RAFAEL ORTIZ MENA

Estudio de un Mineral Mixto de Plomo y Zinc

TESIS

MEXICO, DICIEMBRE DE 1932

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE CIENCIAS E INDUSTRIAS QUIMICAS

Estudio de un Mineral Mixto de Plomo y Zinc

TESIS

PROFESIONAL, PRESENTADA EN SU EXAMEN DE METALURGISTA Y ENSAYADOR; POR EL ALUMNO

RAFAEL ORTIZ MENA

MEXICO, D. F.
IMPRENTA UNIVERSAL
1932

RESEÑA GEOLOGICA

México ocupa el segundo lugar como productor de plomo en el Mundo y su producción de zinc va en aumento de día en día. Los depósitos minerales que se explotan contienen valores altos en plata y varias de las minas han estado en trabajo desde los tiempos de la Dominación Española. Los depósitos están diseminados por toda la República y son de mayor importancia en Chihuahua, Zacatecas, Coahuila, Nuevo León, San Luis Potosí y Jalisco.

Todo el territorio está cubierto de manera abundante por extractos del Mesozoico; sedimentos del Terciario y rocas volcánicas, encontrándose además en bastante abundancia, las intruciones de Dioritas y Sienitas del Cretácico Inferior y del Terciario. Las rocas más diseminadas y las más importantes como productoras de mineral de plomo y zinc son las calizas del Cretácico que en promedio dice F. J. Alcock, tienen un espesor de 3000 a 5000 pies.

Los minerales de zinc y plomo se presentan en venas que cruzan el Terciario Volcánico y descansan y reemplazan en algunos sitios a las calizas cretácicas, siendo el tipo de reemplazamiento estudiado por Prescott, el que actualmente suministra el tonelaje de beneficio.

Las minas de plomo y zinc que según lo dicho anteriormente se explotan en calizas son muy numerosas; M. W. Hayward y W. H. Triplett; en un trabajo reciente estudian la Geología General de distritos, como Sierra Mojada e Higueras, en Coahuila, Minas Viejas, Mitra y el Diente en Nuevo León; Ojuela en Durango y Santa Eulalia en Chihuahua y que se presentan en caliza, que dichos autores llaman "Calizas Dolomíticas".

Los minerales que se presentan como primarios son sulfu-

ros, pero bajo el nivel de las aguas el mineral se ha oxidado y consiste en sulfatos y carbonatos repartidos en lechos o en cavernas. Los cristales de galena rodeados concéntricamente por Anglesita, indican cual fué el mineral primario.

El mineral cuyo tratamiento estudio, procede de una formación caliza de la sierra de Almoloya y precisamente del tipo de mineral oxidado secundario, que deriva del ataque de la Galena.

La sierra de Almoloya de unos 12 kilómetros de longitud (NE-SW) y 3 a 4 de espesor, se eleva unos 300 metros sobre los planos de Chihuahua en el distrito de Jiménez.

En toda la región los yacimientos se presentan bajo la forma de depósitos muy irregulares en magnitud, echado, dirección, etc., la roca en que arman estos depósitos es la caliza cretácica, que constituye la totalidad de la sierra; "Cuyo levantamiento fué provocado por la eyección riolítica, perfectamente marcada en diversos lugares y a la cual se debe indudablemente la formación de los depósitos de mineral".

La caliza que constituye la sierra, muestra zonas de intensa cristalización, y siempre remota a la zona mineralizada, lo que hace creer en un metamorfismo regional muy intenso que se comprueba por la dolomitización de la caliza que puede tomarse como resultado de ese metamorfismo. En el estudio de Hayward y Triplett que poco antes cito, estos autores hacen resaltar la uniformidad tan peculiar y marcada de los lechos marinos dolomíticos en los que se presentan varios distritos mineros productores de plomo y zinc, en los cuales los lechos calizos mantienen sus características de color, textura, composición química y espesor sobre áreas mucho más extensas que las mineralizadas.

En contraste con la uniformidad citada de los lechos dolomíticos, en Almoloya la dolomitización es irregular, y se presenta en bandas y manchas irregulares. Se presentan a veces muestras calizas de color rosado y claramente cristalizadas de grano grueso y que contienen hasta 12 y 18 % de MgO y junto a ellas o rodeándolas, una masa terrosa de caliza sin dolomita y con menos de 1% de MgO. Las calizas dolomitizadas, se encuentran casi siempre cercanas a las zonas mineralizadas. Este hecho es completamente análogo a los casos de Iglesias en Sardinia, Italia, y de algunos depósitos en la Alta Silesia que estudia Hewett, en cuyos casos la dolomitación de la caliza tuvo lugar sobre grandes éreas. La magnesia se introdujo a la caliza por medio de las aguas circulantes (soluciones cargadas

de sales de magnesio) y que fueron posteriores a la mineralización. Las aguas ascendentes, cargadas de diversas sales entre las que predominaban las de magnesio, al circular por entre las fisuras que se formaron al nacimiento de la sierra, verificaron fenómenos de sustitución, como es el caso con la magnesia, (y como también debe ser el de la formación de sulfato de bario) y fenómenos de disolución que dieron lugar a la formación de oquedades que en la región de Almoloya se llaman "Abras"; estas oquedades o abras se presentan a veces vacías, o llenas de piedras angulosas y calizas muy porosas y de poca cohesión, y no muestran mineralización alguna, sin embargo en un tiempo estuvieron llenas de mineral depositado por las aguas circulantes, pues en algunos con frecuencia se encuentran pequeños depósitos de mineral cuya posición y condiciones especiales muestran no haber estado al alcance de las aguas que acarrearon los valores del resto de la cavidad, e igualmente trabajos empezados sobre el mineral llevan con frecuencia a estas cavidades o sitios de disolución. Además de ésto, en la región se han encontrado abras llenas de mineral y tal es el caso de la propiedad "El Cigarrero" en la que se dió con una abra "de la que se extrajeron 416000 toneladas de mineral completamente oxidado y que dió un promedio de ensaye de 38% de Pb, 10% de Fe, 5% de insoluble, un poco de manganeso y cal; teniendo además un contenido de 32 gramos de oro y 650 de plata por tonelada".

Los depósitos se manifiestan además en la superficie, unas veces por manchones conteniendo óxidos de fierro y manganeso, y carbonatos de cobre y otras por carbonatos de plomo y de zinc, metales a los que comunmente sirve de matriz el sulfato de bario y de calcio y la calcita. Los yacimientos también afloran a la superficie por zonas unas veces robustas de baritina lechosa de textura microcristalina que debe estar asociada con los lugares por donde circularon las aguas preferentemente y por lo mismo también con los depósitos minerales.

Además de los carbonatos de plomo y de zinc que son los más abundantes, también se encuentran sulfuros y sulfatos en los que predomina el plomo; en muy corta escala hay regiones en las que se presenta el cobre, pero en muy poca cantidad.

Un hecho bastante interesante y que se conoció por primera vez en la ya citada propiedad del "Cigarrero", es la presencia de mineral de Vanadio en las cercanías de una "Abra" rica; además este mineral es por lo general una Descloizita o Cuprodes-

cloizita que en ella concentra a la mayor parte del cobre, pues comunmente se presenta esta como una masa compacta mamelar armando en calcita bien cristalizada y magnesiana, no habiendo en la proximidad ningún otro mineral cupífero. En la región particular de la cual el mineral que estudio procede; (De la propiedad Coahuila en la falda meridional de la Sierra); es notable la ausencia del cobre y éste no se presenta ni aun con el Vanadio el cual como Descloizita está en contacto con mineral sulfurado muy rico en plata y formado en su casi totalidad por galena, con poca oxidación a sulfato principalmente con algo de carbonato y de óxido, siendo además notable la falta o escasa cantidad de zinc en esas galenas. La cantidad de mineral de Vanadio es regular aun cuando no se conoce la extensión del manto y no se han hecho exploraciones que lleven a su conocimiento, pero en cualquier forma es de mayor cantidad que las galenas que lo acompañan, y en la mayor parte la Descloizita arma en calcita cristalizada y esta en contacto con el mismo material estéril. Las zonas de mineral sulfurado son esporádicas y raras, y corresponden solo a pequeñas regiones que por sus condiciones especiales han escapado al ataque de las aguas circulantes en un tiempo; se presentan por ejemplo algo comúnmente en las paredes de las abras y en la parte superior de ellas, estando lo demás constituído por mineral completamente oxidado.

ESTUDIO MINERALOGICO Y PETROGRAFICO

Macroscópicamente el mineral es una masa de apariencia y fractura terrosa formada por pequeños granos cristalinos íntimamente mezclados. El agregado tiene una colaración blanco-grisácea no uniforme en toda la masa y reemplazada por pintas amarillo-rojizas de Limonita y de Massicot en unos lados y negruscas en otros.

Macroscópicamente se hacen reconocibles algunas especies minerales particulares como la Limonita y Massicot citadas y también la Cerusita, Anglesita y Calcita; pero no se presenta ningún macrocristal excepto en el caso de la Anglesita que en forma aislada se presenta como pseudomorfa de la galena conservando la forma cúbica de ésta en cristales bien formados, incoloros y con manchones irregulares de color oscuro.

El examen al microscopio revela la presencia de los constituyentes minerales: Cerusita, Anglesita, Massicot, Calcita, Hidrozincita, Smithsonita, Dolomita, Cerargirita, Limonita y Cuarzo.

Las especies mencionadas fueron identificadas en el Laboratorio de Petrografía del Instituto de Geología y por medio de las constantes características de cada especie.

Bajo el microscopio el mineral aparece como un agregado microcristalino equigranular y constituido en su mayor parte por cristales hipidiomórficos de cerusita; una porción más reducida la forman una mezcla íntima de los primeros con: cristales hipidiomórficos y alotriomórficos de calcita y alotriomórficos de hidrozincita, smithsonita, dolomita, etc.

Como se vé el proceso metasomático o de reemplazamiento se encuentra sumamente avanzado, pudiéndose interpretar con relativa seguridad los siguientec comportamientos: Con rela-

ción a los cristales de cerusita: espacios vacíos por la disolución parcial de los carbonatos de calcio que permitieron el libre desarrollo de los cristales de carbonato de plomo.

Los dos desarrollos de los cristales de calcita, el uno restingido y el otro libre, indican dos períodos en la formación de este carbonato: el primero contemporáneo o anterior al del carbonato de plomo y el segundo posterior a dicho depósito. Finalmente un reemplazamiento de la calcita se hace patente con la presencia de los carbonatos de zinc y de (magnesio-calcio).

A un lado de esto el examen macroscópico muestra al sulfato de plomo pseudomórfico de la galena y formado en el espacio ocupado antes por ésta, con frecuencia también los núcleos de sulfuro de plomo en el seno del carbonato indican igual formación para esta especie y cual fué el mineral primario

En cuanto a la presencia de cuarzo por ser en muy pequeña cantidad no tiene gran importancia, pero no obstante esto, un estudio somero demuestra que su presencia es de origen secundario debido a la acción de las aguas meteóricas que son las que generalmente forman los depósitos de Calcedonia, variedad criptocristalina que es la que se presenta en el ejemplar. Esta única generación de cuarzo indica el empobrecimiento de las corrientes ascendentes contemporáneas y la escasa cantidad de silicatos metálicos de la muestra.

La presencia de pequeñas porciones de aragonita isomorfa con la cerúsita indican un posible proceso de paramorfismo.

GENESIS DE LOS MINERALES

Basándose en las observaciones petrográficas, se puede resumir la génesis de estos depósitos en la forma siguiente:

Coincidiendo con el levantamiento de la sierra provocado por la eyección riolítica, se formaron los depósitos minerales consistentes en sulfuros (de plomo, zinc, plata, etc.) y sobre esta concentración primaria actuaron las aguas circulantes. Indudablemente las aguas que primero operaron fueron las ocluidas o generadas en la magma y que siguieron el curso ascendente de éste. Su condición primitiva fué la de vapor recalentado y comprimido y no pudieron licuarse hasta que enfriaron debidamente; se hicieron así líquidas y ejercieron una gran disolución sobre el magma y los materiales adyacentes los sólidos y gases así disueltos siguieron con las aguas su marcha ascendente y conforme estas soluciones enfriaban depositaban su carga en los conductos previamente formados por los movimientos que fracturaron el terreno y por los que circulaban las aguas, completando así esta segunda etapa de concentración.

Poco después esta etapa finalizó, los magmas enfriaron y entonces las aguas superficiales en primer lugar, cargadas con oxígeno y ácido carbónico principiaron al ataque del mineral superficial oxidándolo más o menos completamente a sulfato; el ácido sulfúrico y las sales ácidas se formaron al mismo tiempo y estos compuestos ayudaron a la descomposición del material adyacente transformándolo en un material muy permeable y favorable a la percolación de las aguas.

Los sulfatos así formados y variando en solubilidad fueron afectados diversamente por otras sustancias contenidas en las aguas. El Oro fué abandonado en estado metálico en cuya condición fué disuelto parcialmente por las soluciones férricas, pe-

ro en su mayor parte quedó inalterado y se concentró en la superficie como prácticamente se atestigua. La plata se convirtió a cloruro;—el cloro raramente no se presenta en las aguas—y se disolvió a favor del exceso de cloruros de la solución; parte de la plata,—si era mucho la original o poco el cloro— se concentró cerca de la superficie y como tal quedó apta para dar por acciones ulteriores, el metal.

Las sales de fierro,—al principio ferrosas—pronto fueron oxidadas a férricas formando sales y compuestos básicos, pasando finalmente a hidróxido que generó la limonita superficial; algo del fierro pasó en solución y en algunos casos completamente, pero en general hubo ese abandono de depósitos superficiales de limonita. En la parte superficial por lo mismo debe haber una concentración de fierro en la cual se encuentre gran parte del oro y posiblemente algo de plata. Los demás metales fueron lavados más o menos perfectamente y llevados a niveles más bajos en donde por la presencia de las calizas empezaron a depositarse los carbonatos metálicos.

ESTUDIO ANALITICO

En el estudio analítico, así como en el petrográfico y en el estudio del método de tratamiento; dirijo mi atención principalmente al mineral oxidado que como hago notar en la reseña geológica es el más abundante; además, el escaso mineral sulfurado presente es muy bajo en zinc, y por este motivo no entra en la índole de este trabajo, ya que no se puede tomar como mixto el plomo y zinc.

Los resultados analíticos revelan claramente esto que digo; un lote de mineral sulfurado, compuesto de 10.5 toneladas, extraído de los 40 a los 60 metros de profundidad, dió como ensaye:

Oro.	1.8	gramos por tonelada.
Plata.	1465.0	„ „ „
Plomo.	52.5	%
Zinc.	2.5	%

y esto mismo se revela en varias muestras de mineral sulfurado que se han analizado en varias ocasiones

Como digo en la parte correspondiente a la Geología del lugar, es interesante la presencia del mineral de Vanadio, así como la riqueza del mineral en contacto con él; una muestra clasificada como Descoloizita dió el nálisis que sigue:

Plata.	Huellas.
Oro.	Nada.
SiO_2.	0.52 %
P_2O_5.	0.26 %
CO_2.	0.17 %

CaO.	0.28 %
MgO.	0.22 %
H_2O.	2.45 %
PbO.	56.01 %
CuO.	1.05 %
ZnO	17.73 %
V_2O_5.	20.44 %
As_2O_5.	0.94 %

y una muestra de mineral sulfurado y parcialmente oxidado en contacto con esta muestra de Descloizita dió el análisis presente:

Plata.	104.0 kilos por tonelada.
Oro.	15 gramos por tonelada.
PbS	48.67 %
$PbSO_4$.	18.91 %
$PbCO_3$.	12.33 %

Siendo de notarse que la muestra no contenía Arsénico ni Antimonio y solo huellas de Zinc, además esta muestra fué excepcionalmente rica, procede una profundidad de 80 metros y está muy lejos de asemejarse a los minerales oxidados que en la superficie se presentan como manchones de fierro y que el análisis muestra contener además manganeso, una muestra de este tipo dió los siguientes resultados:

Plata.	52 gramos por tonelada.
Oro.	Huellas.
Pb.	10.9 %
Zn.	5.6 %
Fe_2O_3.	36.4 %
MnO_2.	1.6 %
Insoluble.	4.1 %
CaO.	7.4 %
S.	0.3 %

Sobre el mineral que arma en Baritina no efectué análisis así como tampoco de ésta por ser escasos estos depósitos; el material de contacto con el mineral es la caliza que constituye la casi totalidad de la Sierra: una muestra de la caliza cristalizada y lejana a la mineralización dió los siguientes resultados:

Humedad.	0.27 %
SiO_2	1.84 %
Fe_2O_3	1.82 %
Al_2O_3	0.64 %
CaO	51.40 %
MgO	2.23 %
CO_2.	41.19 %

y según dicho análisis se tiene aproximadamente:

Carbonato de calcio	92 %
Carbonato de magnesio. . . .	5 %

La cantidad mayor de magnesio en caliza cristalizada lejana a la mineralización corresponde entre 9 muestras ensayadas, a la muestra cuyo análisis doy la menor cantidad de óxido de magnesio encontrada en esas muestras fué de 0.32 %; la cantidad de magnesio aumenta notablemente en las muestras sobre las que arman los minerales y casi como regla general, en otros casos hay una silicificación que se nota preferentemente en la superficie, y por presentarse además en estos casos el manganeso. Como ejemplo de la dolomitización doy a continuación los análisis de una caliza superficial (A) muy compacta y microcristalina, de la (B) a unos 45 metros de profundidad y de la (C) a unos 60 metros, estas dos últimas de apariencia terrosa.

	A	B	C
SiO_2	15.37 %	0.60 %	3.77 %
Al_2O_3			0.08 „
Fe_2O_3	11.38 „	0.55 „	6.80 „
CaO	25.70 „	29.54 „	33.79 „
MgO	12.44 „	21.08 „	15.32 „
CO_2	. . . . .	. . . . .	42.21 „
H_2O	1.20 „	1.83 „	. . . . .
$CaCO_3$.	45.91 „	52.75 „	60.35 „
$MgCO_3$	26.14 „	44.28 „	32.61 „

La muestra (A) presenta un silicificación muy marcada, que alcanza su expresión más alta en las muestras superficiales silicosas, de cuya composición dan idea los análisis de esas muestras superficiales que a continuación siguen:

Plata	88	84	110 gramos por
Oro.	15	14.6	20.8 tonelada.
Iusoluble	71.5 %	53.6 %	64.5 %
Mn.	4.91 „	6.1 „	7.06 „
Fe.	7.5 „	10.9 „	10.00 „
CaO.	4.0 „	10.0 „	8.80 „

Estas muestras silicosas como se ve son principalmente ricas en oro y en efecto en otras propiedades en las cuales es este el constituyente principal de los minerales los valores más altos son superficiales. El mineral superficial en el presente caso es poco abundante y generalmente va teñido con pintas de mineral de cobre. Los análisis siguientes, se efectuaron con mineral oxidado recogido en diferentes tiempos y lugares de la mina:

Plata	147	334	186	740	344	1173	204	907	115	360
Oro	...	1.3	2.0	3.2	1.5	4.4	3.0	1.5	...	2.2

NOTA.—Las leyes de oro y plata están dadas en gramos por tonelada y los resultados por las demás determinaciones en %.

Insol.	5.1	10.9	9.2	...	...	....	...	...	7.5	25.0
CaO	9.6	7.5	4.6	...	...	....	...	...	9.6	12.2
Fe_2O_3	29.1	19.7	22.3	...	...	....	...	...	12.3	2.6
MgO.	...	...	...	...	...	....	...	...	...	3.9
MnO	0.7	0.8	0.8	...	...	....	...	...	0.6	1.07
S.	0.6	0.5	...	...	...	....	...	...	0.5	0.4
CO_2	...	...	...	...	...	....	...	...	...	17.1
Pb.	16.8	11.1	15.6	51.8	29.3	40.0	33.7	30.0	10.5	11.7
Zn.	8.0	21.5	19.8	7.4	31.7	12.8	21.4	15.5	39.3	21.6

El mineral que elegí para ver cual tratamiento convenía dió los resultados siguientes:

Plata.	480	gramos por tonelada.
Oro	2.1	„ „ „
Humedad.	1.52	%
SiO_2	6.32	„
Fe_2O_3.	3.53	„

Al_2O_3.	1.21 „
MnO_2.	0.97 „
CaO.	6.28 „
MgO	2.36 „
$BaSO_4$.	0.48 „
PbO.	33.92 „
ZnO.	20.46 „
CO_2	21.07 „
SO_3.	2.01 „
S.	Huellas.
Cl	Huellas.
Total...	100.13

Elegí este mineral porque sus contenidos en plomo, zinc y plata, son cercanos al promedio de análisis obtenido en un muestreo de la propiedad a la cual pertenece el mineral.

DIFICULTADES QUE PRESENTAN LOS MINERALES MIXTOS PARA SU TRATAMIENTO Y METODOS PROPUESTOS

El tratamiento metalúrgico de minerales mixtos ha ofrecido siempre serias dificultades y éstas se han acentuado más en los minerales de plomo y zinc, al grado que ha habido metalurgista que opine que el zinc es lo que hace a un mineral complejo.

Han sido muchos los metalurgistas que han tropezado con la necesidad de tratar minerales mixtos de plomo y zinc, y han sido muchos los métodos desarrollados con ese fin, pero se puede decir que ninguno es de aplicación universal y son de utilidad solo para el tratamiento de los minerales, para los cuales se han desarrollado.

Estas dificultades para el tratamiento íntegro del mineral y el hecho de llevar los minerales mexicanos de este tipo valores de plata, han traído consigo la práctica común de beneficiar los complejos solo por plomo recuperando la plata pero perdiendo en cambio el zinc. Esta práctica además de perder el zinc presente en el mineral, trae una restricción sobre los minerales por tratar de manera que mucho del mineral extraído de la mina se desecha para poder enviar solo parte de él a la fundición de plomo, en donde el zinc se castiga mucho.

El efecto del zinc en la fundición de plomo es muy nocivo, Hoffman dice que es el elemento más perjudicial. Desde el punto de vista del fundidor la mayor cantidad de zinc necesita:

a.—La formación de un tipo especial de escoria que requiere una cantidad mayor de fundente de fierro.

b.—Mayor cantidad de escoria por tonelada de mineral tratado y mayor pérdida de metales al aumentar la cantidad de escoria.

c.—Debido a la naturaleza de la escoria, las campañas del horno se acortan y la marcha se dificulta y necesita un cuidado constante.

Teniendo apoyo en estas dificultades, los minerales que llevan zinc, son muy castigados, según el porcentaje que contengan en ese metal, que es la impureza más castigada en la fundición. El contenido de zinc generalmente se tolera hasta 8% y algunas veces 12%; pero lo que pasa de esta cantidad se castiga al rededor de 75 centavos por unidad, en tanto que el plomo se paga solo sobre 5% y el 90% del contenido.

El adelanto adquirido en la fundición de minerales de plomo y zinc ha alcanzado una etapa muy alta de desarrollo, y ha solucionado varios problema y entre otros el del alto porcentaje de zinc en las escorias que hace posible tratar minerales cada vez más ricos en esta impureza.

La planta Port Pirie de la Broken Hill Associated Smelters en Australia, desde 1919 a venido aumentando el ZnO en sus escorias de 13.5 a 20 % y al mismo tiempo ha reducido el óxido de fierro de 33.5 a 25.6 %. Estos resultados se obtuvieron por adiciones de 10 a 12 % de escoria molida a la carga de tostación, innovaciones en la molienda mezcla y tostación. Por innovaciones posteriores esta planta ha desarrollado una escoria con 22% de ZnO como normal y en algunos casos han trabajado hasta con 33 % sin tener grandes dificultades en el horno.

El éxito tenido en Port Pirie, atrajo la atención de la Consolidated Mining and Smelting Cº de Trial B. C. Canadá y en 1920 trató su mineral primario pulverizado con 15 % de escoria molida. La fundición en ese tiempo estaba carente de mineral de plomo puro y hubo necesidad de recurrir al uso de mineral de reserva que ensayaba de 12 a 16 % de Pb. y de 12 a 16 de Zn. El mineral después de la tostación quedaba en una condición física mala pues en el horno se desintegraba; después de la adición de la escoria pulverizada al mineral antes de ser tostado, el producto adquirió una mejor condición física y la marcha del horno no ofreció dificultades. La escoria obtenida durante ese período tuvo la composición: Pb. 1.2; Zn. 14.0; insoluble 20.0; Fe 32.0; CaO 10.0; la práctica seguida tuvo éxito y actualmetne son más los minerales que acepta la fundición para su beneficio, y la cantidad de ZnO en la escoria se ha elevado hasta 22 %.

La fundición de Namtu que sostiene la Corporacion Burma Mines en Burma Asia, ha llegado a iguales resultados; la com-

pañía tiene 4 hornos de plomo en los que se beneficia un mineral que durante 1921 dió como promedio de composición:

Ag 18 onzas por ton; Pb. 28 %; Zn 23.3 %; FeO 19.3 %; S 8.0 %; insol. 11.2 %; el mineral ya mezclado y tostado con la escoria ensayó:

Ag. 31 onzas por ton; Pb 32.8 %; Zn 22.6 %; FeO 17.0 % S. 3.0; insol 11.0 %. Los cuatro hornos produjeron 4576 toneladas de plomo y la composición de la escoria fué:

Ag 0.6 onzas; Pb 4.2 %; ZnO 27.2 % FeO 30.3 %; Silice 23.2 %; MgO 4.4% CaO 5.0 % es interesante además hacer notar que esta última planta no tiene instalación para recuperar polvillos, y a pesar de ello la recuperación de plata llega al 90% y la de plomo al 84 %.

Por lo que se ve en los ejemplos anteriores el adelanto alcanzado es mucho; pero a pesar de ello hay que hacer resaltar que hay una pérdida mínima irreductible del metal que se beneficia, que pasa a la escoria y en ella se pierde, además el zinc contenido originalmente en el mineral no se recupera sino que se pierde, y hasta se paga por perderlo.

Estas últimas objeciones que señalo no tienen por mira encontrar defecto en una operación que ha llegado quizá al máximo de su desarrollo, sino mostrar que la fundición directa de los mineras de plomo y zinc, aun cuando actualmente es muy practicada acarrea una pérdida, se puede decir total del zinc contenido originalmente en los minerales. Parece más lógico para lograr una recuperación mejor de los metales, eliminar uno de ellos y dejar al otro en una condición de más fácil tratamiento y no recuperar uno junto con los valores en metales preciosos y dejar el otro en un producto que como la escoria es muy difícil de ser tratada.

Por otro lado, el carácter especial de la metalurgia del zinc que deriva del hecho de encontrarse la temperatura de volatilización del metal inferior a la de reducción del óxido; hace que el tratamiento por zinc se verifique por volatilización, lo cual requiere el uso de unidades de tratamiento pequeñas que necesitan un control muy riguroso de temperatura y composición de la carga en la retorta, así como también de temperatura en la condensación. En otras palabras el tratamiento de zinc por vía ignea, se traduce en la práctica por un costo de beneficio muy elevado que hace necesario el uso de minerales ricos necesitándose contenidos mayores al 25% del metal para que la operación sea costeable; el mineral extraído de la mina y que debe desecharse es así enorme; Parsson dice que aun menos

del 50% del zinc extraído de la mina—aun en las que benefician este solo metal—alcanza la condición final de Spelter.

Siendo por lo anotado la separación del plomo y el zinc la marcha lógica y en operación anterior a la de tratamiento por vía ignea, el método que se deberá seguir tendrá por objeto esta separación.

Los métodos propuestos para llenar este objeto son muchos, pero como dice Hoffman: "Con excepción de los de concentración mecánica, los demás no han tenido éxito en la práctica." Dejando a un lado métodos modernos que han abordado el problema desde otros puntos de vista, los de concentración hasta hoy ensayados, se pueden agrupar como sigue:

1.—Procesos Hidro-mecánicos.

2.—Concentración por flotación.

La discusión de estos métodos no creo que tenga caso, y para ilustrar los resultados obtenidos en el trabajo práctico creo que es mejor citar los resultados que se tienen con ellos, en las plantas que los siguen y esto lo doy en la tabla I que sigue:

TABLA I

PROCESO SEGUIDO	Porciento recuperado.		
	Zn.	Pb.	Ag.
a.—Con. Ordinaria.....	50.0	95.	75-80
b.— „ „	66.0	92.0	78.0
c.— „ „	25.0	90.0	85.0
d.— „ „	65.43	——	——
e.—Flot.. Potter-Delprat.....	66.2	38.5	50.9
f.— „ Min. Sep. Mach..	85.4	74.8	80.1
g.— „ Horwood. — a")...	88.4	——	83.4
b")...	86.1	62.5	80.0

Aparte de los métodos poco antes citados, hay muchos otros que se proponen el tratamiento de minerales mixtos de plomo y zinc, siguiendo otras marchas de tratamiento, pues como se ve por los ejemplos citados, los rendimientos de los métodos no son muy completos, aun cuando los ejemplos correspondan todos a minerales sulfurados fáciles de concentrar. Una característica muy común en los minerales mixtos de plomo y zinc es la asociación íntima de sus minerales asociados en forma que la concentración mecánica no los separa, y como es natural se ha tratado de solucionar este conflicto, por medio de métodos que se

›artan bastante de los de concentración mecánica. Uno de los métodos propuestos de mucho porvenir y el único aceptable para el tratamiento de los minerales de plomo por vía húmeda consiste en la lexiviación con solución saturada de cloruro de sodio. El método se funda en que el cloruro y el sulfato de plomo son solubles en la solución saturada de sal; en soluciones diluídas la solubilidad es menor que en agua pura, pero en soluciones concentradas la solubilidad es mucho mayor debido a la formación de un cloruro doble de plomo y sodio. La solubilidad en solución saturada de sal y operando a 100° C. sobre el cloruro de plomo llega a 100 gramos de metal por litro, y esta cantidad decrece con la temperatura de la solución llegando a ser de 17 gramos por litro a 13° C. Además de este comportamiento de la solución saturada de sal con las sales de plomo, también tiene poder disolvente para los cloruros de cobre y de plata que prácticamente son insolubles en el agua.

La propiedad utilizada por el método es en general la expuesta, y el hecho ha encontrado aplicación en una serie de procesos en ello fundados, pero que los tratamientos secundarios o preliminares para llevar a efecto esa disolución han dado origen a muchas marchas particulares. El método en general no se ha aplicado al tratamiento de minerales en grande escala; pero en estos puede tener una rama de acción muy extensa, la Compañía Tintic Standard en Harold Utah, ha instalado una planta experimental para el tratamiento de minerales mixtos de plomo y zinc semi-oxidados por calcinación de los cuales con sal a una temperatura de 700 a 800° C. recupera el 80—90% del plomo presente, pero pierde el zinc.

El método durante su experimentación mostró una pérdida más que regular de plomo que queda en una forma insoluble—probablemente como silicato—, pero la recuperación de los valores es muy completa, esto ha traído consigo la modificación del método según dos procesos diferentes.

Una de las modificaciones suprime la tostación clorurante, y usa en cambio una solución salina acidificada. El objeto es transformar el compuesto mineral de plomo a sulfato que es el ácido usado; y en esta forma de sulfato ya es soluble en la solución de sal. Las desventajas que este procedimiento tiene entre otras es la necesidad de tratar minerales sin valores en metales preciosos, pues el rendimiento de estos disminuye mucho o bien tratar minerales oxidados y con ganga básica en los cuales la plata está casi siempre y totalmente como cloruro o clorobromuro pero esto último acarrea debido a la ganga básica, un

consumo inmoderado de ácido que hace el método incosteable.

La otra modificación trajo consigo un distanciamiento respecto a la finalidad del método y aplicando la tostación clorurante se cambió de mira y en vez de tomarla como una operación preliminar a la de disolución, se tomó como la base del método para la volatilización de los cloruros. En un método se volatilizan los cloruros fraccionadamente, el plomo primero y después los metales preciosos; se han obtenido así rendimientos en plomo de 70 al 90% pero la totalidad de los metales preciosos no queda en el residuo, sino que se volatilizan en parte y el método se ha modificado con ventaja, produciendo la volatilización completa de los metales, trabajando a una temperatura más alta. Esta última innovación se ha introducido en una planta experimental por la Chief Consolidated Co. en Eureka Utah. Se trata el mineral a unos 900° C. y en presencia de un 3 a 4% de cloruro de sodio, en un horno de reverbero, dándole una tostación que dura cuando menos una hora. Los cloruros se volatilizan y se captan en una instalación Cottrell; la pérdida reportada para el plomo es insignificante, pero la de los metales preciosos llega a 10—20%.

La aplicación al método anterior del horno rotativo usado en la industria del cemento ha sido de un éxito enorme según los resultados obtenidos con él en una planta Alemana en Mansfred, en donde además se ha desarrollado en igual horno la volatilidad del zinc en minerales que lo contienen en cantidades menores al 4 y 6%.

La volatilidad diferencial del plomo y el zinc como cloruros ha tenido mucho éxito, pero el mineral por tratar necesita reunir determinadas condiciones. Los minerales deben ser pobres, pues con más de 10% de Pb y una cantidad semejante de zinc, aparecen dificultades en el método y la volatilización del zinc, se hace incontrolable, pasando gran parte con el cloruro de plomo y metales preciosos.

A un lado de los métodos citados hay otros que se apartan de la índole de los hasta aquí señalados, pues valiéndose en general de la vía húmeda, tienen como tendencia la recuperación del zinc en vez del plomo, como operación primera. Los métodos son el del tratamiento electrolítico del zinc a partir de sus minerales y previa lexiviación de estos para obtener el zinc en la solución. La electrolisis se efectúa con el sulfato y en la actualidad el método compite con el de retorteo que corresponde a la metalurgia ignea del zinc; el método se ha aplicado a minerales sulfurados y previa tostación oxidante para obtener

los sulfatos; con los minerales mixtos de plomo sulfurados, el plomo queda en el residuo como insoluble junto con los metales preciosos, y a este residuo se le ha aplicado con éxito la lexiviación con solución saturada de sal, pero el método no es aplicable a los minerales oxidados y con ganga básica por la misma razón que no se les aplica directamente la lexiviación con solución ácida de sal, es decir porque el consumo de ácido es enorme y prohibitivo para la aplicación del método.

También se han propuesto varios reactivos alcalinos para evitar el consumo del ácido con los minerales de ganga básica y entre estos dice Oldridge, el de más porvenir es el del Amoníaco.

APLICABILIDAD DE LOS METODOS, AL MINERAL QUE SE ESTUDIA

El estudio petrográfico de la muestra mineral indica una probable deficiencia de los métodos de concentración mecánica al aplicarlos para separar el plomo del zinc, debido al poco tamaño de los cristales y a su asociación tan íntima. No me fué posible efectuar pruebas de concentración mecánica para comprobar lo dicho y aun cuando creo, (porque en algunos casos prácticos la decisión puramente petrográfica ha dado resultados malos); que no se debe aceptar una conclusión fundada solo en los datos que el mineral suministre en el microscopio; en este caso los acepto como concluyentes por existir la evidencia práctica en otros minerales oxidados de plomo y zinc, que no se han podido concentrar mecánicamente de una manera aceptable, pues gran parte del plomo como carbonato da una masa terrosa que no puede ser separada del carbonato de zinc.

La flotación con aceites, ha sido en muchos casos la que ha solucionado muchos problemas de concentración y de tratamiento de minerales complejos, sin embargo la técnica para el tratamiento de minerales oxidados por este método, no está por completo desarrollada en la actualidad. El desarrollo presente favorece el uso de un circuito alcalino y no se conocen métodos que eliminen el uso de agentes sulfurantes solubles—como sulfuros y polisúlfuros de los alcalis, alcalino terreos, sulfitos, azufre, etc.,—necesarios para sulfurar la partícula de metal por flotar.

El Bureau of Mines de Estados Unidos ha estudiado la flotación de minerales oxidados de una manera muy completa, y en uno de sus boletines describe el método más adecuado para el tratamiento de minerales que no pueden concentrarse mecánicamente, método que actualmente está en uso en varias plan-

tas, pero que no es aplicable a minerales oxidados que contengan muchos óxidos o sulfatos básicos, principalmente de manganeso, plomo y fierro, porque estos reaccionan con el sulfuro y no solo hacen un fuerte consumo de él, sino que además impiden la sulfuración del carbonato de plomo; como resultado de esto el método no se puede aplicar a esta clase de minerales y el problema de su tratamiento subsiste, como subsiste en el mineral que estudio, pues precisamente contiene óxidos de manganeso y en algunos casos por análisis completos que sobre diversas muestras he efectuado hasta óxido de plomo. Por la falta de pruebas experimentales, la conclusión es sin embargo, solo cualitativa, sin poder deducir el rendimiento práctico de dicho método.

Los métodos actualmente en uso para minerales no metálicos que se concentran por medio de la flotación en soluciones jabonosas y de silicato de sodio, no se han extendido hasta hoy a minerales metálicos y su aplicación puede ser de interés, pero con minerales básicos creo la aplicación difícil, porque los reactivos, ácido oleico y silicato de sodio dan compuestos insolubles con el calcio que forma la ganga del mineral; esta suposición de la mala aplicación de esta flotación a los minerales oxidados básicos es como se ve fundada, pero quizá la práctica la contradiga. Como en el caso de la concentración por flotación con aceite, en el presente tampoco pude efectuar pruebas prácticas por falta de máquinas apropiadas, y tomo también esta concentración como deficiente de una manera cualitativa, pero haciendo la salvedad que quizá en la práctica suceda lo contrario.

Por otro lado el tratamiento del mineral con solución saturada de cloruro de sodio sola, es por completo inefectivo; el análisis petrográfico indica así como comprueba la práctica en otros distritos mineros análagos al que estudio, que la plata está como cloruro y clorobromuro, y en la lexiviación del mineral con sal logré obtener la casi totalidad de la plata en solución, pero en cambio, sólo una cantidad insignificante de plomo, la que corresponde al mineral que se oxidó a sulfato.

En el tratamiento con solución ácida de sal se obtienen muy buenos resultados, pues al tratar el mineral con solución saturada de sal y ácida (10% en volumen de ácido sulfúrico conc.) pasa en solución el 97.3% de la plata y el 91.7% de plomo además de recuperarse el 79.8% del zinc que también pasa a la solución; pudiéndose aumentar estas cantidades si la lexiviación se hace en caliente, pero el consumo de ácido es muy

grande por el gasto que de él hace la ganga. Además la solución pasa muy impura, turbia y colorida y el residuo queda sumamente fino y gelatinoso, entorpeciendo la filtración y con seguridad también una extracción más completa.

El Oro escapa al tratamiento, pues por ensaye del residuo encontré el 98% del contenido originalmente en el mineral; la extracción de la plata por ensaye del residuo es menor que la determinada por análisis de la solución y corresponde a 94.4%.

La tostación con sal seguida de lexiviación aumenta el rendimiento en metales preciosos, pero en cambio, disminuye el correspondiente al plomo y al zinc. En un ensaye calcinando el mineral con sal (50%) en el horno de ensaye y mientras se llevaba una desecación de unas copelas a una temperatura de unos 600° centígrados, obtuve solo 78.6% de plomo en solución después de lexiviar con la solución saturada de sal y el 64.8% de zinc, en tanto que logré el 98.1% de la plata y el 93.6% del oro. La creencia de que la temperatura hubiera sido un poco más alta de la anotada, me hizo verificar una calcinación a unos 400° C., la extracción subió a 91.8% para el plomo y 71.5% para el zinc pero los rendimientos en plata y en oro bajaron ligeramente y por ensaye del residuo encontré una extracción de 97.6% de plata y de 86.6% de oro.

Los ensayos por volatilidad los verifiqué en un horno de tubo horizontal y con calefacción eléctrica, el mineral lo usé en cantidades de diez gramos, que mezclé con cinco gramos de sal (correspondiente a 50%). El primer ensayo fué a 600°C. y dejando las navecillas por media hora en el horno a través del cual pasé una corriente de aire. Transcurrida la media hora saqué las navecillas, las dejé enfriar y disolví el contenido de una de ellas, dividiendo la solución en dos partes, en una determiné plomo y en la otra zinc. El mineral original me acusó 31.7% de plomo y el residuo sólo 28.9, es decir, una diferencia de 2.8% imputada al plomo volatilizado como cloruro; la cantidad de zinc fué la determinada en el mineral original y después con el duplicado ensayé el residuo, encontrando igual cantidad de plata y oro que en la muestra primitiva. A 700° C., la volatilidad del plomo no aumenta de manera notable, pues encontré 27.2% de él en el residuo, e igual cantidad de zinc, plata y oro que en el mineral original. A 800° C. encontré solo 14.3% de plomo, una volatilidad de 2.5% para el zinc y de 5.1% para la plata, siendo inapreciable la del oro. A unos 900° C. queda solo 2.9% de plomo sin volatilizarse, la volatilidad del zinc se eleva a 9.4% y de plata solo quedan unos 60 gramos en el

residuo, es decir, le corresponde una volatilidad de 86.8%; la correspondiente al oro es inapreciable con la cantidad de mineral con que trabajé. A 1000° C. queda menos de 1% de plomo pero la volatilidad del zinc se eleva bruscamente hasta 22.3%; la de plata y oro se completan, pues por ensayo del residuo se hacen aparentes solo huellas de ellos.

La lexiviación con ácido sulfúrico con mira en la recuperación electrolítica del zinc, da buenos resultados y la extracción es casi independiente de la fuerza de la solución ácida, solo usé tres concentraciones, al 2, 4 y 6% en ácido sulfúrico y los resultados obtenidos en rendimiento de zinc disuelto son respectivamente: 71.2; 72.6 y 71.8% del zinc total. La solución pasa muy impura y el residuo queda gelatinoso,—algo del zinc está como silicato y al ser atacado queda silice gelatinosa, que impide un ataque más completo; al tratar con ácido sulfúrico concentrado para deshidratar a la sílice, el rendimiento subió hasta 84.3% del zinc total. La cantidad de plomo es muy pequeña y solo encontré 0.32 gramos disueltos en la solución al 4% de ácido. La solución no da reacción de plata, pero en cambio va impurificada con fierro, manganeso, calcio, magnesio; la aplicabilidad del método la deben fijar el consumo de ácido y la necesidad de purificar la solución de lexiviación que como digo pasa muy impura.

Los resultados de la lexiviación con carbonato de amonio son muy buenos; la solución la usé al 10% de carbonato de amonio, un litro de dicha solución fué dejado en contacto con 10 gramos de mineral por 24 horas, al cabo de las cuales filtré y analicé la solución que por litro contuvo: plomo 0.04 gramos que corresponden a 1.26% del total, y 1.32 gramos de zinc. Prácticamente como se ve, nada de plomo disuelto y el 80.0% del zinc; por ensaye del residuo encontré 20 gramos de plata que indican que el 96.0% de ella se disolvió, la totalidad del oro queda en el residuo.

ELECCION DEL METODO

Las pruebas preliminares para la elección del método de tratamiento del mineral indican todas unas buenas extracciones y que el mineral es realmente uno muy dócil al tratamiento; únicamente no son aplicables los métodos de concentración mecánica y de flotación.

Los mejores resultados parecen estar indicados por los métodos de lexiviación con ácido sulfúrico y con carbonato de amonio. Los resultados dados por el método de tostación clorurante seguido de lexiviación son también muy buenos, pero el método tiene el inconveniente de necesitar una fuerte cantidad de sal y de obtener todos los metales en la solución, por lo cual se necesita una separación posterior de ellos; si la separación pudiera lograrse por vía electrolítica, el método sería ideal, pero en la actualidad los experimentos llevados a esta finalidad han sido infructuosos, el método en su desarrollo actual efectúa la separación por vía química y se necesitan muchos reactivos para ello; la plata y el oro se separan por adición de polvo de zinc generalmente, después el plomo por medio del fierro, la separación final del zinc se logra hasta la fecha con carbonato de calcio, pero junto con él se separan todas las impurezas de la solución y en tal grado que como ya hice notar la Tintic Standard, que trabaja el método en grande escala prefiere perderlo. Además de esto la precipitación química trae consigo la impurificación de la solución de tal modo que se hace necesaria una operación secundaria de purificación o desechar la solución que lleva una cantidad considerable de sal.

Los resultados por volatilización indican que el método puede ser adoptable para tratar el mineral, sin embargo, la separación del plomo y el zinc es menos perfecta que con los méto-

dos de lexiviación. En las pruebas efectuadas se indica que para lograr una recuperación íntegra de los metales preciosos, es necesario pasar la temperatura de 900° C. prácticamente llegar a los 1000 y a esta temperatura se tiene que pasar ya una cantidad de zinc correspondiente al 22%. Un estudio minucioso de la aplicabildad del método quizá pueda dar condiciones más favorables, pero no creo que ni aun así pueda competir económicamente con los de lexiviación; para ambos métodos se necesita molienda en todo caso más fina para los métodos de lexiviación, pero en tanto que estos últimos necesitan además el gasto de reactivo lexiviante, el método por volatilización hace uso también de sal que es cara y necesita mucha exigiendo además combustible abundante y la instalación de una dependencia recuperadora de polvillos, cuyo trabajo no es económico.

Por lo antes expuesto se ve que quedan como aplicables los dos métodos dados para la lexiviación del mineral.

Con objeto de ver la cantidad de ácido consumido por el mineral, coloqué un gramo de él en un matraz, le dejé caer solución normal de ácido sulfúrico, dejé en reposo por 2 horas, inyecté aire para desalojar el ácido carbónico y titulé con solución normal de sosa; la cantidad de ácido consumido fué de 6.2 c. c., es decir, por gramos fué de 0.3038 de ácido sulfúrico o sea que por ciento el mineral consume unos 30.38 gramos de ácido, cantidad como se ve muy elevada.

La cantidad de ácido consumido disminuye con la concentracción usada, y por ejemplo, con solución decimo normal que proporcionalmente debería consumir 62 c. c. consume sólo 52.8 que corresponden a 0.2587 gramos, o sea 25.87% de consumo de ácido, cantidad todavía muy elevada si se toma en cuenta que la solución deci-normal, es sumamente diluída para ser usada prácticamente como solución de lexiviación.

En cambio, una particularidad se puede decir única del método al carbonato de amonio es la recuperación del reactivo. En la solución que obtuve de la prueba de lexiviación tomé 1 c. c. que calenté con cal en un matraz con refrigerante a reflujo para destilar el amoníaco, que recibí en ácido valorado, la cantidad de ácido consumido fué de 17.6 c. c. que corresponden a 0.2992 gramos de amoníaco; un gramo del carbonato de amonio usado consume 19.8 c. c. que corresponden a 0.3366 gramos de amoníaco, es decir, hay una pérdida de 11.11%, ó sea una recuperación de 88.89% del amoníaco contenido en el carbonato de amonio usado.

METODO ELEGIDO

Varios metalurgistas han tratado de utilizar la solubilidad del óxido de zinc en las soluciones amoniacales para beneficiar las calaminas pobres. La primera patente amparando este tratamiento parece ser una Francesa pedida en 1882 por Kraft y Schischkan.

En 1901 Pinard patentó el uso de soluciones hirvientes amoniacales para lexiviar los minerales de zinc oxidados y carbonatados, y en 1903 Malzac pidió otra patente para un método basado en igual principio.

En 1901 Bermont patentó el uso de sulfuros solubles para en cantidad limitada purificar las soluciones amoniacales.

Un método basado en igual principio describe Schnabel en su Metalurgia para el tratamiento de costras de zinc, y al mismo tiempo demuestra que el óxido de zinc se disuelve más fácilmente en carbonato de amonio que en una solución solamente amoniacal.

Según Schnabel la solubilidad del óxido de zinc en una solución amoniacal no carbonatada a 14° C. está representada por los valores que siguen y que indican proporciones relativas de óxido de zinc y amoníaco en 100 partes de la disolución:

Amoníaco:	20	15	10	5	3
Oxido de Zinc:	1.78	1.75	1.51	0.56	0.25

Si a una solución amoniacal se le hacen absorber cantidades crecientes de ácido carbónico, el poder disolvente de la solución aumenta y pasa por un máximo en el cual la cantidad de anhidrido carbónico está comprendida entre 6 y 10 para 6 partes de amoníaco. La solubilidad del carbonato de zinc en estas soluciones amoniacales carbonatadas se da en la tabla siguiente:

100 gr. de disolvente contienen en gramos.		Dis. en 24 h. gr.ZnO	100 gr. de disolvente contienen en gramos.		Dis. en 24 h. gr. ZnO
NH_3	CO_2		NH_3	CO_2	
6.49	2.70	3.60	6.17	7.94	9.85
6.44	3.36	6.45	6.13	8.61	9.95
6.34	5.07	8.65	6.05	10.07	10.65
6.25	6.02	9.95	6.03	10.47	9.95
6.28	6.06	9.75	5.91	12.63	7.95
6.19	7.59	10.05	5.90	12.81	7.35

Lodin sostiene que en estas soluciones de carbonato de amonio el zinc queda como carbonato doble disuelto en exceso de carbonato de amonio y se apoya para decir esto en que por dilución se puede provocar la precipitación de carbonato de zinc y amonio en cristales blancos y transparentes. Calentando estos cristales a 50 ó 60º C. dan el carbonato de amonio en exceso.

No es esta sin embargo, la única explicación y varios otros Químicos creen que no hay una combinación real del zinc con el amonio, sino que el zinc está disperso y en solución coloidal, pero corresponda a quien sea la razón, realmente ello no viene al caso y lo único de interés es el que el zinc se disuelva.

Como poco antes digo son muchas las patentes que han amparado el uso de soluciones amoniacales para lexiviar los minerales de zinc y cito algunas Francesas; entre otras más modernas y que comprenden a otros países y en especial a los Estados Unidos, se nota que las soluciones amoniacales propuestas son en su mayor parte de carbonato de amonio y esto tiene su origen en que el ácido carbónico tanto del aire como el del mineral se acumula en dichas soluciones amoniacales, así como también porque dicho ácido carbónico no entorpece la solubilidad de los compuestos del zinc oxidados y en cambio disminuye la volatilidad del amoníaco. El método ha sido propuesto también por Bretherton en 1913 para el tratamiento de mineral sulfurado de plomo y zinc, y quizá sea esta la proposición más seria que se ha hecho del método, pero sin embargo, este no ha llegado a la práctica. El método exige el uso de un reactivo que como el amoníaco hasta hace años no había entrado de plano a la Gran Industria y conservaba un alto precio, sin embargo, actualmente con los métodos sintéticos de fijación del nitrógeno atmosférico, este precio ha sido disminuído notablemente y al grado que parece más costeable fabricar ácido nítrico a partir y por oxidación catalítica del amoníaco que di-

rectamente del nitrógeno atmosférico, por lo menos en la práctica Americana actual. El abaratamiento no se ha dejado sentir solo en la fabricación del ácido nítrico, sino que el amoníaco ha invadido el terreno de la Metalurgia y son varias las Empresas que lo usan para beneficiar por lexiviación minerales de cobre, habiendo en la actualidad plantas como la "Calumet y Hecla" en Michigan con una capacidad de 2000 toneladas.

En esta forma el problema del amoníaco que en los primeros días de la aplicabilidad de estos métodos parecía insuperable, no subsiste y aun queda el de su recuperación que se ha logrado resolver tanto en la Metalurgia como en la Industria, en la cual se usa aun en mayor cantidad para la fabricación del carbonato de sodio por el método de Solvay.

La recuperación del amoníaco es un problema de fácil solución. En una prueba de laboratorio efectuada por mi, ya hice ver cómo se logra una recuperación de 88.89% del amoníaco usado, cifra que ya indica una buena recuperación, sin embargo de que en la práctica puede ser fácilmente sobrepasada. Bretherton en el trabajo experimental del método en escala semicomercial y con mineral sulfurado logró una recuperación de 95.56% del amoníaco usado y en la práctica con aparatos especiales esta cifra puede fácilmente lograrse.

Queda como objeción que repetidamente se ha hecho al método el que el zinc queda necesariamente en solución diluída porque la mayor cantidad que de él pueden disolver las soluciones amoniacales carbonatadas es de solo 10.65% de óxido con la solución al 6.05% de amoníaco; tanto el zinc como el amoníaco se recuperan por concentración de la solución, al verificarse, la cual el amoníaco se volatiliza y el zinc se recupera como hidrocarbonato del cual puede obtenerse ya sea el óxido que es ya un producto comercial o seguir marcha para la obtención del metal, esto fuera de que el zinc se puede además recuperar electrolíticamente de la solución amoniacal, o bien por precipitación como sulfuro por medio de un sulfuro soluble o de ácido sulfhídrico. Pero a un lado de estas observaciones la objeción es unilateral y no aborda el problema en la forma debida, la Gran Industria Química ha tropezado con problemas mayores que han sido resueltos favorablemente y completamente análogo es el problema creado por la introducción del método Solvay. Este método como es bien sabido procura la fabricación del carbonato de sodio pasando por bicarbonato y usando amoníaco, cloruro de sodio y ácido carbónico. La solución de sal se usa saturada en frío (26 a 27% de Na Cl) y a esta solución se le pasa amo-

níaco seco hasta tener 6 a 8% de él—en cantidad que varía según la técnica particular—y después se inyecta el ácido carbónico que precipita el bicarbonato de sodio insoluble en la solución amoniacal; el bicarbonato se separa por filtración y la solución que lo abandona lleva la casi totalidad del amoníaco usado, el 15 ó 20% del cual está como bicarbonato y el resto como cloruro; se agrega en estas condiciones óxido de calcio y se destila el amoníaco. La pérdida en amoníaco en la práctica de hace unos 10 años llegaba solo de 0.5 ó 2% y es natural que actualmente sea menor, la solución ya sin amoníaco contiene aproximadamente de 7.5 a 8.5% de cloruro de calcio y 5.6 o 6.0% de cloruro de sodio y aun es costeable en algunos casos la recuperación de estos cloruros. Como se ve el problema es muy semejante y aun hay a favor de su aplicación al caso de los minerales de zinc, que el óxido de zinc es un material básico por medio del cual se puede desalojar el amoníaco sin la intervención del óxido de calcio.

Respecto al otro reactivo por usar, el ácido carbónico, se obtiene de la calcinación del carbonato de calcio para obtener el óxido, operación ya de si costeable y que daría el ácido carbónico necesario probablemente sin costo alguno o con un costo muy reducido; la caliza es abundantísima en la región de que procede el mineral, y el óxido de calcio un material de mucho consumo y que es beneficiado en la República de manera muy extensa, pero en ningún caso se aprovecha el ácido carbónico desprendido durante la calcinación

APLICABILIDAD DEL METODO ESCOGIDO Y MEJORES CONDICIONES DE TRABAJO

Visto así a grandes rasgos el método al amoníaco y las experiencias relativas a su aplicabilidad al mineral que estudio, el siguiente paso es la determinación de las mejores condiciones de trabajo del método; para lograr esto la primera determinación efectuada es la relativa a la mejor concentración de la solución amoniacal. En la tabla que poco antes dí relativa a la solubilidad del carbonato de zinc en solución de carbonato de amonio, se ve que la mejor concentración corresponde a la solución que contiene 6.05% de amoníaco y 10.07% de ácido carbónico y que pone en solución a una cantidad de carbonato de zinc correspondiente a 10.65% del óxido del metal en 24 horas y a la temperatura ambiente. Este dato de por si puede ser suficiente para la elección de la mejor concentración de la solución; efectué sin embargo, pruebas para verificar lo dicho, encontrando la suposición justificada. Preparé tres soluciones diferentes, partiendo de amoníaco con peso específico de 0.905 y correspondiendo a 27% de amoníaco, el cual diluí al doble con agua. Por análisis de esta solución destilando el amoníaco con potasa, recibiendo en ácido sulfúrico valorado y titulando el exceso de ácido, encontré una cantidad de amoníaco correspondiente a 0.1284 gramos por centímetro cúbico. Tomé de esta solución 47.1 centímetros cúbicos, que coloqué en un matraz aforado de litro y aforé con agua, obteniendo una solución con 6.047% de amoníaco; en igual forma preparé otra solución con 5.39 y otra con 6.42% de amoníaco. Tomé de cada solución 500 c. c. que vertí sobre 10 gramos del mineral contenido en

un matraz Erlenmeyer, el correspondiente a la solución al 6.047% lo coloqué en el platillo de una balanza, taré e inyecté ácido carbónico hasta obtener un aumento en peso lo más cercano a 10%; el matraz conteniendo la solución al 6.42% lo conecté al Kipp productor de ácido carbónico por la tercera parte del tiempo empleado con el de la solución al 6.047% y el de 5.39% por un tiempo doble, después de lo cual tapé los matraces y los dejé en reposo por 24 horas, las extracciones logradas fueron:

Para la solución al 6.42% de amoníaco:

Zinc en solución.....	82.3 %	del total.
Plomo en solución.....	1.34%	del total.
Plata en solución.....	98.6 %	del total.

Para la solución al 6.047% de amoníaco:

Zinc en solución.....	82.4 %	del total.
Plomo en solución.....	0.82%	del total.
Plata en solución.....	98.4 %	del total.

Para la solución al 5.39% de amoníaco:

Zinc en solución.....	82.4 %	del total.
Plomo en solución.....	0.63%	del total.
Plata en solución.....	97.8 %	del total.

ados como se ve muy semejantes y en los cuales se nota como la extracción del zinc es independiente de la concentración de la solución, por lo menos dentro de los límites indicados por las soluciones; además como hecho que se puede deducir del comportamiento, se ve cómo la cantidad disuelta de plomo disminuye notablemente conforme aumenta la del ácido carbónico, igual parece suceder con la plata si bien en escala más reducida. Estos hechos en efecto tienen su explicación; para el zinc el efecto no se hace muy aparente y parece corroborar lo dicho por Schnabel de que el bióxido de carbono no influye en la solubilidad del óxido de zinc, la cual la da Lssaigne como de 1428 partes de agua para una del óxido, y para agua saturada con ácido carbónico a 4 — 6 atmósferas la da Wagner, correspondiendo a una parte de óxido en 189 partes de agua, en tanto que en esta misma solución saturada de bióxido de carbono a 4 — 6 atmósferas la solubilidad del óxido de plomo es prácticamente nula. Si en el zinc la influencia no se hace muy marca-

da, en el plomo sí, el sulfato de plomo es algo soluble en sales amoniacales, pero según Rose, es absolutamente insoluble en soluciones de bicarbonato, de ahí que la cantidad encontrada en solución sea menor al hacerse más ácido el carbonato.

Respecto a la Plata indica el análisis petrográfico su existencia como cloruro y bromuro, y ambos compuestos son solubles en amoníaco, lo mismo que son solubles en exceso de solución de carbonato de amonio.

Siendo según lo anterior independiente la extracción de la concentración de la solución usada, la que deberá elegirse es la que disuelva la mayor cantidad de zinc, es decir una que tenga una concentración de un 6%; la cantidad de ácido carbónico en esta forma debe ajustarse al 10%.

Hasta aquí las soluciones usadas han sido propiamente de amoníaco y no de carbonato de amonio, esto tiene como razón de ser el que desde un principio esperaba una disminución en la extracción por lo menos de la plata al usar directamente soluciones de carbonato y debido a la menor solubilidad de los halógenuros en la solución de carbonato frente a la de amoníaco. No me he basado sólo en esta suposición, y efectué las pruebas que siguen:

Con la solución al 6.047% de amoníaco ya indiqué una extracción de 98.4% de la plata, tomando de los restantes 500 c.c. que sobraron de la preparación de dicha solución 100 c.c. les pasé ácido carbónico hasta obtener un aumento de 10 gramos, introduje en esta solución 10 gramos de mineral, tapé el matraz y dejé en reposo por 24 horas, filtré la solución, lavé el residuo y por ensaye encontré el 96.6% de la plata en la solución; como se ve, hay una diferencia de 1.8% con la cifra anterior, lo cual demuestra la disminución del porcentaje de extracción antes logrado con la solución amoniacal.

Basándose en las experiencias anteriores deberá usarse durante la lexiviación, una solución al 6% de amoníaco y con la cual se lexiviará primero el mineral y después se le inyectará a la pulpa el ácido carbónico necesario.

El carácter de agregado microcristalino del mineral que indica su examen al microscopio, no permite que el mineral se use en grano grueso, y es por esta razón que no tiene caso efectuar prueba para el tratamiento por percolación, es además por esta razón que recomiendo el uso de tanques de tipo Pachuca y cerrados para verificar la lexiviación, máxime cuando el uso de estos tanques permite verificar la circulación de la pulpa del

mineral en la solución de amoníaco por medio del mismo ácido carbónico a presión.

Si bien el mineral no permite el tratamiento en un estado de molienda tosca, la pulverización es una de las operaciones Metalúrgicas más caras y cualquier reducción en ella significa un buen ahorro. Todas las pruebas efectuadas las he verificado con mineral del cual el 100% pasa por el tamiz de 200 mallas, la influencia de la reducción en la pulverización se deja sentir en las experiencias que siguen:

1.—El 64% pasa por la malla 200, el 28 por la de 150 y el resto por la de 100; la muestra ensayó 16.6% de zinc (16.589) el zinc disuelto al tratar 10 gramos del mineral con 100 c.c. de solución de amoníaco al 6.047% y haciéndole barbotar ácido carbónico por 8 horas fué de 1.339 gramos, o sea 80.7% del total pasa en solución.

2.—El 31% pasa por el tamiz de 200 mallas, el 58 por el de 150 y el resto (11) por el de 100. Zinc por análisis 16.75% zinc encontrado en la solución siguiendo la marcha anterior 1.296 gramos, es decir, una extracción de 77.4%.

Como se ve por las anteriores experiencias el mineral no tolera una reducción en la molienda, y hay que sacrificar el costo de esta haciéndola lo más fina posible si se quiere tener una buena extracción.

Como las soluciones en operación subsiguiente deben concentrarse para recuperar tanto el amoníaco, como el zinc, las soluciones deben llevar la mayor cantidad posible del metal, para evitar una evaporación inmoderada de agua, es necesario por esto usar métodos de agotamiento progresivo de los residuos, con soluciones cada vez más frescas hasta lograr la saturación de ellas, en esta forma no tiene caso determinar la mejor dilución de la pulpa, pues este se hace un problema de resolución ya propia de la planta.

De las soluciones amoniacales se recuperará la plata por precipitación como sulfuro antes de ser eliminado el amoníaco y por medio de adición de sulfuro soluble en ligero exceso sobre el necesario, la solución que lleva el zinc, pasará después a recuperación del amoníaco y finalmente del zinc. Por evaporación se obtendrá el hidrocarbonato que puede calcinarse a óxido o partir de él para que poniéndolo en solución sulfúrica obtener el zinc metálico por electrolisis. El tratamiento subsiguiente de los productos no entra dentro de la índole del presente trabajo, en el cual me propuse estudiar solamente lo relativo al tratamiento para separar el plomo del zinc.

Como conclusiones finales que se pueden entresacar de lo estudiado, se ve que el mineral es uno complejo a los tratamientos de concentración y de vía ignea, y que esa complejidad se manifiesta en el método elegido sólo en la molienda que necesita ser muy fina, estando por lo demás perfectamente adaptado al tratamiento indicado.

FECHA DE DEVOLUCION

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