ

ASESOR DEL TEMA:
M. en C. FERNANDO MALDONADO MENDOZA.

I N D I C E

	Pág.
I. INTRODUCCION	1
II. GENERALIDADES	3
III. ESTUDIO DE MERCADO	9
1.- Producción Nacional en Volumen y en valor	9
2.- Importación Nacional en Volumen y en valor	13
3.- Usos	18
4.- Substitutos	29
5.- Principales Zonas y Empresas Productoras	30
6.- Consumo Nacional. Principales Consumidores y Localización.	40
7.- Precios e Impuestos.	41
8.- Proyección de la Demanda.	45
8a. Regresión Lineal (mínimos cuadrados)	45
8b. Método Cuadrático.	50
8c. Método de la Proporción Relativa con Respecto al Consumo.	54
8d. Método de los Promedios Móviles.	57
8e. Modelo Logarítmico.	60
IV. ESPECIFICACIONES DE CALIDAD PARA EL PLOMO	65
1.- Especificaciones según la Dirección General de Normas.	65

	Pág.
2.- Especificaciones según la A.S.T.M.	68
3.- Especificaciones según la D.I.N.	69
<u>V.</u> REVISION DE LA TECNOLOGIA EXISTENTE.	70
Preparación de Minerales	70
— Fusión de los minerales de plomo.	74
Método de Tostación y Reducción.	74
Método de Fusión en Alto Horno	80
Refinación del Plomo.	94
— Producción de Plomo Químico.	94
Plomo Completamente Refinado.	95
— Refinación Electrolítica del Plomo.	95
Refinación del Plomo en Horno y Caldera	
— y Refinación totalmente en Caldera.	100
Refinación Final y Moldeo.	126
VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	128
· APENDICE	131
VII. BIBLIOGRAFIA	144

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

Cerca del 0.002% de la tierra es mineral de plomo. Esto ocurre principalmente en depósitos lo suficientemente ricos como para justificar su explotación, lo que quiere decir que tengan contenidos del 3% de plomo o más.

En el mundo hay alrededor de 25 países que cuentan con producciones de plomo considerables, entre los cuales destacan: Estados Unidos, Rusia, Australia, Canadá, México y Perú. Cabe hacer notar que México ha ocupado el quinto lugar mundial como productor de plomo, en los últimos años, con una producción anual de aproximadamente 170 millones de toneladas. ^{Kg}
6 de mayo 1973

La industria metalúrgica es muy importante para la economía de un país y en el nuestro esta industria está teniendo un gran desarrollo, tanto en la parte ferrosa como la no ferrosa. Esto significa que México tendrá en pocos años una industria metalúrgica competente a nivel mundial.

En el caso del plomo la industria metalúrgica ya está estableci

da desde hace varios años y no creemos que se desarrolle más, para alcanzar mayores producciones, sino que se desarrolle en el sentido de fabricar productos terminados a partir de este metal.

Con la mitad de la producción nacional de plomo, México satisface sus necesidades de consumo y la otra mitad la exporta, principalmente a Estados Unidos. Es bueno señalar que las plantas productoras de plomo no trabajan a toda su capacidad.

Esta tesis tiene como fin, presentar un panorama de la Industria Mexicana del Plomo, tanto económico como tecnológico, con el fin de situar y conocer como se encuentra esta industria y las perspectivas que tiene.

II. GENERALIDADES

El plomo, Pb, está en el grupo IV del sistema periódico y es un miembro del subgrupo que contiene el germanio y el estaño. Su número -- usual de valencia es 2, pero muestra también la valencia 4, especialmente en sus compuestos orgánicos. Cristaliza en el sistema cúbico en forma de cara centrada y la distancia interatómica mínima es 3.492 Å.

Sus propiedades físicas son las siguientes:

Número Atómico	82
Peso Atómico	207.21
Densidad (20°C)	11.34 gr/cm ³
Punto de Fusión	327.4°C
Punto de Ebullición	1750°C
Conductividad Térmica (20°C)	0.083 cal/(seg)(cm ²)(°C/cm)
Calor Específico (20°C)	0.0306 cal/gramo
Coef. de dilatación lineal (20-100°C)	29.3 x 10 ⁻⁶
Calor Latente de Fusión	5.86 cal/gramo

Calor Latente de Vaporización	203 cal/gramo
Cambio de Vol. en la Fusión	3.6% del vol. sólido.
Dureza Brinell (colado)	4.2
Resistencia a la Tracción (colado)	126.5 Kg/cm ²

El plomo es el metal más blando de los metales pesados ordinarios, se corta fácilmente con un cuchillo y su superficie de corte presenta un brillo metálico perfecto, pero en contacto con el aire se empaña -- instantáneamente tomando un color gris. Se lamina y estira fácilmente -- por extrusión, pero pequeñas cantidades de antimonio, arsénico, cobre y metales alcalinoterreos aumentan su dureza. Presenta una excelente resistencia a la corrosión atmosférica y al ataque por los ácidos, especialmente por el sulfúrico. Sus propiedades antifriccionales también son excelentes.

Los principales minerales de plomo son: la galena (PbS) que contiene 86.4% de plomo y la cerusita (PbCO₃) que contiene 77.5% de plomo; -- el primero es el más importante de todos los minerales de plomo y el segundo se forma por la oxidación de la misma galena. La anglesita es el -- sulfato de plomo y la piromorfita es un clorofosfato de plomo.

En estado natural, la galena contiene 86.57% de plomo y 13.43% de azufre.

Las asociaciones ordinarias de los minerales de plomo son: antimonio, cobre, bismuto, hierro, plata, cinc, níquel, cadmio, arsénico, co-

balto, manganeso y azufre, constituyendo yacimientos de minerales complejos o mixtos. Ocasionalmente los minerales de plomo se presentan como exclusivos en algunos yacimientos, pero aún en estos casos, pueden encontrarse pequeñas cantidades de plata, cinc, oro y fierro.

Los tipos más importantes de yacimientos de plomo son:

1).- Yacimientos formados a poca profundidad en rocas sedimentarias, sin ninguna relación aparente con rocas ígneas; se presentan en forma de estratos, por lo general asociados con rocas calizas y dolomitas. A este tipo pertenecen los yacimientos del valle del Mississippi, de Silesia y de Marruecos.

2).- Yacimientos de profundidad media, genéticamente asociados con rocas ígneas, caracterizados por minerales complejos.

Los yacimientos más representativos son los de Lake City en Colorado; los de Coeur de Alena; los de Bawdwin en Birmania, etc.

3).- Filones originados a temperaturas y presiones elevadas en rocas ígneas o genéticamente asociados a ellas. A este tipo pertenecen los yacimientos de Broken Hill, Nueva Gales del Sur, Australia.

4).- Yacimientos desarrollados en los contactos entre rocas ígneas y rocas sedimentarias, metasomatismo, relleno de cavidades o reemplazamiento hidrotermal, de los cuales existen numerosos ejemplos en México.

Las explotaciones de plomo a cielo abierto son poco comunes; generalmente se utilizan métodos subterráneos, en los cuales se ha aplicado

una alta tecnología en la utilización y aplicación de equipo que aumente los volúmenes de explotación con base a una mecanización adaptada a las condiciones y tamaño de los yacimientos.

Los minerales de plomo son sometidos a procesos de concentración o beneficio en plantas que utilizan procesos mecánicos o gravimétricos; sin embargo, generalmente se usan procesos de flotación para complementar el circuito o para efectuar una concentración directa de los minerales, sean mixtos o complejos, pudiendo realizar una flotación selectiva para obtener concentrados de plomo y concentrados de cinc por separado, los cuales pueden llevar diversos contenidos de oro, plata, cobre y otros elementos como fierro, cadmio, arsénico, bismuto, selenio, indio, etc. Actualmente se obtienen buenos resultados en las plantas concentradoras de plomo por flotación.

El plomo es recuperado de los minerales concentrados casi exclusivamente por el método del alto horno. Antiguamente también se usaba el horno de llama pero ya casi ha desaparecido éste por la introducción del alto horno. Los minerales concentrados conteniendo algunas impurezas pueden ser reducidos a metal en los hornos de llama, usando aire para oxidar los sulfuros y coque o carbón para reducir los óxidos.

Para preparar la carga de un alto horno, el azufre en los minerales o concentrados sulfurosos es eliminado por un proceso de calentamiento y sinterización.

El monóxido de carbón formado y el carbón sólido reduce los com

puestos oxidados de plomo a "bullion". Cualquier cantidad de cobre, hierro, cobalto o níquel presentes en el mineral, forman matas que son separadas del frente del horno para su posterior tratamiento. El cinc presente en el mineral es acumulado en la escoria; cuando éstos contienen más del 5% de cinc, son tratados nuevamente para recuperar el cinc y algunas cantidades de plomo. El "bullion" de plomo contiene los metales preciosos presentes en el mineral y las impurezas metálicas que son recuperadas en las operaciones de refinación.

Ultimamente se ha desarrollado en Inglaterra el "Imperial Smelting Process", que opera exitosamente minerales o concentrados complejos de plomo-cinc; los productos que obtiene son cinc metálico, "bullion" de plomo y matas.

Las recuperaciones de las fundiciones primarias son comunmente del 97 al 99% del plomo contenido en los minerales. Desde hace algunos años se ha aumentado la productividad de estas plantas con programas de modernización sobre preparación de las cargas, calcinación, colección de polvillos, etc.

El "bullion" de plomo proveniente de las fundiciones puede ser suficientemente puro "plomo-químico", para utilizarse en la mayoría de sus aplicaciones comerciales, sin ninguna refinación posterior. Pero en muchos casos el bullion contiene suficiente oro, plata y subproductos de metales básicos para hacer su extracción beneficiosa. De esta manera el plomo tiene que ser refinado por el método de horno y caldera o completa-

mente en caldera o por el método electrolítico. Los cuales se explican -
en el capítulo V.

III. ESTUDIO DE MERCADO

III. 1.- Producción Nacional en volumen y en valor.

TABLA NO. I

AÑO	VOLUMEN Kg.	VALOR \$	AÑO	VOLUMEN Kg.	VALOR \$
1922	110 455 912	27 404 695	1948	193 316 783	429 950 344
1923	155 720 342	51 040 813	1949	220 763 661	577 583 090
1924	165 062 786	59 475 068	1950	238 078 228	485 679 585
1925	178 661 677	68 983 190	1951	225 467 904	726 006 651
1926	210 794 394	83 912 921	1952	246 027 610	730 702 002
1927	243 346 147	78 370 312	1953	221 549 000	482 976 820
1928	236 485 856	68 129 225	1954	216 624 390	645 540 682
1929	248 400 858	77 748 400	1955	210 815 086	754 718 008
1930	240 937 718	63 487 089	1956	200 087 000	764 332 340
1931	226 780 338	52 303 706	1957	204 856 000	723 141 680
1932	137 325 487	30 695 099	1958	198 300 000	529 461 000
1933	118 963 024	34 744 007	1959	194 624 000	529 377 280
1934	166 332 704	52 097 315	1960	177 029 000	481 518 880
1935	184 193 186	58 425 475	1961	184 287 000	449 660 280
1936	215 723 930	78 265 850	1962	181 770 000	376 263 900
1937	218 133 072	106 729 721	1963	184 334 000	447 931 620
1938	282 368 713	126 196 638	1964	169 957 000	525 167 130
1939	219 506 109	125 414 682	1965	166 780 000	636 799 396
1940	196 253 416	122 607 507	1966	174 245 000	635 994 250
1941	155 258 933	102 138 443	1967	163 907 000	632 681 000
1942	197 019 411	135 568 668	1968	174 169 000	640 155 000
1943	218 126 010	152 794 930	1969	170 893 751	683 904 217
1944	185 281 661	129 147 161	1970	176 597 142	771 093 824
1945	205 314 512	143 720 162	1971	156 852 009	598 344 007
1946	140 143 274	114 773 514	1972	161 358 000	665 909 000
1947	223 134 964	345 134 814	1973	179 296 000 Kg	788 343 000

Por medio de los datos de la tabla No. 1, se pueden construir - dos gráficas, una de toneladas de plomo contra años y otra de valor en pe - sos de la producción contra años, para tener una idea de la tendencia de la producción nacional de plomo. (gráficas No. 1 y No. 2 del apéndice).

El análisis de las gráficas y de las estadísticas nacionales de producción muestran, salvo los primeros años del período considerado de - 1922 a 1973, las producciones más bajas de 1932 y 1933 (recesión), en -- 1946 una producción inferior a las 150,000 toneladas y en 1941 y 1971 ni - veles de producción alrededor de las de las 155,000 toneladas. El prome - dio anual de producción es casi 200,000 toneladas; la cifra record de pro - ducción fue en 1938 con más de 282,000 toneladas, siendo por varios años - la producción superior a las 240,000, como en 1927, 1929, 1930, y poste - riormente en 1952.

Es por cierto en esta fecha cuando se inicia el marcado descen - so de la producción nacional de plomo, sin existir las fluctuaciones de - las décadas de los treintas y cuarentas; este descenso constante de - - - 246,000 toneladas a 164,000 aproximadamente, de 1952 a 1967, es cortado - en 1966, 1968, 1969, 1970 y 1973, con producciones de 170,000 toneladas a 179,300, en 1971 y en 1972 se tuvieron grandes descensos nuevamente, rom - piendo el ascenso que se estaba teniendo a partir de 1968, finalmente en 1973 se obtuvo un gran ascenso.

Es bueno señalar que los incrementos en una producción minera - son derivados de la iniciación de nuevas producciones.

Las instalaciones actuales son derivadas de instalaciones antiguas a las cuales se les han ido adaptando innovaciones técnicas o ampliaciones que han permitido sostener su operabilidad.

Sin embargo, han existido paros de algunas plantas antiguas, - que han provocado fuertes descensos en la producción y que han sido considerados por ampliaciones hechas en las antiguas plantas o por la apertura de nuevos centros productores, ésto a niveles de operaciones de empresas, pues generalmente existen numerosas operaciones de pequeños mineros o gambusinos que inician o abandonan sus explotaciones sin afectar grandemente el total nacional. La importancia del pequeño minero o gambusino - está basada en el descubrimiento y desarrollo de nuevas áreas o antiguas minas abandonadas.

Para tener idea de como se forma el total de la producción - - anual nacional de plomo, se presenta la siguiente tabla con los datos de los 3 últimos años que son datos típicos de la producción nacional.

TABLA No. 2 (TON.).

PRODUCTO Y FORMA DE PRESENTACION	1971	1972	1973
AFINADO	136 141	137 391	154 143
ANTIMONIAL	14 414	12 706	12 363
BARRAS IMPURAS	916	5 723	6 423
CONCENTRADOS	1 458	1 493	1 859
CALCINADOS (LIT)	497	428	117
OXIDOS DE PLOMO	37	57	64
GRETAS Y SULFATOS DE PLOMO	3 104	3 463	4 245
MINERALES NATURALES	285	97	82
T O T A L	156 852	161 358	179 296

De la tabla No. 2 se concluye que el descenso en la producción en 1971 y 1972 se debe a la baja de producción de plomo afinado y de barras impuras principalmente.

~~RESERVAS~~

El Consejo de Recursos Naturales no Renovables, estima que las reservas positivas en la República Mexicana de minerales de plomo, con Ley del 9% asciende a 19 millones de toneladas, es decir, aproximadamente 2.1 millones de toneladas de plomo contenido en minerales, o sea reservas para 14 años a los niveles de producción actuales. Sin embargo, debe considerarse que México ha producido plomo en grandes cantidades, durante el período conocido (52 años) de 1922 a 1973, alcanza alrededor de 10.2 mi--

liones de toneladas de plomo contenido en minerales.

Por estas razones México ha ocupado el quinto lugar en el mundo, como productor de plomo tanto en estado natural como en barras.

* III. 2.- Importación Nacional en volumen y en valor. 4º PARTE

México es un gran productor de plomo, debido a esto México satisface sus necesidades de consumo y además exporta una gran cantidad de plomo, (alrededor del 56.8% de su producción anual).

Por esta razón, las importaciones de plomo que hace México son pequeñas y consideradas por el American Bureau of Metal Statistics y el World Metal Statistics como insignificantes.

Los datos estadísticos de importación en volumen y en valor, -- que hace México, se presentan en la siguiente tabla:

TABLA No. 3. IMPORTACIONES EN VOLUMEN Y EN VALOR

AÑO	VOLUMEN Kg.	VALOR \$	AÑO	VOLUMEN Kg.	VALOR \$
1955	30 355	193 435	1965	13 245	194 356
1956	14 264	112 811	1966	14 901	168 747
1957	17 765	139 616	1967	13 483	119 378
1958	10 433	78 554	1968	17 459	161 035
1959	12 190	87 805	1969	10 315	99 331
1960	11 227	71 566	1970	19 306	203 432
1961	9 749	90 942	1971	11 975	123 095
1962	7 644	57 529	1972	22 098	196 378
1963	9 000	72 735	1973	16 025	241 558
1964	9 979	110 298			

Por medio de los datos representados en la tabla No. 3, se pueden trazar dos gráficas, una de toneladas de plomo contra años y otra de valor en pesos de la importación anual contra años. (gráficas No. 3 y No. 4 del apéndice).

Mediante el análisis de estas gráficas, se afirma la razón por la cual las importaciones de plomo son consideradas como insignificantes, la mayor importación fue en 1955 con 30.35 toneladas, después de éste año la importación baja mas de la mitad, teniendo un promedio anual de 13.39 toneladas y un valor promedio de 134,953 pesos.

A partir de 1956 hay un descenso en las importaciones hasta llegar a 1962, donde las importaciones tienen su valor mínimo de 7.64 toneladas con un valor de 57,529 pesos. Después se registra un incremento, obteniéndose en 1970 y 1972 los mayores aumentos con importaciones alrededor de las 20 toneladas y valores de 200,000 pesos. En 1973 baja un poco la importación a 16.02 toneladas y con valor de 241,558 pesos, que es el valor más alto alcanzado por las importaciones de plomo.

El valor de la importación anual de plomo, es el resultado de la suma de las importaciones de las tres formas en que se introduce el plomo al País.

Estas tres formas son las siguientes:

- a).- Plomo en bruto para ensaye.
- b).- Plomo no especificado.
- c).- Polvo o partículas de plomo

A continuación se dará información de la importación de plomo - según las tres formas antes mencionadas y según su procedencia, por medio de las tablas No. 4, No. 5 y No. 6, las cuales nos relacionan con los países que nos exportan plomo, estableciéndose el año, kilogramos comprados, su valor en moneda nacional y el valor por kilogramo. Esta información es para los últimos años.

a).- Volumen y valor de las importaciones de plomo en bruto para ensaye.

TABLA No. 4

PAIS DE PROCECENCIA	CANTIDAD KG. BRUTO	VALOR EN \$	PRECIO POR KILOGRAMO \$
<u>1969</u>			
ESTADOS UNIDOS	7 166	74 744	10.43
REP. FED. ALEMANA	51	1 508	29.57
T O T A L	7 217	76 282	
<u>1970</u>			
AUSTRIA	728	3 458	4.75
ESTADOS UNIDOS	12 269	131 838	10.74
T O T A L	12 997	135 296	
<u>1971</u>			
REP. FED. ALEMANA	1	35	35.00
ESTADOS UNIDOS	8 255	88 308	10.69
T O T A L	8 256	88 343	
<u>1972</u>			
REP. FED. ALEMANA	62	2 363	38.11
ESTADOS UNIDOS	8 632	102 448	11.86
REINO UNIDO	42	557	13.26
T O T A L	8 736	105 368	
<u>1973</u>			
ESTADOS UNIDOS	11 480	128 013	11.15
REINO UNIDO	4	572	143.00
T O T A L	11 484	128 585	

b).- Volumen y valor de las importaciones de plomo no especificado:

En esta tabla se resumen las importaciones del plomo, cuyas características no se tienen, es decir el plomo que no está clasificado según su análisis o pureza.

TABLA No. 5

PAIS DE PROCEDENCIA	CANTIDAD KG.BRUTO	VALOR EN \$	PRECIO POR KILOGRAMO \$
<u>1969</u>			
ESTADOS UNIDOS	39	482	12.35
PANAMA	5	38	7.60
T O T A L	44	520	
<u>1970</u>			
ESTADOS UNIDOS	267	9 035	33.83
T O T A L	267	9 035	
<u>1971</u>			
ESTADOS UNIDOS	198	18 069	91.25
T O T A L	198	18 069	
<u>1972</u>			
ESTADOS UNIDOS	175	9 155	52.31
FRANCIA	242	7 242	29.92
PERIMETROS LIBRES	9 954	46 500	4.67
T O T A L	10 371	62 897	
<u>1973</u>			
ALEMANIA OCC.	285	11 016	38.65
ESTADOS UNIDOS	324	22 746	70.20
REINO UNIDO	990	33 111	33.44
T O T A L	1 599	66 873	

c).- Volumen y valor de las importaciones de plomo en polvo o partículas de plomo.

TABLA No. 6

PAIS DE PROCEDENCIA	CANTIDAD KG.BRUTO	VALOR EN \$	PRECIO POR KILOGRAMO \$
<u>1969</u>			
ESTADOS UNIDOS	3 054	22 259	7.37
T O T A L	3 054	22 259	
<u>1970</u>			
ESTADOS UNIDOS	6 042	59 101	9.78
T O T A L	6 042	59 101	
<u>1971</u>			
ESTADOS UNIDOS	3 521	26 683	7.57
T O T A L	3 521	26 683	
<u>1972</u>			
REP. FED. ALEMANA	1	48	48.00
ESTADOS UNIDOS	2 990	28 075	9.38
T O T A L	2 991	28 113	
<u>1973</u>			
ESTADOS UNIDOS	2 672	44 912	16.81
ESTADOS UNIDOS	270	1 188	4.40
T O T A L	2 942	46 100	

Con estas tres tablas se resumen las importaciones de plomo según la forma en que se introduce al país. Estos datos fueron obtenidos -

de los Anuarios Estadísticos del Comercio Exterior de la República Mexicana.

III. 3.- Usos. CUARTA PARTE

A continuación se da una lista de los principales usos del plomo en países industrializados y después se describe brevemente cada uno de ellos según sus características:

- a).- Acumuladores eléctricos.
- b).- Cables.
- c).- Pinturas y barnices.
- d).- Municiones.
- e).- Refinación del petróleo.
- f).- Tetraetilo de plomo en gasolina.
- g).- Protector contra rayos x.
- h).- Soldaduras.
- i).- Construcción:
- j).- Insecticidas.
- k).- Imprenta.
- l).- Cerámica.
- ll).- Cristalería.
- m).- Revestimientos.
- n).- Fabricación de latón.
- ñ).- En ferrocarriles y automóviles.
- o).- Para darle maquinabilidad al acero.

- p).- Protector contra la humedad y corrosión.
- q).- Protector contra rayos gamma.
- r).- Colores.
- s).- Cerillos y explosivos.
- t).- Caucho y mangueras.
- u).- Para atenuación del sonido y vibraciones.

Los usos del plomo son muchos y muy diversos, para su estudio - podemos clasificarlos en dos grupos: el primero lo componen los que se en encuentran en forma metálica y el segundo lo componen los que se encuentran en forma de compuestos químicos.

En la mayoría de los países del mundo predominan los del primer grupo, los cuales son hechos de plomo aleado o de plomo no aleado. Por -- plomo no aleado se entiende, que no se han agregado intencionalmente al - plomo otros metales o elementos de aleación, esto no necesariamente quiere decir que se trate de un plomo de alta pureza, debido a que puede tratarse de un plomo el cual contiene impurezas naturales. El plomo aleado- o aleaciones de plomo se hacen por la adición controlada (al plomo) de - otros elementos en cantidades que varían desde menos del 0.1% hasta el -- 70%, debido a que este rango es muy amplio, es conveniente separar aque-- llas aleaciones en donde la adición de otros elementos es menor del 1%, a estas aleaciones las llamaremos "aleaciones diluídas".

Descripción de los principales usos del plomo según su clasifi- cación o sea de acuerdo con los dos grupos que se mencionaron anteriormen- te:

El principal uso es en los acumuladores o baterías ácidas de plomo, aquí el plomo se usa en forma metálica y en forma de compuesto químico, por esta razón entra en los dos grupos.

BATERIAS DE PLOMO O ACUMULADORES.- Los acumuladores de plomo son ampliamente usados en toda clase de vehículos motorizados, en iluminación, etc.

El tipo más común de estas pilas consta básicamente, de un hule duro o una caja de plástico, que contiene una parrilla de una aleación de plomo-antimonio, dentro de la cual se introduce plomo en forma de un compuesto químico para formar una pasta, esta pasta es presionada en la rejilla y se forma un "plato". Estos platos se sumergen en una solución de ácido sulfúrico y se produce entonces una pila eléctrica, debido a la electricidad que se produce a partir de las reacciones químicas que ocurren, las cuales son reversibles, esto significa que la pila puede ser recargada. Estas pilas reciben el nombre de pilas secundarias y proporcionan una mediana fuente de electricidad. El plomo es apropiado para este uso debido a su conductividad, su resistencia a la corrosión, su habilidad cuando está aleado con antimonio (5%), para resistir esfuerzos asociados con cambios en la pasta y con las condiciones de uso tales como las vibraciones de los vehículos rodantes.

USOS DEL PLOMO NO ALEADO Y ALEACIONES DE PLOMO DILUIDAS.

HOJAS O LAMINAS DE PLOMO.- El mayor uso del plomo y de sus - -

aleaciones diluídas es láminas de plomo, las cuales se manufacturan por un proceso de laminación en el cual se emplean grandes rodillos, estos rodillos son capaces de formar láminas hasta de 3.6 m. de ancho, 18 m. de largo y de 0.25 mm. a 100 mm. de grueso, según el grueso disminuye se les puede llamar, platos, hojas o láminas delgadas.

Las láminas de plomo se producen también por un método contínuo de vaciado, éste se hace cuando el espesor se requiere de 0.4 a 0.8 mm., con un ancho máximo de 1 m., para este proceso se usa un tambor rotatorio el cual es enfriado con agua y está sumergido parcialmente en un baño de plomo fundido del cual recoge una capa de metal sólido el cual es retirado por una cuchilla que raspa el tambor mientras éste gira. Variando la velocidad de rotación y la temperatura del tambor, se puede controlar el espesor de la hoja o lámina con gran precisión. Las hojas de plomo obtenidas mediante este proceso tienen una gran aplicación en arquitectura y construcción, ya sea en fachadas, techos o en interiores, también son usadas en las plantas químicas debido a su gran resistencia a la corrosión.

TUBERIA DE PLOMO.- La tubería de plomo se fabrica por un proceso de extrusión. Estas tuberías son usadas para transportar flujos de agua y líquidos donde una buena resistencia a la corrosión y facilidad de manipulación e instalación son requeridas. La flexibilidad de las tuberías de plomo favorece su uso en conexiones cortas donde los esfuerzos pueden causar fracturas en un material más duro, por estas razones también es usado en conexiones cortas para medidores de gas.

RECUBRIMIENTOS PARA CABLES.- También por medio de la extrusión se manufacturan los recubrimientos de plomo para cables eléctricos. El plomo proporciona una cubierta durable e impermeable y debido a su baja temperatura de extrusión, puede ser aplicado a cables sin perjudicar a los materiales aislantes que separan el recubrimiento de los conductores en el centro del cable.

La flexibilidad de los recubrimientos de plomo facilita el enrollamiento e instalación del cable. Los recubrimientos de plomo tradicionalmente eran extruídos alrededor del centro del cable por medio de un proceso semicontínuo, el cual era defectuoso cada vez que el recipiente necesitaba ser llenado. Las máquinas modernas para extrusión son continuas o sea que se mantienen llenas durante toda la operación. Ambos procesos permiten una producción ilimitada de medidas para los recubrimientos.

OTROS USOS DERIVADOS DE LA EXTRUSION.- Los productos de la extrusión de plomo incluyen también alambres, varillas, accesorios para ventanas y lana de plomo para calafatear. La densidad del plomo permite que se use para municiones, plomadas, contrapesos para pesca y para quillas en los yates.

Al tratar de emplear los usos del plomo semi-manufacturado, han habido varios descubrimientos dirigidos a mejorar su resistencia mecánica, a la vez que se tiene buena resistencia a la corrosión y las características naturales del plomo. Dos de estos descubrimientos a los cuales se --

les han encontrado aplicaciones prácticas, son las hojas de acero revestidas de plomo y el plomo reforzado por dispersión.

HOJAS DE ACERO REVESTIDAS DE PLOMO.- Este material compuesto es manufacturado por laminación en frío de hojas de plomo sobre hojas de acero previamente tratadas con un revestimiento de una aleación ligera de plomo (aleación de plomo-estaño llamada terne). De esta manera una fuerte liga metalúrgica es formada entre el plomo y el acero para producir una lámina que combina satisfactoriamente las propiedades físicas y químicas del plomo con la resistencia del acero.

PLOMO REFORZADO POR DISPERSION.- Las propiedades mecánicas del plomo son mejoradas por la dispersión de pequeñas cantidades de materiales extraños, cuidadosamente seleccionados, el producto es llamado "Dispersión Strengthened Lead" (D S L) o "Plomo Reforzado por dispersión". Se ha usado la alúmina y otros materiales como dispersores, pero se ha descubierto que es mejor usar una película de óxido natural que se presenta en los polvos de plomo. El polvo de plomo es extruído para formar una barra sólida la cual puede ser laminada para formar una hoja, en este proceso la película de óxido se rompe y se dispersa en el producto, dando excepcional resistencia al plomo refinado con solo pequeñas impurezas contenidas en forma de óxido.

USOS DE LAS ALEACIONES DE PLOMO.

ALEACIONES DE PLOMO Y ANTIMONIO.- Como se dijo antes estas aleaciones son usadas en las baterías de plomo, con un contenido de antimonio del 1 a 12%. Estas aleaciones también son usadas en la industria química para bombas, válvulas y otros equipos. La adición del antimonio, hace que

el plomo incrementa su resistencia a daños físicos, sin disminuir mucho-- su resistencia a la corrosión.

SOLDADURAS.- Otro elemento de aleación comunmente usado con el plomo es el estaño, muchos compuestos son usados en soldaduras suaves, al variar el contenido de estaño, varía la temperatura de fusión y las características de la fundición. Una soldadura eutéctica suave con 38% de plomo y 62% de estaño se funde completamente a una temperatura de 183°C, para dar un líquido que fluye facilmente. Esta soldadura es usada para soldar metales duros entre sí y en situaciones donde una temperatura mínima es requerida debido a la presencia de componentes sensibles al calor.

Una soldadura con 70% de plomo 30% de estaño, funde de 183°C a 255°C, entre estas temperaturas la aleación es pastosa y puede ser manipulada a un deseado contorno automotriz o para soldar las uniones de las tuberías de plomo o también para soldar cables. Las soldaduras ricas en plomo conteniendo una pequeña cantidad de estaño, son usadas para soldar radiadores de automóviles, donde las temperaturas alcanzadas requieren que la soldadura tenga un punto de fusión mas alto y que la resistencia de las uniones sea mantenida.

PLOMO PARA IMPRENTAS.- Las aleaciones de plomo-antimonio son usadas en la producción de placas de medio tono y tipos para la impresión, estas aleaciones son usadas debido a que no se desgastan facilmente y porque al ser fundidas, fluyen bien en los moldes y tienen una penetración completa en el molde, dando una buena reproducción en los detalles finos-

que son necesarios en la impresión. Estas aleaciones además tienen otra propiedad que las hace adecuadas, esta propiedad es que el antimonio de la aleación produce la contracción por enfriamiento de los tipos dando una gran exactitud en el tamaño de la letra.

PLOMO PARA SOPORTES O COJINETES.- Las aleaciones de plomo-estaño-antimonio, tradicionalmente son conocidas como "metal blanco" o "metal babbitt", con los cuales se hacen cojinetes, por muchos años estas aleaciones fueron únicamente usadas en automóviles, trenes y en algunas aplicaciones industriales. Al final de los cincuenta se dieron a conocer los soportes para paredes delgadas, en los cuales un soporte de acero era cubierto con cobre-plomo o bronce y plomo, el cual a su vez era bañado con plomo-estaño o plomo-indio. Estos soportes han sido ampliamente usados en máquinas que usan gasolina y no han sido reemplazados por otras clases de soportes como los de plomo-aluminio. El plomo también es aleado con cobre en la manufactura de soportes para cargas pesadas, también tienen aplicaciones especiales, en donde los lubricantes no son convenientes.

ALEACIONES DE PLOMO COMO REVESTIMIENTOS PROTECTORES.- Las aleaciones de plomo se emplean también para proteger a otros metales, en particular a las láminas de acero. La capa protectora es aplicada usualmente por inmersión en caliente, pero también puede ser aplicada por electrodepositación o por aerosol. Las hojas de acero revestidas con una aleación de plomo conteniendo de 7 a 20% de estaño, tienen mucho uso en la fabricación de tanques de gasolina para automóviles, tanques para calentadores de aceite, soportes para radiadores de automóviles, etc. Los flejes-

de acero delgados se revisten de plomo por inmersión en caliente con una aleación plomo-estaño o plomo-antimonio, este material es usado en los motores de automóviles en lugar del cobre que es más caro.

OTROS USOS DE LAS ALEACIONES DE PLOMO.- Hay otros usos típicos de las aleaciones de plomo, como equipos de seguridad contra el fuego, joyería de imitación, piezas de ornamentación, tuberías desarmables y bases para cubiertas de alcantarillas.

USOS DE LOS COMPUESTOS DE PLOMO.

TETRAETILO Y TETRAMETILO DE PLOMO.- Estos compuestos son usados como aditivos antidetonantes en la gasolina, como método más económico para dar un buen octange, para proporcionar los grados de gasolina necesaria para la operación eficiente de las máquinas de combustión interna de alta compresión. Aunque las cantidades añadidas a la gasolina son pequeñas, este es un gran uso del plomo particularmente en Estados Unidos.- Por la necesidad de reducir la contaminación atmosférica ocasionada por los excesivos humos de los automóviles, se han impuesto controles estrictos respecto a la cantidad de plomo en gasolina, aunque las emisiones de plomo en los humos no sean los más grandes contaminantes. Los usos futuros de los aditivos de plomo en la gasolina pueden ser afectados por la introducción de convertidores catalíticos que se están probando para reducir o eliminar el monóxido de carbono, los hidrocarburos y los óxidos de nitrógeno en los humos.

PIGMENTOS DE PLOMO.- El plomo rojo (Pb_3O_4) es el pigmento tradicional para pinturas anticorrosivas o protectoras, las cuales se aplican al hierro y al acero. El plomo blanco (carbonato básico de plomo) - fue ampliamente usado como pigmento, pero ahora no tiene un papel muy importante en la nueva tecnología. Los pigmentos de plumbato de calcio tienen propiedades que los hacen adecuados para pinturas de una sola mano. - El cromato de plomo, es un pigmento amarillo fuerte, que es usado como ingrediente en pinturas verdes, también usado como color en pinturas plásticas y amarillas para letreros en las carreteras, señales y avisos de precaución, el molibdato de plomo es un pigmento rojo-naranja usado en la industria de la pintura.

Se han descubierto otros usos comerciales de los compuestos de plomo, por ejemplo pinturas anticochambres para los cascos de los barcos.

PLOMO COMO ESTABILIZADOR.- Algunos plásticos como el P.V.C, emplean compuestos de plomo como estabilizadores para ampliar el rango de temperatura en el cual son procesados. El mejor estabilizador es el carbonato básico de plomo, siempre que la coloración blanca opaca del compuesto sea tolerable. Esto quiere decir que es adecuado para blancos opacos, grises y otros colores claros, pero no puede ser usado cuando se requiere translucidez, en este caso el silicato de plomo puede ser usado en lugar del carbonato básico de plomo.

En la manufactura de compuestos no plásticos la estabilización es esencial. De nuevo los compuestos de plomo son los mejores estabili-

zadores, el carbonato básico, el fosfato dibásico o el sulfato dibásico - son los más efectivos, estos compuestos son también opacos y su uso está limitado a ciertas clases de materiales.

PLOMO COMO PROTECTOR CONTRA RADIACIONES.- El plomo y sus aleaciones en forma metálica, así como sus compuestos, son usados en varias formas como escudos, protectores contra las radiaciones. Sus altas densidades satisfacen los requisitos para ser un material protector, también es importante su alto número atómico y la facilidad con que puede ser trabajado. Los protectores contra los materiales radioactivos son generalmente de plomo metálico, de esta manera los materiales radioactivos son transportados en los laboratorios por control remoto y teniendo una pared de plomo como protector. Los aparatos de rayos-X se instalan en cuartos forrados con lámina de plomo. Los compuestos de plomo son usados en el vidrio para permitir ver a través de ellos sin ningún peligro y el polvo de plomo es usado en plásticos y hules para hacer vestimentas protectoras contra radiaciones.

PLOMO PARA EL AISLAMIENTO DEL SONIDO.- La densidad de la lámina de plomo y su limpieza, hacen que el plomo sea un material muy efectivo para reducir la transmisión del ruido a través de las divisiones y las puertas de las construcciones ligeras. Existen en el mercado hojas de plomo que son adheribles a las paredes y con ellas se evita la transmisión del sonido o de los ruidos de motores y máquinas.

CERAMICA.- La facilidad con que se combina el monóxido de plo-

mo con el dióxido de silicio para formar un silicato de punto de fusión relativamente bajo, hace que el plomo sea usado en la cerámica para la fabricación del vidrio y para fabricar piezas aislantes las cuales son usadas en las industrias eléctricas y electrónica.

Los vidrios de alta densidad contienen plomo en un 80% o más, - éstos vidrios han sido usados para hacer ventanas protectoras de las radiaciones, porque conservan su excelente transparencia y protegen al hombre de las radiaciones.

PRINCIPALES USOS DEL PLOMO EN MEXICO.- En México se le dan al plomo la mayoría de los usos antes mencionados, siendo los principales:- en acumuladores, cables, tuberías, pinturas, soldaduras, municiones y cerámica.

III. 4.- Substitutos

Existe un buen número de substitutos del plomo en muchos de sus usos. En la industria de los acumuladores, que es una de sus principales demandantes, se han presentado diversos productos como substitutos, tales como cadmio, plata y mercurio, pero sus características eléctricas, su resistencia a la corrosión y su costo, hacen que no se afecte la demanda de plomo.

En la manufactura de pinturas casi ha sido eliminado en algunas fórmulas, siendo los pigmentos de titanio y de cinc los principales substitutos.

4

En la industria de la construcción, está siendo substituido por el aluminio, las resinas sintéticas y otros materiales metálicos.

En la industria de los cables, los plásticos han desplazado al plomo en forma considerable. El polietileno se está utilizando cada vez más en las envolturas de los cables telefónicos y de alta tensión.

Para calafatear barcos, se han venido empleando fibras no metálicas, compuestos plásticos y lana de antimonio, en vez de plomo.

La cantidad demandada de plomo como material para la tipografía se ha reducido por la utilización de placas de magnesio.

Su uso en los aditivos para la gasolina ha disminuído y se están probando substitutos de plomo en este campo como los convertidores catalíticos.

El uso de plomo en forma de películas se ha reducido significativamente, por la utilización creciente de películas de aluminio y de plásticos.

III. 5.- Principales zonas y empresas productoras.

Puesto que la distribución de los yacimientos de plomo es muy amplia en el país y numerosas sus explotaciones, es posible señalar que - salvo la porción del sureste del país, en todas las demás entidades federativas se han localizado minerales de plomo.

Sobresale el hecho de que han sido explotados minerales de plomo en 22 Estados, además de aquellos en que sólo se han encontrado algunos indicios de su existencia sin haberse explotado comercialmente. Sin embargo, el total nacional está basado en la producción obtenida en unos cuantos estados, destacan los de Chihuahua y Zacatecas, que desde un principio han constituido más del 70% (en ocasiones más del 85%) de la producción nacional, mostrando una paulatina baja en sus producciones que se han reflejado en el total nacional, pero conservando supremacía como centros productores. El estado de San Luis Potosí, junto con los dos anteriores mostró una baja más acentuada de tal forma, que a mediados de la década de los años cincuenta su producción fue rebasada por las crecientes de los estados de Coahuila y Durango.

Destacan los ascensos alcanzados en la producción de los estados de Guerrero e Hidalgo que a mediados de la década de los años sesentas tenían el tercer y cuarto lugar en la producción nacional seguidos por Durango, Coahuila y San Luis Potosí. En los últimos años ha ascendido al tercer lugar el estado de Coahuila seguido de Guerrero, Hidalgo, Durango y San Luis Potosí.

Otros estados con producciones de cierta importancia fueron los de Michoacán, Nuevo León, Tamaulipas, Guanajuato y Jalisco, cuyas producciones alcanzaron en algunos años algunos miles de toneladas, pero sin llegar a registrar un porcentaje alto en comparación con los estados mencionados anteriormente.

DESCRIPCION DE LAS PRINCIPALES ZONAS PRODUCTORAS DE CONCENTRADOS DE PLOMO.

CHIHUAHUA.- Es el primer estado productor de minerales complejos o mixtos y por lo tanto, de concentrados de plomo. Su producción durante 1973 fue de 108 117 toneladas de plomo, obtenidas en 32 municipios.

A fines de los años treintas y en la década de los cuarentas, - Chihuahua produjo alrededor de 140-145 000 toneladas anuales constituyendo el 68-69% de la producción nacional.

Durante la década de los cincuentas, su producción se mantuvo - alrededor de 105 000 toneladas anuales en promedio, constituyendo el 52--55% del total nacional.

En los años sesentas su producción fluctuó obteniendo producciones altas en los primeros 4 años con un promedio aproximado de 120 000 toneladas, constituyendo el 64-65% del total nacional, después y hasta la - fecha su producción promedio ha sido de 110 000 toneladas conservando el mismo porcentaje del total nacional.

De los 32 municipios señalados como productores, sólo 5 constituyen el 94% del total del estado y que en orden de importancia son: Saucillo, San Francisco del Oro, Aquiles Serdán, Santa Bárbara e Hidalgo del Parral.

Muy recientemente se han desarrollado otros dos municipios cuyas producciones alcanzan cierta importancia, pues constituyen casi el 5% del total del estado, como son los municipios de Aldana y Urique. El res

tante 1% es obtenido en 25 municipios de menor importancia como productores de plomo.

ZACATECAS.- Desde un principio, este estado ha sido un fuerte-productor de minerales mixtos, siguiendo en importancia al estado de Chihuahua en sus producciones de plomo.

En la década de los cuarentas, Zacatecas producía alrededor de 40 000 toneladas anuales, participando con un 18-19% del total nacional, cifras que conservó con ligeras bajas en la década posterior, disminuyendo fuertemente al final.

En 1960 obtuvo 26 248 toneladas que ha sido la cifra más alta - obtenida en los últimos años, constituyendo el 14.5% del total nacional, disminuyendo hasta 1963; a partir de entonces, fluctúa entre 20 y 21 000 toneladas, teniendo en el año de 1973 una producción de 19 723 toneladas.

La caída de la producción de plomo a principios de los sesentas se debió a la disminución de la producción obtenida en el municipio de Concepción del Oro, que en 1960 obtuvo 9 217 toneladas bajando en 1961 a solamente 1 274 y posteriormente a valores insignificantes; la apertura de nuevas operaciones no ha compensado esta producción.

En este estado se tienen registrados 11 municipios productores de plomo, de los cuales, uno produce más del 50%, 3 el 35% y el restante 15% los otros siete, constituyendo dos de ellos el 11% del total obtenido en el estado.

· COAHUILA.- Este estado ocupa el tercer lugar como productor de plomo, cuenta con seis municipios productores de minerales de plomo, de los cuales el municipio de Ocampo constituye el 90% del total del estado.

Su producción anual ha fluctuado, pero en general presenta un aumento considerable. Su promedio en el lapso de los años sesentas es de 4 150 toneladas, ascendiendo y alcanzando un valor en 1973 de 12 551 toneladas.

· GUERRERO.- A principios de los años cincuentas se produjo el resurgimiento de la producción de minerales mixtos en Taxco y por lo tanto de plomo, en 1954 se registró una producción de 6 482 toneladas, que representa el 3.27% del total nacional, mientras que en 1973 se obtiene una producción de 7 530 toneladas constituyendo el 4.3% del total nacional.

De esta producción, del estado, Taxco produce casi el total, el resto de la producción es obtenido en el Municipio de José Azuela y en -- más pequeña escala en otros dos.

HIDALGO.- La producción de plomo en este estado, ha sido fuertemente incrementada durante la presente década, por el impulso desarrollado en el municipio de Zimapán. El incremento de la producción de plomo, ha sido por el "Grupo Zimapán", que es un conjunto de 8 medianas empresas mineras que obtienen entre 50 y 100 toneladas diarias de mineral de diversas minas y que abastecen tres plantas de beneficio por flotación con capacidad total para 600 toneladas diarias.

Su producción en 1973 es de 7 530 toneladas de concentrados de plomo, constituyendo el 4.3% del total nacional y lo coloca en el cuarto lugar de los productores de plomo en concentrados.

: DURANGO.- Tradicionalmente ha sido también un productor de minerales mixtos. Su producción de minerales de plomo aumentó ligeramente de 1960 con 4 075 toneladas, hasta 1965, cuando obtuvo 6 092 y volver a disminuir hasta 1968 con 5 384 toneladas, aportando un 3.3% al total nacional y ocupando el quinto lugar.

Su producción de plomo es obtenida en 24 municipios productores, sin embargo, dos de ellos producen casi el 70% del total del estado.

SAN LUIS POTOSI.- Su producción de plomo ha descendido a través de los años; en 1942 aportó el 18.28% del total y en 1966 el 2.56% bajando del tercer estado productor al séptimo, en 1973 ocupó el sexto lugar con una producción de 3 586 toneladas ocupando el 2.05 del total nacional.

Actualmente existen 6 municipios productores de los cuales dos constituyen aproximadamente el 97.6% del total del estado.

Otros estados productores como Tamaulipas y Jalisco han contribuido con producciones mineras. En el primero destacan las producciones del municipio de San Nicolás y en el segundo, el municipio de Etzatlán. Su producción muestra una tendencia a la baja y el promedio anual de su producción de plomo para Jalisco es de 2 000 toneladas y para Tamaulipas-

PRINCIPALES COMPAÑIAS PRODUCTORAS DE CONCENTRADOS DE PLOMO EN MEXICO
(Toneladas Métricas)

TABLA No. 7

NOMBRE EMPRESA	UBICACION	Cap. Planta Flot. T/D	Promedio Produc. Anual	% Total Nacional
<u>CIA. FRESNILLO, S.A.</u>				
Unidad Naica	Saucillo, Chih.	1 700	30 000	17.7
Unidad Fresnillo	Fresnillo, Zac.	1 500	11 000	5.8
Suma:		3 200	41 000	25.5
<u>INDUSTRIAL MINERA MEXICO, S.A.</u>				
Unidad Sta. Bárbara	Sta. Bárbara, Chih.	2 400	15 000	8.2
Unidad Parral	H. Parral, Chih.	1 700	11 000	6.8
Unidad Plomosas	Aldama, Chih.	500	3 400	2.0
Distrito Taxco	Taxco, Gro.	1 200	8 200	5.1
Unidad Charcas	Charcas, S.L.P.	900	3 220	1.7
Suma:		6 720	37 420	213.8
<u>CIA. MINERA FRISCO, S.A.</u>				
Unidad San Fco. del Oro	San Fco. del Oro, Chih.	2 400	32 000	17.0
<u>CIA. MINERALES NACIONALES DE MEXICO, S.A.</u>				
Unidad San Guillermo	A. Serdán, Chih.	1 000	21 000	10.6
<u>METALURGICA MEXICAÑA PEÑOLES, S.A.</u>				
Unidad Avalos	Mezapil, Zac.	650	4 000	1.5
Unidad Topia	Topia, Dgo.	120	1 300	0.9
Unidad La Calabaza	Etzatlán, Jal.	200	1 630	0.6
Cfa. Minera La Campana (filial Peñoles)				
Unidad Refora	Urique, Chih.	400	1 300	0.9
Suma:		1 370	6 930	3.9
<u>GRUPO ZIMAPAN</u>				
Varias Unidades:	Zimapán, Hgo.	600	6 000	3.7
<u>CIA. MINERA LOS ANGELES, S. de R.L.</u>				
Unidad Ocampo	Ocampo, Coah.	100	4 150	3.1

NOMBRE EMPRESA	UBICACION	Cap. Planta Flot. T/D	Promedio Producc. Anual	% Total Nacional
<u>CIA. MINERA NOCHE BUENA Y ANEXAS, S.A.</u>				
Unidad Noche Buena	Melchor Ocampo, Zac.	150	2 000	1.4
<u>GRUPO VELARDEÑA</u>				
Varias Unidades	Cuencamé, Dgo.	55	1 700	1.2
<u>CIA MINERA VICTORIA EUGENIA, S.A.</u>				
Unidad Chalchihuites	Chalchihuites, Zac.	300	1 600	1.1
<u>CIA. MINERA STA. MARIA DE LA PAZ Y ANEXAS, S.A.</u>				
	La Paz, S.L.P.	500	1 950	0.9
S U M A T O T A L:		23 145	159 720	92.6

NOTA: La Industrial Minera México, S.A., es el nombre que tomó en últimas fechas la ASARCO MEXICANA, S.A.

Las cantidades que faltan para completar el 100% de la producción nacional son las producciones de los pequeños mineros.

PRINCIPALES EMPRESAS FUNDIDORAS Y REFINERIAS. LOCALIZACION.

El número de fundiciones y refinerías es mucho menor que el de aquellas destinadas a la obtención de plomo en estado natural, tal como se muestra en la tabla correspondiente.

La fundición de la Cía. Minera Los Angeles equivale en cierta forma a una planta de beneficio, pues fue la manera más económica de comercializar los minerales que estaban explotando. Algo similar ocurre con la Minera Metalúrgica Mexicana, S.A.

La localización tanto de las fundiciones y refinерías de la Industrial Minera México, S.A., antes Asarco Mexicana, S.A. y Metalúrgica Mexicana Peñoles, fue derivada de la estructura minera existente en la época de su instalación y es de observarse que corresponde a puntos localizados en las afueras o alejados de los centros de producción de minerales o concentrados y estratégicamente establecidas para la fácil exportación por la frontera norte. Ambas empresas reciben el 100% de la producción nacional de plomo en estado natural para su fundición y refinación y el total de las dos fundiciones de Coahuila en forma de "bullion".

PRINCIPALES COMPAÑIAS FUNDIDORAS Y REFINADORAS DE PLOMO EN MEXICO.

TABLA No. 8

FUNDICIONES EN MEXICO

EMPRESA	UBICACION	CAPACIDAD T.M./D
Industrial Minera México, S.A.	Chihuahua, Chih.	1 400
Metalúrgica Mexicana Peñoles, S.A.	Torreón, Coah.	430
Minera Metalúrgica Mexicana, S.A.	Muzquiz, Coah.	100
Cía. Minera Los Angeles, S.R.L.	Ocampo, Coah.	100
		2 090

REFINERIAS EN MEXICO

Industrial Minera México, S.A.	Monterrey, N.L.	570
Metalúrgica Mexicana Peñoles, S.A.	Monterrey, N.L.	430
		1 000

Nota: Metalúrgica Mexicana Peñoles utiliza el proceso de electrólisis - mientras que la Industrial Minera México antes Asarco usa el proceso Harris para refinерías de plomo-plata.

III. 6.- Consumo Nacional. Principales consumidores y localización.

México es autosuficiente para abastecer su consumo de plomo. Este consumo se estima en más del 50% de la producción nacional y lo demás se exporta. A continuación se da información sobre el consumo nacional de plomo en los últimos años.

Esta información fue obtenida del American Bureau of Metal Statistics.

CONSUMO NACIONAL (Toneladas Métricas)

1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968
37 647	47 536	56 245	62 051	71 032	69 580	76 203	86 544
1969	1970	1971	1972	1973			
99 200	94 300	93 200	92 200	90 000			

El consumo nacional es absorbido para la obtención de óxido de plomo, del cual México consume pequeñas cantidades y el resto es exportado, esto solo se hace con una parte del consumo nacional. La otra parte que significa la mayoría del consumo nacional es absorbida por la industria manufacturera entre las que destacan: baterías, cerámica, aleaciones, cable, tubería, pigmentos, etc.

Las principales empresas consumidoras de plomo en Mexico son:

Productos de Zinc y Plomo, S.A.
Productos Industriales, S.A.
Condumex, S.A.
Conductores Monterrey, S.A.
Tetraetilo de México, S.A.
Pigmentos y Oxidos, S.A.
Pigmentos y Productos Químicos, S.A.

Hay algunas otras empresas consumidoras de plomo, pero estas no consumen cantidades considerables.

El consumo de plomo en México se concentra en las zonas industriales del Distrito Federal, así como en las zonas industriales del estado de México. En Monterrey también se localizan algunas de estas industrias consumidoras de plomo.

III. 7.- Precios e Impuestos:

La mayoría del plomo vendido en Estados Unidos es cotizado con base a los precios americanos publicados por el U. S. Price de New York.- Escasos tonelajes son vendidos por comerciantes sobre otras bases del mercado mundial.

Fuera de Estados Unidos, las cotizaciones están relacionadas directa o indirectamente a las cotizaciones del London Metal Exchange. Por ejemplo, el plomo vendido por los australianos, canadienses, mexicanos y peruanos en los mercados de Europa y Reino Unido son generalmente vendi-

dos a precios fijos o por medios directamente relacionados con las cotizaciones prevalcientes en el LME al momento que el metal llegue a puerto europeo. Cuando estos países exportadores venden a Japón, India o cualquier otro país fuera de América sus cotizaciones están basadas también en el LME. A diferencia del cinc, en el plomo no existe precio de productor (producer price) para operaciones internacionales.

El precio promedio del U.S. Price de New York es calculado con base a las ventas de productores y fundidores de Estados Unidos. El precio se calcula por los precios de venta de American Smelting and Refining, Anaconda, Bunker Hill, St. Joseph Lead y U.S. Smelting Mining & Refining. Igualmente se conocen los precios netos y promedio de los tonelajes importados por Ametlaco, Cerro, International Selling y C. Tennant. El total del tonelaje producido e importado en Estados Unidos se reporta semanalmente, sin embargo, solo el plomo vendido, de origen doméstico, a precios netos es considerado en el cálculo del precio.

El cálculo es el siguiente: cuando las ventas de un día han sido efectuadas a dos o más precios, el tonelaje vendido a cada precio se multiplica por los mismos. El total de estas multiplicaciones es dividido por el total de toneladas a precio neto vendidas ese día. De esta forma a mayor venta, mayor importancia de influencia en el promedio.

Los promedios semanarios, mensuales o anuales, son simples promedios aritméticos.

En México el precio oficial para el cálculo de los impuestos, -

es fijado con base a los tonelajes exportados de plomo metálico y en el promedio de las cotizaciones publicadas en los mercados de metales de New York y Londres durante una semana determinada, se calcula un promedio ponderado que es el precio oficial de exportación y se fija el impuesto correspondiente.

Sin embargo, el cálculo del precio comercial del plomo metálico es calculado bajo una forma sumamente compleja y en el que intervienen directamente Industrial Minera México, S.A. (antes Asarco) y Metalúrgica Mexicana Peñoles, S.A., que son los principales productores de plomo metálico en el País. Estos precios se calculan cada semana según datos de ventas que se reciben los martes de cada semana y que detallan las ventas mundiales del metal de las empresas efectuadas en la semana hábil inmediata anterior. Los precios así calculados rigen las operaciones por efectuarse en la semana de ventas que principia el día siguiente (miércoles) y termina e incluye el martes de la siguiente semana.

Su mecanismo en principio es el siguiente:

Los tonelajes de metal obtenido por las empresas, vendidos a Estados Unidos, otros países extranjeros y México, así como los precios de venta y el precio ponderado para los efectos del impuesto de exportación, se presentan cada martes a un despacho de contadores públicos, los cuales, después de ponderar todas las ventas de metal mexicano y usando los precios oficiales publicados, entregan a las compañías en cuestión los precios de compra y venta y el precio para los efectos de los impuestos de exportación y producción.

A continuación se dan los precios para los últimos años, tal y como son presentados por el London Metal Exchange y el U.S. Price de New-York. También se incluyen los precios fijados en México.

Año	London Metal Exchange ⁺	U.S. Price New York ⁺⁺	México ⁺⁺
1964	101.38	13.596	11.058
1965	115.20	16.000	13.556
1966	95.25	15.115	11.871
1967	83.83	14.000	10.277
1968	101.90	13.212	10.151
1969	122.80	14.895	11.895
1970	126.58	15.629	12.682
1970	103.93	13.815	8.784
1972	120.73	15.629	12.237
1973	174.58	16.285	17.039

+ Libras por tonelada.

++ U.S. Cents. por libra.

Los impuestos que debe pagar el productor de plomo corresponden a producción y exportación, obteniéndose mensualmente a partir de un precio oficial basado en un promedio de las cotizaciones que haya tenido el mineral en el mercado internacional.

El impuesto sobre producción se causará y se cobrará sobre todos y cada uno de los compuestos metálicos aprovechables comercialmente, que aparezcan en el plomo presentado. Este impuesto se causará a razón de un tanto por ciento del precio oficial, cubriéndose en efectivo.

Las exportaciones correspondientes se amparan en varias fracciones arancelarias de la tarifa del Impuesto General de Importación, de las cuales el plomo afinado tiene un precio oficial base, mayor que las demás formas de presentar el mineral.

Las importaciones se amparan en diferentes fracciones arancelarias, teniendo los precios más altos las mercancías que presentan máximo grado de elaboración, así como cuotas específicas y ad-valorem mucho más altas en los bienes terminados; estas medidas tienden a proteger la producción nacional, haciendo poco costeable importar mercancías acabadas de plomo.

III. 8.- Proyección de la Demanda.

En este capítulo se tratará de explicar por medio de un estudio estadístico, la proyección de la demanda del plomo. Los datos de importación, exportación, consumo, ventas, etc., nos proporcionan antecedentes y bases para así poder seguir la trayectoria a que tienden ellos y pronosticar, mediante un estudio estadístico, hacia años futuros.

Existen diversos métodos para analizar este tipo de datos anuales, que en el lenguaje estadístico se denominan "Series de Tiempo".

En este capítulo se aplicarán a los datos de consumo de plomo - varios de estos métodos.

III. 8.a. Regresión Lineal (Método de Mínimos Cuadrados).

La ecuación base para este método es la siguiente:

$$Y = \hat{\alpha} + \hat{\beta} X \quad (1)$$

donde Y nos representa el consumo en toneladas brutas y X nos representa los años; $\hat{\alpha}$ y $\hat{\beta}$ son constantes de proporcionalidad.

El intervalo de tiempo que se tomará en este método y en los siguientes será de 10 años o sea que $n=10$.

La tabla correspondiente con los datos agrupados, las fórmulas y los cálculos, son los siguientes:

X	Y	X ²	XY
1	62.051	1	62.051
2	71.032	4	142.064
3	69.580	9	208.740
4	76.203	16	304.812
5	86.544	25	432.720
6	99.200	36	595.200
7	94.300	49	660.100
8	93.200	64	745.600
9	92.000	81	828.00
<u>10</u>	<u>90.000</u>	<u>100</u>	<u>900.00</u>
$\Sigma X = 55$	$\Sigma Y = 834.110$	$\Sigma X^2 = 385$	$\Sigma XY = 4\ 879.287$

$$\hat{\beta} = \frac{\Sigma XY - \frac{(\Sigma X)(\Sigma Y)}{n}}{\Sigma X^2 - \frac{(\Sigma X)^2}{n}}$$

$$\hat{\beta} = \frac{4879.287 - \frac{(55)(834.110)}{10}}{385 - \frac{3025}{10}}$$

$$\hat{\beta} = 3.5355$$

$$\hat{\alpha} = \bar{Y} - \hat{\beta} \bar{X}$$

en donde \bar{Y} nos representa la media de las toneladas y \bar{X} nos representa la media de los años.

$$\bar{Y} = \frac{\Sigma Y}{n} = \frac{834.110}{10} = 83.411$$

$$\bar{X} = \frac{\Sigma X}{n} = \frac{55}{10} = 5.5$$

ahora calculamos:

$$\hat{\alpha} = 83.411 - (3.5355) (5.5) = 63.9655$$

Cálculo de las toneladas esperadas:

Sustituyendo estos valores en la ecuación (1), para los "n" valores de X, obtenemos:

X	Y _{est.}
1	67.5010
2	71.0365
3	74.5720
4	78.1075
5	81.6430
6	85.1785
7	88.7140
8	92.2495
9	95.7850
10	99.3205
11	102.8560
12	106.3915
13	109.9270
14	113.4625
15	116.9980

(ver gráfica no. 5 del apéndice).

Verificación por medio del coeficiente de correlación:

$$\rho = \hat{\beta} \sqrt{\frac{\sum (X - \bar{X})^2}{\sum (Y - \bar{Y})^2}}$$

Para emplear esta fórmula, construiremos la siguiente tabla:

X	Y	X - \bar{X}	(X - \bar{X}) ²	Y - \bar{Y}	(Y - \bar{Y}) ²
1	62.051	-4.5	20.25	-21.360	456.2496
2	71.032	-3.5	12.25	-12.379	153.2396
3	69.580	-2.5	6.25	-13.831	191.2965
4	76.203	-1.5	2.25	- 7.208	51.9552
5	86.544	-0.5	0.25	3.133	9.8156
6	99.200	0.5	0.25	15.789	249.2925
7	94.300	1.5	2.25	10.889	118.5703
8	93.200	2.5	6.25	9.789	95.8245
9	92.000	3.5	12.25	8.589	73.7709
10	90.000	4.5	20.25	6.589	43.4149
			82.50		1 443.4296

Sustituyendo valores:

$$\rho = 3.5355 \sqrt{\frac{82.50}{1443.4296}}$$

$$\rho = 0.8452$$

El cálculo del ruido o error por medio de la comparación entre las toneladas calculadas con respecto a las consumidas, mediante la si -

siguiente fórmula:

$$E = Y_i - \hat{Y}_i$$

Sustituyendo los datos para los diferentes valores de "X" y agrupando los resultados, obtenemos la siguiente tabla:

AÑOS	TONELADAS BRUTAS CONSUMIDAS Y_i	TONELADAS BRUTAS ESPERADAS \hat{Y}_i	ERROR O RUIDO
1	62.051	67.5010	-5.4500
2	71.032	71.0365	-0.0045
3	69.580	74.5720	-4.9920
4	76.203	78.1075	-1.9045
5	86.544	81.6430	4.9010
6	99.200	85.1785	15.0215
7	94.300	88.7140	5.5860
8	93.200	92.2495	0.9505
9	92.000	95.7850	-3.7850
10	90.000	99.3205	09.3205

Por medio de este cálculo tenemos valores de las diferencias entre lo consumido y lo calculado, si graficamos estos valores de error contra año transcurridos se puede hacer la comparación de la trayectoria armónica de este método, con respecto a lo consumido.

(Ver la gráfica no. 6 del apéndice).

III. 8.- b. Método Cuadrático.

Este método tiene como base la siguiente ecuación:

$$Y = \hat{\alpha} + \hat{\beta} X + \hat{\gamma} X^2 \quad (1)$$

En donde "Y" nos representa las toneladas "X" nos representa los años y $\hat{\alpha}$, $\hat{\beta}$ y $\hat{\gamma}$ son constantes de proporcionalidad. Para determinar las variables de esta ecuación es necesario hacer la siguiente tabla y resolver el sistema de ecuaciones correspondiente.

X	Y	X ²	X ³	X ⁴	XY	X ² Y
1	62.051	1	1	1	62.051	62.051
2	71.032	4	8	16	142.064	284.128
3	69.580	9	27	81	208.240	626.220
4	76.203	16	64	256	304.812	1 219.248
5	86.544	25	125	625	432.720	2 163.600
6	99.200	36	216	1 296	595.200	3 571.200
7	94.300	49	343	2 401	660.100	4 620.700
8	93.200	64	512	4 096	745.600	5 964.800
9	92.000	81	729	6 561	828.000	7 452.000
<u>10</u>	<u>90.000</u>	<u>100</u>	<u>1 000</u>	<u>10 000</u>	<u>900.000</u>	<u>9 000.000</u>
55	834.110	385	3 025	25 333	4 879.287	34 963.947

Ahora tenemos que resolver el siguiente sistema de ecuaciones:

$$\begin{aligned} \Sigma Y &= N\hat{\alpha} + \Sigma X\hat{\beta} + \Sigma X^2\hat{\gamma} \\ \Sigma XY &= \Sigma X\hat{\alpha} + \Sigma X^2\hat{\beta} + \Sigma X^3\hat{\gamma} \\ \Sigma X^2Y &= \Sigma X^2\hat{\alpha} + \Sigma X^3\hat{\beta} + \Sigma X^4\hat{\gamma} \end{aligned}$$

Sustituyendo valores tenemos:

$$10\hat{\alpha} + 55\hat{\beta} + 385\hat{\gamma} = 834.110$$

$$55\hat{\alpha} + 385\hat{\beta} + 3025\hat{\gamma} = 4879.287$$

$$385\hat{\alpha} + 3025\hat{\beta} + 25333\hat{\gamma} = 34963.947$$

Resolviendo el sistema de ecuaciones se obtienen los siguientes valores para $\hat{\alpha}$, $\hat{\beta}$ y $\hat{\gamma}$.

$$\hat{\alpha} = 49.072$$

$$\hat{\beta} = 10.989$$

$$\hat{\gamma} = -0.678$$

Sustituyendo estos valores en la ecuación (1) para los "n" valores de "X" obtenemos los siguientes valores esperados:

X	Yest.
1	59.383
2	68.338
3	75.937
4	82.180
5	87.067
6	90.598
7	92.773
8	93.592
9	93.055
10	91.162
11	87.913
12	83.308
13	77.347
14	70.030
15	61.357

(Ver gráfica No. 7 del apéndice).

Cálculo del coeficiente de correlación lineal:

Este coeficiente es el mismo que el obtenido en el método de mínimos cuadrados o sea:

$$r = 0.8452$$

Cálculo del coeficiente de correlación no lineal (r):

$$r^2 = \frac{\Sigma(\text{Yest.} - \bar{\text{Yeste.}})^2}{\Sigma(Y - \bar{Y})^2}$$

En donde:

$$\bar{Y} = 83.411 \quad \text{y} \quad \bar{\text{Yest.}} = \text{Ye} = 83.408$$

Para poder emplear esta fórmula, es necesario construir la siguiente tabla:

X	Y	Y - \bar{Y}	(Y - \bar{Y}) ²	Yest.	($\bar{\text{Ye}}$ - Ye)	(Ye - $\bar{\text{Ye}}$) ²
1	62.051	-21.360	456.2496	59.383	-24.025	577.2006
2	71.932	-12.379	153.2396	68.338	-15.070	227.1049
3	69.580	-13.831	191.2965	75.937	-7.471	55.8158
4	76.203	-7.208	51.952	82.180	-1.228	1.5079
5	86.544	3.133	9.8156	87.067	3.659	13.3882
6	99.200	15.789	249.2925	90.598	7.190	51.6961
7	94.300	10.889	118.5703	92.773	9.365	87.7032
8	93.200	9.789	95.8245	93.592	10.184	103.7138
9	92.000	8.589	73.7709	93.055	9.647	93.0646
10	90.000	6.589	43.4149	91.162	7.754	60.1245
			1 443.4296			1 271.3196

Sustituyendo valores en la fórmula:

$$r^2 = \frac{1\ 271.3196}{1\ 443.4296} = 0.8807$$

y por lo tanto:

$$r = 0.9385$$

Los coeficientes de correlación lineal y correlación no lineal se aproximan a la unidad, por lo que este método se aproxima a la realidad; pero no es confiable este método para pronosticar debido a que la parábola sigue una trayectoria descendente y no ascendente. Analizando la diferencia existente entre lo real y lo calculado, para el coeficiente de correlación no lineal, tenemos:

Análisis de la proporción inexplicable:

$$1 - r^2 = \text{inexplicabilidad}$$

$$1 - 0.9385 = 0.0615$$

Este análisis indica que el 6.15% aparece como inexplicable, es decir que hay un 6.15% de diferencia entre lo real y lo calculado.

Cálculo del error:

Para calcular el error que hay entre lo real y lo calculado para cada valor de X emplearemos la siguiente fórmula:

$$E = Y - Y_{est.}$$

Sustituyendo valores para los "N" valores de X obtenemos la siguiente tabla:

X	E
1	2.668
2	2.694
3	-6.357
4	-5.977
5	-0.523
6	8.602
7	1.527
8	-0.392
9	-1.055
10	-1.162

III. 8.- c.- Método de la Proporción Relativa con respecto al consumo.

Por medio de este método se puede analizar la variación del con-sumo, aunque este método no nos dá prácticamente una proyección de la de-manda para años futuros, es de gran ayuda puesto que establece un crite-rio para verificar el aumento en el consumo con respecto a los años veni-deros.

Para tal objeto trabajaremos con la tabla y la fórmula siguien-te:

X	Y
1	62.051
2	71.032
3	69.580
4	76.203
5	86.544
6	99.200
7	94.300
8	93.200
9	92.000
10	<u>90.000</u>
	834.110

Para este método tenemos como base la siguiente ecuación:

$$\text{proporción relativa} = \frac{\text{consumo del año siguiente}}{\text{consumo del año base}} \times 100$$

Sustituyendo los valores correspondientes:

$$\text{Pr } 1964/1965 = \frac{71.031}{62.051} \times 100 = 114.4735\%$$

$$\text{Pr } 1965/1966 = \frac{69.580}{71.032} \times 100 = 97.9558\%$$

$$\text{Pr } 1966/1967 = \frac{76.203}{69.580} \times 100 = 109.5183\%$$

$$\text{Pr } 1967/1968 = \frac{86.544}{76.203} \times 100 = 113.5703\%$$

$$\text{Pr } 1968/1969 = \frac{99.200}{86.544} \times 100 = 114.6238\%$$

$$\text{Pr } 1969/1970 = \frac{94.300}{99.200} \times 100 = 95.0605\%$$

$$\text{Pr } 1970/1971 = \frac{93.200}{94.300} \times 100 = 98.8335\%$$

$$\text{Pr } 1971/1972 = \frac{92.000}{93.200} \times 100 = 98.7112\%$$

$$\text{Pr } 1972/1973 = \frac{90.000}{92.000} \times 100 = 97.8261\%$$

Cálculo de la proporción relativa de consumo, dentro del período de tiempo considerado en este trabajo:

$$\text{Pr } 1964/1973 = (1.1447)(0.9795)(1.0951)(1.1357)(1.1462)(0.9506)(0.9883)(0.9871)(0.9782) \times 100 = 145.04\%.$$

$$\text{Pr } 1964/1973 = 145.04\%$$

Graficando los valores observamos el aumento en el consumo que se obtiene año tras años. (ver gráfica no 8 del apéndice).

La interpretación de los valores obtenidos mediante este método, es la siguiente:

Para el período de 1964 a 1965 se obtuvo un aumento en el consumo de 14.4735%.

Para el período de 1965 a 1966 se obtuvo un descenso de 2.0441%.
 Para el período de 1966 a 1967 se obtuvo un aumento de 9.5185%.
 Para el período de 1967 a 1968 se obtuvo un aumento de 13.5703%.
 Para el período de 1968 a 1969 se obtuvo un aumento de 14.6238%.
 Para el período de 1969 a 1970 se obtuvo un descenso de 4.3395%.
 Para el período de 1970 a 1971 se obtuvo un descenso de 1.1665%.
 Para el período de 1971 a 1972 se obtuvo un descenso de 1.2888%.
 Para el período de 1972 a 1973 se obtuvo un descenso de 2.1739%.

El total del aumento en el consumo, dentro del período de tiempo considerado es de 45.04%.

Por medio de este método podemos establecer que el consumo de plomo esperado para los siguientes años aumente un 4.5% anual.

III. 8.- d.- Método de los promedios móviles.

Este método tiene como base las siguientes ecuaciones:

$$Y_t = \frac{\Sigma Y}{n} + \frac{6 S}{n(n + 1)}$$

$$S = f(\text{amplitud}) = \Sigma Y A$$

$$A = \frac{n - 1}{2}$$

Para poder aplicar estas ecuaciones, es necesario construir la siguiente tabla:

X	Y	A	YA
1	62	-4.5	-279.0
2	71	-3.5	-248.5
3	70	-2.5	-175.0
4	76	-1.5	-114.0
5	87	-0.5	- 43.5
6	99	0.5	49.5
7	94	1.5	141.0
8	93	2.5	232.5
9	92	3.5	322.0
10	<u>90</u>	4.5	<u>405.0</u>
	834		290.0

Sustituyendo valores:

$$S = 290$$

$$A = 4.5$$

Y_t para el año número 10 (1973):

$$Y_t = \frac{834}{10} + \frac{6(290)}{10(10+1)} = 99.2181$$

Para 1974:

$$Y_{t+1} = \frac{\Sigma Y}{n} + \frac{6 S}{n(n+1)} \left[1 + \frac{2 L}{n+1} \right]$$

$$\left[1 + \frac{2L}{n+1} \right] \text{ se denomina "Factor de Corrección de Tendencia", -}$$

en donde:

$$L = 1 \text{ para } Y_{t+1}; L = 2 \text{ para } Y_{t+2}; \dots\dots\dots L = i \text{ para } Y_{t+i}$$

Sustituyendo esta fórmula para:

$$1974: Y_{t+1} = \frac{834}{10} + \frac{6(290)}{110} \left[1 + \frac{2(1)}{11} \right] = 102.0942$$

$$1975: Y_{t+2} = \frac{834}{10} + \frac{6(290)}{110} \left[1 + \frac{2(2)}{11} \right] = 104.9701$$

$$1976: Y_{t+3} = \frac{834}{10} + \frac{6(290)}{110} \left[1 + \frac{2(3)}{11} \right] = 107.8461$$

$$1977: Y_{t+4} = \frac{834}{10} + \frac{6(290)}{110} \left[1 + \frac{2(4)}{11} \right] = 110.7221$$

$$1978: Y_{t+5} = \frac{834}{10} + \frac{6(290)}{110} \left[1 + \frac{2(5)}{11} \right] = 113.5981$$

Sacando la tasa de crecimiento con la siguiente ecuación y agrupando los resultados obtenemos:

$$t_c = \left[\frac{X_{i+1}}{X_i} - 1 \right] \times 100 \quad (i = \text{año})$$

X	AÑO	$Y_{est.}$	t_c (%)
1	1974	102.0942	
2	1975	104.9701	2.8169
3	1976	107.8461	2.7398
4	1977	110.7221	2.6667
5	1978	113.5981	2.5975

Tasa de crecimiento promedio:

$$\bar{t}_c = \frac{\sum t_c}{n} = 2.7052\%$$

Por medio de este método podemos concluir que se espera un incremento en el consumo del 2.7052% para años venideros, lo cual se aproxima al 4.5% esperado en el "Método de la Proporción Relativa con Respecto al Consumo". Esto quiere decir que los valores obtenidos por "Promedios Móviles" están alrededor del 1.8% más bajos que los esperados. (ver gráfica no. 9 del apéndice).

III. 8.- e.- Modelo Logarítmico.

La ecuación base para este método es la siguiente:

$$Y' = \hat{\alpha} + \hat{\beta} X$$

en donde $Y' = \log Y$, o sea que Y' representa el logaritmo de las toneladas consumidas (Y), X representa los años, $\hat{\alpha}$ y $\hat{\beta}$ son constantes de proporcionalidad.

Para desarrollar este método es necesario construir la siguiente tabla:

X	Y	Y'	X Y'	X ²	(X - \bar{X}) ²	(Y - \bar{Y}) ²
1	62.051	1.7927	1.7917	1	20.25	456.2496
2	71.032	1.8514	3.7028	4	12.25	153.2396
3	69.580	1.8425	5.5275	9	6.25	191.2965
4	76.203	1.8820	7.5280	16	2.25	51.9552
5	86.544	1.9372	9.6860	25	0.25	9.8156
6	99.200	1.9965	11.9790	36	0.25	249.2925
7	94.300	1.9745	13.8215	49	2.25	118.5703
8	93.200	1.9694	15.7552	64	6.25	95.8245
9	92.000	1.9638	17.6742	81	12.25	73.7709
<u>10</u>	<u>90.000</u>	<u>1.9542</u>	<u>19.5420</u>	<u>100</u>	<u>20.25</u>	<u>43.4149</u>
55	834.110	19.1642	107.0089	385	82.50	1 443.4296

Para obtener:

$$\hat{\beta} = \frac{\sum X Y' - \frac{(\sum X)(\sum Y')}{n}}{\sum X^2 - \frac{(\sum X)^2}{n}}$$

Sustitución:

$$\hat{\beta} = \frac{107.0089 - \frac{(55)(19.1642)}{n}}{385 - \frac{3\ 025}{10}}$$

$$\hat{\beta} = 0.01946$$

Para obtener:

$$\hat{\alpha} = \bar{Y}' - \hat{\beta} \bar{X}$$

en donde:

$$\bar{Y}' = 1.9164 \quad y \quad \bar{X} = 5.5$$

Sustitución:

$$\hat{\alpha} = 1.9164 - 0.01946(5.5)$$

$$\hat{\alpha} = 1.8093$$

Desarrollando la ecuación base para los "n" valores de "X", sacando los antilogaritmos correspondientes y aplicando la ecuación para el cálculo del error ($E = Y - Y_{est.}$) obtenemos la siguiente tabla:

X	Y	Yest.	E
1	62.051	67.400	-5.349
2	71.032	70.500	0.532
3	69.580	73.700	-4.120
4	76.203	77.100	-0.897
5	86.544	80.640	5.904
6	99.200	84.320	14.880
7	94.300	88.200	6.100
8	93.200	92.230	0.970
9	92.000	96.450	-4.450
10	90.000	100.900	-10.900

Estos son los valores obtenidos para el intervalo de tiempo considerado de 1964 a 1973. Siguiendo el mismo procedimiento para calcular el consumo para años futuros y estimando la tasa de crecimiento mediante la siguiente ecuación, obtenemos la tabla correspondiente:

$$\text{tasa de crecimiento} = t_c = \left[\frac{X_{i+1}}{X_i} - 1 \right] \times 100 \quad (1+\text{años})$$

X	AÑO	Yest.	t_c (%)
11	1974	105.300	4.8433
12	1975	110.400	4.5289
13	1976	115.400	4.4194
14	1977	120.500	4.7305
15	1978	126.200	4.7305

Tasa de crecimiento promedio:

$$\bar{t}_c = \frac{\sum t_c}{n} = 4.6305\%$$

Verificación por medio del coeficiente de correlación:

$$\rho = \hat{\beta} \sqrt{\frac{\sum (X - \bar{X})^2}{\sum (Y - \bar{Y})^2}} = 0.01946 \sqrt{\frac{82.50}{1\,443.4296}}$$

$$\rho = 0.0046$$

$$1 - \rho = 0.9954$$

Este valor es muy cercano a la unidad, lo cual quiere decir que

este método se apega a la realidad. El valor de 4.6305% obtenido para la tasa de crecimiento promedio, es muy cercano al 4.5040% obtenido por el - "Método de la Proporción Relativa con Respecto al Consumo", esto confirma lo antes dicho.

Por medio de este método podemos pronosticar de una manera confiable cuál será el consumo de plomo en México para los próximos años.

(Ver gráficas no. 10 y 11 del apéndice).

IV. ESPECIFICACIONES DE CALIDAD PARA EL PLOMO

Las normas o especificaciones de calidad para el plomo están basadas en las normas de la Dirección General de Normas de la Secretaría de Industria y Comercio y son las siguientes:

Norma oficial de calidad para "Plomo refinado en lingotes".

1. Definición y generalidades.

1.1. Definición:

Se conoce con el nombre de plomo refinado, el producto obtenido por reducción de sus minerales y refinado por cualquiera de los procedimientos usuales.

1.2. Generalidades:

El plomo refinado se usa solo o aleado con otros metales, para formar bronces, babbitt, soldaduras, metales para linotipo, revestimiento de alambres usados en telecomunicaciones, en tubería, empaques, láminas para diversos usos, en la obtención de importantes productos químicos, etc.

2. Clasificación y especificaciones.

2.1. Clasificación:

Para los efectos de esta norma, el plomo refinado se clasifica por su composición química en un solo grado de calidad.

2.1.1. "A" Plomo altamente refinado.

2.2. Especificaciones:

2.2.1. Físicas:

2.2.1.1.- Forma.- Los lingotes de forma de pirámide truncada, se presentarán en dos tamaños.

2.2.1.2.- Peso.- El peso de los lingotes será de 45 a 50 Kg. - para el tamaño grande y de 0.5 a 1 Kg. para el tamaño chico.

2.2.2. Químicas:

El Plomo refinado llenará las especificaciones de la tabla siguiente:

CARACTERISTICAS	GRADO "A" PLOMO ALTAMENTE REFINADO
Ag % max.	0.0015
Cu % max.	0.0015
Cu + Ag max.	0.0025
Arsénico % max.	0.0015
Sb + Sn % max.	0.0095
Zn % max.	0.0015
Fierro % max.	0.0020
Bismuto % max.	0.0500
Plomo (por dif.) % min.	99.9400

NOTAS. Los por cientos se refieren a unidades de peso.

La proporción de plomo cuando se emplee el proceso electrolítico, deberá ser 99.9500 % mínimo.

2.2.3. Acabado:

Las superficies de lingote deberán estar libres de arena y escorias.

2.2.4. Mercado:

Cada lingote deberá llevar en forma legible el nombre o razón social del fabricante, el sello de garantía de la Dirección General de Normas, y la leyenda "HECHO EN MEXICO".

Estas fueron las normas oficiales para el plomo tal y como son presentadas por la Dirección General de Normas. Por lo tanto éstas son las normas que deben respetar los productores de plomo refinado en México.

En las tablas siguientes se presentan las especificaciones para los diferentes tipos de plomo, de acuerdo con las especificaciones estandar de Alemania y América (EE.UU.), o sea de acuerdo a DIN 1719 y ASTM Designation: B-29-49, respectivamente.

Especificaciones normales según ASTM Designation: B-29-49.

COMPONENTE	Variedad de plomo.						
	Plomo de corrosión	Plomo Qímico.	Plomo ácido	Plomo Cúprico	Plomo desplatado común A	Plomo desplatado común B	Plomo blando no desplatado
Plata, % máx.	0.0015	0.020	0.002	0.020	0.0020	0.002	0.002
Plata, % mín.	--	0.002	--	--	--	--	--
Cobre, % máx.	0.0015	0.080	0.080	0.080	0.0025	0.0025	0.04
Total plata y cobre, % máx.	0.0025	--	--	--	--	--	--
Arsénico, % máx.	0.0015	--	--	--	--	--	--
Total de antimonio y estaño, % máx.	0.0095	--	--	--	--	--	--
Total de arsénico, antimonio y estaño, % máx.	--	0.002	0.002	0.015	0.015	0.015	0.015
Cinc, % máx.	0.0015	0.001	0.001	0.002	0.002	0.002	0.002
Fierro, % máx.	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002
Bismuto, % máx.	0.05	0.005	0.025	0.10	0.15	0.25	0.005
Plomo (por dif) % mín.	99.94	99.90	99.90	99.85	99.85	99.73	99.93

NOTAS. El plomo de corrosión es plomo que ha sido refinado a un alto grado de pureza y que se usa para hacer blanco de plomo por un proceso de corrosión.

El plomo químico es el plomo no desplatado producido con minerales del sureste de Missouri.

El plomo ácido y el plomo cúprico se hacen añadiendo cantidades específicas de cobre al plomo completamente refinado.

Los plomos comunes desplatados A y B son plomos desplatados completamente refinados.

El plomo blando no desplatado es el tipo de plomo producido con minerales del distrito de Joplin, Missouri.

Especificaciones normales según DIN 1719

COMPONENTES	Fein-blei 99.99	Fein-blei 99.985	Kupfer fei-blei	Smelter Lead 99.94	Smelter Lead 90.90	Remel- ted Lead 99.75	Remel- ted Pb. 98.5
Plata, % máx.	0.001	0.001	0.0025	0.001	0.003	- -	- -
Cobre, % máx.	0.001	0.001	0.08	0.001	0.005	0.1	0.5
Cobre, % mín.	- -	- -	0.04	- -	- -	- -	- -
Arsénico, % máx.	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	- -	- -
Cinc, % máx.	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.05	0.05
Fierro, % máx.	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	- -	- -
Bismuto, % máx.	0.005	0.010	0.010	0.050	0.090	- -	- -
Estaño, % máx.	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	- -	- -
Antimonio, % máx.	0.001	0.002	0.002	0.002	0.002	- -	- -
Plomo (por dif.) % mín.	99.990	99.985	99.900	99.940	99,900	99.75	98.500

NOTA. El Remelted Lead 99.75 y el Remelted Lead 98.5, no son siempre recomendados para usarse en soldaduras.

V.- REVISION DE LA TECNOLOGIA EXISTENTE

PREPARACION DE MINERALES.

El mineral más importante que se explota para la obtención del plomo es la galena (sulfuro de plomo).

Debido a que los contenidos de plomo varían de 3 a 8%, estos minerales necesitan ser concentrados antes de ser fundidos. La galena, los carbonatos y óxidos de plomo de alto grado ocasionalmente pueden ser fundidos sin una concentración previa.

Generalmente los minerales de plomo y de cinc ocurren juntos; pero la mayoría de los procesos metalúrgicos exigen que estos minerales sean separados para poder ser fundidos.

El tratamiento normal de concentración de los minerales de plomo consta de una trituración y molienda seguida por una flotación.

El mineral antes de ser flotado, se tritura, se muele y se cla

sifica, llevándolo hasta un tamaño de -325 mallas a -260 mallas. Hay partículas muy finas cuyo tamaño es de 10 micras o menos.

El mineral clasificado pasa a un tanque acondicionador, donde la pulpa (mezcla de mineral clasificado y agua) es acondicionada para la flotación. La pulpa debe ser alcalina antes de añadir los agentes de flotación.

La pulpa acondicionada es entonces bombeada a las máquinas o celdas de flotación, para la concentración de los minerales de plomo. El objeto de esta operación es separar los minerales de plomo de otros minerales y de la tierra que contiene la pulpa. La flotación consiste en inyectar aire por el fondo de la celda, al mismo tiempo que una agitación controlada de la pulpa es efectuada, y se añaden reactivos químicos o agentes de flotación, con los cuales se forman burbujas que a su vez forman una espuma que asciende a la superficie junto con el mineral de plomo. Esta espuma es raspada y sacada fuera de la celda, y de esta manera es como se concentran las partículas que contienen plomo.

Las partículas que contienen cinc, otros metales y ganga, no suben junto con la espuma y por lo tanto se van al fondo de la celda. Esta segunda pulpa que ya no contiene partículas de plomo es acondicionada nuevamente para hacerle otra flotación con el objeto de concentrar las partículas que contienen cinc, que en ocasiones son considerables y justifican su explotación.

Los concentrados de plomo recuperados durante la flotación, - por lo general contienen 45-60% de plomo, dependiendo del tipo y grado - de los minerales crudos y su susceptibilidad para ser flotados. Los a-- gentes químicos de flotación y las cantidades en gramos por tonelada de mineral tratado, empleadas en el proceso de flotación, se presentan a -- continuación:

Na_2CO_3 (acondicionador)	453.59-907.18
CaO (acondicionador)	907.18-1814.36
CuSO_4 (activador)	362.87-544.30
Xantatos (colector)	4.43-90.72
Aceite de pino, ácido- cresílico (espumante)	90.718
NaCN (depresor)	45.36-136.08

Los concentrados obtenidos contienen algunas cantidades pequeñas de otros metales como cinc, plata, cobre, arsénico, antimonio, bismuto, etc.

Los concentrados de plomo obtenidos por la flotación son vaciados en sedimentadores en donde se les baja el contenido de agua a 50% y- después a 6-15% por medio de una filtración. Cuando los concentrados están secos se les agregan agentes floculantes para aglomerar las partícu- las finas y así evitar pérdidas de mineral durante el manejo de éste, y en las operaciones siguientes. En el siguiente cuadro se dá un análisis típico de un concentrado de plomo por flotación:

Constituyente	%	Constituyente	%
Pb	45 - 60	Sb	0.01 - 2.0
Zn	0 - 15	Fe	1.0 - 8.0
Au	0 - 15 gr/ton	insoluble	0.5 - 4.0
Ag	0 - 100 gr/ton	CaO	trazas-3.0
Cu	0 - 3.1	S	10 - 30
As	0.01 - 0.40	Bi	trazas-0.1

La flotación ha substituido a otros procesos, que ya casi no son usados, como la clasificación centrífuga, la mesa Wilfley, ect.

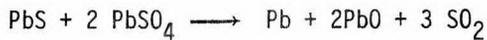
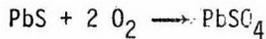
Hay otro proceso para concentrar los minerales de plomo, que es usado por una planta de Estados Unidos. Este proceso consiste en una oxidación acuosa (pressure-leaching), que se aplica a los minerales que contienen cobre. El principal objeto de la oxidación acuosa, es sacar la mayor cantidad posible de cobre, y de otros elementos como el arsénico y el antimonio, de los concentrados de plomo, para facilitar la operación siguiente que es la fusión. Las ventajas de la oxidación acuosa son: 1) El contenido de cobre de los minerales de plomo, no es alto y no se justifica económicamente una flotación para el cobre; 2) Prácticamente todo el cobre, el cuál dificulta la fusión de los minerales de plomo, puede ser removido y posteriormente recuperado por precipitación o electrolisis. Este proceso consiste en transformar el sulfuro de plomo a sulfato de plomo y separarlo de los otros elementos, que también pasaron

de sulfuros a sulfatos. Esto se hace en un equipo autoclave que opera - aproximadamente a 218 grados centígrados y 700-900 psig. Los concentra- dos obtenidos contienen 45-60% de plomo.

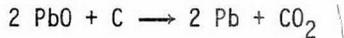
FUSION DE LOS MINERALES DE PLOMO.

Después de concentrar los minerales, el paso siguiente es la - fusión de estos minerales, actualmente hay dos métodos, los cuales se u- san para la fusión: "Tostación y Reducción en horno de llama" y el de - "Aglomeración y fusión en alto horno".

METODO DE TOSTACION Y REDUCCION.- La fusión de los minerales - de plomo en hornos de llama, se basa en el proceso de reducción por tos- tación, de acuerdo con las siguientes ecuaciones:



También hay reducción con el calor del combustible:



Solo los concentrados con un contenido elevado de plomo (70%, - ó más) se consideran convenientes para la fusión en los hornos de llama. La ventaja de la fusión en los hornos de llama es el elevado rendimiento obtenido en una sola operación (60% de la carga total, más del 90% del - material nuevo).

2

El contenido de sílice de la carga no debe exceder de 2%; el hierro es tolerable hasta 4% y un contenido de Cinc de 4.5% puede tratarse con buen éxito. Los concentrados que contienen hasta 2% de cobre pueden ser tratados si se dispone de otros concentrados que reduzcan el cobre de la carga a 0.7%, y aún mejor a 0.35%. Una cantidad elevada de cobre provoca la formación de una mata que da como resultado una carga pegajosa.

La fusión de los minerales de plomo en horno de llama produce humos con gran cantidad de polvo, aproximadamente 35% de la mezcla de minerales cargados. Sin embargo, con el equipo mecánico moderno de sacos filtrantes es fácil manejar los humos, además el contenido de azufre de los humos está en forma de sulfato de plomo, que cuando se mezcla con concentrados y se vuelve a introducir en el horno de llama con la mezcla de minerales, acelera las reacciones de la tostación a tal grado que el horno puede manejar su propia carga de polvo sin pérdida de capacidad de materiales originalmente tratados. La carga se forma con 60% de mineral (concentrados y lodos de flotación) y 40% de polvo que se devuelve al horno.

El horno de llama moderno consiste en una solera de hierro fundido de una longitud de 2.40 a 3.60 m, 50 cm de anchura y 25 cm de profundidad, y soportada de modo que su borde superior es horizontal a unos 65 cm por encima del suelo de trabajo. El fondo de la solera es horizontal en un espacio de 25 cm, mitad de la distancia desde el frente a la parte trasera (que son los costados largos) y luego se inclina en ángulo de unos 45 grados hasta el labio de la solera, que está a 2.5 cm por de-

bajo del nivel de los extremos y de la trasera. La parte delantera de la pieza fundida está ligeramente inclinada desde el labio hasta el comienzo del delantal. El delantal, hecho con hierro fundido de 25 mm de espesor, está sujetado por medio de pernos de cabeza embutida, avanza -- hacia adelante 57 cm desde el labio de la solera con una inclinación total hacia abajo de 10 cm y tiene un reborde a todo lo largo de la parte delantera. Una camisa de hierro fundido para agua, de 45 cm de altura, 11.5 cm de grueso y una longitud suficiente para extenderse 11.5 cm más allá de los extremos interiores de la solera, forma la trasera del hogar. La camisa de agua tiene orificios para acomodar las toberas, que por lo general tienen un diámetro de 2.5 cm, están colocadas al 5 cm de distancia entre centros a lo largo de una línea que está 46 mm por encima del plano superior de la solera. Una campana de acero soportada por una armazón se extiende a todo lo largo del horno y está conectada con la caja de humos en forma de balón.

El procedimiento del horno de llama se compone de cinco pasos. Carga, braceado, clasificación, traspaleo y vaciado de plomo. La presión normal del aire es 31 g/cm^2 , y una vez que un horno a empezado a -- trabajar la fusión es continua. Cada horno envía aproximadamente 1 000-pies cúbicos (28.3 m^3) de gases por minuto al sistema de conductos de -- humos. La temperatura de la carga es 927-985 grados centígrados. El me jo r co mb us ti ble e s e l c i s c o d e c o q u e y c o n s t i t u y e a p r o x i m a d a m e n t e 10-12% d e l a m e z c l a d e l m i n e r a l; cu an d o s e u s e h u l l a e n p o l v o f i n o, e s n e c e s a r i o n e s a r i o n e s a d o p t a r p r e c a s i o n e s a s e g u a r t e m p e r a t u r a s a p r o p i a d a s e n l a c á m a

ra de sacos. Cuando el horno está funcionando, la carga flota sobre un baño de plomo fundido y se forma extendiendo alternativamente capas delgadas de mezcla del mineral y cisco de coque, acompañando esta operación con un braceado intermitente y traspaleo, hasta que se obtiene un espesor normal de la carga, 10-13 cm, por encima del labio de la solera. Cada horno de llama está provisto de una vagoneta que contiene la mezcla de mineral, un montón de cisco de coque, una vagoneta para recibir la escoria del horno, una rueda de moldeo para recibir el plomo fundido, una carretilla para el plomo y herramientas apropiadas. Durante la fusión se forman costras en toda la carga y es necesario romperlas rápidamente removiendo con un revolver.

A la temperatura de trabajo de la carga, los componentes que forman escoria se funden, y a medida que se va volteando repetidas veces durante el braceado se aglomeran y recogen material, como una bola de nieve, en forma esférica. Esta escoria del horno englobada con partículas semifundidas de la carga es la que toma la forma esférica; el porcentaje de plomo de este conglomerado, según análisis, es aproximadamente la mitad que el de la mezcla de mineral cargada.

La escoria del horno se reconoce por su color gris, y en otros tiempos se llamaba "escoria gris", tal vez para distinguirla del material de color negro azulado y de una forma semejante llamada "sinkers", que es el resultado de un trabajo defectuoso y se forma como sigue: si una parte de la solera del horno no está correctamente trabajada, costras de --

concentrados se funden en la periferia de esa zona y se hunden hasta llegar al nivel del baño de plomo, donde, en virtud de los impulsos del baño causados por el revolvedor, suben y bajan, aumentan de tamaño con la cementación de plomo metálico y partículas de carga semifundidas y forman aglomeraciones en la solera o son arrojadas fuera sobre el delantal.

Cuando las partículas de diversos tamaños son arrojadas sobre el delantal con el revolvedor, las de mayor tamaño ruedan mas lejos y ésto es la base del primer paso en la operación de calsificación. La escoria gris y los sinkers ruedan hasta la pestaña de media pulgada en el fondo del delantal y se distinguen fácilmente; los sinkers se rompen y se vuelven a poner en la carga; la escoria se traslada con una orquilla -- hasta la vagoneta de la escoria.

Las partículas pequeñas de la carga y las bolas de escoria de tamaño intermedio reposan sobre la mitad superior del delantal. Todo este material se devuelve a la carga por traspaleo, procurando no perturbar la carga junto al labio de la solera, pero limpiando el delantal y - llevando una porción considerable del material a la parte trasera del hogar para que ruede hacia el labio de la solera.

El nivel del plomo en la solera se mantiene ligeramente por debajo del labio; esto regula la profundidad de la carga y asegura la penetración del aire y el trabajo adecuado del plomo. La colada dá 10 barras de plomo, que pesan aproximadamente 45 kg. cada una. La temperatura correcta del baño es indicada por un ligero color del plomo colado.

La campana principal conduce los humos hasta la caja de humos, en la cual se mantiene un tiro medio de 13 mm. de agua. Hay también una campana de ventilación, con tiro natural, que arrastra los humos procedentes del material que está sobre del delantal y mantiene una cortina de aire delante de la cara de trabajo de la solera.

La introducción de la solera con botador mecánico de Newman -- fué un paso muy importante en el horno de llama, pues de esta manera solo se necesitan dos hombres para manejar el horno. La invención de la pala mecánica de MacMichael, en combinación con el revolver mecánico, convirtió el horno de llama en un aparato manejado por un solo hombre y de esta manera pudo hacerse responsable a un solo operador proporcionando una máquina eficiente para realizar el trabajo.

En la tabla siguiente se dan los componentes de una carga de mineral típica en un horno de llama.

TABLA No.

COMPONENTE	Peso por ciento	Análisis, por ciento					
		Pb	SiO ₂	FeO	CaO	Zn	S
Concentrado por gravedad	47	77.0	0.5	3.5	1.5	2.0	15.5
Lodos de flotación	15	72.0	3.0	3.0	2.0	3.5	15.0
Polvo de conductos de humos	8	64.0	2.0	2.5	1.5	1.5	10.0
Polvo de cámara de sacos	30	67.0	---	---	---	2.0	7.5
Total mezcla de carga	100	72.0	1.0	2.5	1.5	2.5	12.5
Escoria producida	15	38.0	8.0	18.0	6.0	10.0	3.3



12

METODO DE FUSION EN ALTO HORNO.- Los minerales complejos de plomo, que contienen oro, plata, plomo, cobre y cinc, suelen fundirse en altos hornos especiales para plomo, en los cuales también se pueden fundir minerales como los fundidos en el método anterior.

Los minerales oxidados pueden enviarse directamente al alto horno sin aglutinar ni tostar, pero el mineral se acondiciona primero por el tamaño.

AGLUTINACION.- La aglutinación de la carga para el alto horno tiene dos fines: primero, eliminar el azufre de la carga en forma de gas sulfuroso y segundo, acondicionar la carga en forma apropiada para cargarla en el horno. Antes de que se usara la aglutinación, los minerales finos tenían que transformarse en briquetas para el alto horno o fundirse directamente en un horno de reverbero. Las operaciones de aglutinación actuales se realizan en máquinas Dwight-Lloyd. La máquina consiste en una fuerte armazón de acero estructural que soporta dos grandes ruedas de cadena y un carril o guía de acero. Moviéndose con una velocidad media de unos 30 cms., por minuto sobre el carril de acero, hay una serie continua de paletas a las cuales están ajustadas barras de parrilla. Estas barras suelen ser del tipo entrelazado, salvo que hay un espacio entre cada dos barras para el paso de los gases. Debajo del tren de paletas hay cajas de viento que están conectadas a un ventilador aspirador que descarga en la cámara de sacos o en precipitadores de Cottrell.

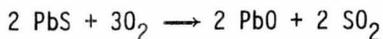
Las máquinas de aglutinación del tipo Dwight-Lloyd tienen una-

anchura y una longitud que varía según las necesidades de las diferentes plantas de fundición. Las máquinas de este tipo más grandes que existen actualmente son de 3 m. de anchura por 15 m. de largo.

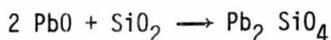
Hay máquinas de aglutinación de primera pasada y de segunda pasada. La carga de las primeras contiene 10-12% de azufre y el contenido de azufre se reduce aproximadamente a 6%. Luego se envía la carga a la máquina de segunda pasada, que está al lado de la otra y en ella se reduce el contenido de azufre a 2-3%.

QUIMICA DE LA AGLUTINACION.- Las reacciones que se producen durante la aglutinación son muy semejantes a las que ocurren en la tostación. Se hace pasar aire en exceso a través de la carga por medio de los ventiladores continuos de aspiración; el aire arrastra rápidamente el gas sulfuroso formado e impide la formación de demasiado sulfato.

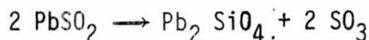
La reacción principal es:



Si hay sílice, se produce la reacción siguiente:



Si se forma sulfato, reacciona con la sílice de este modo:



Todas las reacciones son exotérmicas y se llevan a cabo rápidamente.

19

Una pequeña cantidad de plomo cae en las cajas de viento. Su formación puede explicarse con la siguiente reacción:



FUNCIONAMIENTO DE LA MAQUINA DE AGLUTINACION.- El mineral debe triturarse y cribarse hasta un tamaño inferior a 10 mm. y se mezcla muy bien antes de tostarlo; también es necesario que tenga el contenido de humedad correcto. Se echa la carga en la máquina hasta una profundidad uniforme de 11-12 cm. Después de nivelada, se tuesta la carga por medio de una estufa revestida de ladrillos y calentada con gas ó petróleo, la cual cubre todo lo ancho de la máquina y esta colocada sobre el borde de la primera caja de viento. Una vez que se ha encendido la carga, la reacción es exotérmica y los productos de la combustión son arrastrados por los aspiradores. Y es necesario que en el mineral quede suficiente azufre para que sirva de combustible en la segunda máquina. El material -- que sale de la primera máquina se vuelve a triturar y a clasificar para echarlo en la segunda máquina, en la cual puede alcanzar una altura de 23 cm. El material aglutinado (sinterizado) pobre en azufre que sale de la segunda máquina es la carga que se introduce en el alto horno. El -- contenido de plomo del material aglutinado varía entre 25 y 50%. El fin perseguido es, naturalmente, hacer que el contenido de plomo sea lo más alto posible. El contenido de sílice, óxido ferroso y óxido cálcico del material aglutinado se calcula en el momento de introducir la carga y todas las adiciones de fundente se hacen a las capas de mineral antes de - la aglutinación.

En virtud de la fuerte demanda de ácido sulfúrico y también para evitar la emisión de gas sulfuroso por las chimeneas de la fundición de plomo, en la fábrica manufacturera de plomo, se hacen recircular los gases procedentes de las cajas de viento de las máquinas de aglutinación Dwight-Lloyd y se produce un gas que tiene aproximadamente 5-7% de anhídrido sulfuroso, el cual se lleva a una instalación de contacto para la fabricación de ácido sulfúrico. El ácido sulfúrico producido es del 98%. También se puede producir anhídrido sulfuroso líquido llevando la misma calidad de gas recirculado a una torre de absorción con bandejas de burbujeo, en la que desciende dimetilanilina en contra corriente con la corriente de gas. La dimetilanilina cargada de anhídrido sulfuroso pasa a una torre en la cual el gas sulfuroso es expulsado por ebullición concalandrias calentadas por vapor. El gas húmedo se seca haciéndolo pasar a través de ácido sulfúrico en una tercera torre de burbujeo; luego se licua por compresión y se almacena en tanques.

Los tostadores de varias soleras, no de uso común para tostar concentrados de plomo, suelen constar de siete soleras del diámetro apropiado, colocadas unas encima de otras. El mineral bruto finalmente molido es introducido en la solera superior y la rotación de rastrillos en cada solera descarga uniformemente el mineral a través de una abertura en la solera que está inmediatamente debajo.

FUSION EN ALTO HORNO.- La carga para el alto horno contiene 80% de mineral aglutinado y 10-13% de coque, que se extiende uniformemente sobre el mineral en la vagoneta elevadora de la carga. Se añade 1-3% de

21

chatarra de hierro a la carga para fijar el arsénico. El 7% restante -- son costras (porciones de plomo que se han solidificado en el fondo de cucharas) y las correcciones necesarias del fundente. El equipo empleado para la carga no es uniforme y varía de unas condiciones a otras. Algunas plantas aprovechan el declive natural del terreno y tienen el piso de carga a nivel del almacén de mineral aglutinado. Otras plantas usan grandes vagonetas elevadoras, en las cuales se lleva la carga hasta la parte superior del horno, y otras plantas usan un plano inclinado con carriles por los cuales sube la vagoneta cargada arrastrada por un cable. Instalaciones recientes utilizan pesadas gruas para elevar la vagoneta, que descarga en cestas basculantes colocadas en la parte superior del horno. La vagoneta tiene un dispositivo de vaciado automático y después de descargar baja de nuevo y vuelve a los depósitos para ser llenada de nuevo. El peso de la carga puede variar entre 2 y 8 toneladas, según el tamaño de la vagoneta.

Cuando se funden minerales complejos, la principal función del alto horno es reducir los óxidos metálicos que contiene el aglomerado. El plomo obra como colector de los metales preciosos y otros metales contenidos en el aglomerado. Los componentes ácidos (silice) y básicos -- (hierro y cal) se combinan en determinadas proporciones para formar una escoria fusible de poca densidad, poca viscosidad y aspecto semivitrio. El tipo de escoria usado en las diversas fundiciones depende en gran parte de las cualidades del mineral y de la clase y la cantidad de fundentes disponibles. Si el mineral es rico en silice, el operador, por ra--

22

zón de economía, hará marchar el horno de manera que produzca una escoria con mucha sílice y si por ejemplo, el mineral es rico en hierro, se mirará de obtener una escoria muy ferruginosa.

Teóricamente las escorias se clasifican por grados de silicato, como se indica en la tabla siguiente:

TABLA No. 14

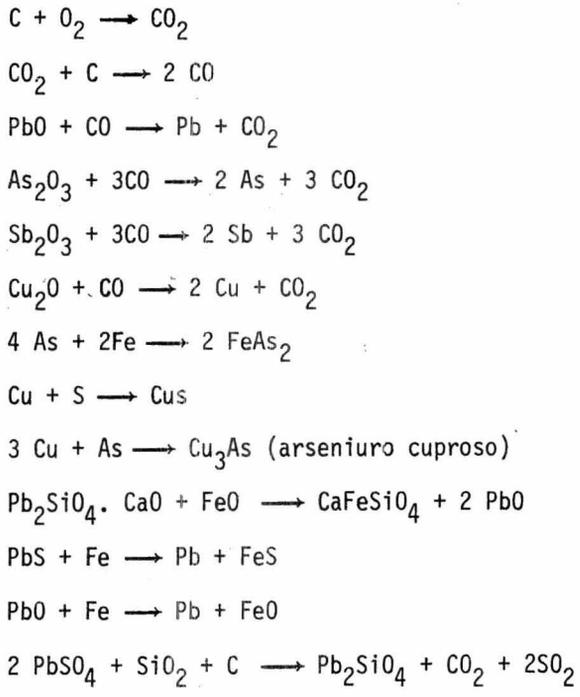
Nombre	razón de oxígeno	fórmula
Subsilicato	2:1	4 RO.SiO ₂
Monosilicato	1:1	2 RO.SiO ₂
Sesquisilicato	1:1.5	4 RO.3SiO ₂
Bisilicato	1:2	RO.SiO ₂

En el lenguaje de los fundidores, las escorias se llaman de "un cuarto" de "un medio" y de "uno a uno", según la razón del CaO al -- FeO. Los límites de las escorias producidas en las diversas fundiciones son como sigue:

TABLA No. 15

Escoria	Límites	Escoria	Límites
SiO ₂	20-34%	MnO	2-5%
FeO	38-28%	MgO	1.5-2.5%
CaO	10-20%	S	Aprox. 2%
ZnO	18-6%	Pb	1%
Al ₂ O ₃	3-6%	Ag	6.587 g/ton.

QUIMICA DEL ALTO HORNO.- Las dos reacciones que ocurren en la fusión del alto horno son la reducción y la precipitación a temperaturas que varían de 1 000-1 400 grados centígrados en la zona de las toberas y a 150-200 grados centígrados en la boca del horno. El carbono suministrado por el coque reduce los óxidos metálicos. A medida que la carga -desciende cruzando zonas de temperaturas cada vez más altas, se producen las siguientes reacciones químicas:



Los productos formados en esas reacciones tienden a separarse en capas según sus pesos específicos, que son: escoria, 3.6; mata, 5.2;- arseniuros, 5.0; plomo metálico, 11.0.

Las partes componentes del alto horno, que varían de una fundición a otra solamente en las dimensiones, son por orden de abajo hacia arriba: El crisol, el etalaje o zona de fusión enfriada con agua, con pa redes inclinadas y por lo general extremos rectos; la cuba o sección rectangular, construida de ladrillos y el tragante o parte superior del horno, que contiene el dispositivo de carga. La longitud es de 4.50-6.70 m. y la anchura en las toberas 1.17-1.77 m. Las toberas están 36-51 cm., por encima del crisol, y la altura desde las toberas hasta las planchas del tragante puede ser de 5.2-8.5 m. La carga por día es de unas 550 toneladas. Contrastando con la tolva de carga del tipo de doble campana empleada en el alto horno de siderurgia, el horno para obtener plomo trabaja con la parte superior abierta y los gases y humos resultantes de la fusión son aspirados por la cámara de humos.

El funcionamiento de un alto horno exige equipo auxiliar robusto. El aire inyectado por lo general a presión de 130-175 g/cm²., se obtiene con ventiladores del tipo Roots Connorsville de la capacidad necesaria.

La práctica general es emplear un crisol, un "pozo de plomo" y un sifón para manejar la producción de plomo. El pozo de plomo al rebozar vierte el metal en cucharas con las que se lleva el metal a la instalación depuradora contigua. Los arseniuros y la mata se extraen del plomo por un orificio de colada aparte de la salida del plomo. La porción de estos materiales arrastrada por el plomo son eliminados durante la depuración. Sin embargo, varias fundiciones siguen el procedimiento de ex-

25

traer por el mismo agujero de colada el plomo metálico, los arseniuros, la mata y la escoria. La separación se produce después en el primer sedimentador por diferencia de densidad de los productos. El plomo, los sulfuros y arseniuros y la mata se extraen por agujeros de colada respectivos del sedimentador, y la escoria rebosa a un segundo sedimentador para separación de partículas metálicas. En ambos métodos se separa la escoria llevándola al escorial, ya que el contenido de plomo es insignificante. Recientemente, se han instalado plantas que tratan las escorias para recuperar el cinc que contienen y de paso el contenido residual de plomo que antes se perdía. Los sulfuros y arseniuros y la mata se envían a las fundiciones de cobre juntamente con los arseniuros y la mata procedentes de la depuración del cobre.

La composición del plomo crudo es variable según el oro, la plata y las impurezas que contienen los minerales de plomo tratados: el oro puede variar de 1.371 a 17.143 g/ton.; la plata de 1.577 a 102.8 g/ton.; el contenido de plomo varía del 92.45 al 98.95%; el contenido de cobre varía del 0.35 al 2.5% el arsénico del 0.05 al 0.445%; el antimonio del 0.3 al 3.46%; el estaño del 0 al 0.35%; el níquel del 0 al 0.05% y el bismuto del 0.002 al 0.84%. Entre estos límites de contenidos se encuentran los análisis de plomo crudo de las más importantes fundiciones del mundo.

DEPURACION DEL PLOMO.- La oxidación del plomo fundido hace que se forme en su superficie una nata de óxido de plomo. El plomo procedente del alto horno, antes de llevarlo a la refinera, se somete a una operación para separar la nata de óxido de plomo y óxido o sulfuro de cobre --

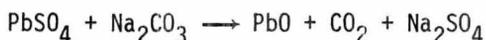
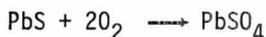
20

formada en la superficie. En una caldera de hierro fundido de una capacidad aproximada de 90 toneladas, equipada con un agitador mecánico, se agita el plomo derretido, se quita el mezclador y se separa la nata que se reúne en la superficie. Esta es la primera nata o nata caliente. Se deja enfriar el plomo hasta 340-350 grados centígrados, se pone en marcha de nuevo el mezclador y en el remolino producido por la agitación se echa un kilogramo de azufre molido por tonelada de plomo. El remolino absorbe inmediatamente el azufre debajo del plomo, de modo que es muy poca la cantidad que arde. La carga se agita durante 20-30 minutos, se quita el mezclador y se separa la nata. El contenido de cobre del plomo queda entonces entre 0.004 y 0.02%. El secreto de una buena eliminación del cobre es añadir el azufre a una temperatura lo más próxima posible al punto de solidificación del baño. Algunas fundiciones siguen el procedimiento de separar la primera nata de una caldera, dejar enfriar y añadir el azufre en una segunda caldera.

TRATAMIENTO DE LA NATA.- La nata de cobre se funde en un horno de reverbero con lingote de hierro y arena silicia. A veces se añade piedra caliza. Después que ha terminado la fusión de la carga, la escoria sobre nada; debajo de la escoria se forma una capa de plomo y debajo de la mata quedan los arseniuros sobre el plomo derretido. Disponiendo agujeros de colada a diferentes alturas, pueden colarse por separado la escoria, la mata, los arseniuros y el plomo. La escoria, la mata y el plomo se vierten en cucharas y los arseniuros se granulan por el sistema ordinario de granulación en agua. La escoria es devuelta al horno para volverla a fundir y la mata y los sulfuros y arseniuros se envían a las plantas

de cobre para recuperar el cobre y el arsénico; el contenido de plomo es devuelto a la fundición de plomo en forma de humos. El plomo metálico - se envía de nuevo a la caldera de depuración.

PROCEDIMIENTO DE LA SOSA.- El perfeccionamiento más reciente - en la fusión de la mata de cobre es el llamado procedimiento de la sosa, con el cual se obtiene razones elevadas cobre-plomo en la mata y los arseniuros por medio del carbonato sódico anhidro. Las substancias usadas en este procedimiento son: carbonato sódico anhidro (Na_2CO_3), litargirio (PbO), coque y azufre. Las reacciones químicas son:



La mata de sulfuro de sodio obra como colector del hierro de - la escoria y puesto que no se añade sílice, sulfuro o caliza, no se produce ninguna escoria. Por consiguiente, como no hay que formar silica--tos de hierro, se necesita menos calor, el horno está menos caliente y - se logra mejor separación de la mata, los arseniuros y el plomo. El azu--fre se añade cuando la mata no contiene azufre suficiente para formar --sulfuro de sodio. Añadiendo suficiente azufre a la carga juntamente con - el carbonato de sodio y el litargirio, todo el sulfuro de hierro (FeS) - permanece disuelto en la mata de carbonato de sodio. Por consiguiente,- el azufre sirve para dos fines: 1) formación de sulfuro de sodio y --

2) conversión de todo el hierro en sulfuro de hierro, que tiende a mantener en excelente estado el horno de reverbero para la nata y relativamente libre de costras de magnetita.

MODO DE OPERAR EN EL PROCEDIMIENTO DE LA SOSA.- Cuando se ha cargado la caldera de depuración con el plomo metálico impuro, se coloca una máquina mezcladora sobre la caldera y se agita la masa del metal fundido hasta que la nata se ha secado en forma de polvo fino. Antes de agitar, se añade la cantidad prescrita de carbonato sódico, que es 3-5% del peso de la nata y después se mezcla todo bien. La nata se saca de la caldera por medio de cucharas con una grúa elevada. El plomo de cada cuchara llena de nata se deja que escurra de nuevo hacia la caldera. Mientras se realiza esta operación, se añade una mezcla de una parte de azufre, una parte de polvo de la cámara de sacos Dwight-Lloyd y una parte de coque encima de la nata seca en la cuchara. La nata seca se arroja después por la rampa de carga del horno de reverbero. La nata se carga a intervalos determinados y no se permite que se forme un montón de carga en el horno. Cuando el horno está lleno y todo está completamente fundido, se extrae primero la nata de sosa. Después se extrae el polvo hasta que aparecen los arseniuros; se cierra el agujero de colada del plomo y se dejan unos 30 cms. de plomo para proteger el horno. En este momento hay aproximadamente 70 cms. de arseniuros en el horno, de los cuales sólo se sacan los 23 cms. superiores; este material es pobre en plomo (más o menos el 6%) y muy rico en cobre (67%). Después que se han extraído los arseniuros hasta la profundidad necesaria, se taponan de

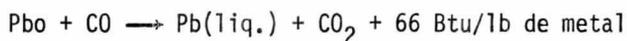
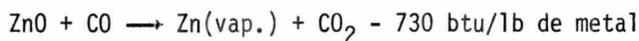
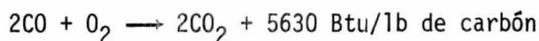
nuevo el horno y se empieza la carga del ciclo siguiente.

IMPERIAL SMELTING PROCESS PARA CINC Y PLOMO.- A continuación se describe este proceso el cual es similar al anterior sólo que en este caso se obtiene cinc al mismo tiempo que se obtiene plomo.

Por medio de este proceso se obtiene cinc metálico de grado "Prime Western" y "bullion" de plomo simultaneamente a partir del mineral sinterizado (aglomerado), el cual contiene concentrados de cinc de alto grado, concentrados de plomo de alto grado, caliza y sílice.

Este proceso se basa en aprovechar al máximo posible el calor-desprendido por la combustión del carbón para reducir los óxidos de cinc y de plomo, la reacción de reducción del plomo es exotérmica por lo que el calor del carbón es necesario para la reacción de reducción del cinc que es endotérmica.

Las principales reacciones que toman lugar en la fusión del plomo y del cinc son las siguientes:



Basicamente la carga del horno consiste de "sinter" de cinc y de plomo y de coque el cual ha sido precalentado aproximadamente a 800 -

32

grados centígrados. La carga es pesada y subida hasta la parte superior del horno en pequeños vagones de carga, los cuales vacían su carga dentro del horno por medio de un sistema de doble campana que evita el escape de los gases del horno mientras este es cargado. La operación completa de pesado, llenado de vagones, transportación, vaciado y retorno para el siguiente ciclo se lleva a cabo automáticamente.

En el alto horno el coque es quemado al mismo tiempo que se le inyecta una corriente de aire precalentado, de esta forma se suministra el calor necesario para la fusión de la carga así como el gas (CO) necesario para reducir los óxidos de cinc y de plomo.

La temperatura alcanzada en el alto horno (1000 grados centígrados) excede el punto de ebullición del cinc y por lo tanto se forma un vapor de cinc que es sacado del horno junto con los gases del horno, después pasan a un condensador donde hay una regadera de gotas de plomo producida por rotores que agitan vigorosamente un baño de plomo fundido. De esta manera los gases son enfriados rápidamente y el cinc ahora en estado líquido se disuelve inmediatamente en el plomo fundido del baño enfriador. Este plomo que está abajo del cinc es bombeado al condensador para repetir su función de enfriar los gases que salen del horno condensándolos y para absorber el cinc. La mezcla de cinc líquido y del plomo circulante pasa del baño enfriador a un baño separador donde el cinc que es extraído debido a que forma una capa que se acumula arriba del plomo circulante. De esta manera se obtiene el cinc que posteriormente puede-

31
ser refinado para obtener cinc alto grado especial (High grade special).

Por otra parte tenemos la obtención de plomo: debido a que la temperatura alcanzada en el alto horno es de 1000 grados centígrados y puesto que el punto de ebullición del plomo es de 1750 grados centígrados, esto hace que el plomo quede en el crisol del alto horno y el cinc cuyo punto de ebullición es de 906 grados centígrados es sacado en forma de vapor como se dijo antes. La obtención del plomo que se quedó en el horno es similar a la explicada anteriormente en el método de fusión de plomo en el alto horno.

Debido a que los minerales de cinc y plomo ocurren juntos, el plomo también puede ser obtenido como subproducto en los métodos de obtención del cinc.

REFINACION DEL PLOMO.

PRODUCCION DEL PLOMO QUIMICO.- La refinación para obtener el plomo químico es una operación bastante sencilla. Los minerales de Missouri, que son la fuente usual del plomo químico, contienen cantidades muy pequeñas, incluso despreciables, de arsénico, antimonio, bismuto y plata. El control del cobre y el níquel se consigue purificando primero el plomo metálico y enfriando después con mucho cuidado el baño hasta cerca de la temperatura de solidificación (punto de licuación); el cobre y el níquel se separan en la escoria que se forma a esas temperaturas bajas; el plomo licuado tiene 0.05 - 0.06 de cobre; de níquel queda menos de 0.01%. Esta operación de licuación es muy semejante a la depuración-

31

del cobre anteriormente descrito, salvo que no se añade azufre, ya que - el plomo químico debe tener un contenido de cobre de 0.04-0.08%.

PLOMO COMPLETAMENTE REFINADO.- La producción del plomo completamente refinado, en el que las impurezas han de quedar en límites muy bajos, es una operación muy diferente. Los dos procedimientos fundamentales para la refinación del plomo empleados actualmente son la refinación electrolítica, y la refinación combinada en horno y caldera. En el segundo, el ablandamiento (eliminación de los elementos endurecedores) - se hace en hornos de reverbero o en grandes calderas de acero y los pasos restantes, que son, la descobrización (si es necesaria), la desplatación del cinc, la eliminación de bismuto y la refinación final, se realizan en calderas.

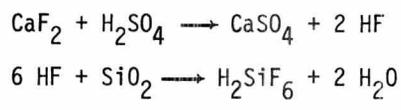
REFINACION ELECTROLITICA.- La refinación electrolítica del plomo, llamado procedimiento Betts, se realiza en cubas electrolíticas con ánodos de plomo en pasta y solución de fluosilicato de plomo y ácido - fluosilícico. Las principales refinadoras de plomo que usan este procedimiento se encuentran en Canadá, Estados Unidos, Perú y México. En México la compañía que usa este proceso es la Metalúrgica Mexicana Peñoles, S.A. que se encuentra ubicada en Monterrey, N.L.

Las láminas iniciales para los cátodos se hacen de plomo electrolítico, las cubas son de concreto revestidas con asfalto o con Harvel, un material plástico. Tienen 2.70 m., de largo 80 cm. de anchura después de aplicado el revestimiento y 1.20 m., de profundidad. Los ánodos sue-

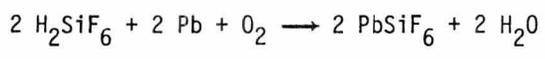
len tener 76-90 cm., de largo y 66 cm., de anchura, con un espesor aproximado de 22-32 mm. Las láminas iniciales de los cátodos son aproximadamente 13 mm. más anchas que los ánodos en cada lado y sobre salen 33 mm. en la parte inferior.

El electrolito contiene ácido fluosilícico y fluosilicato de plomo. El ácido fluosilícico se prepara tratando espato fluor con ácido sulfúrico y dejando que el ácido fluorhídrico filtre a través de arena silicia pura.

Las reacciones son:



El ácido preparado suele contener 33% de H₂SiF₆. Para preparar el electrolito, se pone plomo granulado en cestos que se sumergen y sacan repetidamente en el ácido fluosilícico. El plomo se oxida durante la operación y se forma fluosilicato de plomo conforme a la siguiente ecuación:



Un electrolito típico da el análisis siguiente: densidad, 1.21; plomo, 67 g/litro; H₂SiF₆ libre, 95 g/litro; ácido total, 142 g/litro.

Una mezcla de cola con Goulac o Bindarine (productos obtenidos del líquido sulfítico de las fábricas de pulpa de madera) se añade diaria

mente al electrolito en cantidad de 0.75-1.00 Kg. por tonelada de plomo producido. El electrolito circula por tubos de caucho endurecido a razón de 3-4 galones (11.4-15.5 litros) por celda por minuto. La temperatura del electrolito es aproximadamente 40 grados centígrados.)

El plomo que se recibe de la fundición ha sido tratado para separar la ^{nota} de cobre y el cobre se ha eliminado hasta los límites antes indicados. (Si el plomo contiene estaño, este elemento se elimina inmediatamente después de eliminar el cobre calentando el plomo a 600 -- grados centígrados y agitando fuertemente con un mezclador mecánico, se produce así la oxidación selectiva del estaño, que es eliminado hasta -- quedar solamente 0.005%). Los ánodos se funden en máquinas oridianrias para fundir ánodos y generalmente se ponen 24 ánodos por celda, espaciados 10 cm., entre centros. Por consiguiente, se necesitan 25 cátodos.

Las salas de electrólisis trabajan con una densidad de corriente de 1.72-1.94 Amperes por decímetro cuadrado; un consumo de 259.04 Amperes hora por kilogramo de plomo depositado, que es considerado como una eficiencia del 100%. El voltaje de una celda varía entre 0.3 y 0.7 Volts. El trabajo suele hacerse a base de ánodo de seis días y catodo de tres días.)

Los cátodos se funden en una gran caldera, se depuran de escoria y se convierten en lingotes de plomo para el mercado. El plomo impuro recibido contiene suficiente dureza para que el lodo se adhiera a los

35

ánodos. Si un plomo tiene dureza muy baja, se añade suficiente endurecedor para mantener un contenido de antimonio de 0.5%; de otra manera el lodo contaminará los cátodos. Por lo general muy poco lodo cae al fondo de la cuba.

En plantas que trabajan con ánodos muy impuros, los desperdicios de los ánodos, después de sacarlos de las cubas, se lavan primero en el electrolito circulante durante 24 horas y después en tres períodos de 24 horas, se hacen pasar por una serie de tres tanques, en los cuales se lavan en contra corriente con agua; esto reduce las pérdidas de ácido.

TRATAMIENTO DE LOS LODOS.- En el procedimiento de horno y caldera o totalmente de caldera para refinar el plomo, los metales preciosos y las impurezas se eliminan por separado en los diferentes pasos de la refinación y el plomo refinado se produce en el último paso del proceso. Sin embargo, el procedimiento electrolítico de refinación es diferente, porque el cátodo o plomo refinado se produce en el primer paso del proceso y las impurezas junto con los metales preciosos se recogen en los lodos. La composición de los lodos varía según el contenido de impurezas del plomo y cuanto más impuro es el plomo, tanto más complicado es el tratamiento de los lodos.

Los ánodos corroídos, con el lodo adherido, se lavan primero, después se rasca el lodo, se hace pulpa, se filtra en un filtro-prensa y se seca, dejando aproximadamente 8% de humedad para impedir que se con--

vierta en polvo. Este lodo seco se funde en un pequeño horno de reverbero, que produce una escoria 10-12% en peso de lodo. Esta escoria se lleva a un segundo horno de reverbero pequeño, muy parecido al usado para fundir lodo, donde es parcialmente reducida para separar los metales preciosos; El resto de la escoria se lleva luego al departamento de fusión para producir plomo antimonioso y se devuelve la porción reducida (que contiene los metales preciosos) al horno de fusión de los lodos. Agitando el baño en el horno de fusión de los lodos con tubería de aire, la mayor parte del arsénico y una parte del antimonio se volatiliza y se recoge en una cámara de sacos o en una unidad Cottrell. La escoria formada durante este período es reducida también parcialmente y trasladada -- con la escoria producida durante la fusión primaria.

Después del paso de sopladura, el baño metálico, que contiene oro, plata, bismuto, cobre, etc., junto con el plomo y el antimonio que quedan después de la sopladura, se lleva a un horno de copela, donde la superficie del baño es barrida con aire a baja presión. El antimonio -- del baño se elimina en una escoria de plomo-antimonio. En las fases sucesivas de oxidación se eliminan litargirios que contienen cantidades de cobre y bismuto, hasta que el metal llega a la fase doré y el baño tiene aspecto de plata metálica. Si hay selenio y telurio, se echa nitrógeno en el baño y por agitación y oxidación se forman sales de selenio y telurio, que se expulsa del horno. Una vez terminada la copelación, la finura del doré (oro y plata) es 996 y el metal se vacía en moldes apropiados.

La escoria y el litargirio formados durante la copelación se separan y se reducen a metal, que contiene 20-25% de bismuto, o más, según el contenido de bismuto del plomo original, y se traslada a la planta de recuperación del bismuto.

REFINACION DEL PLOMO EN HORNO Y CALDERA Y REFINACION TOTALMEN-

TE EN CALDERA.- Las fases del proceso de refinación son las siguientes:

Descobrización.- En la práctica actual, el contenido de cobre del plomo de la fundición es tan bajo que no es necesario realizar la descubrización en la refinería de plomo y sólo se descubriza el plomo procedente de subproductos de refinería.

Ablandamiento.- Esta operación elimina los elementos que hacen el plomo duro, o sea, arsénico, antimonio y estaño.

Desplatación.- El oro, la plata, el cobre o el níquel que quedan después de eliminar el cobre se separan del baño de plomo agregando cinc, que tiene una afinidad por esos metales mayor que la del plomo.

Descincación.- La eutéctica plomo-cinc que queda después de las desplatación contiene 0.5% de cinc, que se separa por algunos de los procedimientos de descincación.

Desbismutización.- Si el plomo que hay que refinar tiene un contenido de bismuto mayor del que debe tener el plomo refinado, se añaden calcio y magnesio para eliminar el bismuto y después el calcio y el-

35

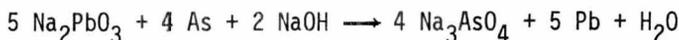
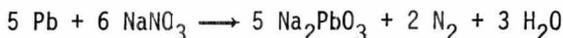
magnesio residuales se eliminan en forma de cloruros.

Refinación final.- La adición de sosa cáustica y nitro elimina vestigios de arsénico, antimonio, estaño o cinc hasta la cuarta cifra de cimal.

Vaciado.- El plomo refinado se vacía mecánicamente en moldes - que le dan las formas de las barras que posteriormente se pondrán en el mercado.

ABLANDAMIENTO.- Hay varios procedimientos para ablandar el plomo: el procedimiento de Harris, el de ablandamiento continuo, el intermitente del horno de reverbero y el de caldera, que se usa si la dureza -- del plomo es inferior a 0.30%.

PROCEDIMIENTO DE HARRIS.- Se usa en la refinera de la Industrial Minera México, S.A. (antes A.S.A.R.CO.) que se encuentra ubicada - en Monterrey, México, y en varias refineras Europeas importantes. Se - añade al plomo hidróxido de sodio y nitrato de sodio (nitro). El nitro - oxida al plomo y también al arsénico, antimonio y estaño, que después se - recogen en forma de arseniato, antimoniato y estannato de sodio. Las -- que se producen en el cilindro de reacción son las siguientes:



También podrían representarse las reacciones por medio de otras ecuaciones, pero los productos finales son los mismos. El nitrógeno oxida primero la superficie del baño y puesto que el plomo es el metal predominante, el plomo oxidado forma plumbato de sodio con la sosa caústica fundida; este compuesto reacciona a su vez con el arsénico, el estaño y el antimonio, por este orden de afinidad. La mayor parte del plomo actual contiene poco arsénico y poco estaño si se compara con el antimonio, y no se hace nada para separar las sales gastadas del cilindro de Harris sobre esta base.

En el procedimiento de Harris hay dos pasos: el ablandamiento propiamente dicho y el proceso de planta húmeda, por el cual las sales de sodio son disueltas en agua y separadas.

El ablandamiento se hace en una gran caldera de acero que contiene de 90 a 245 toneladas de plomo. En la caldera está soportado un cilindro con los reactivos. Los cilindros más grandes usados actualmente tienen 1.80 m. de diámetro y 3.60 m. de largo; sobre salen 1.80 m. por encima del nivel del plomo y están sumergidos otro tanto dentro del baño. La abertura para la salida del plomo, que tiene aproximadamente 15 cm. de diámetro, está en el fondo del cilindro.

La operación se hace por partidas. La carga de sosa cáustica, previamente fundida en una caldera adyacente, es bombeada y echada en el cilindro de los reactivos; la altura de la sosa cáustica durante la operación suele ser aproximadamente 90 cm. La bomba de circulación en la cal-

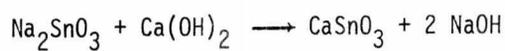
dera ablandadora suele estar en marcha en el momento en que se bombea la sosa cáustica, para evitar que se solidifique el reactivo. La temperatura del plomo se mantiene entre 365 y 382 grados centígrados. Por debajo de ese intervalo existe el peligro de que se solidifique la sosa en la bomba de circulación y se usa esta temperatura, porque con una temperatura más alta resulta muy difícil producir sales completamente saturadas, las llamadas sales gastadas, con un contenido bajo de óxido de plomo.

La salida de la bomba está expuesta de modo que el plomo es regado en el baño de reactivo, quedando así expuesta una superficie mayor de plomo.

Durante el funcionamiento normal, se añade el nitro gradualmente y se agrega la cantidad de sosa cáustica necesaria para mantener la fluidez de las sales en la cámara de reacción. Una vez que las sales se han saturado de arsénico, antimonio y estaño, la adición del nitro hace que en el cilindro cambie gradualmente el color de las sales del gris obscuro a un blanco puro; en este momento las impurezas metálicas están en su fase de oxidación más alta y el contenido de plomo de las sales gastadas es muy pequeño. Cuando se alcanza este estado, se vacían las sales inclinando el cilindro o por un canal. Luego se añade más sosa cáustica y se continúa la operación. Si se han eliminado las impurezas del plomo antes de que una carga de reactivos en el cilindro se halla saturado, las sales absorben plomo y adquieren color rojo. Entonces se retiene en el cilindro mientras el baño es bombeado a la caldera de desplantación. Cuando se bombea una carga fresca y se empieza de nuevo la-

operación, las sales altamente oxidadas reaccionan inmediatamente con las sales a un límite bajo; a partir de este momento se repiten las operaciones antes mencionadas.

Proceso de planta húmeda.-Las sales completamente saturadas contienen 50% de sosa cáustica libre y 50% de arseniato de sodio, antimonio de sodio y estannato de sodio. Las operaciones pueden describirse brevemente como sigue: 1) Las sales gastadas se disuelven en agua o en solución diluida de sosa cáustica en el tanque granulador hasta que la solución tiene un peso específico de 1.37-1.5, punto en que se precipitan antimonio de sodio, $2NaSbO_3 \cdot 7H_2O$, y estannato de sodio, $Na_2SnO_3 \cdot 3H_2O$. - Se forman botones de plomo, que se separan por gravedad. 2) La solución se filtra a 100 grados centígrados. 3) El filtrado se enfría y se vuelve a filtrar para separar el arseniato sódico precipitado. 4) Se deshace la torta de antimonio de sodio y estannato de sodio; se añade agua hasta que la densidad de la lechada es 1.2. El estannato de sodio se disuelve. 5) Se filtra la lechada. 6) El estaño es precipitado del filtrado agregando cal; el precipitado de estannato cálcico se separa por filtración; la reacción es como sigue:



7) El arseniato de sodio (procedente de la operación 3) se disuelve en agua caliente y el arsénico se precipita con cal, formando arseniato de calcio, según la reacción siguiente:

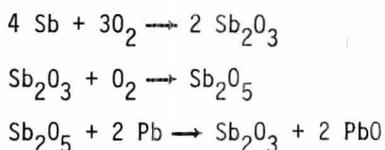


Todas las soluciones cáusticas concentradas y filtradas se envían a evaporadores, en los cuales se precipita la mayor parte del carbonato sódico. Este carbonato es reconverido en sosa cáustica por medio de cal. La solución densa que sale del evaporador se envía a las calderas de sosa cáustica, donde es evaporada hasta obtener sosa cáustica fundida que sirve para alimentar el cilindro de reacción. Todas las soluciones diluidas de sosa cáustica se usan para reponer el agua en los tanques granuladores con el fin de aumentar su contenido de sosa cáustica. La torta de antimoniato de sodio, después de separar el estannato de sodio, se deshace y se lava; se añade aproximadamente 8% de coque pulverizado fino al tanque de repulpación. El antimonio metálico se trata con sosa cáustica para eliminar vestigios de arsénico o estaño y se añade azufre para eliminar el contenido de plomo hasta el límite necesario. El metal refinado se vierte en moldes y se vende en el mercado con el nombre de antimonio estrellado.

El estannato de calcio se envía a las fundiciones de estaño para recuperar el estaño que contiene. El arseniato de calcio se refina para venderlo como insecticida si las condiciones del mercado lo justifican.

PROCEDIMIENTO CONTINUO DE ABLANDAMIENTO.- El procedimiento continuo de ablandamiento fué elaborado por la Broken Hill Associated Smelters Pty. Ltd., Port Pirie, Australia del Sur. Se adapta especialmente bien al ablandamiento del plomo que tiene un contenido de impureza bastante uniforme; sin embargo, el procedimiento no se limita a un intervalo dado de impurezas.

El procedimiento continuo, así como otros procedimientos de ablandamiento en horno, es un proceso oxidante que se basa en reacciones en los sistemas Pb-Sb-O, Pb-As-O, Pb-Sn-O y Pb-As-Sb-O (si está ausente el estaño). En el procedimiento continuo se suministra oxígeno en forma de aire. El arsénico y antimonio son oxidados y convertidos en trióxidos y pentóxidos, que forman escoria líquida en la superficie del baño. Cuando esas escorias se ponen en contacto con el baño de plomo, es oxidada cierta cantidad de plomo por los pentóxidos (pero no por los trióxidos). Las reacciones para el antimonio son las siguientes:



El ablandamiento continuo se hace en horno de reverbero con ca misa de agua y tiene una superficie de solera de 4.50 m., por 1.50 m. El plomo depurado fundido llega al horno a la temperatura de 400 grados cen tigrados. La profundidad media del baño de plomo es de 30 cm. La agitación del baño se produce por medio de inyectores de aire, situados en el arco del horno y que penetran en el baño de plomo.

Aunque se necesita calor exterior para elevar la temperatura del baño en el horno, el calor necesario para el funcionamiento del horno ablandador se produce en su mayor parte por la oxidación exotérmica del antimonio, el arsénico y una parte de plomo. Controlando la agitación del baño, el horno puede trabajar durante largo tiempo sin necesi--

dad de calor exterior. El plomo depurado entra en el horno por un extremo y por el extremo opuesto sale plomo a 760 grados centígrados por una ranura de rebosamiento que está protegida para impedir que la escoria salga del horno con el plomo ablandado. Una parte de la escoria es descargada más o menos continuamente en el extremo de alimentación del horno en un horno de reverbero adyacente caldeado con petróleo, en el cual se añade continuamente coque para reducir el contenido de plomo. La escoria parcialmente reducida o escoria de antimonio, rebosa por una ranura que hay en el extremo del horno y es llevada a la planta de aleación de antimonio y plomo, en la cual la escoria es completamente reducida y convertida en aleaciones según las especificaciones. Si las condiciones lo justifican, puede venderse directamente la escoria de antimonio.

ABLANDAMIENTO INTERMITIENTE.- Este es un procedimiento oxidante, basado en la misma teoría antes descrita. El oxígeno es suministrado en forma de aire y en un ciclo se ablanda un lote o una carga de plomo procedente del alto horno. El procedimiento se adapta bien al ablandamiento de plomos que tienen impurezas muy variables de un día a otro, según el trabajo. por ejemplo: una carga puede tener una dureza total (As + Sb + Sn) de 0.5% y la carga siguiente puede contener hasta 3% ó más. Se usan grandes hornos de reverbero caldeados con gas o petróleo, de una capacidad hasta 295 toneladas y la temperatura del baño de plomo durante el ablandamiento es aproximadamente 705 grados centígrados.

45

Cuando se ablanda una carga de dureza baja (0.3-0.5% de dureza total) el ciclo de ablandamiento puede explicarse como sigue: En la carga anterior, después que se ha eliminado la nata de ablandamiento final, se agita el baño del horno por medio de tubos de aire situados en la pared del horno y se ablanda el baño hasta que solo tiene 0.03% de antimonio. La escoria así formada, que tiene un contenido de oxígeno muy elevado, permanece en el horno mientras que el baño ablandado que está debajo de la escoria se vacía o bien se bombea a la caldera de desplateación, que sigue en la línea. La nueva carga, que ha sido ya fundida en la caldera de acero, es bombeada al horno de ablandamiento a razón de 18-22.5 toneladas por minuto, los tubos de aire de agitación están trabajando y el horno se calienta hasta la temperatura adecuada. Una parte del estaño, arsénico y antimonio que contiene la nueva carga es oxidado inmediatamente e intercambiado con el plomo en la escoria y flota sobre el baño. Se inyecta cisco fino de coque sobre la escoria que cubre el baño y se agita; así se reduce el contenido de plata y plomo, de modo que las escorias vaciadas del horno son escorias de alta calidad (esto es: escorias pobres en plata y plomo). Tan pronto como se ha sacado la escoria, se ponen en funcionamiento los tubos de aire y se ablanda el baño de nuevo hasta 0.03% de antimonio dejando las nuevas escorias ricas en oxígeno - formadas en el baño para usarlas como oxidante para la carga siguiente.

Cuando se ablanda una carga de dureza elevada (aproximadamente 3%), se bombea la nueva carga, se trata como se ha indicado antes y se se para una escoria rica en estaño, arsénico y antimonio. El tiempo neces

94

rio para eliminar la dureza que queda después que se separa la primera - escoria que en el caso atrás indicado sería alrededor de 2%, es bastante considerable. Por consiguiente, se introduce en el horno como agente - oxidante litargirio de copela (PbO); entonces se produce un intercambio-inmediato y el baño se ablanda más. Las escorias se tratan de nuevo con coque para reducir el contenido de plomo y plata y se sacan del horno. - Tratamientos adicionales con litargirio de copela reducen la dureza del-baño hasta 0.5% y en este punto se inyecta aire hasta llegar a 0.03% de-antimonio; las escorias se dejan en el horno como antes.

Como en el procedimiento continuo, todas las escorias se tras-ladan a la planta de antimonio, en la cual se aprovecha el antimonio de-las escorias y se vende en forma de plomo antimonioso, óxido de antimo--nio o antimonio metálico, según las condiciones del mercado. El estaño-es recuperado en una nata rica en estaño, que se funde y se vende en for-ma de aleación de estaño para cojinetes o en forma de otros subproductos de estaño. El contenido de arsénico suele tirarse como arseniato de so-dio.

PROCEDIMIENTO DE LA CALDERA.- Este procedimiento solo se usa-con los plomos que tienen una dureza pequeña de impurezas (aproximadamen-te 0.3%, o menos). El plomo depurado de alto horno se funde en la calde-ra de fusión, que puede servir también como caldera ablandadora. Se añá-den al baño con un mezclador mecánico. Se necesitan aproximadamente 8 - horas de agitación para eliminar las impurezas, que se separan desnatan-do el baño. Se producen las mismas reacciones que en proceso Harris, -

pero no es económico operar una planta de recuperación de la sosa cáustica. La nata de tal sosa, que suele ser rica en antimonio (aproximadamente 20% de dureza total), se usa de nuevo como plomo rico en arsénico obtenido como subproducto. El arsénico es eliminado con preferencia al antimonio y el contenido de antimonio de las natas es intercambiado con el plomo subproducto; por consiguiente, la sosa cáustica original se usa dos veces y esto contribuye a hacer económico el proceso.

DESPLATAACION.- A continuación se dan los diferentes métodos o procedimientos para efectuar esta operación.

PROCEDIMIENTO DE DESPLATAACION DE PARKES.- Este procedimiento de desplatación se basa en el hecho de que cuando se agita 1-2% de cinc en un baño de plomo fundido, el cinc forma aleaciones o compuestos intermetálicos con el oro, la plata y el cobre residual. Estos compuestos intermetálicos flotan sobre el plomo en forma de nata líquida, que se separa para llevarla a una prensa Howard. Subiendo y bajando alternativamente el embolo, movido por aire comprimido a la presión de 7 kg/cm^2 , el plomo arrastrado se escurre de la escoria y deja una masa dura y comprimida. Esta masa se rompe y se carga en retortas calentadas exteriormente. Donde el contenido de cinc es destilado, vaciado en barras y devuelto al proceso de desplatación. El metal residual de la retorta se traslada a hornos de copela, donde el plomo, juntamente con el cobre, el cinc, etc., es oxidado y eliminado en forma de litargirio. Este litargirio contiene 6-10% del valor doré, y se traslada al departamento de fu--

sión de una refinera para recuperar los metales. El doré restante se - vacía del horno de copela en formas adecuadas para la separación del oro de la plata.

El cinc se alea al oro con preferencia a la plata, varias refi- nerías, limitando la cantidad de cinc, separan primero el oro del baño - antes de desplatarlo. En general, la razón oro-plata en el plomo es tan baja, que los dos metales se separan juntos en una operación. Con ellos se separan también del plomo los metales asociados, platino, paladio, - etc.

En el momento presente están en boga dos adaptaciones de proce- dimiento Parkes de desplatación: la desplatación continua y la despata- ción intermitente.

DESPATACION CONTINUA.- El procedimiento continuo fué ideado en la refinera de Port Pirie y forma un eslabón integrado en su procedi- miento de refinación totalmente continuo.

La unidad continua es un tipo de caldera compuesta de cuatro - secciones de hierro fundido atornilladas juntas y provistas de juntas es- peciales de placas de acero soldadas, que no solo hacen herméticas al - plomo las conexiones, sino que les dan también cierto grado de flexibili- dad frente a los cambios de temperatura en las piezas fundidas. El plo- mo ablandado que rebosa del horno de ablandamiento entra por la parte su- perior de la caldera de despaltación a la temperatura de 650 grados cen- tígrados por una entrada sumergida, que impide que sea arrastrada a la - caldera la nata que flota en la superficie. La porfundidad total de la-

unidad de Port Pirie es 7 m. y el diámetro máximo 3 m.; contiene aproximadamente 320 toneladas de plomo. La caldera se coloca en una construcción de ladrillos dispuesta de modo que hay seis cámaras de caldeo independientes y cualquier parte de la caldera puede calentarse según se desee. En el centro de la caldera se coloca un sifón o un tubo de rebosamiento que llega hasta 45 cm. del fondo. Este tubo tiene una rama horizontal sujeta a un canal de la pieza fundida superior y el nivel del tubo de salida regula el nivel de trabajo en la caldera.

Se echa el plomo en la caldera y se cubre con una capa de cinc fundido de 90 cm. de altura. Estos metales forman un sistema conjugado de solución en la sección superior de la caldera; a medida que va entrando plomo fundido, su contacto al pasar a través de la capa de cinc y de la cara intermedia entre el plomo y la aleación provoca el enriquecimiento progresivo de la aleación de cinc en plata y también en oro y en cobre residual. Cuando la aleación de cinc ha alcanzado 137-206 Kg. de plata por tonelada, se vacía en barras de forma apropiada para cargarla en las retortas de recuperación de cinc. La capa de cinc se repone inmediatamente hasta la altura de 90 cm., con cinc en planchas y el proceso del enriquecimiento empieza de nuevo. Al descender el plomo en la caldera, baja la temperatura y se separan costras de cinc-plata de la solución, que asciende a la sección superior. El plomo alcanza su punto de solidificación en el fondo de la caldera y se deposita un eutéctica de plomo-cinc sólida, cuya cantidad es medida por el movimiento libre de una barra de hierro colocada en el tubo que hace de sifón. El plomo des

platado al ascender por el sifón es calentado en las zonas superiores y corre libremente hasta el horno continuo de separación del cinc.

DESPLATACION INTERMITENTE.- La desplatación por lotes se realiza en caldera de acero abierta que tiene una capacidad de 90-245 toneladas. El contenido de doré es variable y por el se calcula la cantidad de cinc. Para obtener una nata de plata-cinc enriquecida, se añaden a la caldera de plomo nuevo, limpio, ablandado, que se ha bombeado desde el horno ablandador, los bloques del día anterior y solamente los bloques que se separaron inmediatamente después de quitar la costra de plata-cinc. Siguiendo este sistema, el enriquecimiento se produce a medida que el contenido de cinc de los bloques, a 465 grados centígrados, se alea con el contenido elevado de plata de la carga nueva,. Solo se permite un mínimo de agitación con el fin de evitar que se impregne la escoria con plomo. La nata se separa por medio de un separador y se lleva a una prensa Howard, en la cual se ponen separadores de acero a intervalos, de modo que la nata pueda romperse fácilmente cuando se saca de la prensa. El objeto de la prensa es exprimir la mayor cantidad posible de plomo arrastrado. Cuando se desplatan cien onzas de doré en el plomo, la nata de plata-cinc descargada de la prensa contiene 122-137 kg. de doré por tonelada.

Después que se ha separado la nata de plata-cinc, se saca del baño una muestra caliente y se analiza para determinar el contenido de plata. Se añade la cantidad correcta de cinc en planchas y se agita dentro del baño. Gradualmente se baja la temperatura en la caldera desde -

la temperatura de prensado de 465 grados centígrados y la nata plata-cinc comienza a aparecer en la superficie del baño. Esta nata se seca, se pone en calderas y a medida que cada caldera se solidifica, se seca el bloque y se numera. A medida que baja la temperatura, se van produciendo bloques sucesivos y se numeran por orden. Los últimos bloques, sacados inmediatamente antes de la solidificación, tienen muy poca plata y se usan para hacer bajar la temperatura de la carga siguiente. En una caldera grande, - se sacan aproximadamente 15 bloques de 1800 kg., y sólo los cinco o seis primeros bloques se añaden a una carga nueva de plomo con el fin de obtener el máximo enriquecimiento posible. Se sacan varias muestras a medida que baja la temperatura del baño, con el fin de averiguar si se ha añadido o no el suficiente cinc para llegar a un contenido bajo de plata en el plomo final. Luego se hace subir enseguida la temperatura del baño hasta 370 grados centígrados y se bombea hasta la operación siguiente, que es la de descincación.]

TRATAMIENTO EN RETORTAS DE LA NATA PARKES PALTA-CINC.- El objeto de tratar en retortas la nata es recuperar el cinc que contiene para volverlo a usar en la desplatación. El cinc destila y deja "un metal de retortas", que se copela. El horno de Faber es de uso universal para esta operación. Es un horno oscilante bien equilibrado con una envoltura de hierro fundido que gira sobre muñones. Los hornos modernos están bien aislados, revestida la envoltura de hierro fundido por un material aislante; el revestimiento interior suele ser de ladrillos refractarios de 23 cm. o de ladrillos ricos en alúmina. La bóveda del horno está construida

de modo que sigue de cerca el contorno del crisol de retorta. En casi todas las refinerías se usa un crisol del número 11, que se hace con arcilla seleccionada y grafito de escamas grandes de Madagascar. Los crisoles se colocan en la retorta sobre soportes de ladrillos, con una inclinación de 30 grados, y en esta posición tienen una capacidad de 590--635 kg. de nata Parkes de plata-cinc. Los condensadores pueden ser de hierro fundido y están apoyados en un soporte. La construcción moderna exige que el soporte de condensador esté sujeto al muñón del horno. El soporte gira en un cierto arco de círculo y cuando está funcionando se sujeta al horno por un gancho.

Los hornos se caldean con gas o petróleo y trabajan en ciclos; la temperatura de trabajo es aproximadamente a 1260-1320 grados centígrados y la destilación del cinc contenido en una carga de 635 kg. exige de seis a ocho horas. El cinc destilado se condensa en forma de metal en el condensador y de cuando en cuando se vacía en forma de barros o bloques y se devuelve a la operación de desplatación. Después de la destilación de una carga de 635 kg., el metal que queda en la retorta contiene 1.5-2% de cinc y 171-480 kg. de doré por tonelada según el tratamiento previo de la nata plata-cinc antes de llevarla a la retorta. El contenido de arsénico promedio es 0.4%; el de antimonio 1.0%; el de cobre 1.5-4%; el de telurio 0.2%; el de bismuto 0.25% y el resto es de plomo.

Después de esto se hace copelación, la cual tiene por objeto separar el doré del plomo y eliminar las impurezas antes indicadas. El-

tamaño de las copelas varía según la producción de doré de la refinera; se pueden producir 3000-12000 kg. por carga, según las dimensiones de la copela. Las copelas más grandes tienen una anchura exterior de 2.40 m. y una longitud exterior de 3.10 m., con una profundidad del baño de 35.5 cm. Los hornos tienen revestimiento de ladrillos; se emplean ladrillos de magnesita en las paredes laterales hasta la línea del metal; el resto de la construcción es de ladrillo refractarios o de ladrillos ricos en alúmina.

Los hornos de copela se caldean con petróleo o gas; los quemadores están colocados en la parte trasera del horno, enfrente de la puerta de carga. Las copelas de nuevo tipo tienen una disposición nueva de los conductos de humo, que están contruidos de lámina gruesa de acero y en secciones ajustables. La chimenea descansa encima de la puerta de carga de la copela; con los gases calientes de la copela se arrastra aire exterior suficiente para la refrigeración necesaria, lo cual permite el uso de conductos de acero ajustables en lugar de los engorrosos conductos de ladrillos antes empleados. Las camisas de circulación de agua, que mantienen la parte delantera del horno en posición, están colocadas en la copela debajo de la puerta de carga. Los hornos están equipados con toberas que penetran en el horno por orificios practicados a cada lado de los quemadores. Por las toberas se admite aire comprimido frío a una presión de 70-88 g/cm.² para ondular la superficie del baño y acelerar la oxidación.

En el funcionamiento de una copela, se carga primero el horno con metal caliente de retorta o de barras frías, según la costumbre seguida en la refinería. Se eleva la temperatura del baño hasta 1150 grados centígrados, se abren las toberas y se remueve el baño minuciosamente con una herramienta apropiada. El cinc se oxida y forma una corteza gruesa sobre el horno. Por agitación continuada se incorpora la escoria de cinc al litargirio formado por oxidación y se obtiene una escoria líquida que sale por la parte delantera del horno y cae en la cuchara. Se añade metal de retorta y se retira escoria a intervalos frecuentes, pero el metal doré sólo se extrae cuando se ha acumulado en cantidad suficiente y esto quizá no tenga que hacerse con una frecuencia mayor de una vez cada tres días.

Durante ese tiempo se ha producido la oxidación continua del baño y el plomo ha sido eliminado en forma de litargirio. Mientras el horno ha estado funcionando, se han eliminado del baño del cinc, el arsénico y el antimonio. La fase final de la refinación consiste en eliminar el plomo, el cobre, el bismuto y el telurio. Entonces, el litargirio separado se llama "litargirio cúbrio", porque contiene hasta 10% de cobre. El litargirio limpio producido en las fases iniciales de la copelación se llama "litargirio bueno". El bismuto se concentra en el doré hasta las últimas fases de la copelación; entonces se oxida y es eliminado como litargirio. Después de eliminar el último litargirio, a menudo es necesario añadir más barras de plomo refinado para obtener litargirio con el cual eliminar los últimos vestigios de bismuto. El telurio tiende

a permanecer en el baño y es eliminado por tratamientos sucesivos con -- nitro después que ha desaparecido todo el litargirio. El doré completamente refinado contiene 996 partes de metales nobles y aproximadamente - cuatro partes de cobre; se vacía en forma de ánodos para la planta electrolítica o en planchas para la separación con ácido sulfúrico. Cuando el doré se transporta hasta las plantas de separación lejanas, se moldea en barras, empleando moldes semejantes a los usados para moldear barras de plata refinada.

El litargirio bueno se usa como auxiliante en el ablandamiento intermitente y los otros productos, como el exceso de litargirio bueno, - el litargirio cúprico y las natas de nitro, se trasladan al departamento de fusión para recuperar el contenido metálico.

DESCINCACION.- A continuación se dan unos procesos los cuales forman el paso siguiente a la desplatación. El plomo obtenido después - de la desplatación contiene 0.5% de cinc, que se separa empelando alguno de los cinco procedimientos siguientes: descincación en horno, descinca- - ción Harris, descincación con cloro, descincación al vacío y descinca- - ción continua. La descincación en horno se empleó durante muchos años - antes de descubrirse los otros cuatro procedimientos y actualmente casi- ha desaparecido.

DESCINCACION EN HORNOS.- En este procedimiento, el plomo despla- tado se oxida por agitación con aire comprimido o vapor en un horno de - reverbero a 1400-1500 grados centígrados. *No sólo se perdía cinc, sino-*

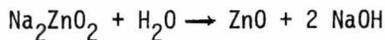
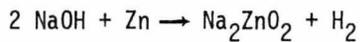
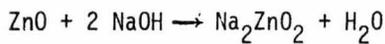
que se producía una cantidad excesiva de escoria al oxidarse el plomo juntamente con el cinc. El plomo oxidado era devuelto al alto horno; pero - como era plomo que ya había sido sometido al proceso de fusión y refinación, esta devolución representaba una pérdida económica.

DESCINCACION HARRIS.- El procedimiento Harris de descincación - se realiza en el mismo aparato usado para el abandamiento Harris; esto es una caldera con un cilindro de reactivos dentro de ella. El reactivo es- sosa cáustica; no se usa nitro.

Suponiendo que se ha completado un ciclo, se saca la carga con- una bomba y se introduce en la caldera una nueva carga de plomo desplata- do. En el cilindro de reacción hay una pequeña cantidad de sosa cáustica saturada con óxido de plomo que queda después de descincar la carga ante- rior. Se pone en marcha la bomba de la caldera de descincación, bombean- do plomo a través del cilindro de reacción y el óxido de plomo de las sa- les gastadas es reducido rápidamente a plomo metálico con oxidación equi- valente del cinc. Cuando la circulación ha durado aproximadamente 30 mi- nutos, se introduce en el cilindro sosa cáustica recién recuperada para - mantener la fluidez de las sales gastadas y el cilindro se vacía en el -- tanque granulador. Se bombea otra vez en el cilindro sosa cáustica fres- ca y de nuevo se pone en marcha la bomba de la caldera. Esta adición fi- nal de sosa cáustica se saturará de cinc y óxido de plomo y se guarda pa- ra las cargas siguientes. Cuando ha terminado la descincación, el conteni- do final de cinc en el baño será inferior a 0.001% y el contenido de anti- monio habrá bajado hasta 0.0003%.

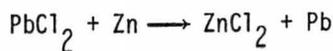
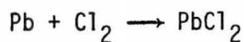
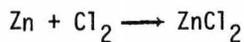
El tratamiento en planta húmeda de las sales gastadas funciona de manera muy semejante al ablandamiento Harris, pero es más sencillo. - Después de granular las sales agotadas y de disolverlas en agua, se precipita todo el antimonio (que es sólo una cantidad residual) en forma de antimoniato de sodio y el cincato de sodio se precipita por hidrólisis - en forma de óxido de cinc.

Las reacciones que ocurren en la descincación Harris son las siguientes:



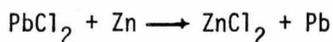
Existe siempre una cantidad considerable de cincato de sodio - en las soluciones cáusticas que circulan continuamente por el circuito.- La recuperación de la sosa cáustica y la precipitación del carbonato de - sodio se hacen exactamente como en el ablandamiento Harris.

DESCINCACION CON CLORO.- En cinc residual es eliminado del ba ño agregando cloro gaseoso. Se producen entonces las siguientes reac- ciones:



El metal fundido es bombeado a través de un cilindro vertical inundado con cloro gaseoso. Los cloruros líquidos formados son arrastrados del cilindro con el plomo fundido y caen en la caldera de plomo, se separan en forma de una escoria de color oscuro que flota y se desnata. Una carga de 225 toneladas exige unas 10 horas para terminar la descincación y cuando el cinc ha sido agotado hasta 0.01%, empieza a aparecer cloruro de plomo, de color blanco y esto indica que el ciclo ha terminado. La temperatura al comienzo de la descincación es 350 grados centígrados y puesto que la reacción es exotérmica, durante la operación no se necesita ningún calor exterior.

La nata de cloruro de cinc contiene algo de cloruro de plomo y se refina haciéndolo circular por un baño de plomo que contiene cinc. En virtud de la sustitución del plomo por cinc, se produce cloruro de cinc muy puro:



El cloruro de cinc se vende en forma de sal fundida o se convierte en solución de cloruro de cinc de 70 grados Baume.

DESCINCACION AL VACIO.- Una ventaja de este procedimiento es que puede recuperarse más del 90% del contenido de cinc del plomo desplazado en forma de cinc metálico. El equipo consta de una caldera de acero y una cámara de descincación de acero en forma de campana y suspendida

dentro de la caldera. Con una bomba kinney se produce un vacío de 0.05 mm, de Hg dentro de la cámara de descincación.. Esto hace que el nivel del plomo fuera de la cámara baje hasta 90 cm. por debajo del nivel dentro de la cámara. Esta está equipada con una batea enfriada con agua que se extiende sobre la cara superior de la cámara. La agitación se obtiene por medio de un eje movido por un motor y una hélice que gira dentro de un cilindro de acero. El cilindro entra en el baño de plomo durante la operación e impide que entre el aire en la cámara de vacío.

La cámara de descincación se pone en el baño de plomo depurado a unos 430 grados centígrados. Se hace circular agua. Mientras la temperatura está subiendo hasta 590 grados centígrados, la tubería de vacío que parte de la bomba Kinney está firmemente sujeta al tubo de vacío que comunica con la cámara de descincación. Una vez que se ha alcanzado la temperatura de 590 grados centígrados, la bomba de vacío se pone en marcha y cuando la presión ha bajado hasta 0.5 mm. de Hg., se pone en marcha el agitador. Entonces se hace subir la temperatura hasta 595 grados centígrados y se mantiene así durante toda la operación; la presión desciende a 0.05 mm. de Hg. Tras un período de 5-8 horas, que depende del tamaño de la unidad, se invierten los pasos de la operación; se saca del baño la cámara de descincación y se pone sobre soportes para que se enfríe. El cinc metálico se condensa durante la operación en una masa cristalina coherente y se adhiere a la cara inferior de la parte superior de la cámara enfriada con agua. Se saca una carga si y otra no, haciendo vibrar la cabecera de acero de la cámara con martillos neumáticos; el cinc cae en reci

pientes apropiados y se usa de nuevo en el proceso de desplatación.

DESCINCACION CONTINUA.- La descincación continua se realiza en un horno casi idéntico al ablandador continuo y el procedimiento seguido casi es el mismo. El plomo desplatado entra continuamente en el horno y es sometido a la agitación con aire comprimido para estimular la rápida oxidación del cinc. Para obtener un producto fluido, se añade escoria antimoniosa que contiene 20-25% de antimonio al horno de descincación continuamente en forma granulada. La escoria de óxido que contiene el cinc y el antimonio se vacían por un conducto próximo a la salida del plomo y corre hasta los moldes. Después se devuelve la escoria al alto horno para recuperar el plomo y el antimonio, y el cinc que entra en la escoria del alto horno y se desecha.

DESBISMUTIZACION.- El procedimiento industrial para separar el bismuto del plomo es el de Betterton-Kroll, por adición de calcio y magnesio. En el procedimiento de horno y caldera o en el que sólo utiliza la caldera, las refineries que tratan el plomo que contiene 0.05-1% de bismuto o más, ejecutan la desbismutización. Como se ha dicho antes, los minerales de Missouri son muy pobres en bismuto. Los minerales fundidos en otras partes del mundo que tienen un contenido mayor de bismuto necesitan ser desbismutizados. El procedimiento de los metales alcalinotérreos se basa en que el calcio y el magnesio forman los copuestos de punto de fusión alto Ca_3Bi_2 y Mg_3Bi_2 , que se eliminan del baño de plomo como escoria.

El calcio se añade en forma de aleación de plomo con 3% de cal--

cio, producida agitando la cantidad adecuada de carburo de calcio en un baño de plomo a 790 grados centígrados cubierto por una capa de cloruro cálcico fundido. El magnesio se añade en forma de lingote de magnesio puro. La cantidad de calcio añadida (como Ca) es igual a la cantidad de magnesio y varía entre 650 gr. por tonelada para 0.1% de bismuto en el plomo y 1700 gr. por tonelada para 1.0% de bismuto. El procedimiento de trabajo es muy semejante a la desplatación Parkes en caldera abierta con capacidad para 225 toneladas.

En el procedimiento de refinación del plomo en caldera, el baño de plomo contiene después de la descincación cantidades pequeñas de cinc y de antimonio. Antes de bombear la carga a la caldera de desbismutización, se añaden sosa cáustica y nitro en las cantidades adecuadas y se mezclan con el plomo por medio de un mezclador mecánico. Esta operación elimina el cinc y el antimonio hasta 0.0002% y elimina los vestigios de arsénico y estaño que podrían quedar después de la operación de ablandamientos. Después de quitar la nata, se bombea la carga a la caldera de desbismutización y todas las escorias de óxidos se separan minuciosamente para impedir la oxidación del calcio y el magnesio. Los bloques producidos en la carga anterior, que contiene residuos de calcio y magnesio, se añaden al baño a una temperatura de 421 grados centígrados y se funden y se agitan por corto tiempo con el mezclador para aumentar el contenido de bismuto de la nata. Esta se separa para hacer bloques para la recuperación del bismuto.

Después de separar la nata enriquecida en bismuto, se añade la-

cantidad necesaria de calcio y magnesio. Los lingotes de magnesio se cargan en un cesto perforado y se sumergen en el plomo y se alean con el ba-
ño de plomo lanzando un chorro de plomo con una bomba. La aleación de --
calcio se agrega al baño en forma de bloque cuando está sumergido el mag-
nesio. Esos bloques flotan en el baño. Después de fundido el magnesio -
y haberse disuelto los bloques de plomo-calcio, se saca el cesto perfora-
do. Luego se pone sobre la caldera un mezclador mecánico y se mezcla la-
carga durante 30 minutos. Se quita el mezclador. La nata formada a unos
371 grados centígrados se separa para hacer con ella bloques, que se usan
con la carga siguiente. Como en la desplatación, el enfriamiento gradual
produce nuevos bloques y se aparta toda la escoria formada al enfriar has
ta la temperatura de solidificación. Durante el enfriamiento, se rascan-
minuciosamente las paredes de la caldera para quitar la nata adherida.

Al terminar la eliminación del bismuto, el baño contiene aproxi-
madamente 0.05% de calcio e igual cantidad de magnesio. Después de calen-
tar el baño a unos 37 grados centígrados el calcio y el magnesio residua-
les se eliminan completamente por cloración; el principal reactivo usado-
en el cloruro de plomo formado al tratar la escoria de bismuto. Si no se
dispone de cloruro de plomo, se usa cloro gaseoso o sosa cáustica y nitro
agitados en el baño para eliminar todo el calcio y el magnesio residuales.

Si se requiere plomo final que contenga 0.005% de bismuto, se -
añade una pequeña cantidad de calcio y magnesio por encima de la cantidad
usual y el bismuto se elimina hasta no quedar más que 0.012%. En lugar -

de eliminar los reactivos residuales (que a la temperatura de solidificación son aproximadamente 0.08%) por cloración, se añade antimonio metálico (1 Kg. por tonelada de plomo tratado) y se agita el baño. Se forma así una nata líquida que contiene, además del plomo, proporciones fijas de bismuto, calcio, magnesio y antimonio, lo que sugiere la formación de compuestos de finidos. De esta manera, el antimonio permite la eliminación de bismuto hasta límites bajos. Después de elevar la temperatura y separar la nata, el calcio y el magnesio residuales se eliminan por cloración y el antimonio se elimina agitando sosa cáustica y nitro en el baño.

RECUPERACION DE BISMUTO.- La nata enriquecida en bismuto que se separa de la caldera de desbismutización se funde en una caldera pequeña de 22 toneladas, y por licuación u otros procedimientos el bismuto se concentra hasta 25-30% en una escoria. El plomo licuado, que tiene aproximadamente el mismo contenido de bismuto que el plomo original tratado, se de vuelve al proceso de desbismutización. La nata rica en bismuto se trata con cloruro de plomo o con cloro, que eliminan el calcio y el magnesio. Después se desplata el metal, siguiendo casi exactamente el mismo procedimiento que cuando se desplata el plomo. La desplatación separa los metales preciosos y reduce el cobre hasta límites muy bajos. Después de la desplatación, la aleación de bismuto y plomo se somete a una cloración hasta que se ha eliminado todo el plomo en forma de cloruro de plomo, que se devuelve al proceso de desbismutización.

REFINACION FINAL Y MOLDEO.- La refinación final del plomo después de la desbismutización puede realizarse en la misma caldera en que-

se moldea el plomo o en la caldera adyacente. Se agitan en el baño sosa cáustica y nitro hasta que el contenido de antimonio, hierro y cinc se ha reducido a valores bajos en la cuarta cifra decimal y el arsénico, el estaño, etc., no pueden descubrirse. Después de separar la nata final, y cuando la superficie del plomo está limpia, la caldera se halla lista para vaciar el plomo refinado y hacer lingotes en máquinas de moldear -- del tipo de línea recta o del tipo circular.

VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1.- En los últimos años México ha producido un promedio anual de 200,000 toneladas de plomo, esto hace que nuestro país ocupe el quinto lugar mundial como productor de este metal, por lo tanto se considera en lo que al plomo se refiere que México cuenta con una Industria Minero-Metalúrgica competente a nivel mundial.

2.- México es autosuficiente para satisfacer ampliamente sus necesidades de consumo, las cuales se estima que absorben un 50% de la producción nacional y el otro 50% está destinado a la exportación de este metal principalmente hacia los Estados Unidos.

3.- Las importaciones de plomo que hace México son muy pequeñas, por esta razón se consideran insignificantes o nulas.

4.- El consumo de plomo en México presentó una etapa de crecimiento hasta alcanzar su máximo nivel en el año de 1969 con 99,200 toneladas consumidas. A partir de ese año el consumo de plomo ha presentado un descenso año tras año hasta llegar a 90,000 toneladas consumidas en 1973.

5.- El nivel anual de la producción nacional de plomo, depende principalmente de los volúmenes de plomo exportados; esto quiere decir - que la producción nacional aumenta o disminuye con relación al volumen de plomo mexicano que es demandado por otros países.

6.- El avance de la tecnología hace que se encuentren o descubran materiales que pueden substituir y hasta desplazar al plomo en algunos de sus usos, esto puede afectar en el futuro la demanda mundial de -- plomo.

7.- Salvo la porción sureste del país, en todas las demás entidades federativas se han localizado minerales de plomo, por lo tanto es - necesario estimar bien estos yacimientos para conocer las reservas tota-- les de plomo y así cuidar y administrar nuestros recursos naturales. Otra razón para hacer lo antes mencionado es que los yacimientos que se explo-- tan actualmente han sido explotados durante muchos años y cuentan con re-- servas para catorce años más a los niveles de explotación actuales.

8.- El método de "Proyección de la Demanda" que mejor se ajustó a los datos fue el del "Modelo Logarítmico". Mediante este método se obtuvieron las demandas de plomo esperadas para años futuros, los resulta-- dos obtenidos son los siguientes: Para 1974 se esperan aproximadamente - 105,000 toneladas. Para 1975, 110,000 toneladas. Para 1976, 115,000 to-- neladas. Para 1977, 120,000 toneladas y para 1978, 126,000 toneladas.

9.- La importancia de la minería del plomo estriba en que no - solo se obtiene este metal, sino además por las características mineraló--

gicas de los yacimientos se obtienen minerales asociados, como son los valores de oro, plata, cinc, cobre, bismuto, arsénico y otros subproductos menores que constituyen la gama de los metales no ferrosos que se obtienen en el país y que son de gran importancia dentro de la economía minera. El estancamiento en la producción de plomo, significa una repercusión del estancamiento en la producción de sus minerales asociados.

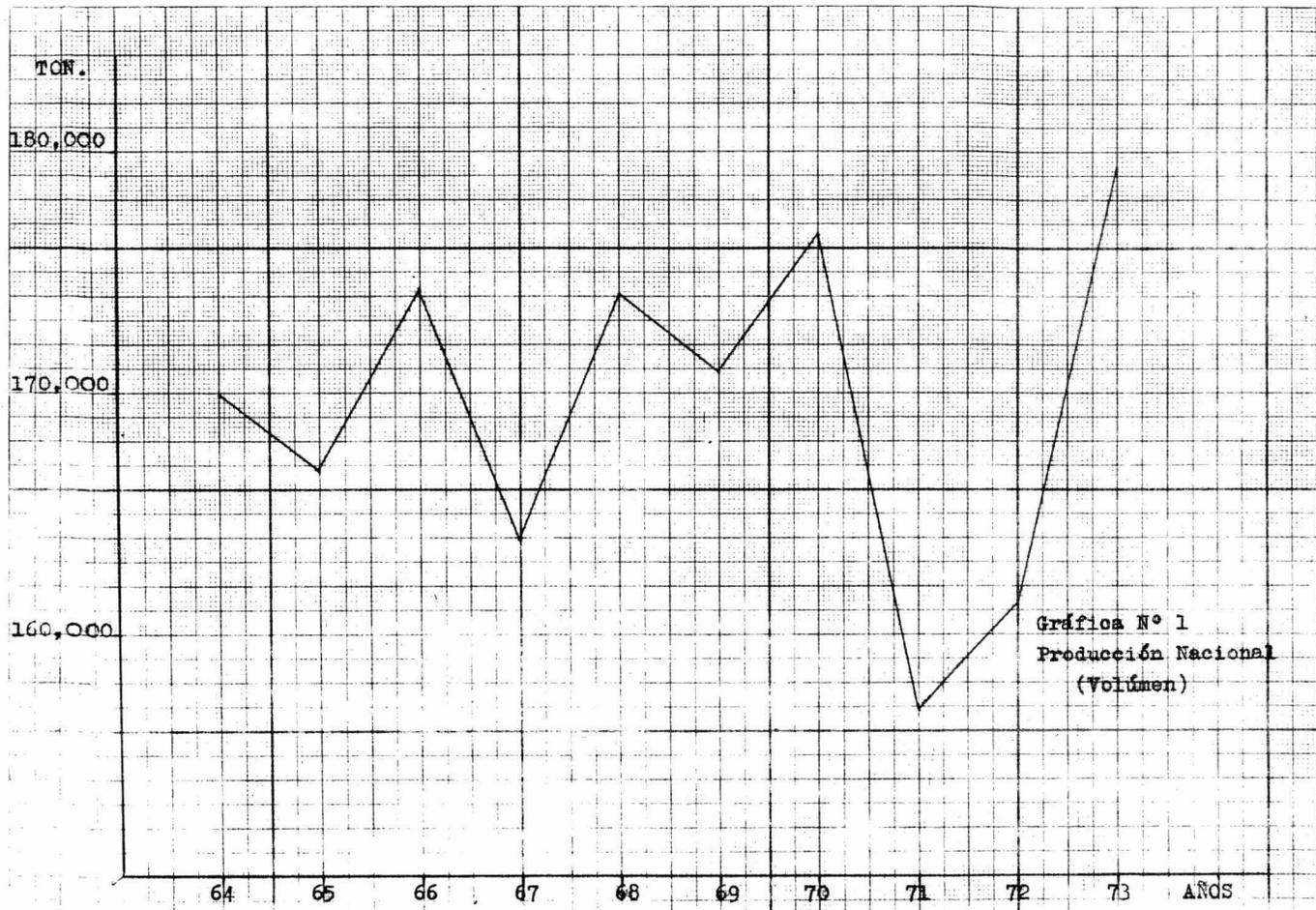
10.- En México hay dos refineries de plomo las cuales absorben el 100% de la producción nacional de concentrados. Una de estas refineries es de la Industrial Minera México, la cual usa el proceso Harris y la otra refinera es de la Metalúrgica Mexicana Peñoles y opera con el proceso electrolítico para obtención del plomo.

11.- El proceso que tiene las mejores características para la obtención del plomo metálico, es la fusión de los minerales concentrados en alto horno, ya sea alto horno para plomo o alto horno para minerales de plomo-cinc, seguida de la refinación electrolítica.

12.- Las industrias consumidoras de plomo se concentran en las zonas industriales del Distrito Federal y del Estado de México.

13.- Se recomienda crear más industrias que manufacturen productos terminados de plomo, para que éste no se exporte solamente en forma de lingotes y así crear nuevas fuentes de trabajo y obtener mayores ingresos.

A P E N D I C E



Gráfica N° 1
Producción Nacional
(Volumen)

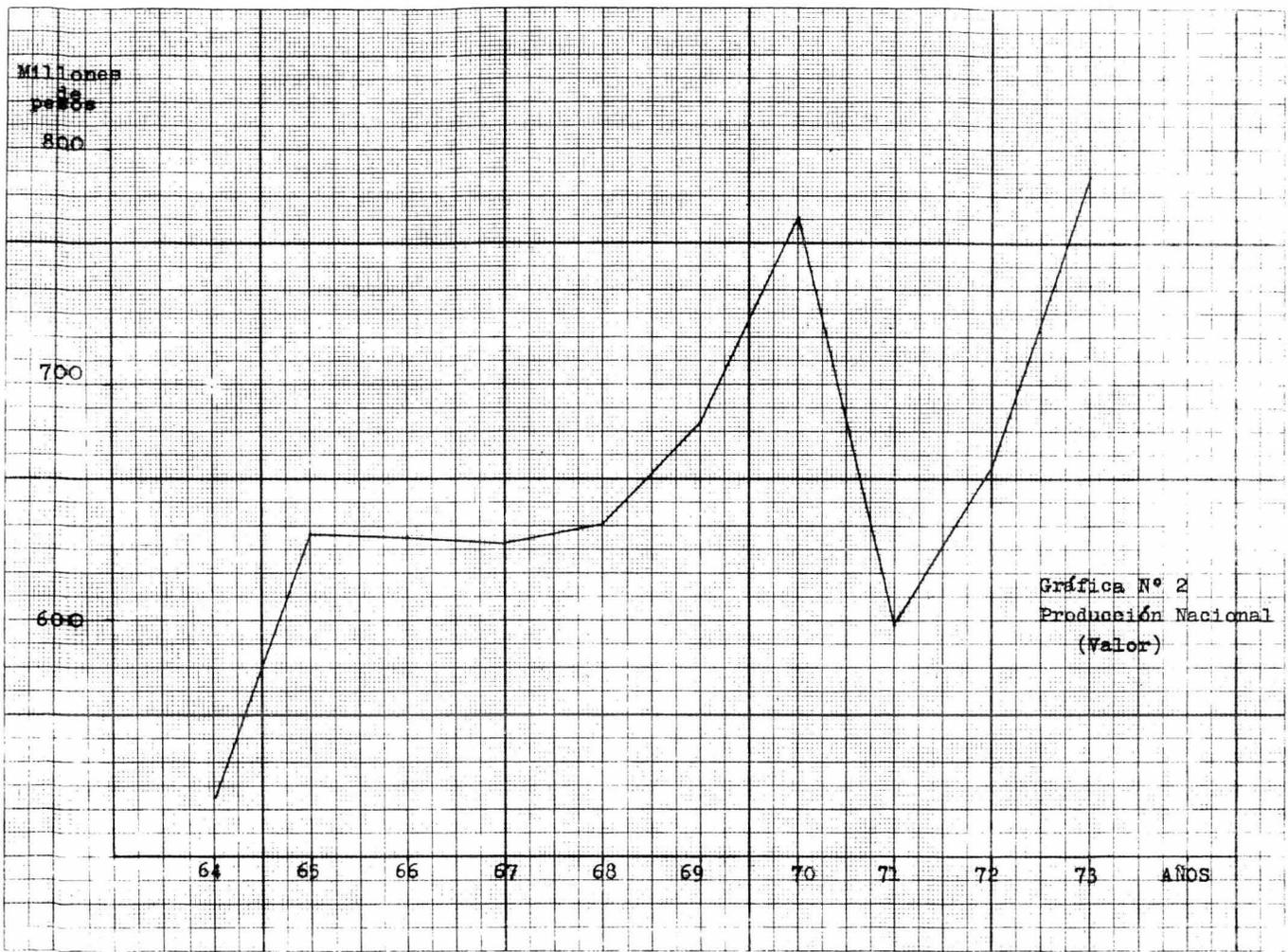
Millones
de
pesos
800

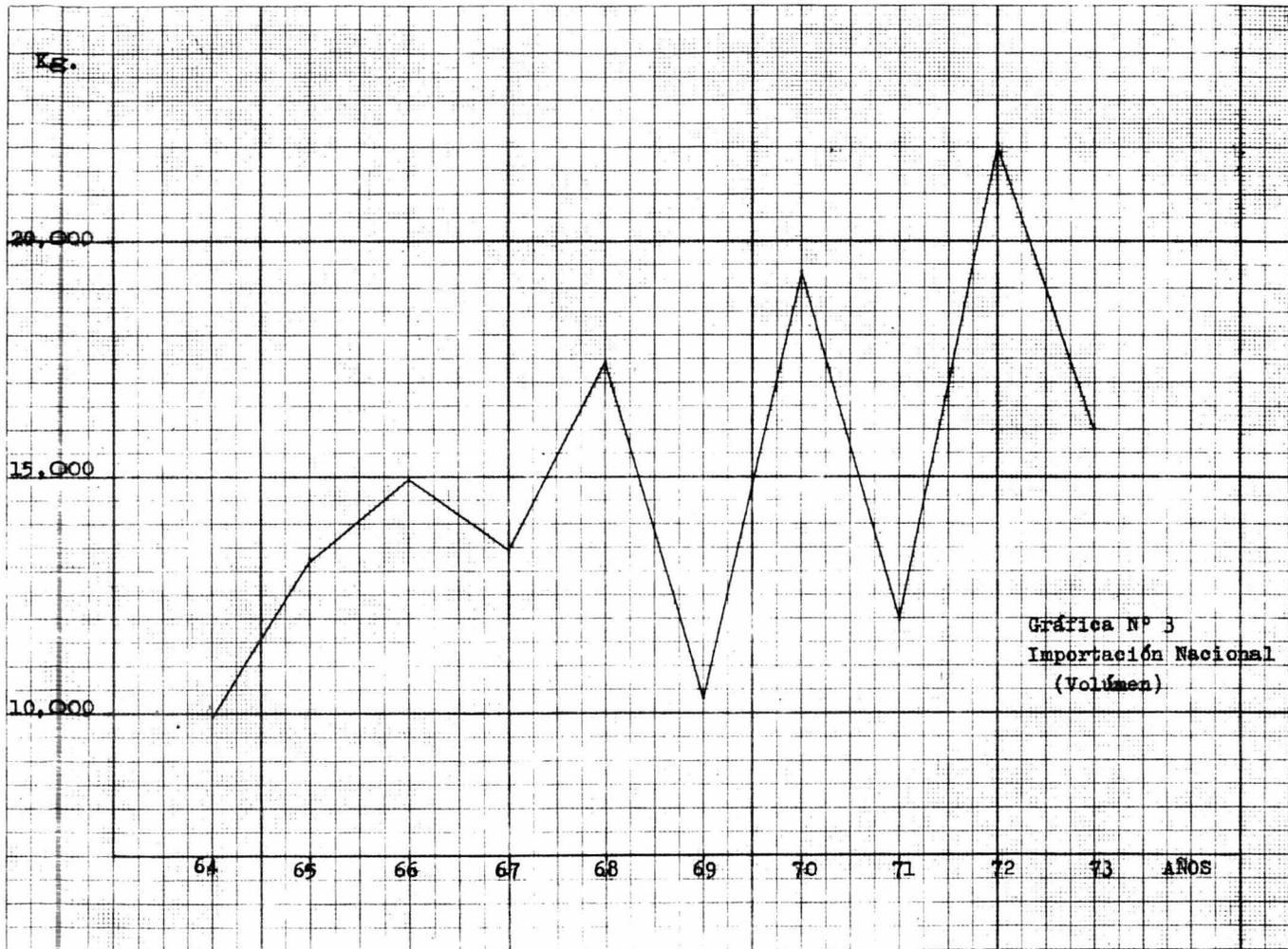
700

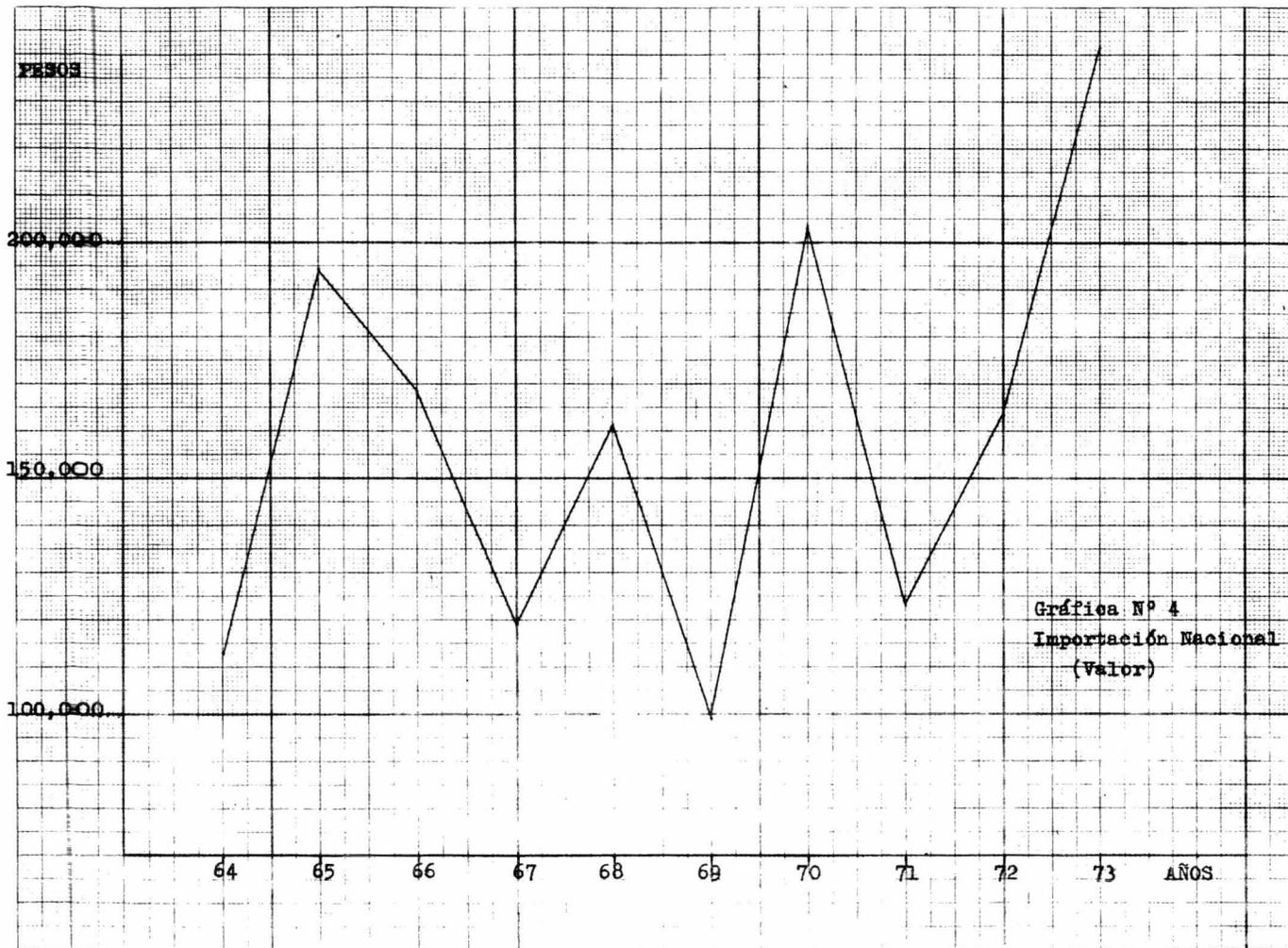
600

64 65 66 67 68 69 70 71 72 73 AÑOS

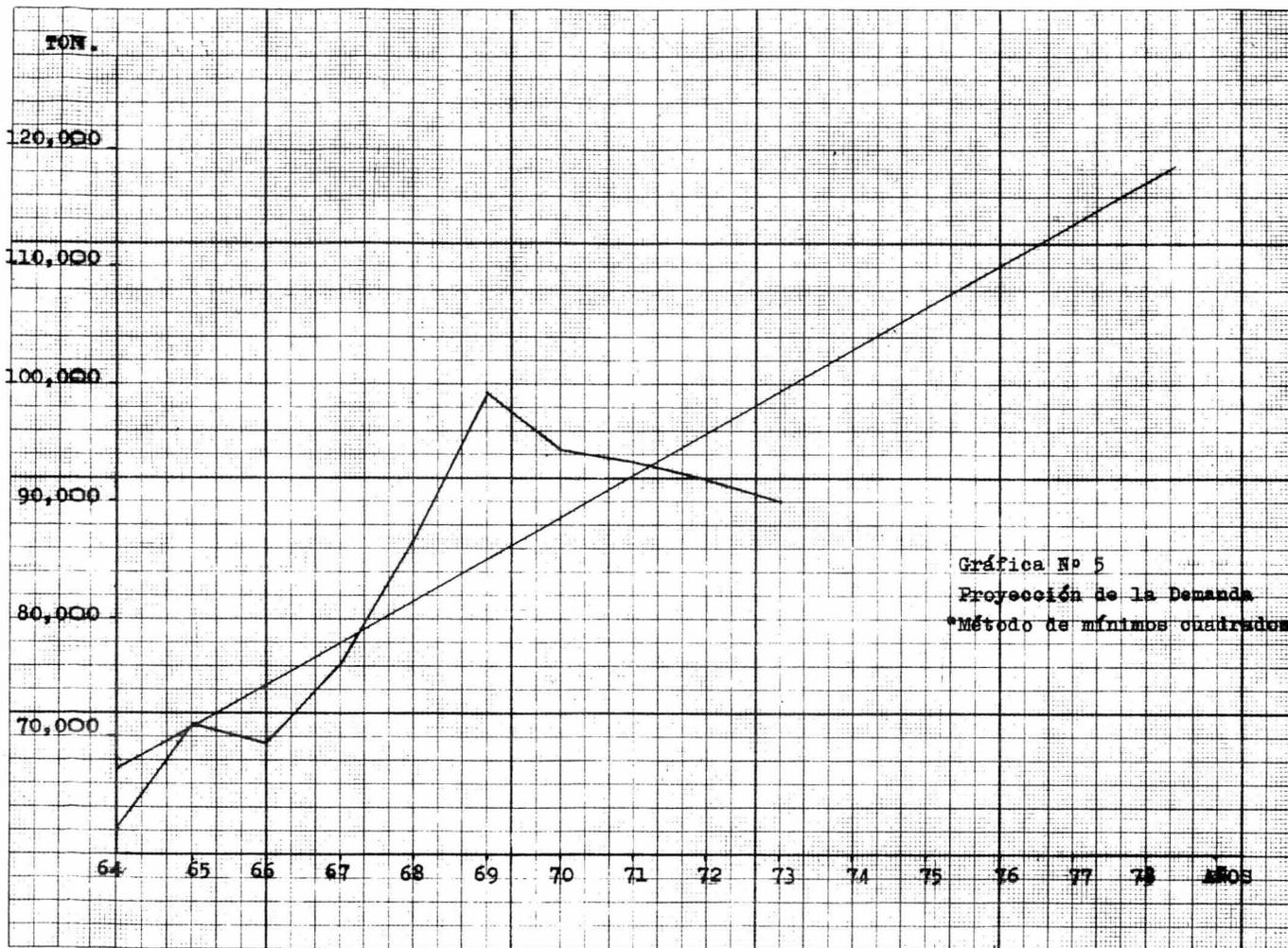
Gráfica N° 2
Producción Nacional
(Valor)

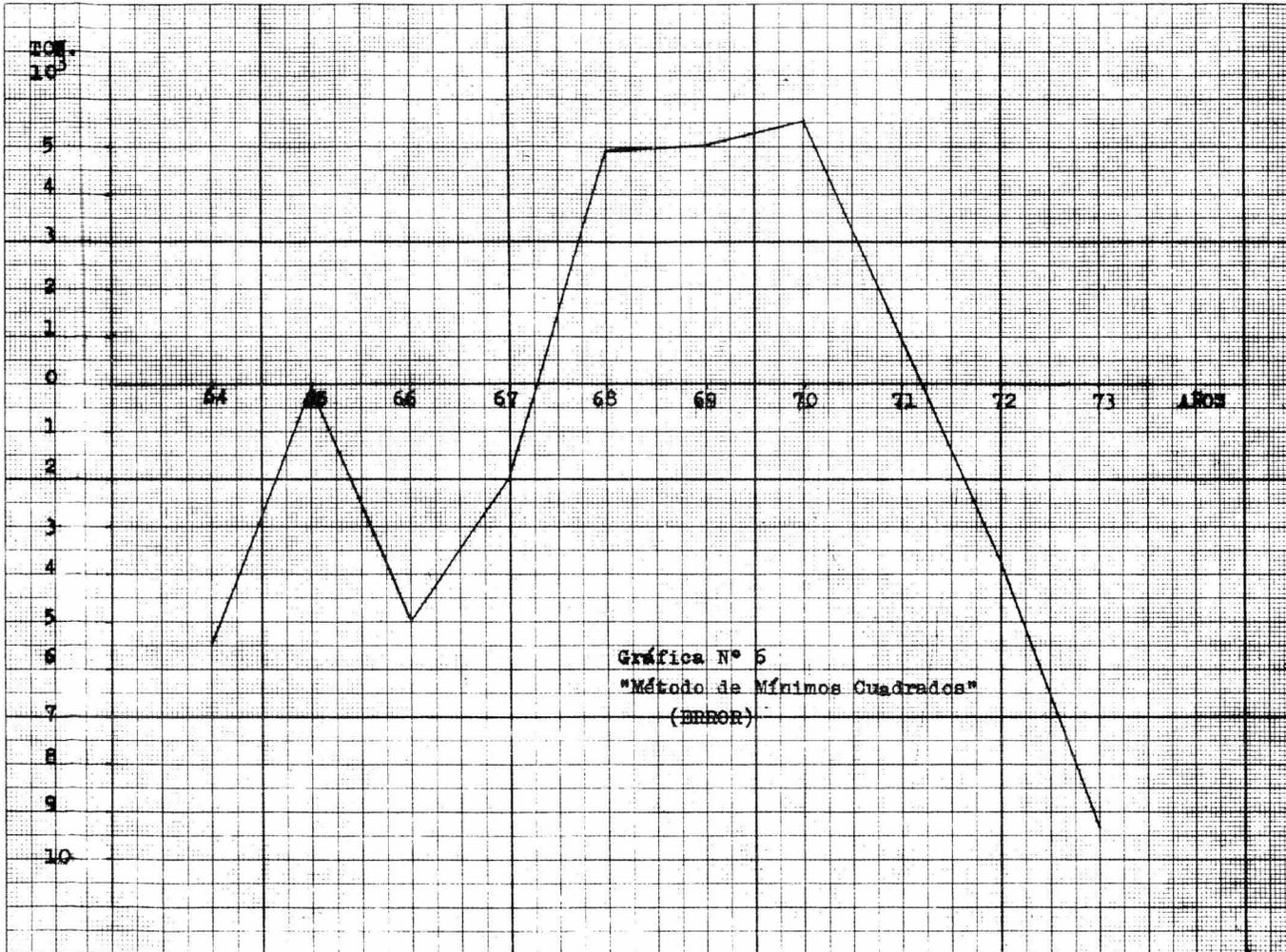




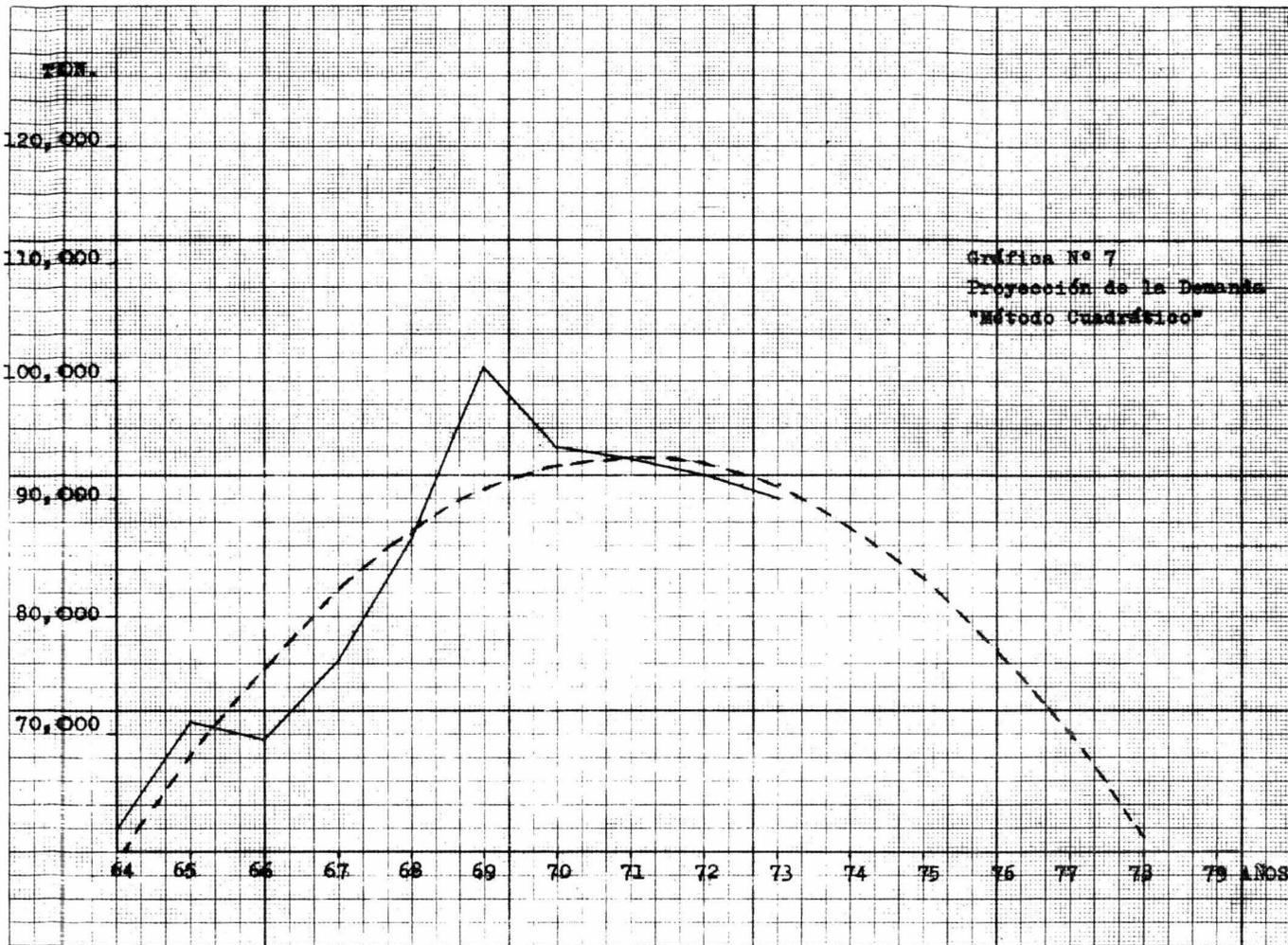


Gráfica Nº 4
Importación Nacional
(Valor)





Gráfica N° 5
 "Método de Mínimos Cuadrados"
 (ERROR)



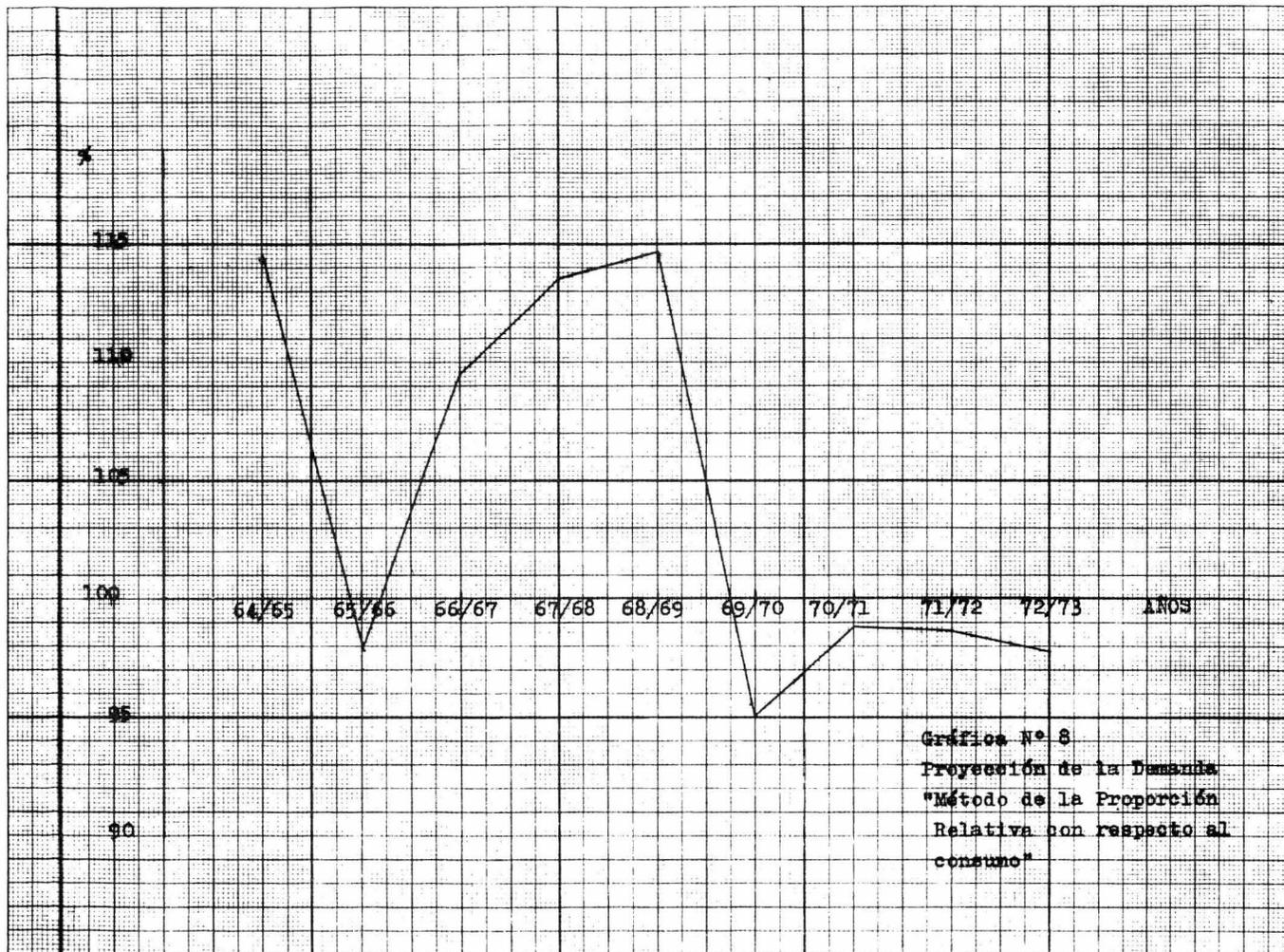
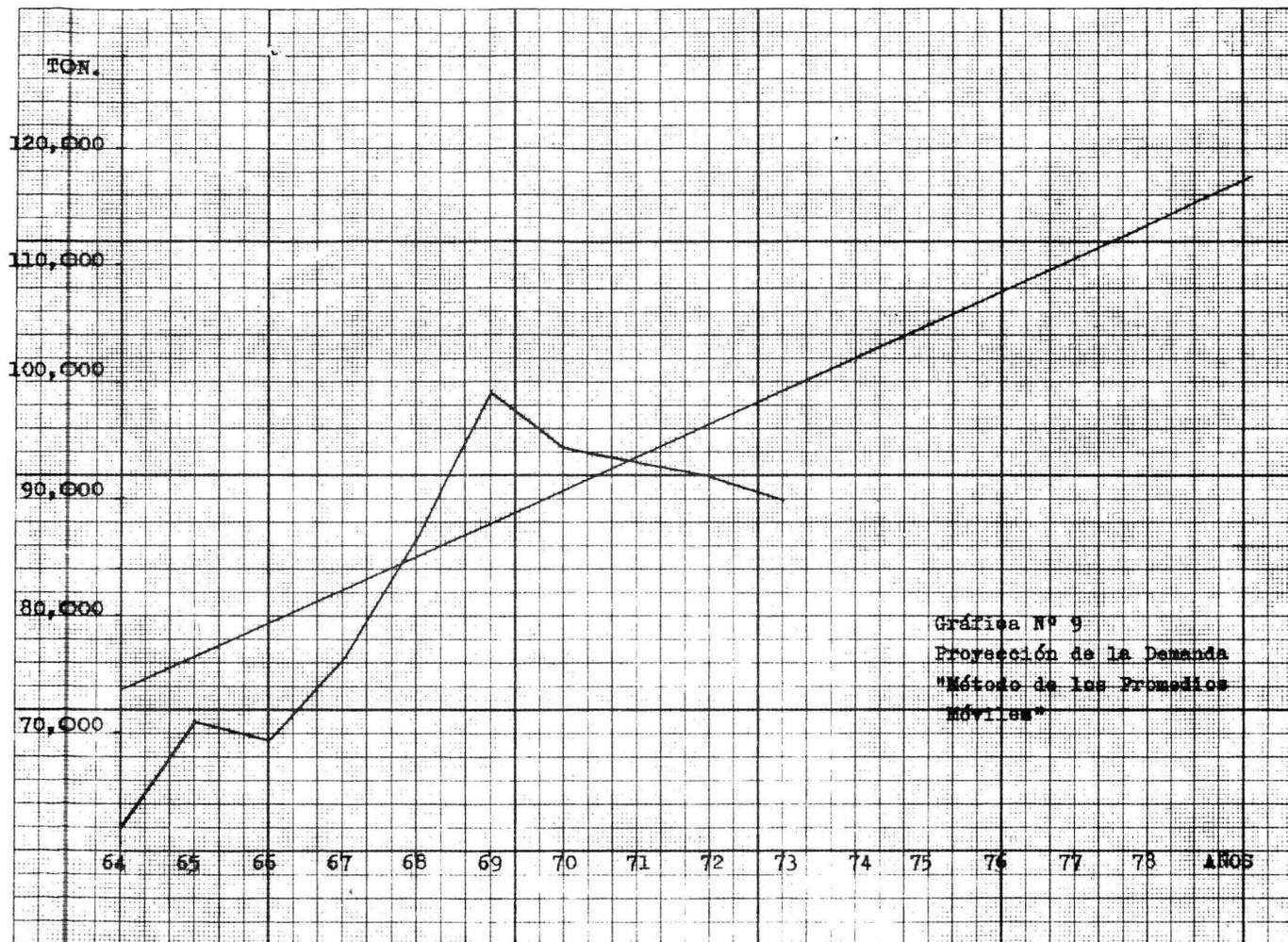
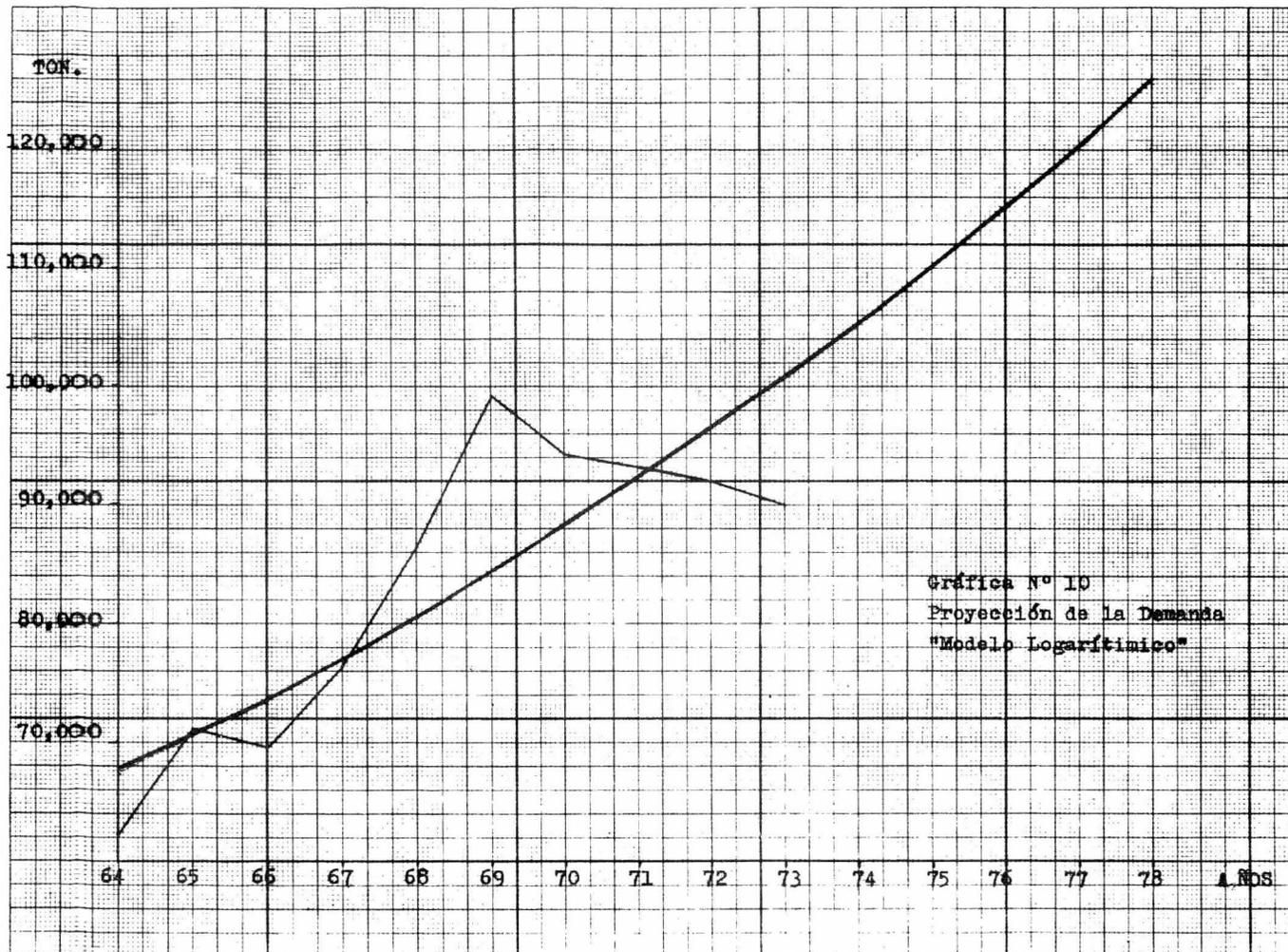
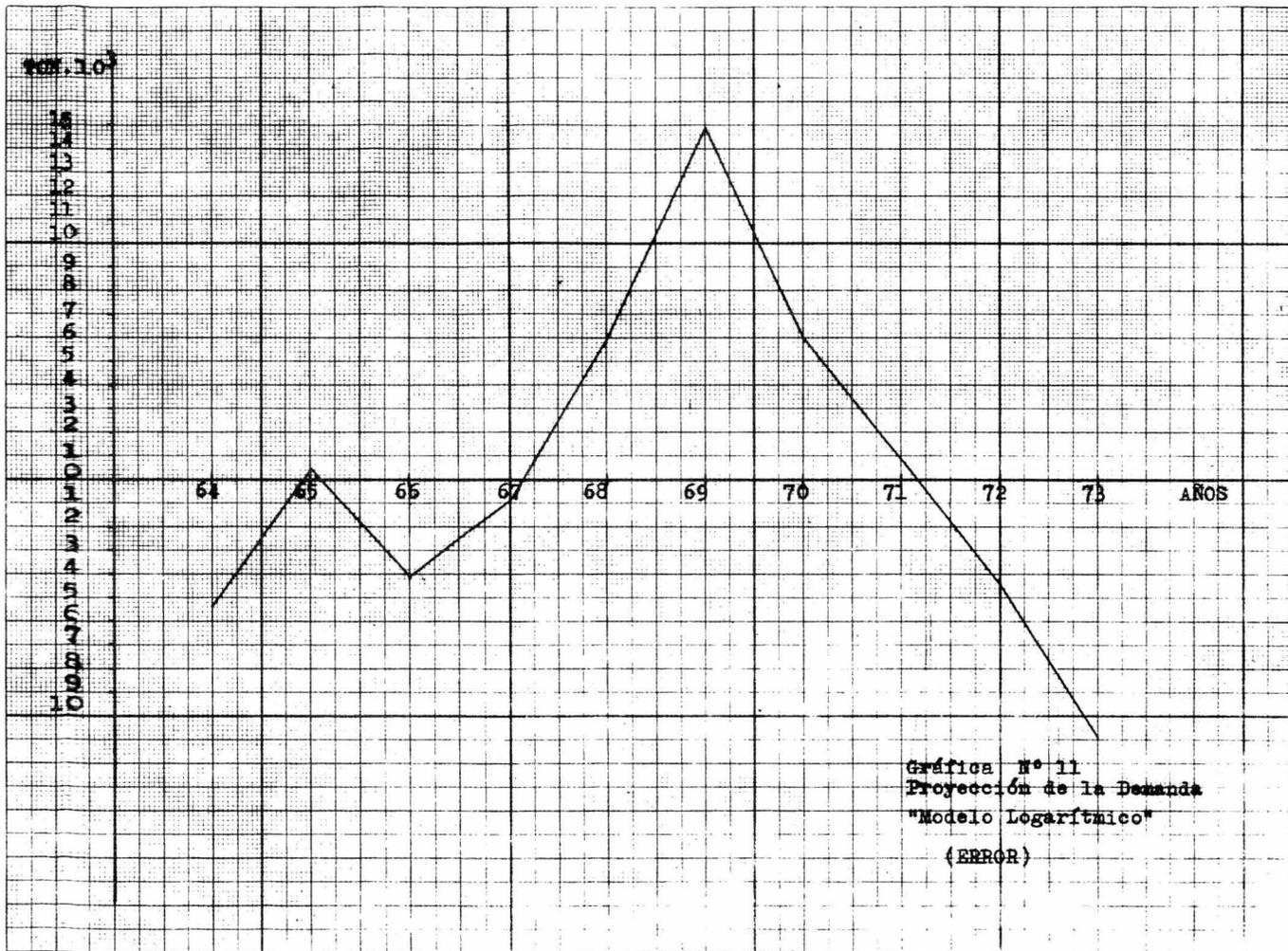


Gráfico N° 8
Proyección de la Demanda
"Método de la Proporción
Relativa con respecto al
consumo"



Gráfica N° 9
Proyección de la Demanda
"Método de los Promedios
Móviles"





Gráfica N° 11
 Proyección de la Demanda
 "Modelo Logarítmico"

{ERROR}

U.S. Cent/75

20

18

16

64

65

66

67

68

69

70

71

72

73

AÑOS

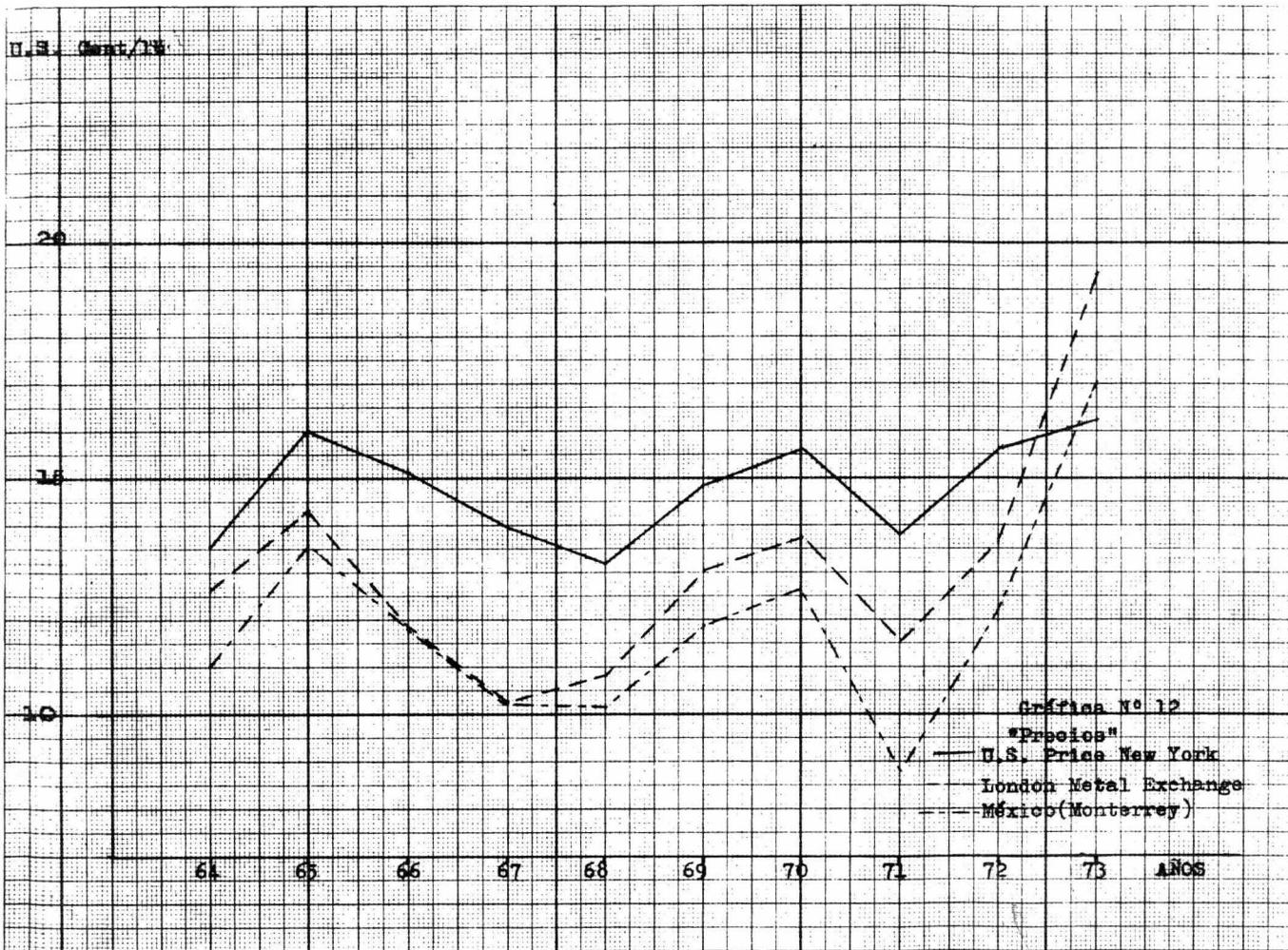
Gráfica N° 12

"Precios"

— U.S. Price New York

- - - London Metal Exchange

- - - México (Monterrey)



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

- 1.- Secretaría de Industria y Comercio.
"Anuario Estadístico del Comercio Exterior de los Estados Unidos Mexicanos".
Dirección General de Estadística.
Vol. 1964-1973.
México, D.F.
- 2.- Consejo de Recursos Naturales no Renovables.
"Los Recursos Minerales de México. (Metálicos)".
Departamento de Estudios Económicos.
México, D.F. (1972).
- 3.- Consejo de Recursos Naturales no Renovables.
"Anuario Estadístico de la Minería Mexicana".
Departamento de Estudios Económicos.
Vol. 1971-1973.
México, D.F.
- 4.- Secretaría de Industria y Comercio.
"Estadística Minero Metalúrgica de la Producción y Exportación".
Dirección Nacional de Estadística.
Vol. 1969-1971.
México, D.F.

- 5.- Comisión de Fomento Minero.
"El Plomo".
Departamento de Información.
México, D.F. (1968).
- 6.- "Metal Statistics"
61st EDITION. 1963-1973.
Frankfurt AM.
Main 1974.
- 7.- "American Bureau of Metal Statistics".
Year Book.
Fifty-third Annual Issue for the Year 1973.
Issued June 1974.
- 8.- Secretaría de Industria y Comercio.
"Norma Oficial de Calidad para Plomo Refinado en Lingotes"(w-8).
Dirección General de Normas.
México, D.F. (1973).
- 9.- Wilfrid J. Dixon & Frank J. Massey Jr.
"Introducción al Análisis Estadístico".
2a. Edición. Mc. Graw Hill.
México, D.F. (1966).
- 10.- Murray R. Spiegel. PH. D.
"Estadística".
1a. Edición. Mc. Graw Hill.
México, D.F. (1970).
- 11.- Bernard Ostle.
"Estadística Aplicada".
México, D.F. (1973).

12.- Lead Development Association.

"Technical Notes on Lead" (1974):

- 1.- Production, Properties and Uses.
- 2.- Lead in Bearings.
- 3.- Lead Sheet and Pipe in Building.

Nota: Esta información fue proporcionada por el Centro Mexicano de Información del Zinc y el Plomo, A.C.

13.- Marks & Clerk.

Lead Abstracts (1735):

"Improvements in or Relating to Lead Blast-furnaces".

National Smelting Co. L. T. D. British Patent 921, 632
Dec. 1961.

14.- A. J. Philips.

Lead Abstracts (1356):

"The World's Most Complex Metallurgy (Copper, Lead and Zinc)".

A. I. M. E. Met. Soc. Trans.

Aug. 1962.

15.- Chamber of Mines Journal.

Lead Abstracts (1480):

"The New Imperial Smelting Furnace".

Anon. Chamb. Mines.

Rhodesia (May 1962).

16.- Compagnie Royale Asturienne des Mines.

Lead Abstracts (2136):

"Electrolitic Refining of Lead".

Cie. Royale Asturienne des Mines, French Patent 1,338,526.

Oct. 1963.

- 17.- W. Bazant, Hettstedt.
Lead Abstracts (2518):
"Operational Results in Processing of Lead and Zinc-containing Blast Furnace Flue Dust in a Cylindrical Rotary Furnace".
No. b83, 31-45. Am. Soc. Met. Rev. Metal lit.
Feb. 1964.
- 18.- Canadian Patent.
Lead Abstracts (14-2900)
"Lead Smelting Process"
Comico L.T.D. Canadian Patent 934,968. March. 1970.
NOTA: La información del "Lead Abstracts" fue proporcionada por el Centro Mexicano de Información del Zinc y el Plomo, A.C.
- 19.- Kirk-Othmer.
"Encyclopedia of Chemical Technology".
Second Edition. Vol. 9 y Vol. 12.
UTEHA.
- 20.- Kirk-Othmer.
"Enciclopedia de la Tecnología Química".
Primera Edición en Español. Vol. 12
UTEHA.
- 21.- Mantell Charles Letnan.
"Electrochemical Engineering".
4a. Edition. Mc. Graw Hill. (1968).
New York, N.Y.
- 22.- W. Hofmann.
"Lead and Lead Alloys. Properties and Technology".
English translation of the second revised German edition by Lead .
Development Association. (1973).