

Estudio de la recuperación de plata en la flotación de galena

POR EL

DR. JOSE LOPEZ MEROÑO

Profesor Adjunto de la Facultad de Ciencias

I

INTRODUCCION

La plata es uno de los metales usados desde la más remota antigüedad, su descubrimiento se vió favorecido por el hecho de encontrarse en estado nativo, junto con el oro y otros metales, aunque en menor proporción, pues las especies más abundantes de plata han sido siempre los compuestos. Ya en la época de los fenicios tenían fama las minas de plata de España, por su riqueza, y en la época de los romanos ya estaban en explotación la mayor parte de las minas, que se podían beneficiar de forma rentable.

La extracción prolongada desde tiempos tan remotos produjo el agotamiento de las minas ricas en plata, y en la actualidad solamente quedan pequeños yacimientos en los que se extrae el sulfuro de plata, como tal, la mena más importante de plata es la galena argentífera, en la que aparece en proporción de 1:1.000 respecto al plomo.

Los usos clásicos de la plata fueron la fabricación de monedas (todavía hoy se designa como grupo de los metales de acuñación al Ib del sistema periódico) y objetos de adorno, pero en las últimas décadas y a causa del desarrollo industrial y comercial ha aumentado grandemente su empleo, y se consumen grandes cantidades como reserva monetaria, para recubri-



mientos electrolíticos de reflectores, espejos, etc., emulsiones fotográficas, aleaciones para soldar, en la construcción de contactos de aparatos eléctricos y en otros muchos usos. Las cotizaciones de la plata en los últimos años han sido (1):

Enero	1961	1.797,20	ptas.	el Kg.
Enero	1962	1.968,21	»	»
Marzo	1962	1.908,84	»	»
Julio	1962	1.975,18	»	»
Septiembre	1962	2.239,58	»	»
Octubre	1962	2.317,52	»	»
Enero	1963	2.401,95	»	»
Julio	1963	2.502,16	»	»
Enero	1964	2.513,58	»	»
Julio	1964	2.520,07	»	»

Este aumento de cotización que continúa con ritmo creciente, ha hecho reconsiderar el problema de los rendimientos en los procesos de extracción, con vistas a lograr un mayor aprovechamiento de las minas de que se dispone, pues hasta ahora se había considerado la plata, como un componente escaso, pero valioso, de la galena y se admitía que al flotar la galena lo habría de hacer también la plata. De aquí que todos los esfuerzos se canalizaran a tratar de aumentar la recuperación de galena, sin tener en cuenta el comportamiento de la plata, pues su precio, por una parte y su escasa concentración, por otra, no lo justificaban.

Como ya se ha indicado, estas condiciones van cambiando favorablemente, al mismo tiempo que aparecen técnicas adecuadas que permiten estudiar donde se encuentra la plata, en qué especies, causas que motivan los bajos rendimientos actuales y posibilidades de aumentarlos; y si cualquier intento de estudiar el porqué del comportamiento de una sustancia, tiene ya de por sí un interés intrínseco, ese interés aumenta en este caso por la naturaleza del problema, pues lejos de considerarlo como un hecho empírico, se va a estudiar el comportamiento de unas especies naturales como la galena y la blenda de las que diariamente se tratan en los distintos lavaderos de esta Región unas 10.000 toneladas, para extraer de ellas la galena, blenda y magnetita que contiene, así como también la plata.

Por tanto, el trabajo en sí trata de tener el interés de poder aportar algunos datos y conocimientos que nos ayuden a interpretar los complicados procesos que determinan la flotabilidad de las distintas especies minerales, y poder, de esta forma, contribuir a mejorar los rendimientos de algunos procesos, lo que siempre será interesante, debido a la cantidad de mineral que se trata diariamente.

Esto nos movió a iniciar este trabajo pensando, no sólo en los resultados teóricos que se pudiesen obtener, sino también en la posibilidad de poder contribuir a mejorar algunos de los procesos que intervienen en la flotación de estas especies minerales que tanto interés tienen en las explotaciones mineras de nuestra Región.

Finalmente, queremos hacer público desde aquí nuestro profundo agradecimiento a la Facultad de Ciencias de la Universidad de Murcia, a la Sociedad Minera y Metalúrgica de Peñarroya, y a la Comisaría de Protección Escolar, y a todas aquellas personas e instituciones que en mayor o menor grado han prestado su colaboración y ayuda, y sin las cuales no hubiese sido posible la realización de este trabajo.

1) ANTECEDENTES

El mineral objeto de nuestro estudio procede del lavadero «Roberto» que se encuentra situado en Portmán (Murcia) y pertenece a la Sociedad Minero Metalúrgica de Peñarroya.

En este lavadero se tratan diariamente 2.000 Tm. de mineral de tipo silicato, que procede de las canteras que esta empresa explota en la Sierra de Cartagena.

En dicho lavadero el mineral pasa primero por la sección de machacado, donde queda reducido a tamaño inferior a 200 mm; después, en la sección de trituración, se reduce en la primera etapa hasta tamaño inferior a 70 mm y en la segunda hasta tamaño inferior a 25 mm., que es el óptimo para alimentar los molinos de barras que realizan la operación final de reducir el mineral hasta tamaño inferior a 48 mallas y formar la suspensión de las partículas minerales en agua; suspensión que recibe el nombre de pulpa, que es la forma adecuada para realizar el proceso de flotación.

Este mineral, cuya composición se da más adelante, contiene, aproximadamente, un 2 % de plomo en forma de galena argentífera y un 0,002 % de plata. Después de reducido al tamaño adecuado, y ya en forma de pulpa, pasa a las celdas de flotación, que son unos recipientes rectangulares de, aproximadamente, un metro cúbico de capacidad, provistos de un agitador que tiene la doble misión de mantener la pulpa en constante agitación y provocar una corriente ascendente de aire, en forma de pequeñas burbujas, a través de la pulpa, con lo que se facilita el arrastre de las partículas minerales por formación de espuma.

En estas celdas se realiza el proceso de enriquecimiento o concentración.

Antes de entrar a las celdas, se incorporan a la pulpa los reactivos cuya misión y forma de actuar se describen más adelante, son generalmente cianuro sódico que actúa como depresor de la blenda y de la pirita, óxido de calcio, cuya misión principal es conseguir el pH adecuado para la operación, etilxantato, que actúa como colector de las especies que nos interesan. En este caso, galena y blenda que son las especies que se recuperan mediante el proceso de flotación.

Cuando se ha alcanzado la distribución homogénea de los reactivos en la pulpa, empieza el proceso de flotación. En las celdas de flotación se separa inicialmente una fracción del mineral que recibe el nombre de concentrado de galena o concentrado B, con una ley de plomo superior al 50 % frente al 2 % del mineral inicial.

Una vez que se ha conseguido recuperar del mineral toda la fracción de plomo que es recuperable, 70 a 80 % del contenido inicialmente, se pasa el mineral a la sección siguiente, donde en unas celdas iguales a las anteriores se le añade sulfato de cobre, para conseguir devolver la flotabilidad a las partículas de blenda que se encuentran en suspensión en la pulpa y obtener otra fracción de mineral concentrado que se denomina, generalmente, concentrado de blenda o concentrado C, con una ley de Zn también superior al 30%.

El resto de la pulpa que queda en las celdas de flotación recibe el nombre de estéril o fracción R, y se desecha como inservible para su aprovechamiento por flotación, aunque pasa a otra sección del lavadero para recuperar la magnetita.

Las determinaciones cuantitativas de los metales que nos interesan en las distintas fracciones obtenidas durante el proceso y en la alimentación han dado los siguientes resultados:

Contenido en	Alimentación	Conc. de Galena	Conc. de Blenda	Estéril
Ag %/Pb. %	1,2.10 ⁻³	1.10 ⁻³	6,6.10 ⁻³	2,6.10 ⁻³
Plomo %	1,876	50	1,5	0,3
Zinc %	0,9	2	30	0,3
Plata %	0,002	0,05	0,01	0,0008

La diferencia entre el contenido de metales en la alimentación y en el estéril, nos dá los valores de la recuperación que son:

1,5 % de Pb	15.000 gr de Pb/T
0,6 % de Zn que representan:	4.000 gr de Zn/T
0,012 % de Ag	12 gr de Ag/T

Estos metales se encuentran distribuidos entre los concentrados de galena y blenda en la forma que indica la tabla anterior, y vemos que la relación entre las concentraciones de plata y plomo no se mantiene constante en las distintas fracciones, y ocurre además que varían entre límites muy amplios sin haber variado el proceso en la marcha diaria del lavadero, pues varía la ley de plata de las distintas fracciones, mientras que las recuperaciones de plomo y cinc permanecen constantes, y la única causa de estas variaciones es la diferencia de composición que pueda presentar el mineral, aunque procede todo del mismo yacimiento, la cantera, que, como hemos dicho, se halla en la Sierra de Cartagena.

Se habla siempre, en general, de galena argentífera, pero nunca de blenda argentífera, y vemos que el contenido en plata de la blenda es superior al que corresponde a la cantidad de plomo que en ella existe, y es necesario admitir que la plata no está distribuida uniformemente en la galena, pues si fuese así, habría una relación constante Ag/Pb en la alimentación y en las distintas fracciones que se obtienen al flotar, y hemos visto que la realidad no es así.

La forma de distribuirse la plata en las distintas fracciones nos indica que, además, de la galena, hay también otra especie química que lleva plata, y que puede ser, la blenda, la pirita o, sencillamente, el sulfuro de plata. Por tanto, se ha de admitir, en contra de la creencia general de que sólo la galena lleva plata, que debe existir ésta en forma de otra especie química, completamente independiente, y que si hasta ahora se han encontrado juntas y han flotado juntas, es debido solamente a la similitud de propiedades, y a encontrarse íntimamente asociadas en muchos minerales.

Al hacer un estudio de las recuperaciones de plomo y plata en el concentrado de galena se ve que el plomo representa una recuperación aproximada del 70 u 80 % del total contenido en el mineral, mientras que sólo se consigue recuperar 50 % de la plata que existe en la mena y el resto queda distribuido entre el concentrado de blenda y el estéril y no existe, por tanto, un paralelismo en la recuperación de ambos metales.

2) BIBLIOGRAFIA

Se ha consultado la bibliografía que nos puede ayudar a aclarar este punto y se ha encontrado que según el Prof. PAUL RAMDOHR (2) «Los sulfuros de plata y plomo tienen el mismo sistema cristalino a temperatu-

ras superiores a 170° C y por tanto, a esta temperatura se puede pensar que existen como mezcla homogénea y como disolución sólida de sulfuro de plata en sulfuro de plomo, pero al disminuir la temperatura por debajo de este valor, el sulfuro de plata pasa del sistema regular al rómbico mientras que el sulfuro de plomo no sufre alteración. Debido a este cambio de estructura no se puede seguir pensando en una distribución homogénea pues los cristales del sulfuro de plata no se pueden incorporar a la red del sulfuro de plomo, se ha demostrado según C. COELTER (3) que «el sulfuro de plata está en forma de inclusiones distribuido con mayor o menor regularidad en la red del sulfuro de plomo».

Esto daría lugar a una distribución bastante uniforme, aunque susceptible de variaciones, pues al aumentar el grado de molienda se podría conseguir una liberación casi total de estas inclusiones, pero si se tiene en cuenta el grado de molienda normal que es necesario para la preparación de la pulpa de flotación (48 mallas), no se puede pensar que se haya conseguido esta liberación, o separación total de las dos especies, pues el tamaño de estas inclusiones es muy pequeño, por tanto hay que pensar en alguna otra posibilidad.

Según CHATVAVARTY P. S. (4), los minerales de plata se han encontrado entre los granos de galena, y según LINOVICH (5), se ha llegado a las siguientes conclusiones.

1) Los minerales de plata (electrón, plata nativa y estefanita) no juegan un papel importante en la distribución de la plata en los minerales sulfurados.

2) La opinión de que la tetraedrita es el principal portador de la plata es incorrecta.

Se han obtenido datos que comprueban que la tetraedrita contiene menos de la mitad de toda la plata (35-45 %).

3 Sin embargo, la mitad de la plata de los minerales primarios de depósito está en estado disperso en los sulfuros minerales.

Galena (Ag 0,2 %), calcopirita y esfalerita contienen las mayores cantidades de Ag; la pirita contiene menos plata.

4) Existe una clara distribución vertical, que se expresa como disminución en el contenido de plata al aumentar la profundidad.

II

OBJETO DEL TRABAJO

A la vista de los antecedentes expuestos, nos hemos propuesto como objeto de nuestro trabajo, demostrar que:

1.º) Existe una distribución o reparto de la plata entre las distintas especies que componen el mineral y que ésta no se halla exclusivamente en la galena.

2.º) Puede mejorarse la recuperación de plata, en el mineral objeto de nuestro estudio, por encima de las recuperaciones normales que se consiguen en el lavadero «Roberto», en el que se está tratando industrialmente.

III

ESTUDIO MINERALOGICO

1) COMPOSICION DEL MINERAL

Se ha iniciado este trabajo realizando un análisis químico completo del mineral, según las técnicas descritas en el Apéndice Analítico, y que ha dado los siguientes resultados:

		%	Referencia
Sílice	(SiO ₂)	21,40	6
Aluminio	(Al ₂ O ₃)	9,26	7
Magnesio	(MgO)	1,27	
Calcio	(CaO)	0,55	
Hierro	(Fe ₂ O ₃)	43,37	8
Azufre	(SO ₃)	4,82	9
Azufre	(S)	0,76	
Plomo	(Pb)	1,87	10
Zinc	(Zn)	0,90	11
Manganeso	(MnO)	1,53	12
Cobre	(Cu)	0,01	13
Cadmio	(Cd)	0,01	13
Sodio	(Na ₂ O)	2,10	
Potasio	(K ₂ O)	0,35	
Plata	(Ag)	0,002	
Pérdida por calcinación:		11,70	14
Total:		99,982	

2) TECNICA MICROSCOPICA Y OBSERVACIONES REALIZADAS

Para determinar en lo posible donde se encuentra la plata, y en qué especies se presenta, se ha realizado un estudio mineralógico mediante microscopio petrográfico.

Este trabajo, realizado bajo la dirección del Catedrático de Geología de la Universidad de Madrid, D. José Amorós, completado posteriormente en Viena, bajo la dirección de los Dres. Bedlivi y Becherer, y que detallamos a continuación, ha dado los siguientes resultados:

Se hacen las preparaciones siguiendo la técnica indicada por SCHNEIDERHOEN, HANS (15). Para ello se cortan unos trozos de mineral de unas medidas aproximadas de $3 \times 3 \times 1$ cm y se pule mediante el aparato diseñado en la fig. 1. «Se utiliza inicialmente, como abrasivo, carborundum pulverizado de grano grueso, y posteriormente, en la fase de pulido intermedio, carborundum de los números 320, 400, 500, 600, 800 y 1.000; en la fase final de acabado se debe utilizar magnetita pulverizada y óxido de cromo y, finalmente, óxido de magnesio; se recomienda para conseguir un acabado perfecto que esta última fase del pulido se realice a mano, y utilizar la máquina solamente para las fases inicial e intermedia».

Mediante esta técnica se consigue una superficie del mineral completamente pulida y exenta de rayas, que vamos a observar al microscopio, y entonces se distinguen perfectamente los distintos componentes del mineral, galena, blenda, pirita y estéril. Al hacer un estudio detenido de las superficies de la galena se puede observar, según se aprecia claramente en las fotografías tomadas en el microscopio, que hay una elevada proporción de galena alterada (meteorizada), esta alteración se ha producido en el transcurso del tiempo debido a la acción de los agentes atmosféricos, principalmente el oxígeno y carbónico del aire y del agua que ha circulado a través del mineral, lo que tiene su justificación, pues este mineral procede, como ya hemos dicho, de una cantera que se encuentra al aire libre y donde la acción de los agentes atmosféricos ha sido muy intensa y prolongada.

En la zona de contacto de los granos de ganga con la galena se observa que ésta se halla completamente carbonatada y en algunos casos, no solamente la superficie, sino una parte importante del mineral se encuentra alterada (fig. 2) y transformada en cerusita, que crece en forma de agujas y penetra hacia el interior de los cristales de galena (fig. 3).

En esta zona es donde aparecen unas agrupaciones o unos puntos disseminados de color azul verdoso, que según PAUL RAHMDOHR (2) son de sulfuro de plata o argentita, los que, debido a que la dureza del carbonato de plomo es muy inferior a la de la galena, pueden quedar completamen-

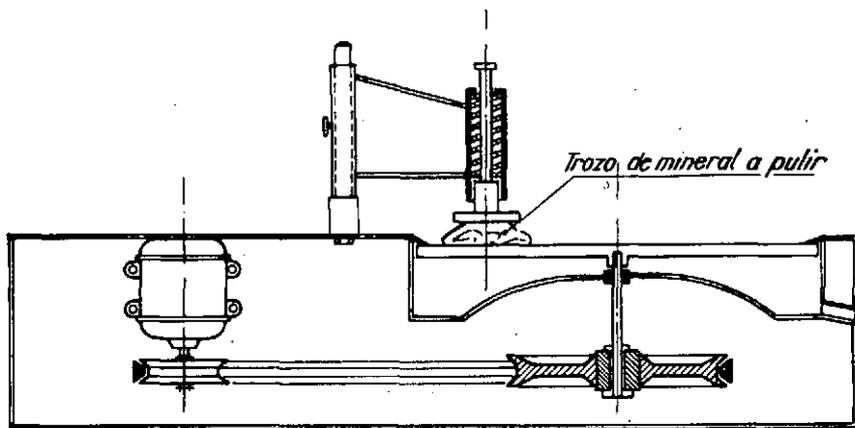


Fig. 1

PULIDORA

te liberados, durante la molienda, y tendremos, por tanto, una especie química, cuyas condiciones de flotabilidad son diferentes a la de la galena por lo que flotará independiente de ella.

También se ha observado en las superficies de la galena que están sin alterar, unos puntos ordenados en forma de líneas (fig. 4) que indican según PAUL RAHMDOHR (2) la presencia de inclusiones de sulfuro de plata dentro de los cristales de sulfuro de plomo; por tanto, ya tenemos identificadas dos formas distintas de presentarse la plata y que pueden justificar las anomalías de distribución observadas en el lavadero y que motivaron la iniciación de este trabajo.

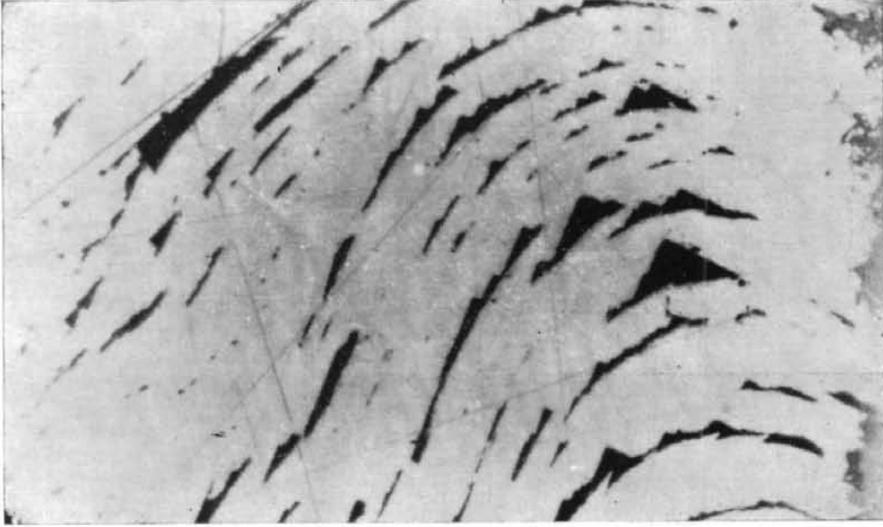


Fig. 2

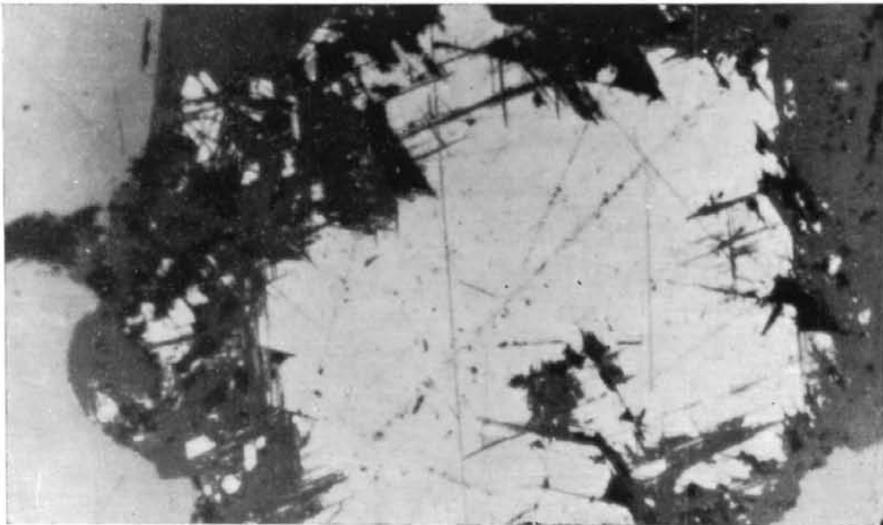


Fig. 3

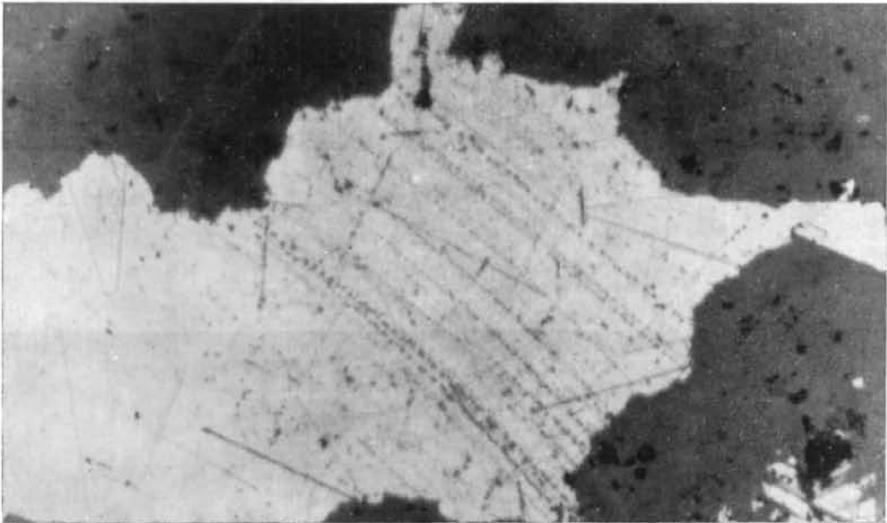


Fig. 4

IV

ESQUEMAS DE LAS OPERACIONES REALIZADAS

Mediante el estudio microscópico se ha logrado comprobar la presencia de plata junto con la galena y con la cerusita, pero no con la blenda, y hemos visto anteriormente que en el concentrado de blenda también aparecía plata.

Para aclarar esta forma de distribución de la plata, y habida cuenta del objeto de este trabajo, se han realizado unas series de experiencias en las que se estudia:

- 1) La influencia que ejerce, el grado de molienda del mineral, sobre la distribución de plata en los distintos concentrados.
- 2) Influencia que ejerce la adición de sulfuro sódico sobre las recuperaciones de plata y plomo.
- 3) Forma de comportarse algunos colectores específicos de la plata, distintos del etil-xantato.

Antes de estas series de experiencias se han realizado otras en las que se hace un estudio de las cantidades de reactivos y condiciones necesarias para conseguir las máximas recuperaciones de plomo y cinc.

El esquema de estas operaciones es el siguiente: Se parte de una muestra del mineral tomada en el lavadero en condiciones adecuadas para que sea representativa de la marcha de éste, y se tritura hasta tamaño inferior a 3 mm que es el óptimo para el tipo de molino que empleamos. Para cada experiencia se toman 1.500 gr de este mineral y se introducen en el molino, junto con la cantidad de agua necesaria para conseguir una pulpa de la densidad adecuada.

El tamaño de partícula se regula según el tiempo que dura la molienda que puede variar entre un rango muy amplio, que depende del tipo de molino empleado, tamaño y número de bolas o barras, tamaño inicial de las partículas, etc., pero se ha encontrado que para este tipo de molino se consiguen las mejores recuperaciones de plomo y de cinc con tiempos de molienda comprendidos entre 10 y 30 minutos, pues para tiempos inferiores a 10 minutos, una gran proporción de las partículas mineralizadas se encuentra unida a la ganga, y tienen un tamaño superior al necesario para que el colector pueda hacerlas flotar. Por el contrario, para tiempos de molienda superiores a 30 minutos se ha comprobado no se puede conseguir una buena diferenciación de la galena y blenda, y se obtiene un concentrado de galena impurificado con mucha blenda, pues al ser el tamaño de las partículas demasiado pequeño, adquieren éstas, flotabilidad natural, y su comportamiento no se rige por las mismas leyes que las demás partículas, y no se puede, por tanto, controlar por la adición de los distintos reactivos.

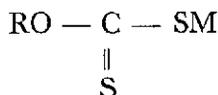
El mineral molido y en forma de pulpa se pasa a la celda de flotación (fig. 5), donde se le añade, en primer lugar, cianuro sódico que actúa como depresor y evita que flote la blenda y la pirita. Los iones cianuro forman sobre la superficie de la blenda una película hidrófila, difícilmente soluble, pero fuertemente polar de $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{-2}$. película que impide la acción del colector sobre estas partículas. TAGGART A. F. (16).

Se añade después lechada de cal, que actúa como modificador de superficies y regulador del pH hasta alcanzar el pH óptimo para conseguir la flotación y diferenciación de las distintas especies químicas que componen el mineral, y se ha comprobado que a pH inferior a 8,5 no existe una buena diferenciación y las recuperaciones varían en función del pH. A pH superior a 10,5 se produce la floculación de la pulpa, y los rendimientos son menores. Se va a trabajar por tanto a un pH comprendido entre 9 y 10 en cuyo rango se obtienen las máximas recuperaciones de plomo. Se ha determinado la cantidad de lechada de cal al 10 % necesaria para conseguirlo, y es 35 cc que equivale a 2.340 gr/Tm.

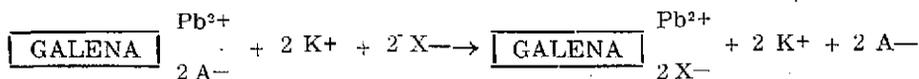
Cuando se ha conseguido el pH necesario, se añade el colector que es la sustancia que provoca la flotación de las partículas.

Existen tres tipos de colectores que se emplean generalmente para la flotación de los sulfuros. El primer grupo comprende los alquil-xantatos, de cuya serie se emplean principalmente, o el etil, isopropil, butil y amil-xantato.

Estas sustancias, cuya fórmula general es:



donde R es un grupo alquilo y M un metal alcalino, pueden reaccionar con los átomos de azufre que hay en la superficie de las partículas del sulfuro metálico, y forman un compuesto superficial del tipo:



que comunica propiedades hidrófobas a la superficie de las partículas GAUDIN, A. M. (17) y TAGGART, A. F. (18).

El segundo grupo de colectores lo forman los «Thiofosfatos» o «Aerofloat» de fórmula general:



En donde R es un grupo alquilo o arilo y M, es un metal alcalino o un ión amonio.

De este grupo se conocen dos clases distintas: «Aerofloat insolubles», y «Aerofloat solubles», que son los derivados sódicos o amónicos de los anteriores, y los más comúnmente empleados son: TAGGART, A. F. (19) y GAUDIN, A. M. (20).

Insolubles:

Aerofloat - 15
Aerofloat - 25
Aerofloat - 31
Aerofloat - 33

Solubles:

Aerofloat - 239
Aerofloat - 241
Aerofloat - 242
Aerofloat - 243

Al tercer grupo de colectores pertenecen los «Speld», de estructura y propiedades semejantes a los «Aerofloat».

El «Speld» 1.333 es el más empleado.

Según GAUDIN, A. M. (21), el reactivo se distribuye formando una capa monomolecular sobre la superficie del cristal, que así puede flotar al ser arrastradas estas moléculas del colector por las burbujas de aire que circulan por el líquido, pues al tratarse de cadenas orgánicas hidrófobas, tienden a orientarse hacia la fase gaseosa (aire) cuando se encuentra en presencia de la interfase aire-agua de la burbuja. Según esto, una vez que las condiciones de la pulpa (densidad, pH, presencia de depresores o activadores, etc.) son las adecuadas para que se pueda producir la acción

entre el colector y las partículas minerales, el único factor que determina la flotabilidad de las partículas de una determinada densidad es su tamaño, pues al ser demasiado grande las partículas ocurre que debido a ser demasiado pequeña la relación superficie-volumen y por tanto superficie-peso, el poder ascensional de las moléculas hidrófobas del colector que se han fijado sobre la superficie del mineral no es suficiente para hacerlas flotar hasta la interfase aire-agua.

Al ir disminuyendo el tamaño de las partículas, se aumenta considerablemente la relación superficie volumen y, por tanto, la facilidad de flotación.

Existe un tamaño de partícula por debajo del cual no se puede realizar normalmente la flotación de las partículas. Esta anomalía puede ser de dos tipos, que no floten las partículas como ocurre con la galena o que adquieren flotabilidad natural y floten siempre como ocurre con la blenda. La explicación de este comportamiento es la siguiente:

Al haber aumentado demasiado la superficie total de las partículas ocurre que con las cantidades normales de colector empleadas en el proceso de flotación no hay suficiente para conseguir una capa monomolecular del reactivo sobre todas las partículas, por tanto, muchas de ellas quedarán sin flotar y si aumentamos la cantidad de colector se ve que además de las partículas de mena también flotan las partículas finas de la ganga cuya flotabilidad se ha favorecido por su excesivo grado de división, dando lugar a concentrados muy sucios.

En el caso de la blenda, el fenómeno es el mismo, pues ocurre que este sulfuro, presenta una flotabilidad natural cuando se encuentra en estado de fina división, de ahí que sea necesario la adición de cianuro sódico para evitar que flote junto con la galena, pero al ser el tamaño inferior a un cierto límite, se produce la flotación aún en presencia de grandes cantidades del agente depresor, por tanto no se puede controlar su comportamiento en un proceso normal de flotación. De aquí la necesidad de regular el tiempo de molienda para así controlar el tamaño de las partículas, como ya dijimos en páginas anteriores.

Una vez que la acción entre el colector y las partículas se ha producido se necesita, en algunos casos, añadir un agente modificador de la tensión superficial que favorezca la formación de espuma y facilite de esta forma el arrastre mecánico de las agrupaciones mineral-colector por las burbujas de aire que ascienden por el medio, y evite que éstas se rompan al llegar a la superficie y vuelvan a caer las partículas minerales.

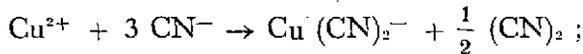
Cuando las condiciones están ajustadas y los reactivos añadidos, se hace pasar aire a través de la pulpa que se encuentra en constante movi-

miento por el agitador colocado en el fondo de la celda, y entonces se produce la flotación de la galena.

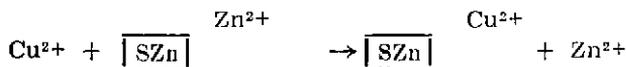
El tiempo de duración de la operación se regula de forma que sea suficiente para que puedan flotar todas las partículas que están en condiciones de hacerlo. En este caso se ha comprobado que con tres minutos es suficiente, y al cabo de ese tiempo se ve que las espumas son transparente, o sea, que no transportan partículas minerales.

Se cierra el paso de aire y se añade entonces sulfato de cobre que tiene la misión de actuar como activador de la blenda, que se encontraba deprimida desde el principio de la operación al haber añadido cianuro sódico.

El proceso de reactivación de la blenda es:

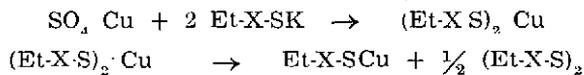


según esta reacción los iones cobre eliminan del medio los iones CN^{-} , y al añadir más Cu^{2+} se produce una segunda reacción de activación:



y este compuesto superficial formado sobre la superficie de la blenda le comunica una facilidad de flotación mucho mayor que la que tenía inicialmente. (GAUDIN, A. M. (22) y TAGGART, A. F. (23).

En el estudio realizado empleando cantidades crecientes de este reactivo se ha comprobado que hay una cantidad óptima, que en este caso es 45 ml de disolución de sulfato de cobre al 1 %, por encima de la cual se produce una disminución en la recuperación de la blenda, debido a que este reactivo puede reaccionar con el colector para dar:



xantato de cobre de bajo producto de solubilidad.

Cuando se ha producido la acción entre el sulfato de cobre y las partículas de blenda, se abre de nuevo el paso de aire, y entonces se produce la flotación del concentrado de blenda. La operación dura también tres minutos, durante los que se extrae toda la blenda que se encuentra en condiciones de flotación. El residuo que queda en la celda se seca, pesa, y analiza, para determinar el contenido de metales presentes y que, por tanto, no se han recuperado durante la operación de flotación. Los concentrados de galena y blenda obtenidos en esta primera operación o de «desbaste», se pueden secar, pesar y analizar, para determinar su contenido en metales, o bien realizar antes la operación de enriquecimiento.

El proceso de enriquecimiento de un concentrado de galena es el siguiente:

Se toma el concentrado y se pasa a la celda de relavos o enriquecimiento, donde se vuelve a flotar y obtenemos un concentrado enriquecido y un estéril, que se secan, pesan y analizan, para determinar el grado de recuperación. En esta operación no se necesita, generalmente, adicionar más colector pues el mismo colector que se encuentra unido a las partículas puede volver a hacerlas flotar, aunque a veces es necesario añadir una pequeña cantidad para extraer todas las partículas minerales que se encuentran en condiciones de flotación.

Con esto termina el proceso de flotación, y la fase siguiente es la preparación de las muestras para el análisis.

CANTIDADES DE REACTIVOS EMPLEADAS EN LA EXPERIENCIA BASE

Para determinar las cantidades de reactivos necesarias para conseguir las mejores recuperaciones se han realizado, como se ha dicho anteriormente, unas series de cinco experiencias, no reseñadas en esta Memoria, en las que se han empleado cantidades sucesivamente crecientes de cada uno de los reactivos, tomando como base las cantidades de reactivos que se empleaban en el lavadero el día de toma de la muestra.

Las condiciones óptimas de molienda ya fueron determinadas en trabajos anteriores, por tanto el proceso a seguir en la parte inicial del trabajo es el siguiente:

MOLIENDA

Mineral	1.500 gramos
Agua	1.000 ml.
Tiempo	20 minutos.

FLOTACION (Reactivos empleados)

Cianuro sódico:	10 ml de disolución al 1 %.
Oxido de calcio:	35 ml de suspensión al 10 %.
Etil-xantato potásico:	25 ml de disolución al 1 %.
Espumante (Flotol A o aceite de pino):	0,0045 ml
Sulfato de cobre:	45 ml de disolución al 1 %.

V

APARATOS Y TECNICAS EMPLEADOS

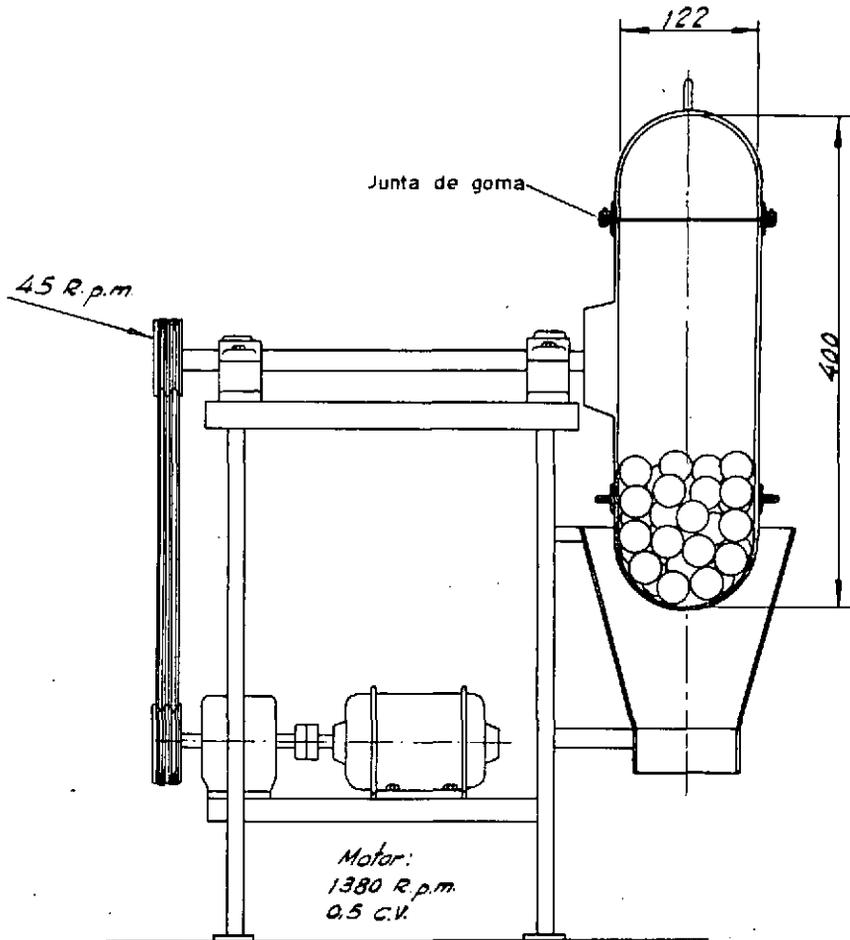
1) DESCRIPCIÓN DE APARATOS

A) MOLINO DE BOLAS

Para seguir un paralelismo entre las condiciones de trabajo de la planta industrial, y los ensayos de laboratorio, se ha empleado un molino de bolas, cuyas características se dan en la fig. 5 y que es totalmente semejante al usado en la industria.

Con el mineral objeto de nuestro estudio las condiciones de molienda más adecuadas para obtener el 92 %, el 95 % y el 99 % del producto a tamaño menor de 48 mallas, son respectivamente:

Tiempo de molienda	10 minutos
Agua	900 ml
Peso de mineral	1,5 Kg
Tiempo de molienda	20 minutos
Agua	1.000 ml
Peso de mineral	1,5 Kg
Tiempo de molienda	30 minutos
Agua	1.100 ml
Peso de mineral	1,5 Kg



ϕ Bolas 30/40 m/m
 Nº de bolas 53
 Peso total de bolas 14800gr.
 ϕ Camara interior 400 m/m.

Escala 1:10

Fig. 5

MOLINO DE BOLAS

B) CELDAS DE FLOTACIÓN

Se han realizado todas las experiencias en celdas de tipo Minemet, representadas en la fig. 6.

La modificación de la cuba Minemet, L-13 normal, ha consistido en aumentar 1 cm cada lado de su base y prolongar su altura hasta 25 cm., para obtener una capacidad de 3.750 ml, con el fin de emplear 1.500 gr de mineral en cada experiencia y operar con una pulpa de 30/35 % de sólidos, que son las pulpas normales de flotación.

El empleo de 1.500 gr de mineral, en lugar de los 1.000 gr que pueden manipularse en la celda Minemet, L-13 normal, tiene como único objeto lograr mayores pesos en cada concentrado obtenido, con lo que aumenta la precisión y la facilidad de manipulación de cada experiencia.

Para los relevos se ha empleado una cuba Minemet normal de 450 ml de capacidad (fig. 7).

C) MEDIDA DEL pH

Se necesita disponer de un método rápido y preciso de medida del pH para poder controlar siempre este factor, debido a la importancia que tiene en el proceso de flotación y a la influencia que ejerce sobre la marcha de éste.

Se ha empleado un potenciómetro medidor de pH marca Beckman, modelo N, que es transportable, de pequeño tamaño y alimentado con pilas, siendo de fácil manejo.

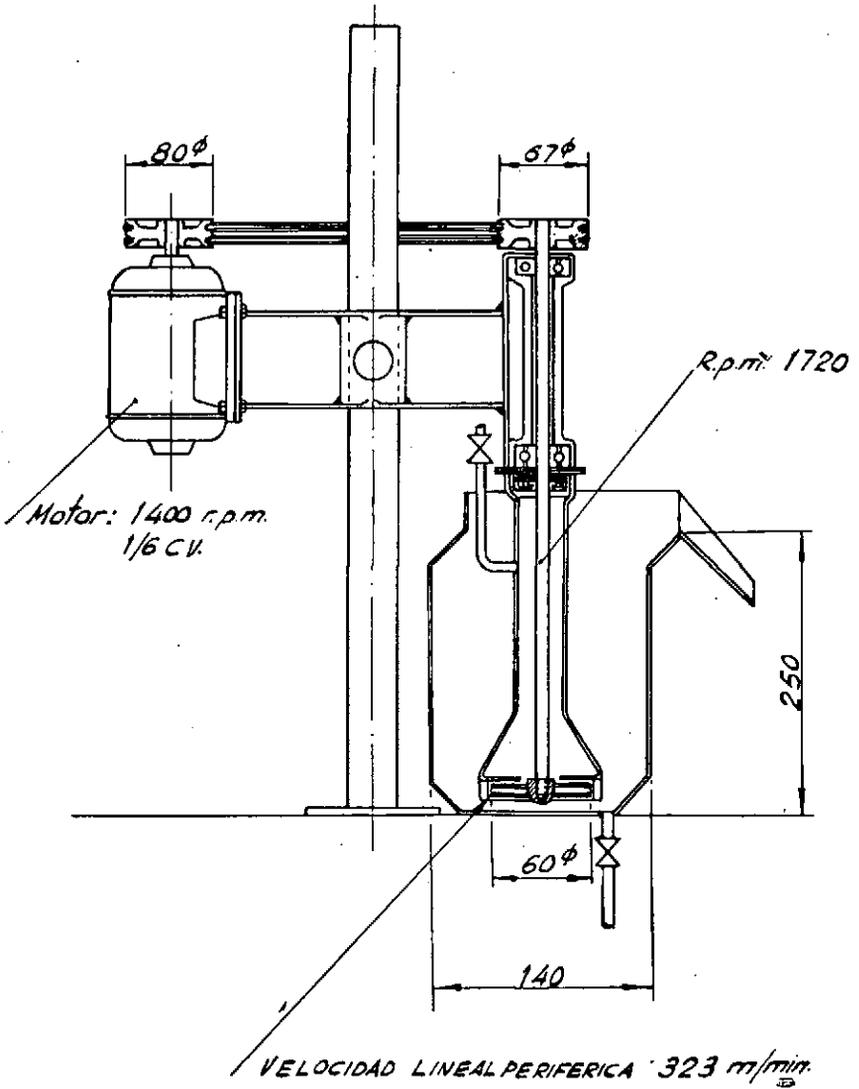
Va equipado con electrodo de vidrio y de calomelanos, que se introducen directamente en la pulpa para realizar las medidas. Durante esta operación la turbina de la celda de flotación ha de permanecer parada, pues su movimiento produce oscilaciones en la aguja del aparato, debido a las distintas concentraciones que en cada momento haya entre los electrodos.

Este método, de medida «in situ», presenta las siguientes ventajas: elevada precisión del método potenciométrico; gran rapidez de cada medida (30 segundos por término medio); posibilidad de un control inmediato y sucesivo del pH; nulo consumo de la pulpa a medir.

2) OPERACIONES AUXILIARES ENTRE EL PROCESO DE FLOTACION Y LA DETERMINACION ANALITICA DE PLOMO, CINC Y PLATA DE CADA MUESTRA

A) ROTULACIÓN DE MUESTRAS

De cada experiencia de flotación se obtienen dos concentrados, uno que tiene como denominador común la letra B, que corresponderá siem-



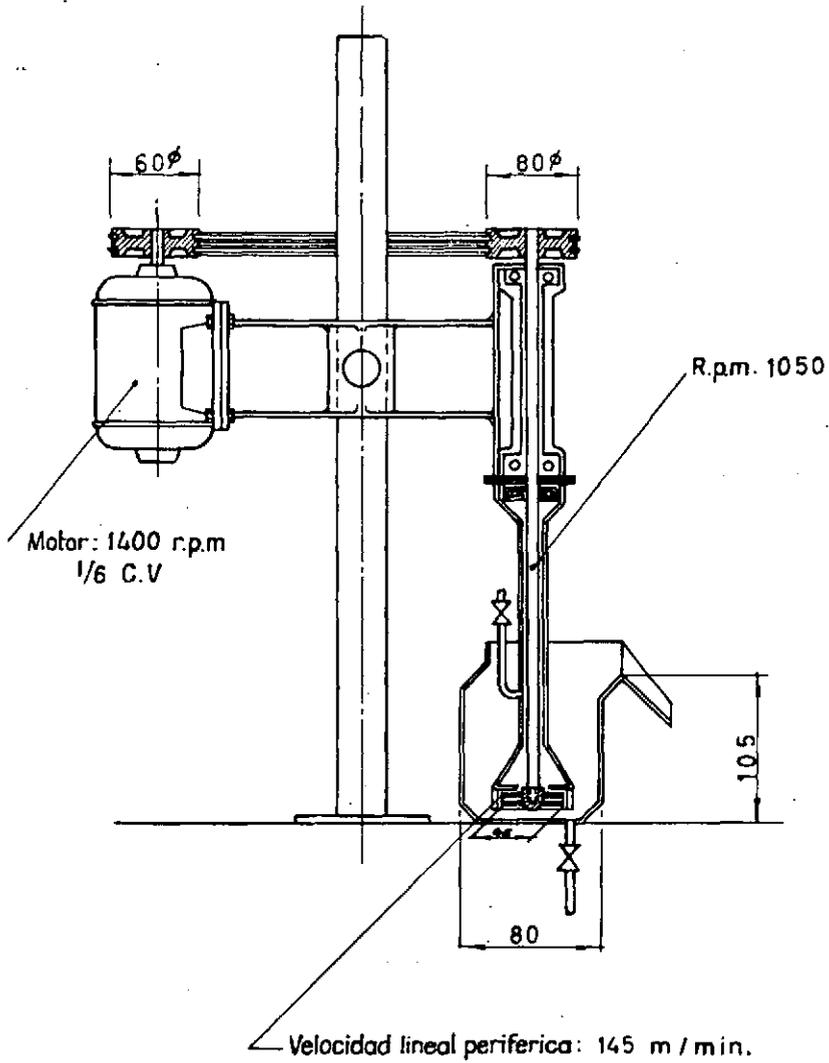
Escala 1:10

CELDA DE FLOTACION

Tipo Minemet

CON LA CUBA MODIFICADA

Fig.6



CELDA DE FLOTACION . Escala 1:10

Fig. 7

pre a la fracción más rica en plomo, y se denomina *concentrado de gale-na*; otro cuyo denominador común es la letra C que corresponderá a la fracción más rica en cinc y se denominará *concentrado de blenda*. Finalmente, al resto de la pulpa que queda sin flotar, se le asigna la letra R y se le denomina estéril.

Aunque no corresponde a una fracción obtenida en el proceso de flotación, queremos indicar aquí, que el empleo de la letra A, es muy frecuente, que con él se designa el mineral que vamos a tratar y que se denomina *alimentación*.

Al realizar la operación de relavado, del concentrado B, se introduce éste en la celda de relavos y se completa el volumen hasta 450 ml.

Se obtiene entonces un concentrado que se rotula como *concentrado BB* y en la celda queda una fracción rotulada como *BR*. Esta fracción se vuelve a flotar, después de añadir los reactivos necesarios y obtenemos el *concentrado B*, *BR*, y el residuo que queda en la celda se rotula como *BR₂*.

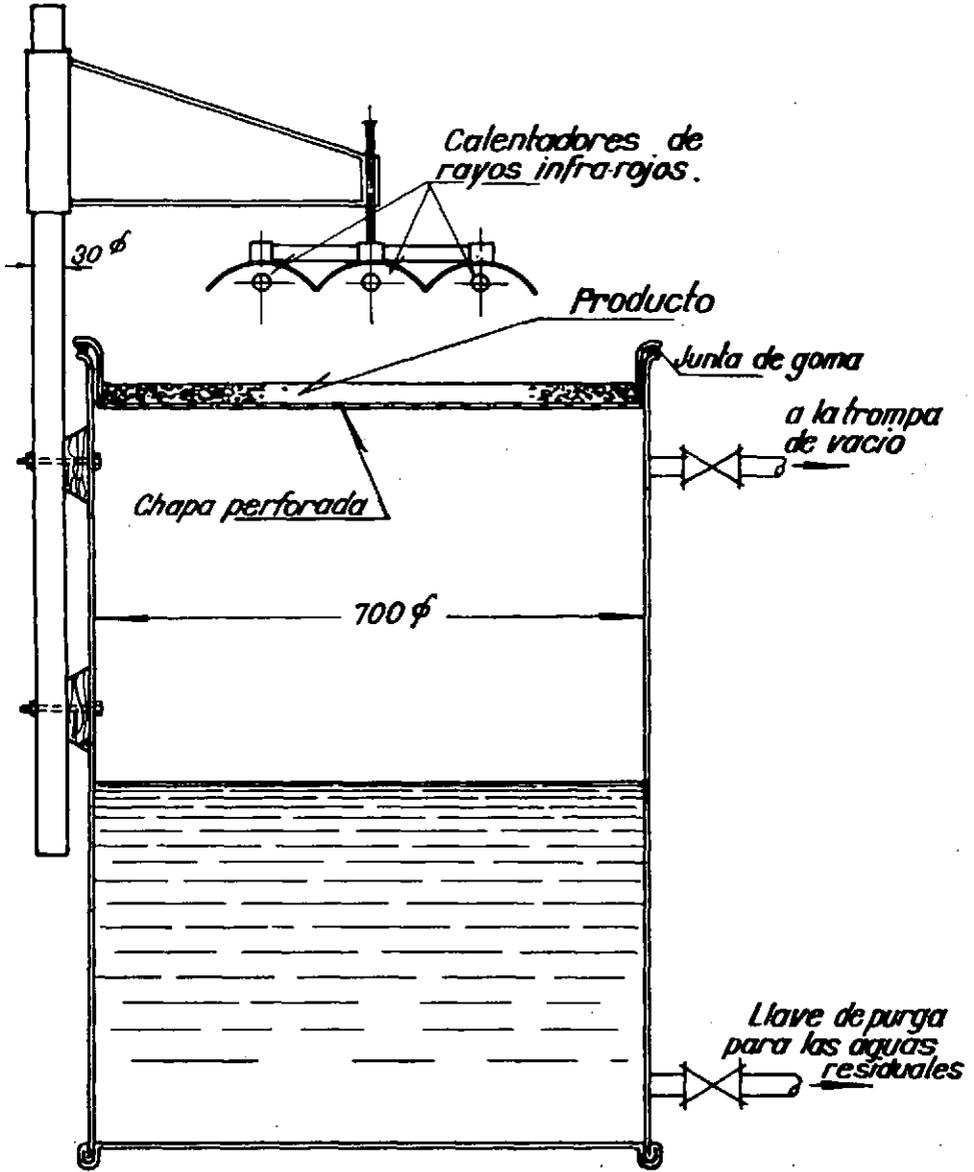
B) FILTRACIÓN

Es necesario conocer el peso de cada una de las fracciones señaladas en el párrafo anterior. Para ello, procedemos, en primer lugar, a separar por filtración el agua que tiene la muestra.

Después de realizar unas pruebas orientadoras sobre las mismas muestras que después hemos de filtrar, para elegir el sistema más rápido de filtración, encontramos que el mejor método es el de vacío, y se emplean filtros tipos Büchner.

Como existe una gran diferencia en el volumen de cada muestra a filtrar, hemos construido dos filtros, uno como el representado en la fig. 8, para estériles, y otro más pequeño donde se han filtrado los concentrados de plomo y cinc (fig. 9).

La forma de realizar la operación es distinta en ambos filtros. En el caso de los estériles el producto de la celda se pasa sobre un filtro, en el que se ha colocado un papel de filtro, seguidamente se abre la llave para hacer el vacío y se conectan los calentadores de infrarrojos; de esta forma se realizan sucesivamente las operaciones de filtrado y secado, y el producto se retira completamente seco, en forma de torta de 5 mm de espesor, aproximadamente. La filtración de los concentrados se realiza simultáneamente con la recuperación. Para ello se han construido unos filtros de las dimensiones adecuadas (fig. 9) para recoger el producto que se obtiene normalmente en un concentrado. Estos filtros se colocan debajo del rebosadero de la celda, y de esta forma se consigue eliminar el agua



DISPOSITIVO PARA FILTRADO Y SECADO DE ESTERILES.

Fig. 8

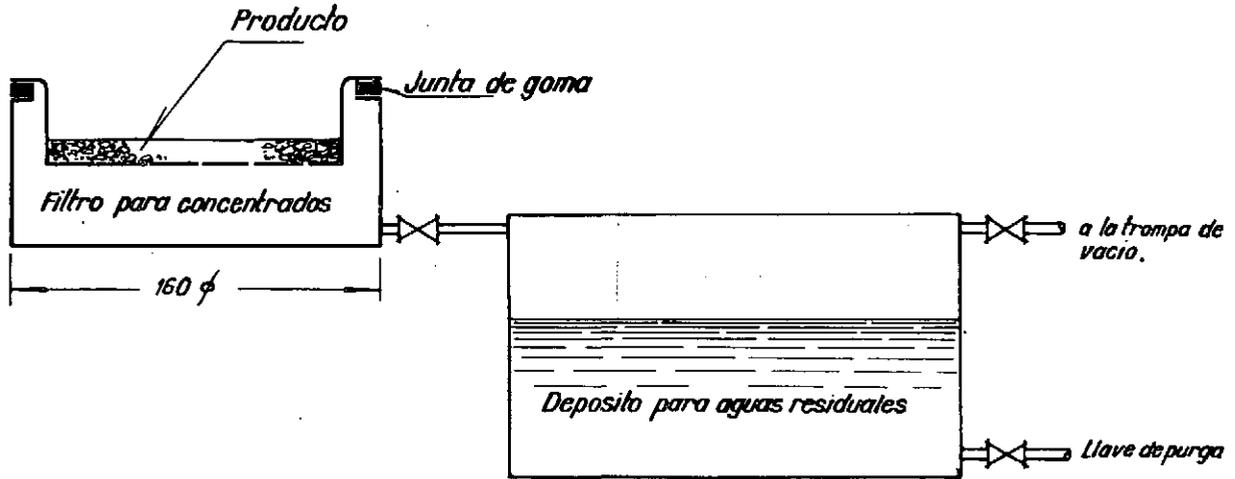


Fig. 9

FILTRO PARA LOS CONCENTRADOS.



que acompaña al concentrado al mismo tiempo que lo hemos obtenido, y queda dispuesto para la fase final de secado.

C) SECADO

Las muestras, después de filtradas, pero todavía húmedas, se pasan a la sección de secado, hasta que se obtiene un peso constante.

La sección de secado consiste en una serie de lámparas de rayos infrarrojos, regulables en altura, con lo que se puede aumentar o disminuir el calor comunicado a la muestra.

D) PESOS DE MUESTRAS Y EXPRESIONES DE RESULTADOS

Se considera que una muestra está seca cuando presenta peso constante, es decir, que un prolongado calentamiento a 90-95° C no produce disminución en su peso.

Los resultados se expresan de la siguiente forma:

a) En el caso de flotación diferencial normal en cuadros como el siguiente:

<i>Muestra</i>	<i>Peso</i>	<i>Peso %</i>
A-1-B	40,8	2,7
A-1-C	33	2,3
A-1-R	1320	95
A-1-A	1393,8	100,0

b) En los casos en que se efectúa el relavo del concentrado B obtenido se expresan los resultados de la forma siguiente:

<i>Muestra</i>	<i>Peso</i>
D-1-BB	20,07
D-1-BBR	1,80
D-1-BR ₂	7,00
D-1-B	28,87

E) RESULTADOS Y BALANCES

Una vez realizados los análisis y conocidas las leyes de plomo, cinc y plata de las distintas fracciones se colocan los valores en las correspon-

dientes columnas, para calcular así las cantidades de metales presentes en las distintas fracciones.

El producto del peso % por la ley % dividido por 100 nos dará el % de metal contenido en cada fracción, y al sumar estas cantidades obtenemos el contenido total de metal en el mineral inicial, que recibe el nombre de alimentación recalculada, y corresponde a la fracción -I-A.

El contenido en plata se expresa en p.p.m., y al multiplicar este valor por el peso del mineral, expresado en miligramos, obtenemos la cantidad de plata presente en cada fracción, expresada también en miligramos.

El análisis efectuado del mineral inicial, según el método descrito en el apéndice analítico, nos dió 20 p.p.m. o sea 20 mg de Ag por kilo de mineral, y como en cada experiencia se emplea 1,5 Kg tendremos en total 30 mg de Ag, y al dividir por este valor los encontrados en las distintas fracciones, obtenemos los tantos por ciento de recuperación.

En las series de experiencias A, B, C, sólo se analiza el contenido en plata del concentrado de galena, pues es el más interesante para poder interpretar el comportamiento de la plata durante la flotación.

En las series de experiencias D, C, E, F, G, H, I, en las que se realiza la operación de relavado del concentrado B, se expresan los resultados de la forma descrita en el epígrafe anterior, en que se ha prescindido de la columna Peso %, pues se opera directamente con los pesos totales para determinar los rendimientos.

El producto del peso de cada fracción por su contenido en Pb % nos dará los gramos de plomo que hay en cada fracción, cuya suma será el plomo recuperado en la primera operación de flotación, o sea el plomo presente en el concentrado B, y para calcular la recuperación se habrá de dividir cada uno de los valores parciales, y el total por el contenido total de plomo de la muestra que se emplea para cada experiencia, que se ha calculado tomando el valor medio del contenido en plomo del concentrado B de las series A, B y C, y que es 26,5 gr de plomo en 1.500 gr de mineral.

El balance de plata se realiza de la forma descrita en el apartado anterior, y al multiplicar el peso del concentrado expresado en mg por el contenido en plata en p.p.m. obtenemos los miligramos de plata contenidos en cada fracción. y su suma nos dará la plata total recuperada en el concentrado B, expresada en mg. Al dividir estos valores por el contenido total de plata de la muestra que es 30 mg obtenemos los % de recuperación de plata.

En cada experiencia, se expresan en la tabla correspondiente los reactivos añadidos, así como la marcha de la operación, y las fracciones obtenidas. En la parte superior tenemos las condiciones en que se ha realiza-

do la molienda, y se expresa la duración de la operación y las cantidades de minerales, agua y reactivos introducidos en el molino.

En la parte relativa a la flotación se expresa en la primera columna la operación realizada, ya sea acondicionamiento, para conseguir la homogeneización de la pulpa o distribución de los reactivos, o flotación en las que se recupera siempre una fracción del mineral o concentrado, cuya rotulación completa, serie, número y clase de concentrado, se expresan en la última columna de la tabla.

En la segunda columna tenemos el tiempo que ha durado cada operación, expresado en minutos. En la tercera columna, el valor del pH, que se ha medido siempre después de la adición de cianuro sódico y óxido cálcico. Las siguientes columnas indican las cantidades de reactivos añadidas, así como el orden y momento de la adición CNNa y CaO , y después de medir el pH se añaden, etil-xantato, el espumante, aceite de pino (A. P.) o flotol A, y cuando ha flotado el concentrado B se añade el SO_4Cu . En los casos en que se realiza la operación de relavado se necesita añadir de nuevo colector y espumante.

En las operaciones normales de flotación diferencial, series A, B, C, se obtienen tres fracciones: Concentrado B, Concentrado C y estéril o residuo que queda en la celda.

La suma de estas tres fracciones se designa como fracción A o alimentación recalculada.

En las series de experiencias D, E, F, G, H, I, en que se ha realizado la operación de enriquecimiento, sólo se obtiene en la celda normal (fig. 6) la primera fracción o concentrado B, que se pasa a la celda de relavos, donde se vuelve a flotar, y obtenemos un concentrado BB y el residuo que queda en la celda se designa como fracción BR, que se puede tomar y analizarla o bien, como hemos hecho en este caso, volverla a diferenciar, para esto se añade de nuevo una pequeña cantidad de colector y se repite la operación de flotación, y entonces obtenemos un concentrado BBR, y el resto que queda en la celda se designa como fracción BRR o BR_2 , que se seca, pesa y analiza de la misma forma que las demás fracciones obtenidas.

A la suma de las fracciones obtenidas en la operación de enriquecimiento, BB, BBR y BR_2 se le llama fracción B recalculada, pues proceden de la fracción B obtenida en la primera operación de la flotación diferencial.

F) MUESTRA MEDIA

Según veremos más adelante, en la sección dedicada a la determina-

ción analítica del mineral, la cantidad necesaria de muestra para la determinación del plomo, cinc y plata es 0,5 gr, cifra muy inferior a la que obtenemos en cada experiencia, y que siempre es del orden que se indica en los cuadros del apartado D.

Por esta razón es necesario homogeneizar debidamente la muestra total, y obtener la muestra media (8-10 gr) lo que se ha hecho por el conocido sistema de «cuarteo».

G) TRITURACIÓN

Finalmente, toda la muestra media, se tritura hasta polvo impalpable, en mortero de agata. De aquí se pasa a su correspondiente recipiente rotulado donde espera el momento de iniciar su proceso de análisis.

H) CONTROL ANALÍTICO

El control analítico de plomo y cinc en las distintas fracciones recogidas en las experiencias realizadas, se llevó a cabo por medio de métodos polarográficos y el de plata, por método colorimétrico, cuyo estudio y descripción se detallan en el apéndice analítico.

VI

EXPERIENCIAS REALIZADAS

1) A.—INFLUENCIA DEL GRADO DE MOLIENDA SOBRE
LAS RECUPERACIONES DE PLOMO Y PLATA

a) Estudio microscópico previo de las distintas fracciones obtenidas en flotación.

Para hacer este estudio se han realizado tres flotaciones en las condiciones indicadas anteriormente, y se intenta observar al microscopio la estructura de los granos, así como su tamaño y la existencia de una completa separación entre las distintas especies químicas que componen el mineral.

Toma de muestra

Se pasa a una batea cada uno de los concentrados obtenidos y se lava, hasta que quede solamente la parte mineral. Entonces, con una pipeta se toma una muestra del extremo superior, y otra de la parte media, y se llevan sobre un porta-objetos, para proceder al estudio microscópico. Después de haber flotado el concentrado de plomo y de cinc se toma una muestra del producto que queda en la celda, se pasa a la batea y después de lavarlo se toman 2 muestras.

Las experiencias realizadas han sido:

Experiencia A-1:

Mineral	1500 grs
Agua	900 ml
Tiempo.	10 minutos

Reactivos en la cantidad que indica la experiencia base.

La espuma B es buena y sale muy bien, y se ve perfectamente el grano grueso, y en la batea se aprecia mucha pirita que no se puede separar bien de la galena.

En la fracción C ha salido mucha pirita y no se puede ver bien la blenda, aunque en el estéril se ve que no hay ninguna partícula mineralizada.

Observaciones realizadas con el microscopio

Fracción B

Extremo superior.—Se observan solamente granos de galena sin ninguna otra substancia en cantidad apreciable.

Fracción B

Parte media.—Galena con muchos granos transparentes más gruesos.

Fracción C

Extremo superior.—Granos de galena con algunos más transparentes y algo de blenda.

Parte central.—Blenda y mucha pirita.

Fracción R

Extrema superior.—Muchos granos transparentes.

Parte central.—Granos muy gruesos con granos mixtos aglomeraciones e inclusiones.

Experiencia A-2:

Mineral	1.500 grs
Agua	1.000 ml
Tiempo	20 minutos

Reactivos en la cantidad que indica la experiencia base.

La espuma B es buena y sale bien aunque a los 2 minutos se ha agotado; en la batea se ve bastante galena, muy poca blenda y algo de pirita, pero no se puede ver la cerusita.

La blenda flota bien y sale con espuma fina aunque también se agota a los 3 minutos; en la batea se observa muy poca galena y bastante pirita, aunque poca magnetita.

En el residuo se observa poca galena y poca blenda y no mucha pirita, aunque sí bastante magnetita. Se toman, como anteriormente, dos muestras de cada fracción para el microscopio y, siguen sin aparecer el carbonato de plomo, al menos a simple vista.

Observaciones realizadas con el microscopio

Fracción B

Extremo superior: Aparecen granos de galena junto con una partícula transparente de forma prismática.

Parte media: Aparecen granos gruesos de galena con algunos granos blancos de carbonato y otros granos mixtos, aunque pocos.

Fracción C

Extremo superior: Aparecen muchos granos de galena y algunos de blenda.

Parte media: Aparecen granos gruesos de blenda y de carbonato de plomo.

Fracción R

Extremo superior: Mucho carbonato de plomo y algunos granos de galena.

Parte media: Aparece una mezcla de granos de todos los tamaños y todos los colores.

Experiencia A-3:

Mineral.	1.500 grs
Agua.	1.100 ml
Tiempo	30 minutos

El concentrado B sale bien, aunque muy sucio, debido a la flotabilidad de la ganga. En la galena se observa mucha pirita.

En el concentrado C aparece mucha pirita.

Observaciones realizadas con el microscopio

Fracción B

Extremo superior: Granos de galena muy pequeños, con algunos transparentes de color blanco.

Parte media: Granos pequeños y mezclados de diversos colores.

Fracción C

Extremo superior: Granos de galena y otros transparentes que parecen cuarzo, algunos de cerusita y algunos de blenda.

Parte media: Mezcla de muchos colores con cerusita, trozos transparentes, algunos de blenda muy gruesos.

Fracción R

Extremo superior: Muchos trozos transparentes de carbonato y algunos granos, aunque pocos, de galena y blenda.

Parte media: Bastantes trozos transparentes y de carbonato y algunos de blenda y tal vez de piritita.

De la observación microscópica se deduce que:

Con 10 minutos de molienda, quedan granos mixtos, en los que la galena se encuentra unida a la ganga y, por tanto, no puede flotar; así como también granos mixtos galena-cerusita, que dan lugar a que la recuperación de plomo sea mayor que la que se obtendría al conseguir la separación completa.

Con 20 minutos de molienda ya no se ven granos mixtos aunque el sulfuro de plata debe de permanecer todavía en forma de inclusiones, dentro de la galena y de la cerusita.

Con 30 minutos el tamaño de las partículas es más pequeño y se puede pensar en una mayor liberación del sulfuro de plata incluido en las demás especies.

b) *Estudio analítico*

Se realizan ahora otras 3 experiencias (A-1, A-2 y A-3) en las mismas condiciones que las anteriores, en las que se toman los concentrados, para realizar los análisis de plomo en los concentrados B y C y en el estéril, y de plata en el concentrado B y se obtiene la gráfica de la fig. 10. En ella se ha representado en abscisas los tiempos de molienda, 10, 20 y 30' de las experiencias A-1, A-2 y A-3 respectivamente y en Ordenadas, los valores de las recuperaciones de plomo y plata en %.

De ésta se deduce que la recuperación de plomo permanece prácticamente constante, aunque tiende a disminuir ligeramente, y las recupera-

ciones de plata tienden a aumentar, debido a una mayor liberación de la plata existente en la cerusita, pero sin que las diferencias de recuperación sean significativas.

De la misma forma se han construido las gráficas de las figuras (11), (12) y (13).

B) y C) INFLUENCIA DE LA ADICION DE SULFURO SODICO SOBRE LAS RECUPERACIONES DE PLATA

Una vez comprobada la presencia de plata o argentita junto a la cerusita, se puede tratar de aumentar la recuperación de plata extrayendo la cerusita; para esto se recurre a la sulfuración.

Según GAUDIN, A. M. (24) y TAGGART, A. F. (25), al añadir sulfuro sódico a una pulpa en la que exista CO_3Pb se produce la reacción:



y este sulfuro de plomo adquiere las mismas propiedades superficiales que el existente en el mineral y, por tanto, se puede flotar en condiciones semejantes.

Para comprobar esto, se han realizado dos series de experiencias, una en la que se ha añadido SNa_2 en la proporción de 250 gr/T (Serie B) y otra en la que se han añadido 500 gr/T (Serie C).

En estas experiencias se ha añadido SNa_2 en disolución, al 1 %, después de haber incorporado el agente regulador, y antes del colector.

Los resultados aparecen en las figs. 11 y 12, que se han construido de igual forma que la fig. 10.

EXPERIENCIA N.º A - 1

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml.

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
		9,15	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	A-1-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	A-1-C
	—	—	—	—	—	—	—	A-1-R



RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	LEYES			METALES		RECUPERACION	
		Peso %	Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
A-1B	40,8	2,7	46,9	470	1,25	19,2	65,2	64
A-1-C	33,0	2,3	1,35	—	0,031	—	1,6	—
A-1-R	1320	95	0,673	—	0,64	—	33,3	—
A-1-A	1393,8	100,00	—	—	1,921	—	100,1	—

EXPERIENCIA N.º A-2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.
 Agua: 1.000 ml.
 Tiempo: 20 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	A-2-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	A-2-C
	—	—	—	—	—	—	—	A-2-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	LEYES			METALES		RECUPERACION	
		Peso %	Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
A-2-B	36,90	2,6	42,1	547	1,105	20,2	64	67,4
A-2-C	37,2	2,6	1,69	—	0,044	—	2,5	—
A-2-R	1340	95	0,61	—	0,58	—	33,5	—
A-2-A	1414,10	100,2	—	—	1,729	—	100,0	—

EXPERIENCIA N.º A-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 1.100 ml.

Tiempo: 30 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	A-3-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	A-3-C
	—	—	—	—	—	—	—	A-3-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	Peso %	LEYES		METALES		RECUPERACION	
			Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
A-3-B	50,8	3,6	31,6	405	1,14	20,6	64	68,6
A-3-C	50,5	3,5	1,02	—	0,0365	—	2,2	—
A-3-R	1305	92,9	0,655	—	0,608	—	33,8	—
A-3-A	1406,3	100,0			1,7845		100,0	

EXPERIENCIA N.º B-1

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml.

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
	—	9,25	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	B-1-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	B-1-C
	—	—	—	—	—	—	—	B-1-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S			M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Peso %.	Pb %.	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %.	Ag %.
B-1-B	52,7	3,72	38,5	425	1,34	21	67,85	70
B-1-C	39,2	2,74	1,69	—	0,05	—	2,53	—
B-1-R	1327	93,6	0,625	—	0,58	—	29,62	—
B-1-A	1418,9	100,06			1,975		100,00	

EXPERIENCIA N.º B-2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 1.000 ml.

Tiempo: 20 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	-2	—	—	35	—	—	—	—
		9,1	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	B-2-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	B-2-C
	—	—	—	—	—	—	—	B-2-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S			M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Peso %.	Pb %.	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %.	Ag %.
B-2-B	41,88	3,0	42,5-	530	1,276	22,2	66,5	74
B-2-C	28,38	2,1	1,96	—	0,042	—	2,28	—
B-2-R	1325	94,9	0,64	—	0,606	—	31,3	—
B-2-A	1395,26	100,0			1,924		100,0	

EXPERIENCIA N.º B-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 1.100 ml.

Tiempo: 30 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
		9,1	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	B-3-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	B-3-C
	—	—	—	—	—	—	—	B-3-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	Peso %	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
			Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
B-3-B	51,95	3,7	33,7	450	1,245	24,4	66	78
B-3-C	35,26	2,61	1,599	—	0,041	—	2,21	—
B-3-R	1305	93,7	0,641	—	0,6	—	31,82	—
B-3-A	1393,21	100,01			1,886		100,03	

EXPERIENCIA N.º C-1

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml.

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
		9,4	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,02	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	C-1-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	C-1-C
	—	—	—	—	—	—	—	C-1-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	Peso %	LEYES		METALES		RECUPERACION	
			Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
C-1-B	44,94	3,14	37,9	505	1,19	22,7	67,5	75,6
C-1-C	31,55	2,17	1,192	—	0,0259	—	1,46	—
C-1-R	1313	94,75	0,586	—	0,555	—	31,4	—
C-1-A	1389,49	100,06			1,7709		100,36	

EXPERIENCIA N.º C-2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 1.000 ml.

Tiempo: 20 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P	SO ₄ Cu	Rot
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
		9,1	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	C-2-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	C-2-C
	—	—	—	—	—	—	—	C-2-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	Peso %	LEYES		METALES		RECUPERACION	
			Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
C-2-B	49,67	3,75	42,2	480	1,505	23,9	70	79,6
C-2-C	31,95	2,29	2,76	—	0,0633	—	2,94	—
C-2-R	1312	94,3	0,617	—	0,582	—	27	—
C-2-A	1393,62	100,16			0,1503		99,44	

EXPERIENCIA N.º C-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 1.100 ml.

Tiempo: 30 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	C-3-B
Acondicionamiento	2	—	—	—	—	—	45	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	C-3-C
	—	—	—	—	—	—	—	C-3-R

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	Peso %	L E Y E S		METALES		RECUPERACION	
			Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
C-3-B	52,3	3,75	41,1	470	1,54	246	69	82
C-3-C	30,18	2,16	3,8	—	0,08	—	3,59	—
C-3-R	1314	94,15	0,658	—	0,61	—	27,4	—
C-3-A	1396,48	100,06			2,23		99,99	

CONSECUENCIAS DE LAS EXPERIENCIAS: A-1, A-2, A-3, B-1, B-2, B-3 y C-1, C-2, C-3.

Al estudiar los resultados obtenidos vemos que en las experiencias realizadas sin adición de sulfuro sódico (fig. 10) las recuperaciones que se obtienen son prácticamente constantes, y sólo hay ligeras variaciones.

En las experiencias de la serie B (fig. 11), en que se ha añadido sulfuro sódico en proporción de 250 gr/T se ve que las recuperaciones de Pb aumentan ligeramente en las tres experiencias y se obtiene una curva semejante a la anterior.

En las experiencias de la serie C (figs. 12 y 13) en las que se ha añadido sulfuro sódico, en la proporción de 500 gr/T, se observa que cuando sólo se ha molido 10 minutos (experiencia C-1) no se consigue mejorar la recuperación de la experiencia B-1, a pesar de haber duplicado la cantidad

de sulfuro sódico. Debido, probablemente, a que con este tamaño de molienda existe gran cantidad de granos mixtos y, por tanto, el carbonato de plomo sólo se encuentra liberado en pequeña proporción.

Al aumentar el tiempo de molienda se observa un ligero aumento en la recuperación de Pb, que tiende a estabilizarse, lo que nos indica que en esos estados de división la cerusita se encuentra completamente liberada, y por esto un aumento, en el grado de molienda no dá lugar a un aumento paralelo de la recuperación.

La recuperación de plata, en la serie de experiencias A (fig. 10), sólo experimenta un ligero aumento al aumentar el grado de molienda. En la serie B ese aumento es mayor, debido, en parte, al aumento de recuperación de cerusita y también a la mayor liberación que se consigue al disminuir el tamaño de las partículas.

En la serie C, la recuperación es mayor debido a la flotabilidad adquirida por la cerusita al sulfurar.

3) ELECCIÓN DE LA EXPERIENCIA TIPO

A la vista de los datos anteriores, vamos a elegir la experiencia que nos sirva de base para el estudio que se va a realizar con los distintos colectores.

Se ha comprobado que el grado de liberación de la cerusita es elevado, aún en el caso de que la molienda dure solamente 10', y cuando se añade sulfuro sódico se ve que las experiencias en que se ha añadido sulfuro hay un ligero aumento en la recuperación del Pb, así como también en la de plata. Pero se obtienen unos concentrados más sucios, que no justifican el aumento del tiempo de molienda. Además, las diferencias de recuperaciones que se producen al sulfurar, no justifican tampoco el empleo de sulfuro sódico en las siguientes experiencias.

Por esto, se elige como experiencia tipo la A-1.

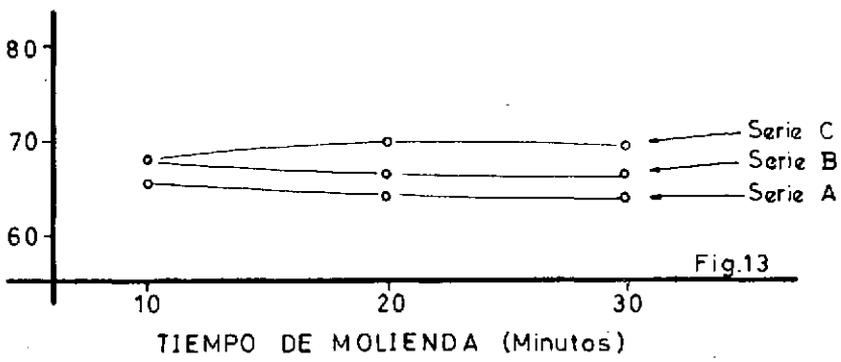
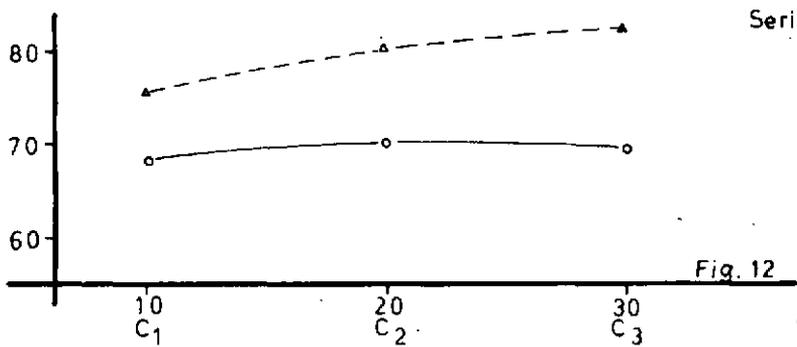
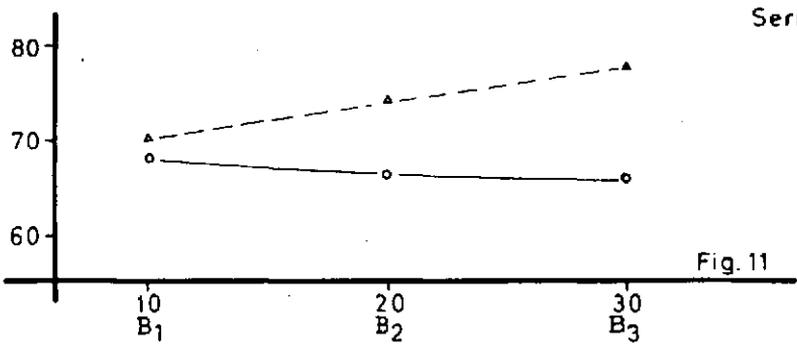
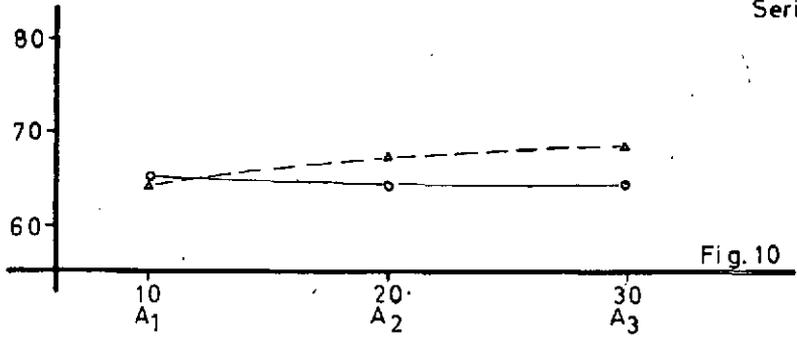
4) FLOTABILIDAD DE LA PLATA CON COLECTORES DISTINTOS AL ETIL-XANTATO

Una vez demostrada la presencia de plata junto al carbonato de plomo, se ha de intentar recuperar el máximo de plata, sin que se afecte de forma negativa la recuperación de plomo.

Teniendo en cuenta el tamaño de molienda que vamos a emplear, la plata contenida en el mineral se encuentra distribuida de la forma siguiente:

Una parte unida a la galena, ya sea distribuída homogéneamente en su interior o asociada en forma de sulfuros, que no se ha separado comple-

Pb EN GALENA ———
 Ag EN GALENA - - -
 RECUPERACION DE



tamente debido al tamaño de los granos y que, por tanto, se recupera junta con la galena.

Una segunda parte se encuentra completamente liberada y se puede recuperar mediante el empleo de colectores adecuados.

Y el resto, está unida a las demás especies que no flotan normalmente en las condiciones en que lo hace la galena y que no se podrá recuperar mientras no se aumente el grado de división del mineral.

Para intentar aumentar la recuperación de la plata, hemos empleado una serie de colectores distintos al etil-xantato.

En el laboratorio se disponía de los siguientes:

Speld	1,333	(E)	(Montecatini)
Aerofloat	25	(F)	
Aerofloat	33	(G)	
			(Cianamid)
Aerofloat	242	(H)	
Aerofloat	243s	(I)	

5) PROPIEDADES DE LOS COLECTORES EMPLEADOS

A continuación se dan una serie de propiedades y forma de obtención de estos colectores, así como su composición y propiedades específicas.

Aerofloat-15.—Es un líquido negro, obtenido al hacer reaccionar el cresol con 15 %, en peso, de pentasuufuro de fósforo. El producto obtenido es ácido y contiene un considerable exceso de cresol, lo que comunica a la mezcla excelentes propiedades colectoras y espumantes, favorecidas además, por una cierta cantidad de aceite neutro presente en el cresol original. Es un buen agente colector para los sulfuros de hierro, en medio alcalino, pero también puede colectar otros sulfuros con bastante rendimiento. De aquí su aplicación en separaciones diferenciales en las que se han deprimido los sulfuros de hierro. Se utiliza frecuentemente como agente espumante en la flotación de minerales de hierro y la mejor forma de dispersarlo es añadirlo en el circuito de molienda.

Aerofloat-25.—Se obtiene de la misma forma que el aerofloat-15, pero está compuesto de un 25 % en peso de pentasulfuro de fósforo, es decir, contiene mayor cantidad de agente colector y es, por tanto, más fuerte a igual cantidad de peso y su efecto diferencial con respecto a los minerales de hierro es menor.

Aerofloat-31.—Es el mismo aerofloat -25 saturado con tiocarbanilida (contiene 6%). Es especialmente apto para recuperar galena y minerales de plata y se recomienda para minerales de oro oxidados.

Aerofloat-242.—Es el aerofloat-31 neutralizado con amoníaco y tie-

ne, por tanto, una mayor facilidad para dispersarlo; se emplea como el 31, pero una parte de aerofloat-242 equivale a 1,5 partes de ácido cresílico.

Estabilidad. Todos los aerofloat líquidos sufren alguna sedimentación al almacenarlos, pero, sin embargo, esto no tiene efecto apreciable sobre sus propiedades de flotación.

Aerofloat-203.—Es la sal sódica del derivado diisopropílico del ácido fosfórico, sólido, soluble en agua y se utiliza en forma de disolución diluida.

Aerofloat-243.—La misma composición de AE-203 pero mucho más concentrado.

Los aerofloat se emplean corrientemente en la proporción de 0,25 libras por tonelada = 113 grs/tonelada.

Speld, 1,333.—Semejante al aerofloat-25.

Debido a la insolubilidad de algunos de estos reactivos se han de añadir durante la operación de molienda.

6) DESCRIPCIÓN DE LAS EXPERIENCIAS REALIZADAS

Se han realizado con estos reactivos una serie de flotaciones, para hacer un estudio del comportamiento de cada uno de ellos.

En la primera serie (D) se ha empleado como colector solamente etil-xantato, en distintas proporciones, para tener unos valores que nos sirvan de referencia y poder estudiar el comportamiento de los colectores empleados en las series siguientes.

En las series siguientes: serie E, serie F, serie G, serie H y serie I, se han empleado en todas las experiencias el colector cuyo comportamiento estudiamos, en una concentración constante, de 30 gr/T aproximadamente (que nosotros consideramos como mínima) junto con concentraciones sucesivamente crecientes de etil-xantato hasta llegar al valor óptimo encontrado en la experiencia tipo.

De esta forma podemos estudiar, la influencia que ejerce la presencia de una determinada cantidad de otro colector, sobre el poder colector del etil-xantato.

D) EMPLEO DEL ETIL-XANTATO COMO COLECTOR DE LA PLATA

Se emplea en esta serie al etil-xantato como colector, en la proporción siguiente:

Experiencia D-1	15 ml de etil-xantato al 1 %
Experiencia D-2	20 ml de etil-xantato al 1 %
Experiencia D-3	25 ml de etil-xantato al 1 %

EXPERIENCIA D-1

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.
 Agua: 900 ml.
 Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	9,4	—	35	—	—	—
	—	—	—	—	15	0,01	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-1-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-1-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-1-BBR
	—	—	—	—	—	—	D-1-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
D-1-BB	20,070	75	775	15,05	15,5	56,8	56,1
D-1-BBR	1,800	25,8	440	0,465	0,79	1,76	2,6
D-1-BR ₂	7,000	10,4	190	0,73	1,33	2,76	4,3
D-1-B	28,870	56,30	605	16,245	17,62	61,32	58,5

EXPERIENCIA D-2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.
 Agua: 900 ml.
 Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,3	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	20	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-2-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-2-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-2-BBR D-2-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		METALES		RECUPERACION	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
D-2-BB	21,320	80,80	800	17,2	17,01	65	56,7
D-2-BBR	2,700	21,4	390	0,576	1,05	2,18	3,5
D-2-BR ₂	9,810	5,9	104	0,58	1,02	2,19	3,4
D-2-B	33,830	54,20	562	18,356	19,08	69,37	63,6



EXPERIENCIA D-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml.

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,5	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-3-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-3-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	D-3-BBR D-3-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
D-3-BB	23,2	80,8	800	18,7	18,6	70,5	63,3
D-3-BBR	2,600	21,4	384	0,555	1,0	2,13	3,2
D-3-BR ₂	12,120	8,56	74	1,035	0,9	3,84	3,0
D-3-B	37,920	53,50	540	20,290	20,5	76,47	68,5

CONSECUENCIA DE LAS EXPERIENCIAS D-1, D-2, D-3

En las dosis empleadas, este reactivo se comporta normalmente y las recuperaciones totales de plata van aumentando paralelamente con el aumento de la recuperación del plomo; por tanto, sólo se recupera la plata asociada a la galena.

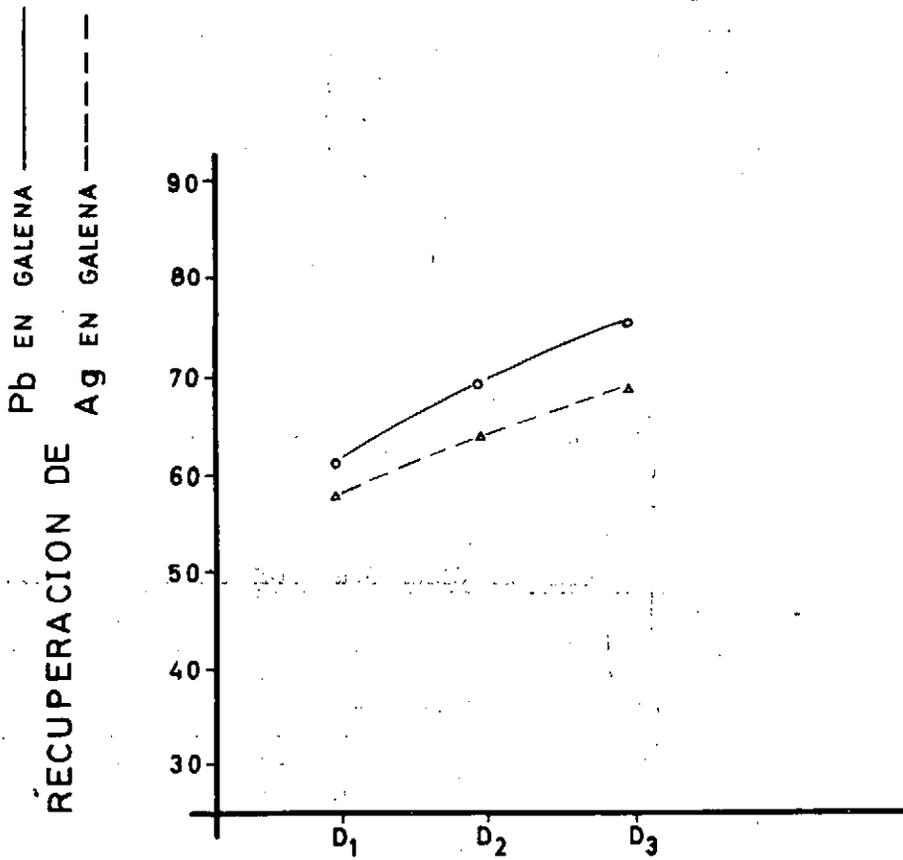


Fig.14



E) EMPLEO DEL SPELD-1333 SOLO Y CON DOSIS
CRECIENTES DE ETIL-XANTATO

Las dosis empleadas han sido:

Experiencia E-1	2 gotas de Speld-133	—
Experiencia E-2	» » »	+ 5 ml de Etil-xantato al 1 %
Experiencia E-3	» » »	+ 10 » » » »
Experiencia E-4	» » »	+ 15 » » » »
Experiencia E-5	» » »	+ 20 » » » »
Experiencia E-6	» » »	+ 25 » » » »

EXPERIENCIA E-1

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Speld — 1.333

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	0	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-1-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-1-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-1-BBR
	—	—	—	—	—	—	E-1-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
E-1-BB	16,64	70,7	790	11,6	13,10	43,70	43,6
E-1-BBR	3,94	30,8	470	1,23	1,85	4,64	6,1
E-1-BR ₂	30,80	1,81	68	0,59	2,10	2,23	7
E-1-B	51,38	24,20	332	12,42	17,05	50,57	56,7

EXPERIENCIA E 2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Speld - 1.333

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,2	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	5	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-2-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-2-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-2-BBR
	—	—	—	—	—	—	E-2-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
E-2-BB	23,55	65,5	695	15,4	16,35	58,00	54,5
E-2-BBR	2,69	18,05	280	0,48	0,75	1,80	2,5
E-2-BR ₂	29,76	1,46	110	0,43	3,30	1,63	11,0
E-2-B	56,00	29,10	365	16,31	20,40	61,43	68,0



EXPERIENCIA E-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Speld - 1.333

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,25	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	10	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-3-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-3-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-3-BBR
	—	—	—	—	—	—	E-3-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
E-3-BB	21,4	70	880	15,00	18,8	56,7	62,6
E-3-BBR	2,45	30,9	450	0,75	1,1	2,86	3,66
E-3-BR ₂	39,43	2,03	71	0,80	2,8	3,2	9,3
E-3-B	63,23	26,2	359	16,55	22,7	62,76	75,56

EXPERIENCIA E-4

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Speld - 1.333

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A.	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,1	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	15	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-4-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-4-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-4-BBR
	—	—	—	—	—	—	E-4-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
E-4-BB	22,90	70,2	765	16,10	17,52	60,7	58,4
E-4-BBR	2,31	29	275	0,67	0,63	2,53	2,1
E-4-BR ₂	29,67	2,04	163	0,60	4,85	2,29	16,2
E-4-B	54,88	31,60	425	17,37	23,00	65,52	76,8



EXPERIENCIA E-5

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Speld-1.333

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,2	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	20	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-5-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-5-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-5-BBR
	—	—	—	—	—	—	E-5-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
E-5-BB	25,32	67,2	750	17,00	19,0	64,30	63,5
E-5-BBR	2,8	32,3	250	0,90	0,7	3,42	2,3
E-5-BR ₂	24,35	2,61	148	0,63	3,6	2,40	12
E-5-B	52,47	35,30	445	18,53	23,3	70,12	77,8

EXPERIENCIA E-6

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Speld 1.333

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-6-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-6-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	E-6-BBR
	—	—	—	—	—	—	E-6-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
E-6-BB	26,85	64,9	715	17,32	19,2	65,30	64
E-6-BBR	2,06	23,5	875	0,48	1,8	1,83	6
E-6-BR ₂	34,90	2,0	69	0,70	2,4	2,64	8
E-6-B	63,81	29,00	367	18,50	23,4	69,77	78

CONSECUENCIAS DE LAS EXPERIENCIAS E-1, E-2, E-3, E-4, E-5, E-6

A medida que aumenta la dosis de etil-xantato va mejorando la recuperación de Pb.

Casi paralelo al aumento de plomo, se produce un aumento de recuperación de plata, con la particularidad de que los valores de recuperaciones de plata son siempre superiores a las del plomo, lo que nos indica que este reactivo actúa sobre la fracción de sulfuro de plata libre.

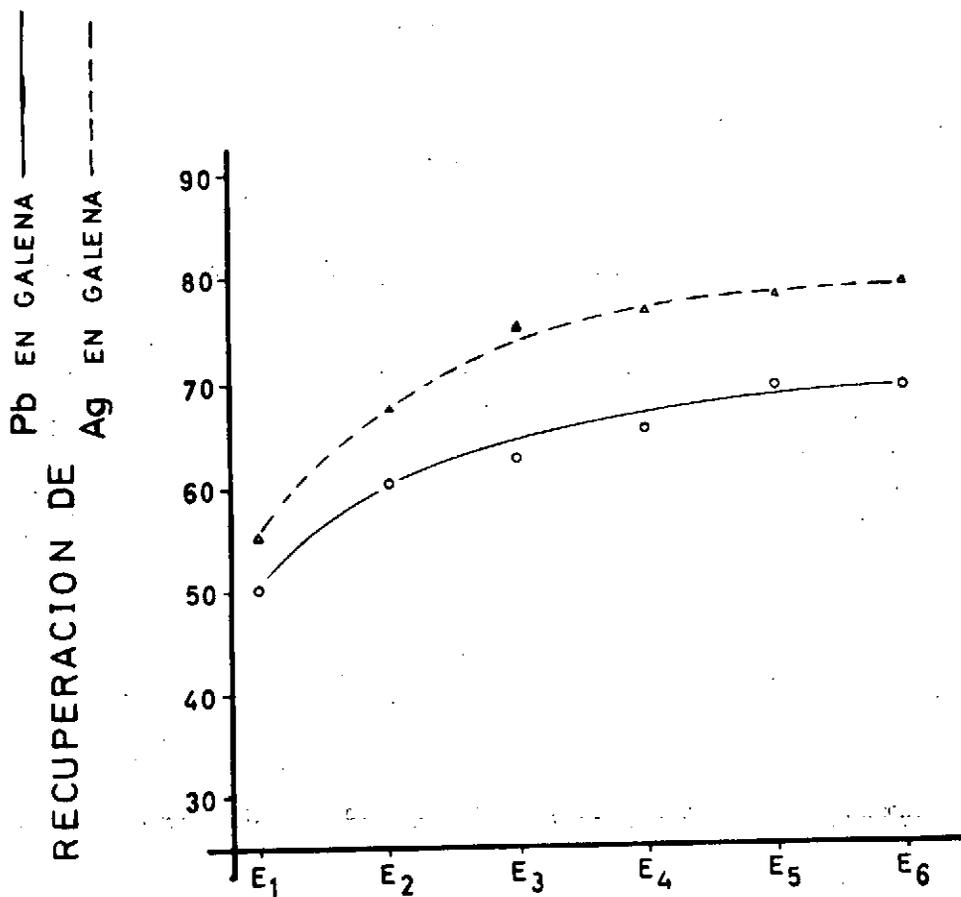


Fig. 15



F) EMPLEO DEL AEROFLOAT-25 SOLO Y CON DOSIS CRECIENTES DE ETIL-XANTATO

Las dosis empleadas han sido:

Experiencia F-1	2 gotas de Aerofloat	— 25
Experiencia F-2	» » »	+ 5 ml de Etil-xantato al 1 %
Experiencia F-3	» » »	+ 10 » » »
Experiencia F-4	» » »	+ 15 » » »
Experiencia F-5	» » »	+ 20 » » »
Experiencia F-6	» » »	+ 25 » » »

EXPERIENCIA F-1

M O L I E N D A

Mineral 1,5 Kg.
 Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 25
 Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	0	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-1-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-1-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-1-BBR
	—	—	—	—	—	—	F-1-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
F-1-BB	16,50	77,5	680	12,8	11,22	48,3	37,4
F-1-BBR	3,15	47	750	1,45	2,37	5,5	7,9
F-1-BR ₂	35,10	2	97	0,70	1,71	2,6	5,7
F-1-B	54,75	23,7	280	14,95	15,30	56,4	51,0



EXPERIENCIA F-2

M O L I E N D A

Mineral 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 25

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,25	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	5	0,01	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-2-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-2-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-2-BBR
	—	—	—	—	—	—	F-2-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
F-2-BB	20,62	69,0	775	15,6	15,99	58,8	53,3
F-2-BBR	1,60	38,3	543	0,61	0,87	2,3	2,9
F-2-BR ₂	27,20	2,6	44	0,7	1,2	2,64	4
F-2-B	49,42	34,3	364	16,91	18,06	63,74	60,2

EXPERIENCIA F-3

M O L I E N D A

Mineral 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 25

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Floto1-A	Rot
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	10	0,0075	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-3-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-3-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-3-BBR
	—	—	—	—	—	—	F-3-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	LEYES		METALES		RECUPERACION	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
F-3-BB	22,12	77,0	780	17,00	17,19	64,2	57,3
F-3-BBR	2,50	30,6	350	0,75	0,87	2,9	2,9
F-3-BR ₂	32,17	2,04	47	0,65	1,53	2,46	5,1
F-3-B	56,79	32,40	344	18,40	19,59	69,50	65,3

EXPERIENCIA F-4

M O L I E N D A

Mineral 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 25

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,3	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	15	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-4-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-4-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-4-BBR
	—	—	—	—	—	—	F-4-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		METALES		RECUPERACION	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
F-4-BB	23,6	75,9	695	17,8	16,38	67,2	54,6
F-4-BBR	3,14	19,7	420	0,62	1,32	2,33	4,4
F-4-BR ₂	35,20	1,83	44	0,64	1,56	2,44	5,2
F-4-B	61,94	31	312	19,06	19,26	71,97	64,2

EXPERIENCIA F-5

M O L I E N D A

Mineral 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 25

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,4	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	20	0,002	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-5-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-5-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-5-BBR
	—	—	—	—	—	—	F-5-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
F-5-BB	23,7	72,1	545	16,1	12,9	60,5	43
F-5-BBR	2,73	24,5	295	0,6	0,81	2,53	2,7
F-5-BR ₂	27,7	2,19	79	0,6	2,19	2,29	7,3
F-5-B	54,13	32	294	17,3	15,90	65,32	53,0

EXPERIENCIA F-6

M O L I E N D A

Mineral 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 25

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,35	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,002	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-6-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-6-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	F-6-BBR
	—	—	—	—	—	—	F-6-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppmP	Pb	Ag	Pb %	Ag %
F-6-BB	21,1	73,9	590	15,56	12,48	58,6	41,6
F-6-BBR	2,6	34,3	280	0,89	0,72	3,36	2,4
F-6-BR ₂	20	3,29	106	0,65	2,13	2,49	7,1
F-6-B	43,7	39	350	17,10	15,33	64,45	51,1

CONSECUENCIAS DE LAS EXPERIENCIAS F-1, F-2, F-3, F-4, F-5, F-6

En las experiencias F-1, F-2, F-3, F-4 se observa un aumento progresivo de recuperación de Pb a medida que aumenta la dosis de etil-xantato. La plata se recupera de forma paralela al plomo.

Las experiencias F-5 y F-6 quedan aisladas de las gráficas debido a que se intentó reducir mucho en ellas la dosis de espumante y, como consecuencia, las condiciones de flotabilidad no son idénticas a las restantes. Aunque también se observa el mismo paralelismo entre las recuperaciones de Pb y Ag.

Este colector recupera solamente la plata asociada a la galena y no actúa sobre la plata libre.

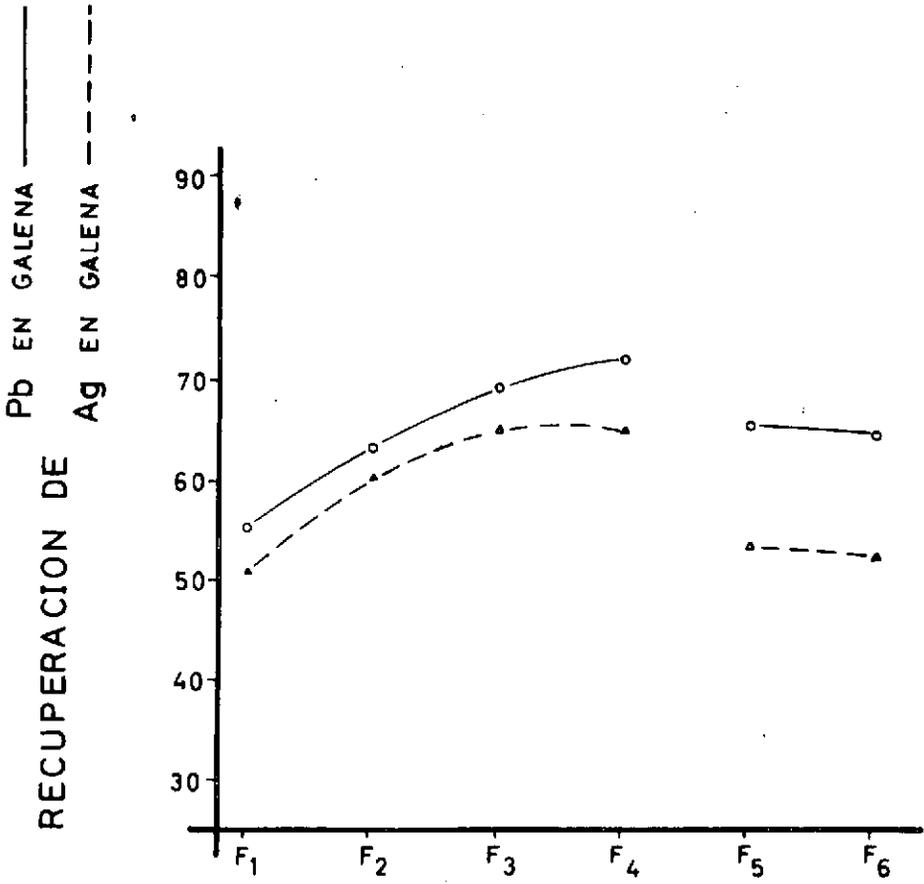


Fig 16



G) EMPLEO DEL AEROFLOAT-33 SOLO Y CON DOSIS CRECIENTES DE ETIL-XANTATO

Experiencia G-1	2 gotas de Aerofloat	—	33				
Experiencia G-2	» » »	+	5 ml de Etil-xantato al 1 %				
Experiencia G-3	» » »	+	10 » » »				
Experiencia G-4	» » »	+	15 » » »				
Experiencia G-5	» » »	+	20 » » »				
Experiencia G-6	» » »	+	25 » » »				

EXPERIENCIA G-1

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 33

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,4	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	0	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-1-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-1-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-1-BBR
	—	—	—	—	—	—	G-1-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
G-1-BB	—	—	—	—	—	—	—
G-1-BBR	3,7	69,9	585	2,57	2,16	9,7	7,2
G-1-BR ₂	15,9	4,76	47	0,756	0,75	2,86	2,5
G-1-B	19,6	13,5	150	3,326	2,91	12,56	9,7



EXPERIENCIA G-2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 33

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,5	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-2-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-2-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-2-BBR
	—	—	—	—	—	—	G-2-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
G-2-BB	19	36	400	6,8	7,62	26,00	25,4
G-2-BBR	2,1	57,1	425	1,2	0,90	4,55	3
G-2-BR ₂	11,5	7,22	63	0,83	0,72	3,14	2,4
G-2-B	32,6	27,1	283	8,83	9,24	33,69	30,8

EXPERIENCIA G-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 33

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,5	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	10	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-3-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	G-3-BB
Flotación	3	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-3-BBR
	—	—	—	—	—	—	G-3-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
G-3-BB	19,3	81	725	15,8	14,01	59,5	46,7
G-3-BBR	1,7	56,2	480	0,94	0,81	3,55	2,7
G-3-BR ₂	7,68	7,7	39	0,59	0,30	2,23	1,0
G-3-B	28,68	60,30	527	17,33	15,12	65,38	50,4

EXPERIENCIA G-4

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 33

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,4	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	15	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-4-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-4-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-4-BBR
	—	—	—	—	—	—	G-4-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	I. EYES		METALES		RECUPERACION	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
G-4-BB	19,39	80	800	15,6	15,42	59,1	51,4
G-4-BBR	2,14	57,2	390	1,22	0,84	4,6	2,8
G-4-BR ₂	9,62	7,2	54	0,69	0,51	2,6	1,7
G-4-B	31,15	56,3	540	17,51	16,77	66,3	55,9

EXPERIENCIA G-5

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 33

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,25	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	20	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-5-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-5-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-5-BBR
	—	—	—	—	—	—	G-5-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
G-5-BB	19,95	79,2	770	15,79	15,30	59,5	51,0
G-5-BBR	2,14	52,1	295	-1,12	0,63	4,2	2,1
G-5-BR ₂	9,65	8,6	59	0,83	0,57	3,14	1,9
G-5-B	31,74	56	520	17,74	16,50	66,84	55,0

EXPERIENCIA G-6

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Acrofloat - 33

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,3	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-6-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-6-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	G-6-BBR
	—	—	—	—	—	—	G-6-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
G-6-BB	22,35	71,9	740	16,05	16,50	60,5	55
G-6-BBR	1,93	43,5	155	0,84	0,30	3,17	1
G-6-BR ₂	8,20	9,2	48	0,75	0,39	2,63	1,3
G-6-B	32,48	54,30	530	17,64	17,19	66,30	57,3

CONSECUENCIAS DE LAS EXPERIENCIAS G-1, G-2, G-3, G-4, G-5, G 6

Con la concentración empleada, el poder colector de este reactivo solo es muy bajo y sólo se aprecia la influencia de las sucesivas adiciones de etil-xantato.

No hay recuperación de plata libre, pues la recuperación de plata es inferior a la de plomo y se mantiene paralela a ésta.

H) EMPLEO DEL AEROFLOAT 242 SOLO Y CON DOSIS CRECIENTES DE ETIL-XANTATO

Las dosis empleadas han sido:

Experiencia H-1	2 gotas de Aerofloat	—	242				
Experiencia H-2	» » »	+	5 ml de Etil-xantato	al	1 %		
Experiencia H-3	» » »	+	10 » »	»	»		
Experiencia H-4	» » »	+	15 » »	»	»		
Experiencia H-5	» » »	+	20 » »	»	»		
Experiencia H-6	» » »	+	25 » »	»	»		



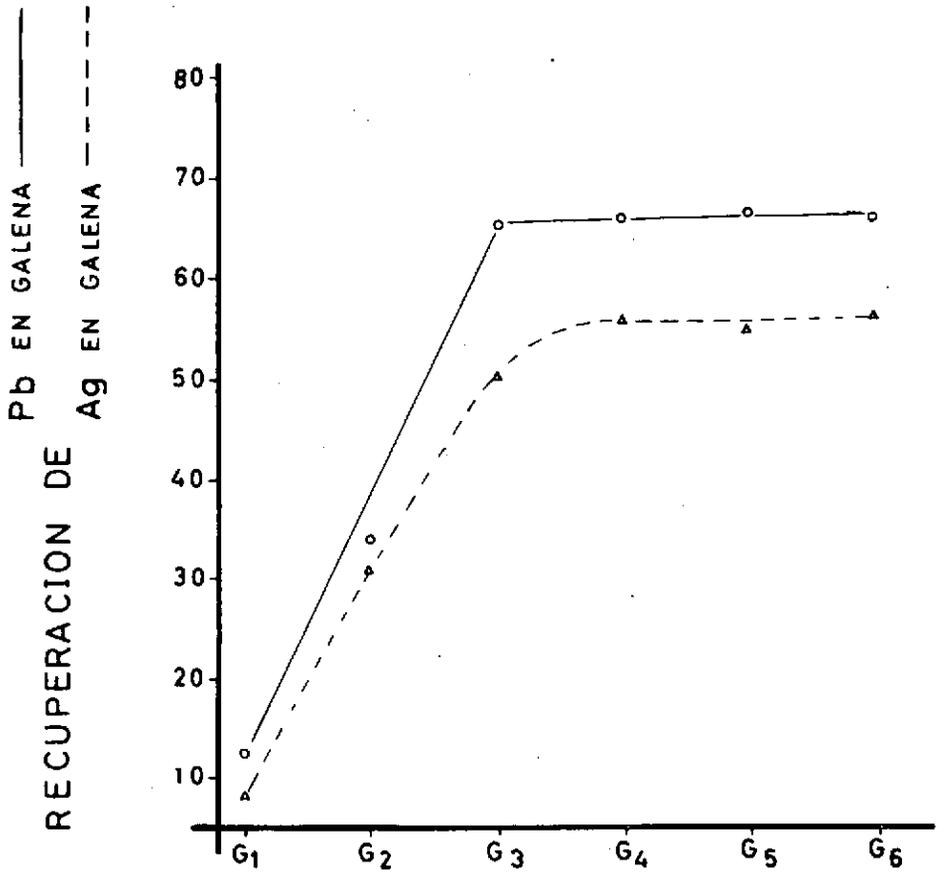


Fig.17

EXPERIENCIA H-1

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 242

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,2	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	0	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-1-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-1-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-1-BBR
	—	—	—	—	—	—	H-1-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	LEYES		METALES		RECUPERACION	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
H-1-BB	15,12	85	845	12,81	12,78	48,4	42,6
H-1-BBR	2,40	67,9	850	1,62	2,04	6,1	6,8
H-1-BR ₂	12,72	7,23	45	0,92	0,57	3,47	1,9
H-1-B	30,24	50,80	510	15,35	15,39	57,97	51,3

EXPERIENCIA H-2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 242

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,4	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-2-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-2-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-2-BBR
	—	—	—	—	—	—	H-2-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
H-2-BB	17,20	75	835	12,88	14,40	48,50	48,0
H-2-BBR	0,60	21,3	750	1,28	0,45	4,83	1,5
H-2-BR ₂	9,55	7,2	38	0,69	0,36	2,60	1,2
H-2-B	27,35	54,4	555	14,85	15,21	55,93	50,7

EXPERIENCIA H-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Água: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 242

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,4	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	10	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-3-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-3-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-3-BBR
	—	—	—	—	—	—	H-3-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag ppm	Pb	Ag	Pb %	Ag %
H-3-BB	17,5	83,5	845	14,62	14,76	55,30	49,2
H-3-BBR	1,1	61,5	680	0,68	0,75	2,54	2,5
H-3-BR ₂	7,26	8,3	45	0,60	0,33	2,26	1,1
H-3-B	25,86	61,5	612	15,90	15,84	60,10	52,8

EXPERIENCIA H-4

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 242

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
	—	9,5	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	15	0,005	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	H-4-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	H-4-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	H-4-BBR
	—	—	—	—	—	—	—	H-4-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
H-4-BB	19,5	77,2	820	15,05	15,96	56,70	53,2
H-4-BBR	1,6	55,2	430	0,89	0,69	3,36	2,3
H-4-BR ₂	7,45	8,0	40	0,595	0,30	2,24	1,0
H-4-B	28,55	58,0	595	16,535	16,95	62,30	56,5

EXPERIENCIA H-5

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 242

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,5	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	20	0,007	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-5-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-5-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-5-BBR
	—	—	—	—	—	—	H-5-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
H-5-BB	17,8	87,5	935	15,65	16,65	59,00	55,50
H-5-BBR	2,1	51,2	265	1,08	0,56	4,12	1,87
H-5-BR ₂	9,62	6,72	39	0,645	0,38	2,43	1,27
H-5-B	29,52	59,00	593	17,40	17,59	65,55	58,64

EXPERIENCIA H-6

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml. + 2 gotas de Aerofloat - 242

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,4	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,009	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-6-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-6-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	H-6-BBR
	—	—	—	—	—	—	H-6-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
H-6-BB	23,6	71,9	765	16,90	18,00	63,7	60,0
H-6-BBR	2,09	48,5	340	1,01	0,72	3,8	2,4
H-6-BR ₂	10,50	5,65	29	0,59	0,30	2,24	1,0
H-6-B	36,19	51,20	525	18,50	19,02	69,74	63,4

CONSECUENCIAS DE LAS EXPERIENCIAS H-1, H-2, H-3, H-4, H-5, H-6

Por sí solo, este reactivo se muestra como buen colector del plomo.

Las adiciones sucesivas de etil-xantato hacen aumentar progresivamente las recuperaciones de Pb.

La plata se recupera paralelamente al plomo y siempre con valores de recuperación más bajos. Se ve, claramente, que es la plata asociada a la galena, la que únicamente se recupera.

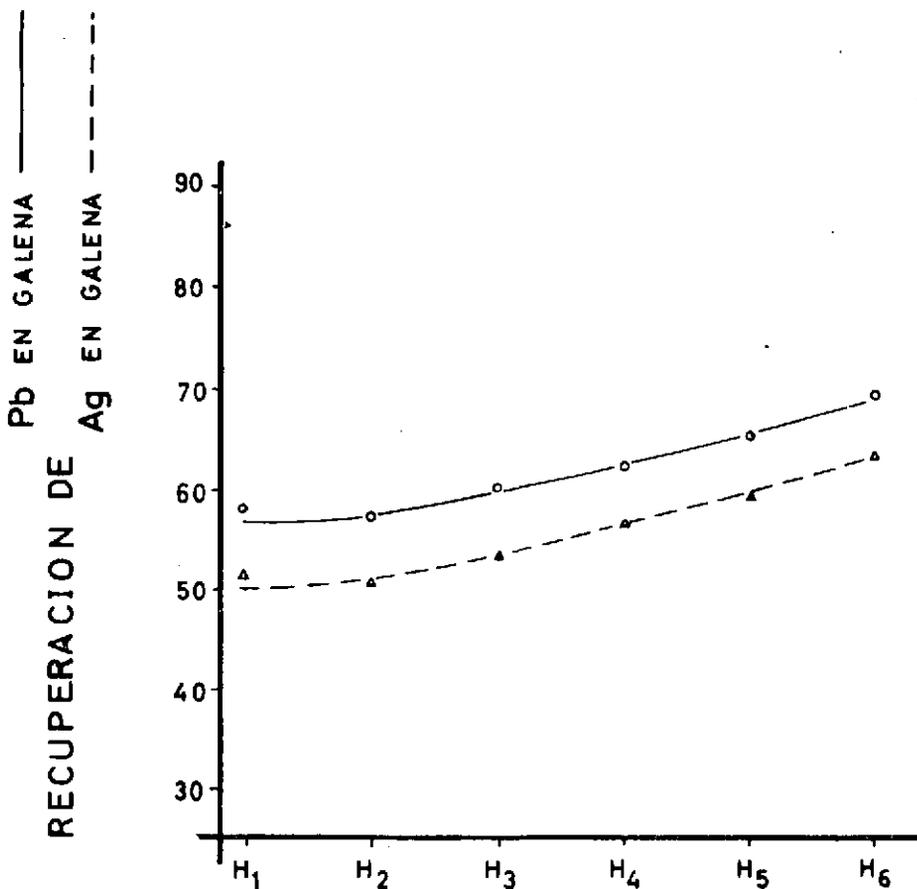


Fig.18

I) EMPLEO DEL AEROFLOAT-242 SOLO Y CON DOSIS CRECIENTES DE ETIL-XANTATO

Se ha empleado este reactivo en disolución al 0,45 % por ser soluble y se han necesitado para cada experiencia 10 ml.

Experiencia I-1	10 mls de Aerofloat	— 243	al 0,45 %				
Experiencia I-2	»	»	»	+ 5 ml de Etil-xantato	al 1%		
Experiencia I-3	»	»	»	+ 10 »	»	»	»
Experiencia I-4	»	»	»	+ 15 »	»	»	»
Experiencia I-5	»	»	»	+ 20 »	»	»	»
Experiencia I-6	»	»	»	+ 25 »	»	»	»

EXPERIENCIA I-1

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.
 Agua: 900 ml.
 Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,2	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	0	0,005	10
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-1-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-1-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-1-BBR
	—	—	—	—	—	—	I-1-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
I-1-BB	—	—	—	—	—	—	—
I-1-BBR	4,40	76,1	730	3,35	3,21	12,65	10,7
I-1-BR ₂	4,6	12,0	210	0,55	0,96	2,08	3,2
I-1-B	9,00	43,4	452	3,90	4,17	14,93	13,9

EXPERIENCIA I-2

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml.

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,15	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	5	0,005	10
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-2-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-2-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-2-BBR
	—	—	—	—	—	—	I-2-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
I-2-BB	16,20	77,0	770	12,5	12,510	47,2	41,7
I-2-BBR	1,75	61,1	760	1,07	1,329	4,1	4,43
I-2-BR ₂	16,40	10,2	73	1,67	1,200	6,3	4,00
I-2-B	34,35	44,5	437	15,24	15,039	57,6	50,13



EXPERIENCIA I-3

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml.

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	Oca	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,25	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	10	0,005	10
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-3-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-3-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-3-BBR
	—	—	—	—	—	—	I-3-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
I-3-BB	18,3	77,9	705	14,21	12,90	53,60	43,0
I-3-BBR	3,1	58,9	665	1,82	2,07	6,86	6,9
I-3-BR ₂	8,23	10,4	36	0,86	0,30	3,24	1,0
I-3-B	29,63	57	515	16,89	15,27	63,70	50,9

EXPERIENCIA I-4

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.
 Agua: 900 ml.
 Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	CaO	Et-X	A. P.	SO ₄ Cu	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—	—
	—	9,3	—	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	15	0,005	10	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	I-4-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	I-4-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	—	I-4-BBR
	—	—	—	—	—	—	—	I-4-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
I-4-B	18	77,2	830	13,85	15,00	52,40	50,0
I-4-BBR	3,2	60,0	535	1,92	1,71	7,20	5,7
I-4-BR ₂	6,1	11,9	98	0,73	0,60	2,76	2,0
I-4-B	27,3	60,4	634	16,50	17,31	62,36	57,7



EXPERIENCIA I-5

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.

Agua: 900 ml.

Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	PH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,45	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	20	0,006	10
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-5-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-5-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-5-BBR
	—	—	—	—	—	—	I-5-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	LEYES		METALES		RECUPERACION	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
I-5-BB	17,24	86	860	14,88	14,79	56,00	49,3
I-5-BBR	2,52	62	430	1,56	1,08	5,88	3,6
I-5-BR ₂	8,50	13,6	21	1,16	1,80	4,37	6,0
I-5-B	28,26	62,2	625	17,60	17,67	66,25	58,9

EXPERIENCIA I-6

M O L I E N D A

Mineral: 1,5 Kg.
 Agua: 900 ml.
 Tiempo: 10 minutos

F L O T A C I O N

	Minutos	pH	CNNa	OCa	Et-X	Flotol-A	Rot.
Acondicionamiento	2	—	10	—	—	—	—
Acondicionamiento	2	—	—	35	—	—	—
	—	9,4	—	—	—	—	—
Acondicionamiento	1	—	—	—	25	0,006	10
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-6-B
Acondicionamiento	1	—	—	—	—	—	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-6-BB
Acondicionamiento	2	—	—	—	5	0,005	—
Flotación	3	—	—	—	—	—	I-6-BBR
	—	—	—	—	—	—	I-6-BR ₂

RESULTADOS Y BALANCES

Muestra	Peso	L E Y E S		M E T A L E S		R E C U P E R A C I O N	
		Pb %	Ag. p.p.m.	Pb	Ag	Pb%	Ag%
I-6-BB	20,98	78,4	765	16,60	16,02	62,50	53,4
I-6-BBR	2,64	54,3	470	1,42	1,23	5,76	4,1
I-6-BR ₂	11,95	8,3	125	0,99	1,50	3,74	5,0
I-6 B	35,57	53,5	528	19,02	18,75	72,00	62,5



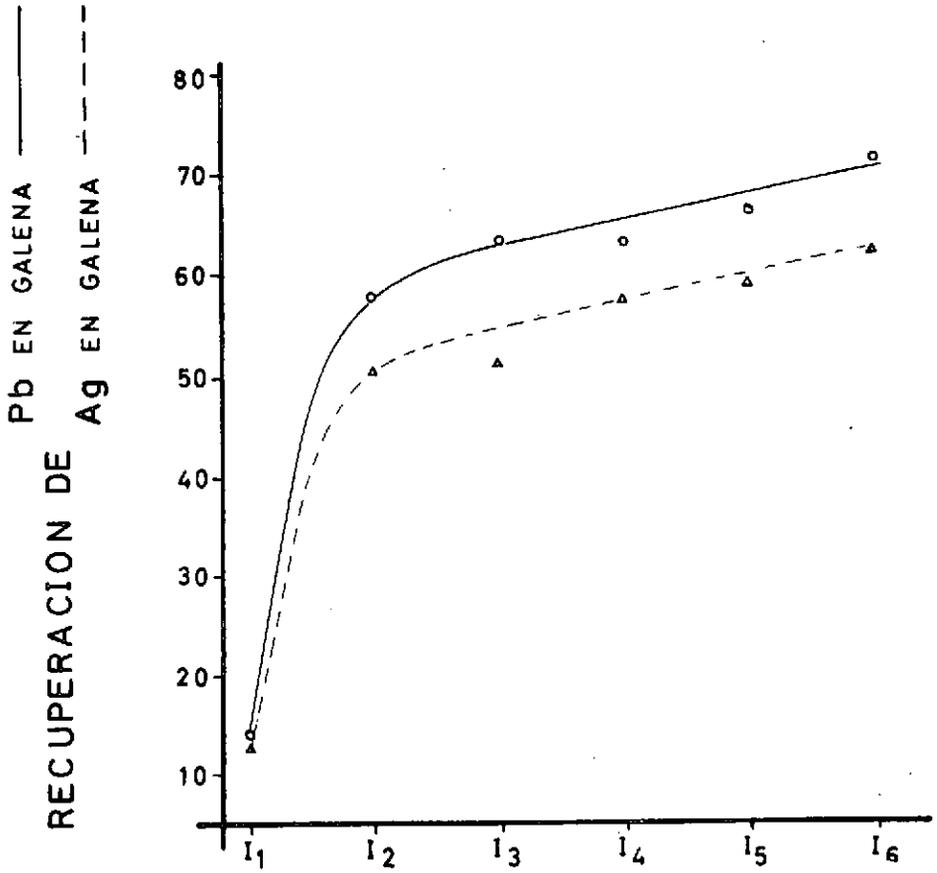


Fig. 19



CONSECUENCIAS DE LAS EXPERIENCIAS I-1, I-2, I-3, I-4, I-5, I-6.

El poder colector del reactivo solo es muy bajo para plomo y plata.

Su acción colectoras se refuerza rápidamente al adicionar etil-xantato.

Las recuperaciones de plata siguen una línea paralela a las de plomo y con valores siempre inferiores a los de éste. También aquí se deduce que la fracción de plata flotada es la asociada a la galena.

7) ESTUDIO COMPARATIVO DEL EFECTO COLECTOR DE LOS REACTIVOS

Estas gráficas demuestran la progresividad de la recuperación de plomo con los distintos reactivos empleados y en los que hay que admitir una recuperación de plata paralela al plomo recuperado, con la única excepción de que el Speld-1333 muestra un marcado efecto de recuperación sobre la plata libre.

Estas comparaciones se han realizado con unas dosis fijas (30 gr/T) que nosotros consideramos mínimas y que se han mantenido constantes en todas las series excepto para el etil-xantato.

La gráfica se construye representando en orden creciente los valores de las recuperaciones obtenidas con los colectores específicos solos (experiencia n.º 1 de cada una de las series, E, F, G, H e I), y los 3 puntos que corresponden al empleo de etil-xantato solo (experiencias D-1, D-2 y D-3).

8) RESUMEN COMPARATIVO DE LAS RECUPERACIONES TOTALES DE PLOMO Y PLATA SEGÚN DISTINTAS ADICIONES DE ETIL CON CANTIDAD FIJA DE LOS OTROS COLECTORES.

La dosis de 15 ml de etil-xantato solo, queda reforzada, en general, por adición de los otros colectores.

La dosis de 20 ml de etil-xantato ya se muestra, en general, mejor sola que con adición de los otros colectores.

La dosis de 25 ml de etil-xantato es frecuentemente mejor sola que con la adición de cualquier otro colector.

En los tres casos las recuperaciones de plata son inferiores a las de plomo y, prácticamente, paralelas a ellas, con las salvedades siguientes:

1.ª) La adición de Speld ha significado siempre una mejora neta sobre la recuperación de plata.

2.ª) Las experiencias del aerofloats-25 con 20 y 25 ml de etil, no conservan el paralelismo que se observa en las restantes recuperaciones de Ag y Pb, lo que se explica porque estas experiencias se realizaron con una dosis de espumante muy escasa, como ya se ha indicado en las conclusiones de la serie F.

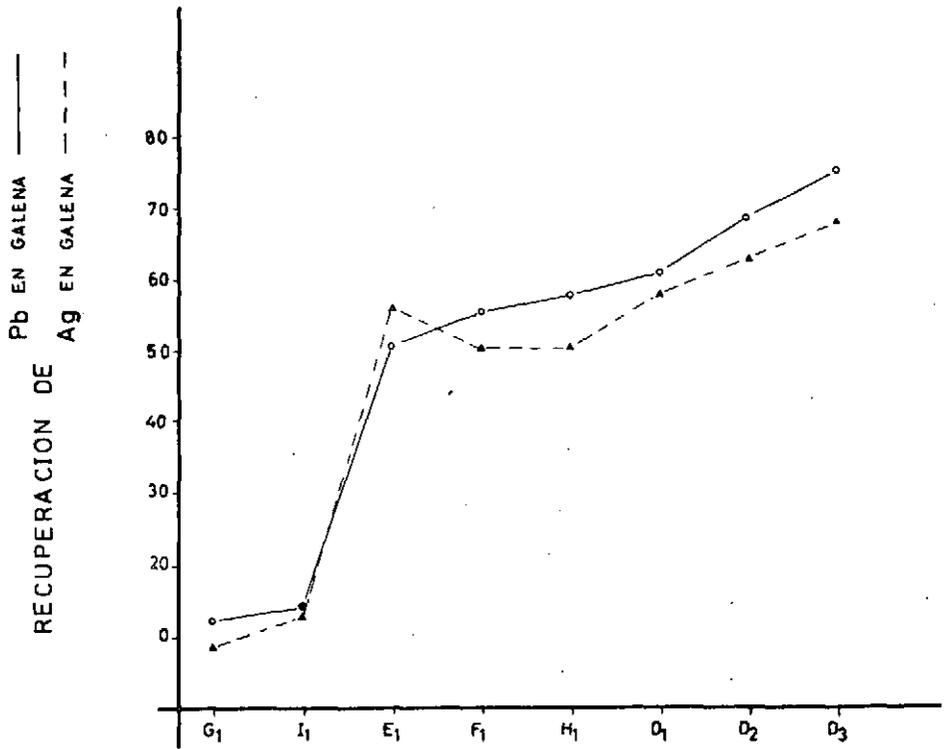


Fig. 20



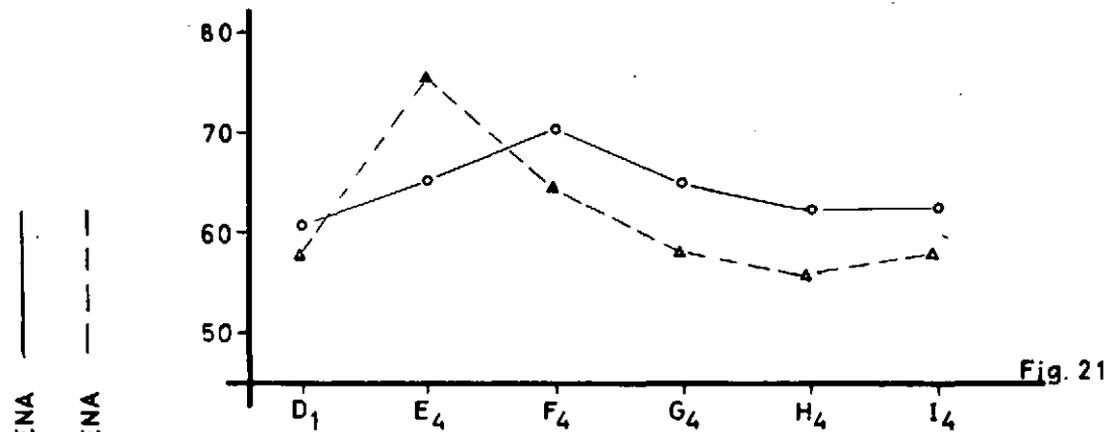


Fig. 21

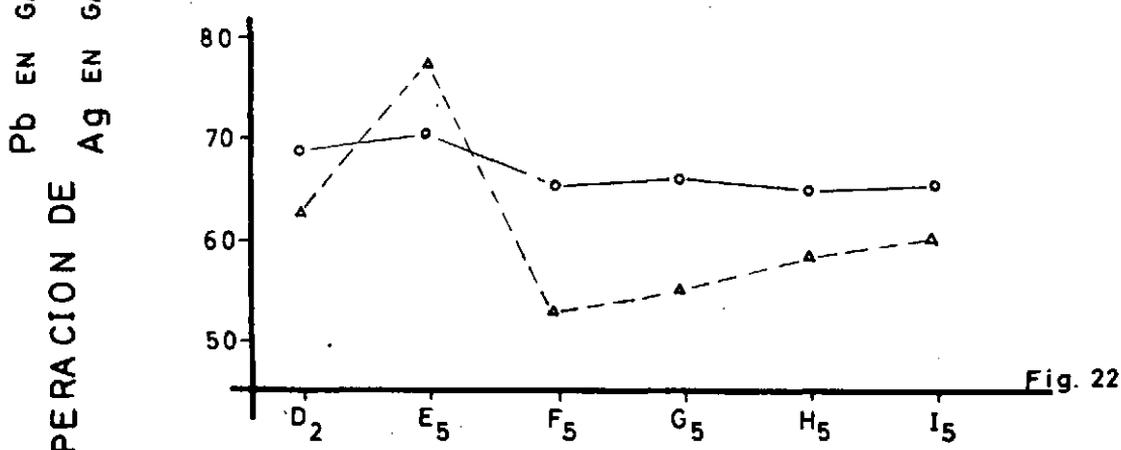


Fig. 22

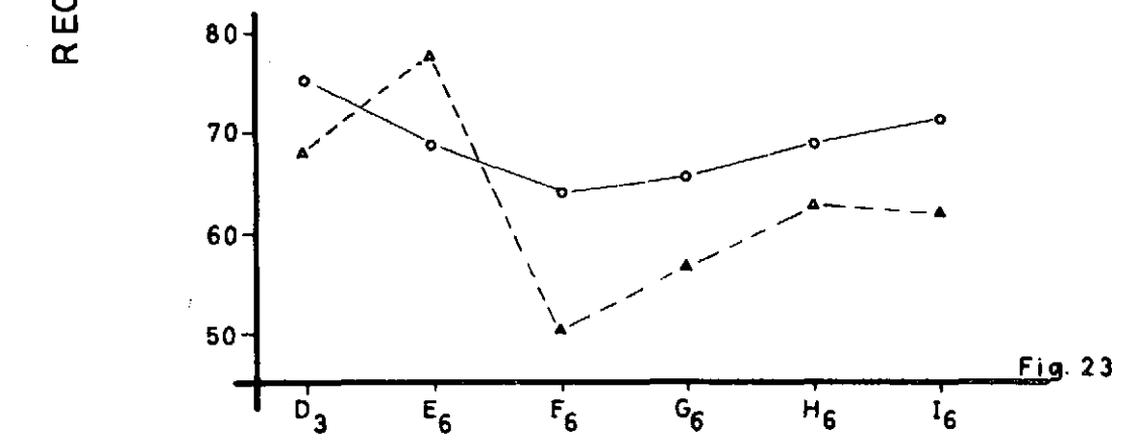
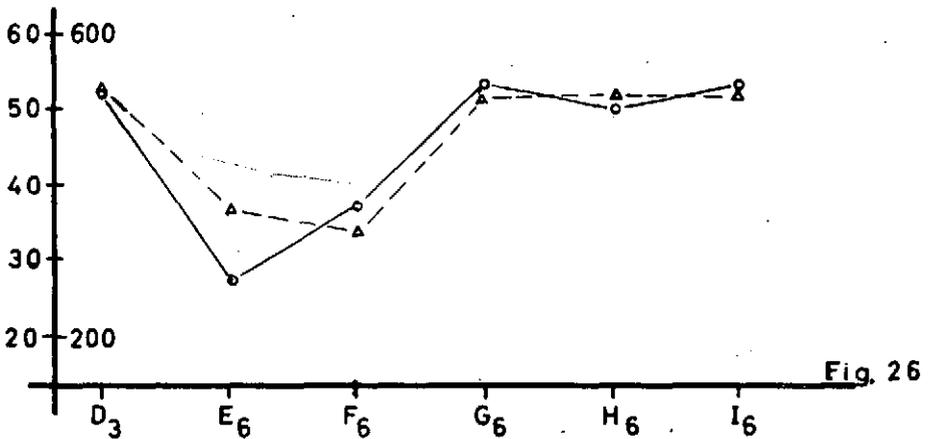
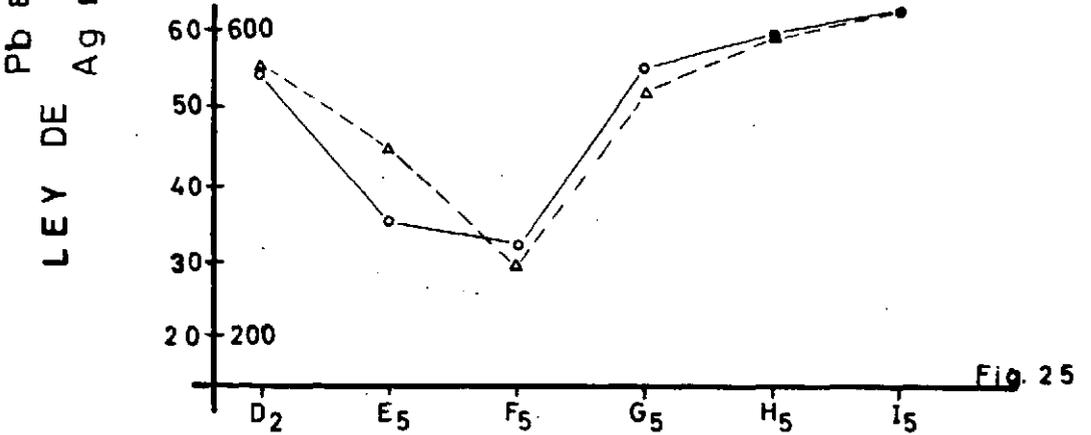
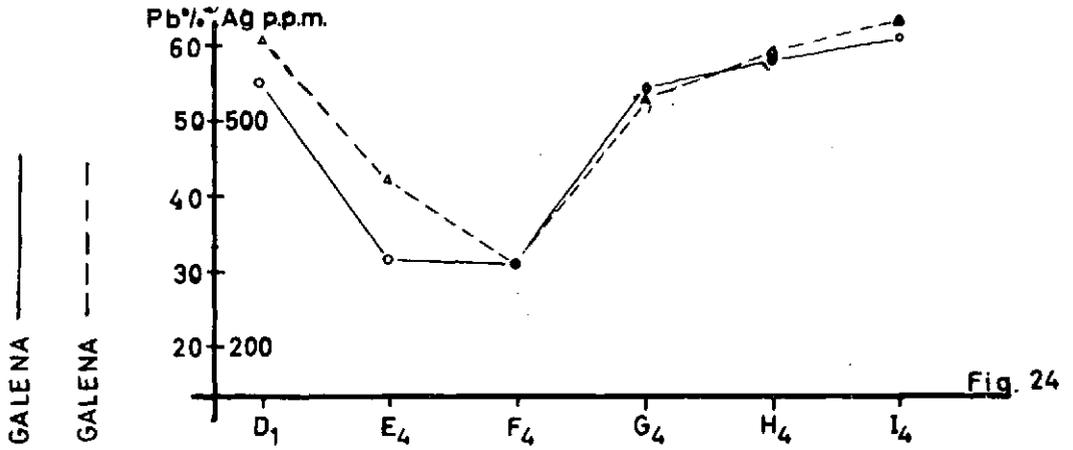


Fig. 23





9) ESTUDIO COMPARATIVO DE LA RELACIÓN ENTRE LAS LEYES DE PLATA Y PLOMO DE LOS CONCENTRADOS OBTENIDOS CON LOS DISTINTOS REACTIVOS

En estas gráficas se han representado las leyes de plata y de plomo de los distintos concentrados que corresponden a las experiencias -4, -5, y -6 de cada serie y la D-1, D-2 y D-3 del etil, y en cada una de ellas se ve la influencia de los colectores añadidos a unas dosis fijas de 15 ml, 20 ml y 25 ml de etil-xantato, respectivamente.

Del estudio de estas gráficas (figs. 24, 25 y 26) se deduce:

1.º) Los valores de la ley de plata en p.p.m. y de plomo en ‰ son bastante semejantes en todos los casos, excepto en los puntos de la experiencia «Speld» en que la ley de plata es superior a la de plomo, a pesar de ser esta ley de plomo la más baja de todas las experiencias, lo que demuestra que la plata no se encuentra todavía asociada con la galena.

En la figura 27 se representan los valores medios de la relación que existe entre las leyes de plata y plomo de cada una de las series, tabla (1). Y vemos que mientras con los demás reactivos, este valor es próximo a la unidad, en el caso del Speld-1,333, se eleva hasta 1,31.

TABLA I

Experiencia	Concentrado B		Ag / Pb	Valor medio de la serie
	Pb %	Ag p.p.m.		
D ₁	56,30	605	1,07	1,040
D ₂	54,20	562	1,04	
D ₃	53,50	540	1,01	
E ₁	24,20	332	1,37	1,310
E ₂	29,10	365	1,25	
E ₃	26,20	359	1,37	
E ₄	31,60	425	1,34	
E ₅	35,30	445	1,26	
E ₆	29,60	367	1,27	
F ₁	27,30	280	1,13	1,01
F ₂	34,30	364	1,06	
F ₃	32,40	344	1,06	
F ₄	31,00	312	1,00	
F ₅	32,00	294	0,92	
F ₆	39,00	350	0,90	
G ₁	13,50	150	1,11	0,985
G ₂	27,10	283	1,04	
G ₃	60,30	527	0,87	
G ₄	56,30	540	0,96	
G ₅	56,00	520	0,93	
G ₆	54,30	530	0,98	
H ₁	50,80	510	1,00	1,009
H ₂	54,40	555	1,02	
H ₃	61,50	612	0,99	
H ₄	58,00	595	1,02	
H ₅	59,00	593	1,00	
H ₆	51,20	525	1,02	
I ₁	43,40	452	1,04	0,995
I ₂	44,50	437	0,98	
I ₃	57,00	515	0,91	
I ₄	60,40	634	1,05	
I ₅	62,20	625	1,00	
I ₆	53,50	528	0,99	

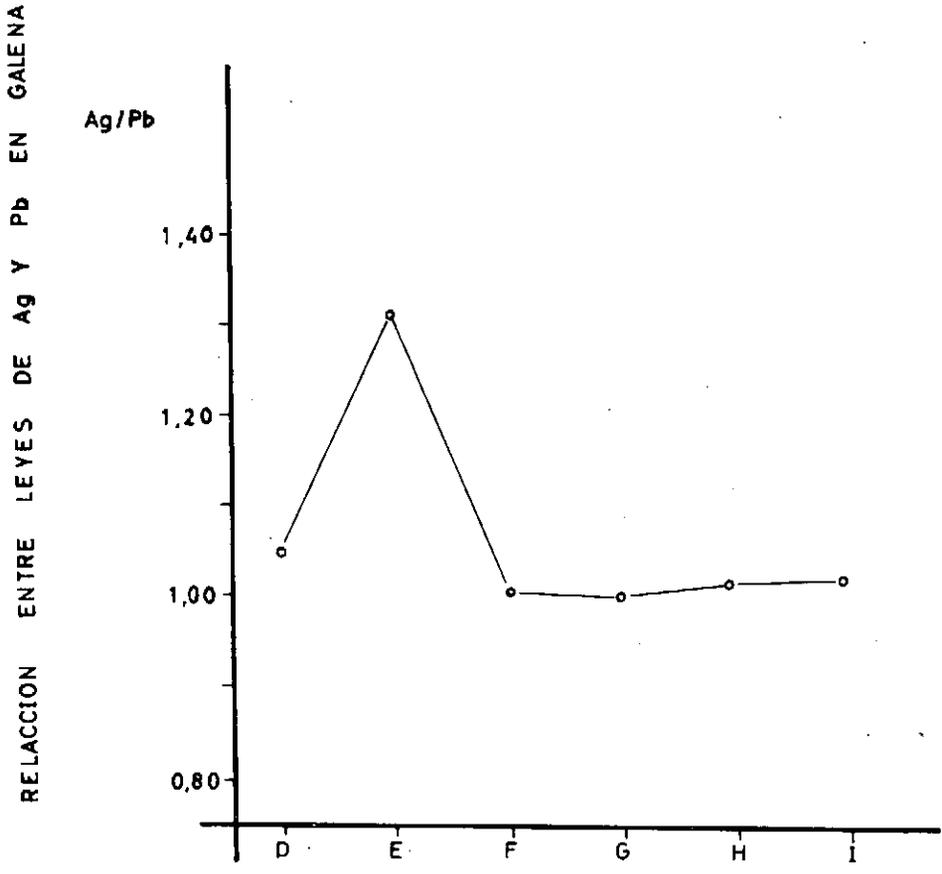


Fig. 27



VII.

CONCLUSIONES GENERALES

Estas conclusiones están deducidas de la experiencia adquirida a través de 192 procesos de flotación, 576 determinaciones cuantitativas de plomo, 425 de cinc y 296 de plata.

1) Ha quedado demostrada la existencia de especies de plata, no ocluidas en la galena.

2) Entre el grupo de colectores empleados se ha encontrado que el Speld-1333 se muestra como un colector interesante en los concentrados de desbaste.

3) Se ha demostrado que puede conseguirse mejorar la recuperación habitual de plata en el lavadero Roberto (60 %) en el caso del mineral que se ha estudiado.

VIII.

TECNICAS ANALITICAS

1) ANALISIS DE PLATA

A) ESTUDIO BIBLIOGRÁFICO

a) *Condiciones que ha de reunir el método de control y rango de concentraciones que hemos de determinar*

para realizar el control de las distintas fracciones que se obtienen en la flotación necesitamos disponer de un método de análisis que nos permita conocer la distribución de la plata en las distintas fracciones, concentrados y estériles. Además, como estos resultados han de ser cuantitativos, necesitamos que el método sea *preciso* y *seguro*, para que nos permita obtener en todo momento resultados reproducibles.

Tenemos, por tanto, que buscar entre los métodos conocidos y seleccionar el que por sus características de *precisión*, *seguridad* y *rapidez* sea más conveniente para nuestro trabajo, teniendo en cuenta la gama de concentraciones que hemos de analizar, que varía de 800 a 1.000 p.p.m. en los concentrados, hasta 5 p.p.m. en los estériles.

b) *Métodos analíticos consultados*

Se hizo primero un estudio de las posibilidades que ofrecía el método Docimástico o por vía seca, que es el empleado comúnmente para las determinaciones de plata en la Sierra de Cartagena, pero se ve que no cumple las condiciones que nosotros necesitamos pues según PROSKE (26) «hay que tener en cuenta, que los resultados que se obtienen en una determinación Docimástica de metales, depende no sólo del tipo de proceso, fundentes empleados, etc. sino también de la habilidad del analista, y además se pueden encontrar diferencias entre los contenidos reales y los resultados del ensayo debido a causas que como la adsorción por las copelas, etc. no se sujetan a regla general». Por tanto hemos de buscar otros métodos más seguros.

En la obra de DUVAL (27) tenemos resumidos los métodos cuantitativos de análisis de plata así como también una bibliografía completa.

De los métodos que describe vemos que el más generalizado es el gravimétrico, que para nosotros es impracticable, debido a que la concentración de plata es tan pequeña en relación con la concentración de otros metales, que no se pueden evitar los fenómenos de coprecipitación y adsorción. Cualquier método que se utilice para eliminar las interferencias no dá un resultado aceptable, pues el elevado poder de adsorción de los hidróxidos de hierro y aluminio, y de la sílice implica pérdidas inevitables de plata por adsorción.

Para poder efectuar la separación cuantitativa de la plata al estado de cianuro, ioduro o bien para precipitarla con rhodamina, mercaptobenzotiazol, benzotriazol, 1, 2, 3, o α -nitroso, β -naftol, deberíamos partir de muestras de 10 grs como mínimo, independiente de la muestra de 0,5 grs que se emplea para la determinación polarográfica de plomo y cinc y así poder obtener cantidad de precipitado suficiente para hacer la determinación gravimétrica.

El método volumétrico se tuvo que desechar porque al ser la disolución fuertemente coloreada, no se puede apreciar el viraje de la fenosafranina, que se utiliza como indicador de adsorción. El color de las muestras procede de las condiciones en que se ha realizado el ataque, ya que al tratarse de un silicato ferroso para conseguir su disolución completa es necesario un ataque enérgico a base de ácido sulfúrico y nítrico con lo que el plomo queda precipitado al estado de sulfato, y por tanto, para

disolverlo necesitamos añadirle la cantidad suficiente de acetato sódico o amónico, que con el hierro existente da un fuerte color rojo. Hay que tener en cuenta, además, en estos métodos, la presencia de cloruros en el mineral, que puede determinar la insolubilización en mayor o menor grado de la plata y por tanto falsear los resultados.

Se ha trabajado mucho sobre el método potenciométrico, pero no se ha conseguido ningún resultado positivo, debido a que la relación de concentraciones que existe entre el plomo y la plata es muy grande.

El potencial que presenta una disolución preparada de la forma que hemos indicado, es superior al potencial de una disolución de plata 10^{-5} M después de valorada completamente con ioduro potásico. Lo cual implica que no se puede valorar la plata, pues, inicialmente, su potencial se encuentra ya rebasado. Se atribuyó este comportamiento a los indicios de cloruros que pudiese haber en la muestra inicial, pues una muestra de plata sometida al mismo tratamiento no sufre alteración alguna, mientras que esta misma muestra de plata añadida al mineral tampoco se puede valorar. Se ha intentado, sin resultado positivo, resolver este inconveniente y para ello se ha sometido la muestra a un tratamiento oxidante, con persulfato potásico y ácido sulfúrico concentrado, para conseguir que todos los cloruros existentes en el mineral se oxiden a cloro, pero el resultado sigue siendo el mismo, y sólo se obtiene en la valoración potenciométrica una rama horizontal sin ningún salto que indique un punto de equivalencia.

El método polarográfico, que reúne en sí las características de rapidez y seguridad, no se ha podido emplear, pues, además de los inconvenientes derivados del empleo del electrodo de gotas de mercurio (éste y la plata forman complejos con constantes de estabilidad semejantes, que hace difícil la determinación del potencial de onda media), está la interferencia debida a la gran concentración de plomo respecto a la de plata, que hace que, aún siguiendo el método que emplea como disolución fondo una mezcla equimolecular de nitrato y sulfocianuro potásico, sea imposible detectar la onda de la plata.

La microdeterminación electrolítica de plata según DUVAL (28), es un método excelente, pero se ha de tener al menos 0,9 mg de Ag, para que los errores de pesada no hagan inútil el método. La cantidad de plata existente en 0,5 grs de muestra oscila entre $2,5 \times 10^{-5}$ grs y 5×10^{-4} grs, inferior por tanto, al límite mínimo del método, y la única posibilidad sería la de aumentar la cantidad de muestra de 0,5 a 10 grs pero entonces, aparte de que no siempre podemos disponer en los concentrados de esta cantidad, hemos de utilizar unas cantidades demasiado grandes de reactivo para conseguir el ataque y la disolución de estas muestras.

Se han estudiado las posibilidades que ofrece el método de intercambio iónico, como medio de poder separar la plata de los demás elementos que interfieren, y poder aumentar su concentración hasta el rango en que sea posible una determinación, gravimétrica o volumétrica. Según un trabajo de F. BURRIEL y CARMEN ALVAREZ (29) se puede conseguir la separación cuantitativa de la plata de otros cationes divalentes o trivalentes pero al aplicarlo a nuestro problema, encontramos las mismas limitaciones que en el método gravimétrico, pues se ha de partir inicialmente de una muestra de 10 grs para que la cantidad de plata sea suficiente para la determinación posterior, ya sea volumétrica, gravimétrica o electrolítica.

B) ELECCIÓN DE LA TÉCNICA COLORIMÉTRICA

El único método que hasta ahora ha dado resultado y que se ha puesto a punto es el colorimétrico. Se partió inicialmente del método que aparece en SNELL (14), y que describimos a continuación.

a) MÉTODO DE LA DITIZONA

«Si el ditizonato de plata se forma en solución neutra o alcalina está en la forma enol rojo-violeta, que no se puede extraer, cuantitativamente, con disolventes orgánicos. Cuando se forma en medio ácido resulta la forma *ceto*, de color amarillo, que no se transforma en la forma *enol* al alcalinizar ligeramente la solución».

Procedimiento. Método del color mixto.

«Transferir una parte alícuota de la muestra que contiene plata, a un embudo de separación, ajustar la acidez aproximadamente, a 0,5 N. Una forma conveniente consiste en diluir la muestra a 25 ml, y neutralizar, y después añadir de 0,7 ml de ácido sulfúrico 1:1».

«Añadir 10 ml de disolución de ditizona en tetracloruro de carbono, al 0,001 %, y agitar bien, la capa del reactivo, mostrará un color verde residual, a menos que haya presente mucha plata, se separa la capa y se lee la transmisión a través de un filtro amarillo, y se compara con una curva de calibración realizada en las mismas condiciones».

«La formación de complejos con el ácido etilendiamino tetracético permite extraer la plata, del plomo, cinc, bismuto, cadmio, níquel, cobalto y talio. La separación del cobre se consigue si su contenido no es alto, aunque algo se puede extraer con la plata. El mercurio y la plata se extraen juntos».

«Si se usa como tampón ácido acético-acetato sódico, de pH 4-5 y en ausencia de Cl^- y de mercurio, se pueden determinar de 0,002-0,1 mg de

Ag en presencia de 100,000 veces más de cobre, bismuto, cinc, cadmio plomo».

«La plata se separa del mercurio o del cobre por descomposición del ditizonato con cloruro. La plata se vuelve a extraer del cloruro como ditizonato a pH 3-3,5, a pH más bajo esta extracción no es posible, y a pH más alto, cambia el color del ditizonato de plata, debido quizá a la formación parcial del compuesto enol». SNELL (31).

«El procedimiento a seguir para determinar la plata, en presencia de contenidos muy altos de cobre, bismuto, cinc, o plomo es: se toman 25 ml de la muestra y se le añaden 2 grs de la sal disódica del ácido etilendiamino tetracético, 80 ml de disolución de acetato sódico, al 10 %, 10 ml de solución de acético, 1 : 4 y 8 ml de disolución de ditizona en Cl₂C de 13 p.p.m. Se agita bien y se diluye la capa de tetracloruro de carbono a 10 ml y se lee el color en las proximidades de 500 m μ ». SNELL (32).

«Para todas las determinaciones de plata a temperatura ambiente, se debe usar vidrio Pyrex, y en el caso de que se aplique calor, se ha de emplear sílice fundida, pues el vidrio blando puede dar lugar a errores de hasta el 20 % debido a la adsorción de plata por las paredes de los recipientes». SNELL (33).

b) COMPROBACIÓN Y PUESTA A PUNTO DEL MÉTODO

Al tratar de repetir el método en estas condiciones, no se podía obtener una curva patrón de calibrado, pues la pendiente era insuficiente, en las proximidades de 500 m μ y no fue posible conseguir una curva de calibrado con la pendiente adecuada. Inicialmente se empezó este trabajo utilizando un colorímetro, pero no se conseguía aumentar la pendiente de la curva, pues este aparato sólo dispone de seis filtros cuyas longitudes de onda son: 410, 460, 490, 522, 570, 605 y 700 m μ y se comprobó que a 490 m μ la pendiente era aceptable aunque muy baja; entonces, tratando de conseguir una mayor sensibilidad se utilizó un espectrofotómetro Beckman DU con el cual se podía disponer de la longitud de onda deseada. Para buscar ésta se hizo un barrido completo, empleando el espectrofotómetro DK-2A desde 375 m μ a 800 m μ (fig. 28) y se ha observado que la pendiente varía mucho en este rango y que pasa por varios máximos y mínimos, pero el punto de máxima absorción se encuentra a 610 m μ .

CURVAS DE TRANSMISION DE LA DITIZONA

a) 0,8 p.p.m.
b) 2,4 p.p.m

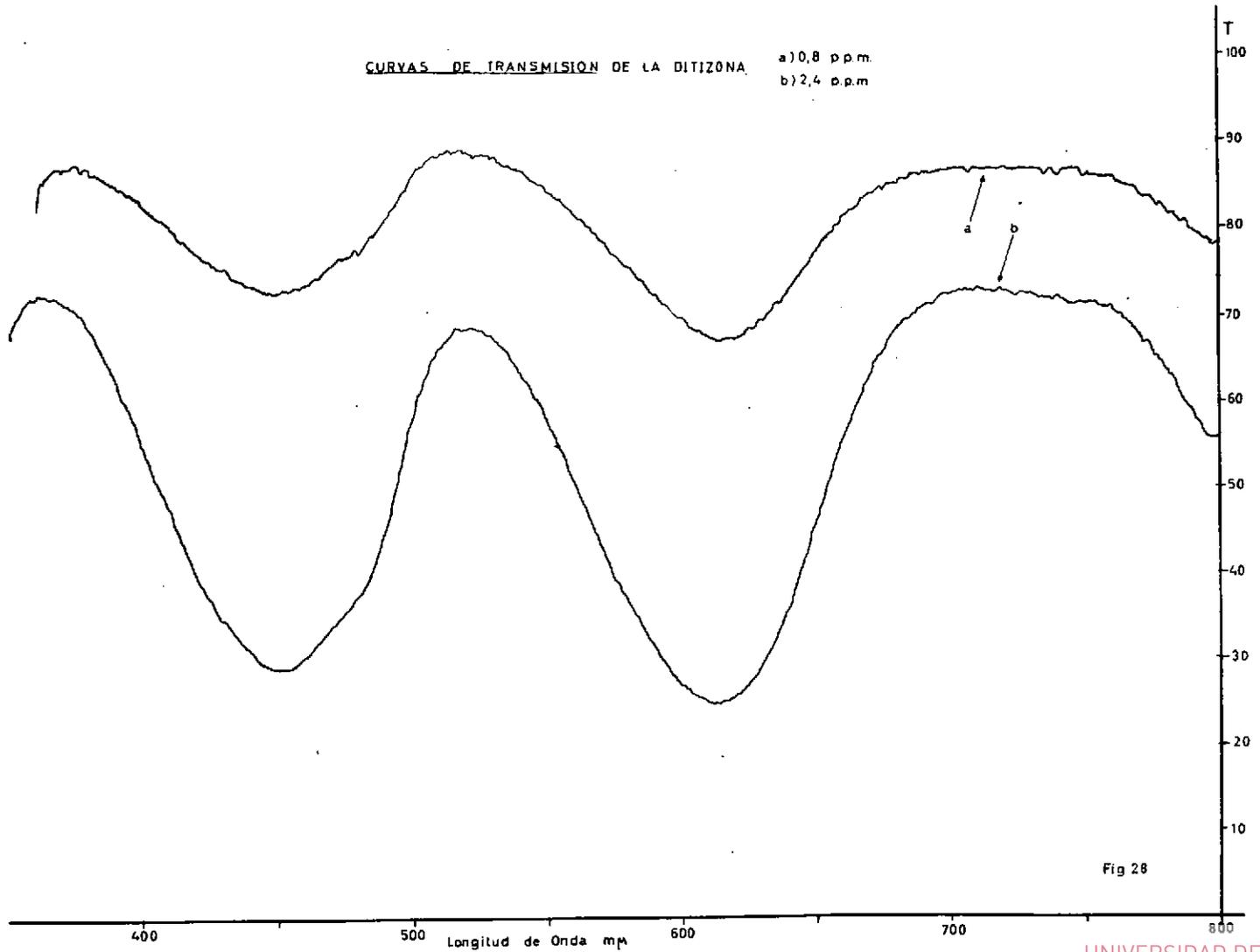


Fig 28



c) CURVA DE CALIBRADO

El método colorimétrico necesita de una curva de calibrado del aparato que nos permita determinar las concentraciones que corresponden a las distintas transmisiones.

Determinada la longitud de onda 610 m μ sólo queda determinar el rango de concentraciones del reactivo de ditizona, para que los valores de transmisión obtenidos caigan dentro del rango de medida del aparato.

La concentración de ditizona empleada es bastante menor que la indicada por el método anteriormente descrito, pues al tener que medir siempre una suma de dos colores, el color verde propio de la ditizona y el amarillo, que es debido al complejo ditizona-plata, hay que mantener un equilibrio entre ambos, ya que el exceso de reactivo (ditizona) da lugar a que su propio color (verde intenso) enmascare el que se produce con la plata, y, además, como se mide con una longitud de onda de 610 m μ , ocurre que el reactivo de 13 p.p.m. absorbe casi completamente, esta longitud de onda, dando transmisiones del orden del 1 al 5 %.

Si, por el contrario, el reactivo se encuentra sólo en un ligero exceso, entonces predominará el color amarillo del compuesto ditizona-plata y las transmisiones que se obtienen son del orden de 99-103 %.

Teniendo en cuenta esto, hemos de tomar las siguientes precauciones:

1.º) Que el reactivo no sea tan concentrado como 13 p.p.m., para que en los primeros puntos de la curva en que la concentración de plata es muy pequeña o incluso el reactivo sólo dé una transmisión superior al 20 %.

2.º) Tener en cuenta la cantidad de plata añadida, para evitar que el tanto por ciento de transmisión aumente por encima del 100 %, pues en estas condiciones deja de cumplirse la ley de Beer, y sucesivas adiciones de plata no originan un cambio proporcional en el color.

De acuerdo con esto, tendremos que determinar las cantidades de reactivo y de problema que hemos de añadir de cada una de las fracciones, para conseguir una curva patrón en las condiciones antes indicadas.

Concentrados

En las determinaciones previas del contenido en plata de estas fracciones se ha visto que varía desde 350 a 500 p.p.m. en los concentrados B, y BBR, hasta 800 a 1.000 en los concentrados BB, por tanto la curva patrón ha de abarcar de 100 a 1.000 p.p.m. construída con 10 puntos que corresponden respectivamente, a 100, 200, 300, 400, 500, 600, 700, 800, 900 y 1.000 p.p.m.

Se han preparado 10 disoluciones de plata enrasadas a 250 ml y de cada una de ellas se toman 10 ml para construir la curva patrón, las concentraciones y forma de preparación de estas disoluciones aparecen en la Tabla (II), y obtenemos la curva de la figura 29 (a).

Estériles

En el caso de los estériles las concentraciones de plata varían de 5 a 50 p.p.m. y en la fracción BBR, de 50 a 150 p.p.m., por tanto el rango de la curva ha de ser de 10 a 200 p.p.m. y se preparan las disoluciones que corresponden a 10, 30, 50, 70, 90, 110, 130, 150, 170 y 190 p.p.m. (Tabla III) y obtenemos la curva de la figura 29 (b).

Las concentraciones del reactivo han sido:

Para el trazado de la curva (a) (fig. 29), ditizona, 2,5 p.p.m. en Cl₂C y para el trazado de la curva (b) (fig. 29), ditizona 0,8 p.p.m. en Cl₂C.

Se ve por tanto que las cantidades de reactivo son muy inferiores a las del método original, y se consigue una perfecta reproducibilidad de las curvas, a pesar de la inestabilidad del reactivo.

Para el trazado de la curva patrón se preparan 10 disoluciones de distinta concentración a partir de una disolución inicial de plata que contiene 10^{-2} grs/l.

La forma de preparación es la siguiente: Se miden exactamente los volúmenes indicados en la tabla siguiente, y se enrasa a 250 ml previa adición de 1 ml de NO₂H.

De cada una de estas disoluciones, se toman 10 ml para trazar la curva patrón, en las mismas condiciones que la muestra problema.

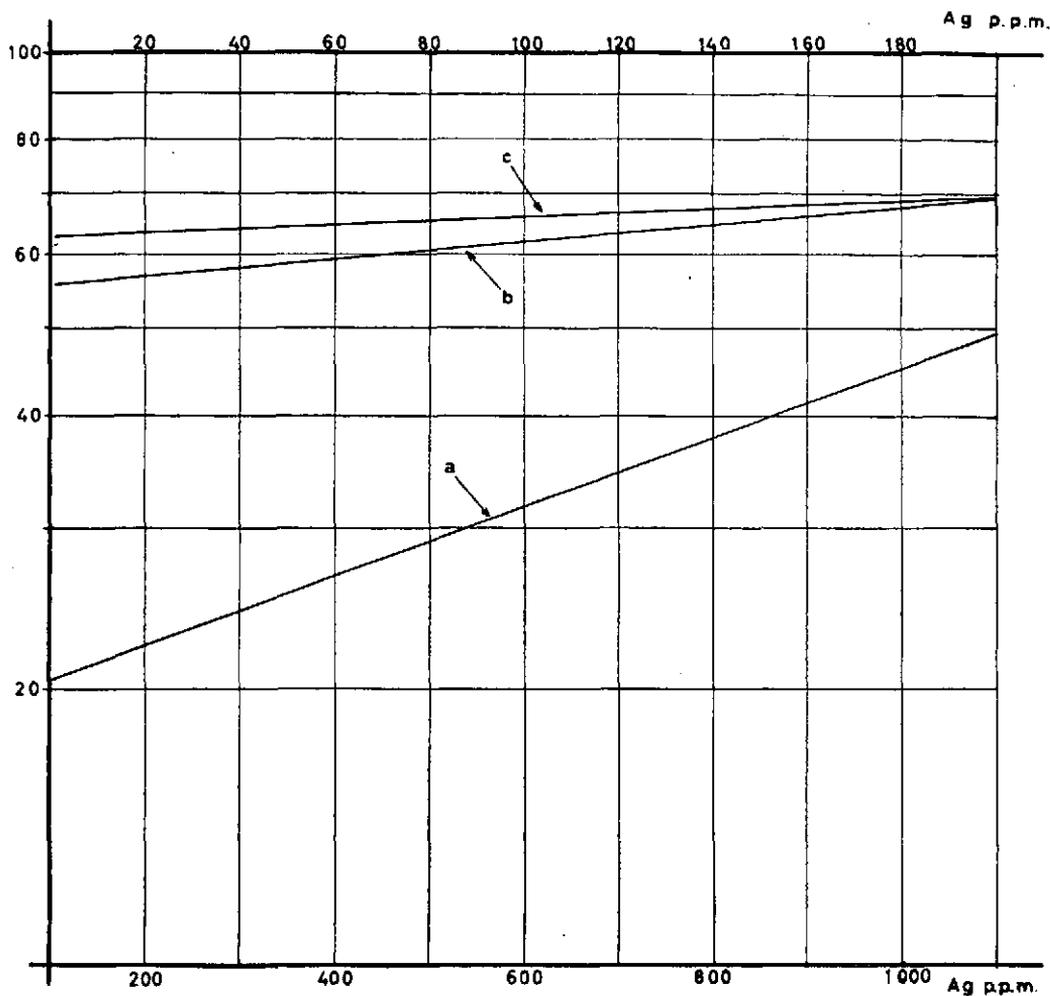
Las cantidades de disolución 10^{-2} grs/l empleadas y las concentraciones respectivas a que equivalen, referidas a 1/2 gramo de muestra se dan en las tablas siguientes:

TABLA II

ml de disolución 10^{-2} gr/l empleados	5	10	10	20	25	30	35	40	45	50
Concentración a que equivale, en p.p.m. referido a 1/2 gramo de muestra	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1.000

TABLA III

ml. de disolución 10^{-2} gr/l. empleados	0,5	1,5	2,5	3,5	4,5	5,5	6,5	7,5	8,5	9,5
Concentración a que equivale, en p.p.m. referido a 1/2 gramo de muestra	10	30	50	70	90	110	110	130	150	190



CURVA PATRON PARA DETERMINACION COLORIMETRICA DE PLATA

Fig. 29



C) ESTUDIO CRÍTICO DEL MÉTODO

Entre las ventajas que presenta este método, tenemos que se puede hacer la determinación sin ninguna separación previa, pues al complejar todos los cationes interferentes, con la cantidad suficiente de EDTA se puede hacer la determinación directamente en una muestra que se haya atacado según el método:

- 0,5 gr de muestra
- 5 ml de NO_3H c.
Evaporar a sequedad.
- 5 ml de NO_3H c.
- 5 ml de $\text{SO}_4\text{H}_2\text{C}$.
Evaporar a sequedad
- 5 ml de NO_3H c.
- 50 ml de AcONa 40 %. (En la obscuridad).
Calentar hasta disolución.
- 50 ml de agua.
Filtrar y enfriar.
- Aforar a 250 ml.

Se toman 10 ml y se pasan a un matrax Pirex de 250 en el que se añaden:

- 50 ml de tampón AcOH - AcONa - EDTA
- 15 ml de ditizona en Cl_4C
Se agita 1 minuto — (a 50°C)
Se separa la capa de Cl_4C en un embudo.
Se lee en el espectrofotómetro a 610 $\text{m}\mu$.
Se compara con la curva patrón, realizada simultáneamente.

En este tratamiento se ha prescindido del ácido clorhídrico, debido a que su presencia determina la no homogeneidad de la muestra y esto da lugar a variaciones al tomar una parte alícuota, en la que determinaremos la plata. En el caso de tomar todo el líquido del ataque y no solamente un alícuoto, para determinar plata, no existiría este inconveniente, pues la estabilidad del complejo ditizona + Ag es muy superior a la del compuesto ClAg y, por tanto, se puede hacer la valoración aún en presencia de Cl^- .

Este es, precisamente, uno de los factores que justifica la utilización de este método, pues tanto para el volumétrico como para el potenciométrico, la ausencia de cloruros ha de ser total y esto es difícil de conseguir, pues, además de que el mineral los contiene inicialmente, habría que emplear siempre reactivos de extraordinaria pureza, pues cualquier indicio

de cloruros, por pequeño que fuese, induciría a grandes errores debido a las cantidades tan pequeñas de plata con que se trabaja.

Se ha calculado la cantidad de EDTA necesaria para complejar todos los metales que interfieren, y se ha disuelto la cantidad necesaria de producto sólido en la disolución del tampón y así se dispone de una sola disolución; en la que están incorporados el tampón y el EDTA, y no se necesitan medidas diferentes para su dosificación. Se han estudiado las condiciones de ataque y disolución de la muestra para que el pH final del líquido de ataque sea lo más próximo posible, al pH del tampón.

Las cantidades de reactivos que tenemos que añadir hasta conseguir la disolución de la muestra son:

5 ml de NO_3H
50 ml de AcONa (40 %)

y se ha comprobado que el pH después de enrasado a 250 ml es 4,9 exactamente igual al del tampón y se evita así, cualquier variación del pH final.

Entre los inconvenientes tenemos la extraordinaria sensibilidad de la reacción ditizona + plata que obliga a extremar las precauciones en el manejo de los reactivos, pues cualquier contaminación de polvo, grasa, etc. hace variar el color del reactivo, y por tanto, el resultado obtenido. De esto se deduce que no se puede emplear la bureta para medir el reactivo, pues el disolvente tetracloruro de carbono incorpora cantidades de grasa de la llave que origina cambios en el color del reactivo.

Hay que tener en cuenta también que la luz altera el color del reactivo y de las muestras una vez preparadas, pues una muestra dejada a la luz normal del laboratorio sufre los siguientes cambios:

Transmisión inicial 59 % .
Transmisión a las 4 horas 75 %
Transmisión a las 8 horas 92 %

Esta muestra había permanecido en la obscuridad 8 horas sin sufrir cambio alguno.

Para evitar este inconveniente, se preparó una muestra en la obscuridad, de forma que no le diese la luz durante la preparación, pero se vió que entonces no se podrían obtener resultados concordantes de las lecturas del espectrofotómetro, pues una muestra que daba inicialmente 57% de T. a los 5 seg. daba 57,3 % y en el transcurso de otros 5 seg. se elevó a 57,5 % T. y sucesivamente 57,7 y 57,9 % de T.

La única explicación posible de este fenómeno que sólo se presentó en

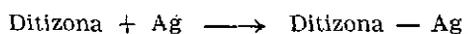
las muestras preparadas en estas condiciones es que: en la descomposición del reactivo por la luz hay una primera etapa rápida y después otra mucho más lenta, y que en estas muestras que no habían estado expuestas inicialmente a la luz, era el propio haz luminoso del espectrofotómetro el que producía la alteración, que no se presenta como ya hemos indicado en las que han estado expuestas a la luz durante 10 ó 15 minutos, que es el tiempo que se tarda desde que se añade el reactivo hasta que están las muestras dispuestas para leerlas en el espectrofotómetro.

Descomposición por efecto del calor

Otro inconveniente que obliga a hacer una curva patrón cada vez que se haga una serie de lecturas, es el cambio de color del reactivo a la temperatura ambiente, esto ha de tenerse en cuenta también al preparar la disolución del reactivo en tetracloruro de carbono. Pues, aunque tarda más de 3 horas en disolverse completamente, no se puede calentar, ya que si se calienta a 80° durante dos horas, el reactivo pierde el 50 % de su color; y a la temperatura ambiente, al cabo de quince días se encuentra completamente inutilizado.

La influencia de la luz sobre la plata que existe en las muestras obliga a hacer en la obscuridad las últimas etapas de la preparación de las muestras en las que la plata se encuentra ya en disolución, y a conservarlas, posteriormente en frasco de topacio para evitar la acción fotoquímica de la luz.

Otro factor que influye de forma decisiva sobre el resultado final es la temperatura a que se realice la reacción:



pues su influencia es lo bastante importante como para que haya que controlar la temperatura, que se ha de mantener constante, y lo más baja posible.

Esta influencia es tanto más acusada cuanto más diluída es la disolución de ditizona; y los resultados que se obtienen para la curva patrón a distinta temperatura, se representan en la figura 29 (C).

En resumen, el método es relativamente rápido y preciso, y se puede emplear la muestra directamente, sin preparación alguna.

2) y 3) ANÁLISIS DE PLOMO Y CINCO Y LOS DEMÁS COMPONENTES DEL MINERAL

Para la determinación de estos elementos, así como para la dosificación de los demás componentes que existen en el mineral, se han seguido

las técnicas descritas por GREGORIO NAVARRO (10) en que se dan toda clase de datos y se realiza además un estudio de las causas que determinaron el empleo del análisis polarográfico como método insustituible por su *precisión, seguridad y rapidez* para el control del contenido de plomo y cinc, tanto en los concentrados como en estériles y alimentación.

4) REACTIVOS EMPLEADOS

a) *Expresión de las cantidades de reactivos empleados en flotación y concentraciones a que equivalen*

Cianuro sódico

(disolución al 1 %)

<i>Volumen empleado</i>	<i>gr/experiencia</i>	<i>gr/T</i>
10 ml	0,1	66

Oxido de calcio

(suspensión 10 %)

<i>Volumen empleado</i>	<i>gr/experiencia</i>	<i>gr/T</i>
35 ml	3,5	2340

Etil-xantato

(disolución al 1 %)

<i>Volumen empleado</i>	<i>gr/experiencia</i>	<i>gr/T</i>
5 ml	0,05	33,3
10 »	0,1	66,6
15 »	0,15	100
20 »	0,2	133,3
25 »	0,25	166,6

Sulfato de cobre

(disolución al 1 %)

<i>Volumen empleado</i>	<i>gr/experiencia</i>	<i>gr/T</i>
45 ml	0,45	300

Sulfuro sódico

(disolución al 1 %)

<i>Volumen empleado</i>	<i>gr/experiencia</i>	<i>gr/T</i>
37,5 ml	0,375	250
75 »	0,75	500

Speld. 1333

(líquido)

<i>Volumen empleado</i>	<i>gr/experiencia</i>	<i>gr/T</i>
2 gotas	0,0488	32

Aerofloat-25

(líquido)

<i>Volumen empleado</i>	<i>gr/experiencia</i>	<i>gr/T</i>
2 gotas	0,04	26,6

Aerofloat-33

(líquido)

Volumen empleado	gr/experiencia	gr/T
2 gotas	0,053	35,4

Aerofloat-242

(líquido)

Volumen empleado	gr/experiencia	gr/T
2 gotas	0,0406	27

Aerofloat-243

(Disolución 0,45 %)

Volumen empleado	gr/experiencia	gr/T
10 ml	0,045	30

Flotol-A

(líquido)

Volumen empleado	gr/experiencia	gr/T
0,01 ml	0,01	6,66
0,0075 »	0,0075	5,00
0,0060 »	0,0050	4,00
0,0050 »	0,0050	3,33
0,0025 »	0,0025	1,67

b) *Reactivos empleados en el control de plata y plomo*

Nitrato de plomo.—10 mgr/1 ml.

Se pesan exactamente 10 gr de plomo en hojas, calidad reactivo análisis, marca Merk, que se atacan con NO_3H 1:1, en caliente. Una vez frío se diluye con agua destilada hasta 1.000 ml.

Nitrato de plomo.—1 mgr/1 ml.

Se pesan exactamente 1 gramo de plomo, y se procede como en el caso anterior.

Nitrato de cinc.—10 mgr/ 1 ml.

Se pesan exactamente, 10 gr de cinc en polvo, calidad reactivo análisis, marca Merk, que se atacan con NO_3H 1:1. En caliente. Una vez frío se diluye con agua destilada hasta 1.000 ml.

Nitrato de cinc.—1 mgr/1 ml.

Se pesa exactamente 1 gr de cinc en polvo, y se procede como en el caso anterior.

Acetato amónico.—Solución al 30 %

Se pesan 300 gr de acetato amónico, Probus, calidad reactivo análisis, que se disuelven en agua destilada, y se diluye a 1.000 ml.

Acetato sódico.—Solución al 40 %

Se pesan 400 gr de acetato sódico Probus, calidad reactivo análisis, que se disuelve en agua destilada y se diluye a 1.000 ml.

Clorhidrato de hidroxilamina.—Solución al 20 %.

Se pesan 200 gr de clorhidrato de hidroxilamina Probus, calidad reactivo análisis, que se disuelven en agua destilada y se diluye a 1.000 ml.

Cloruro potásico.—Solución saturada

Se ha mantenido la solución saturada, manteniendo siempre una cantidad de cloruro potásico en el fondo del frasco. Se ha empleado un producto Probus, calidad reactivo análisis.

Nitrato de plata.— 10^{-2} gr/l.

Se pesan exactamente 0,0158 gr de nitrato de plata, calidad reactivo análisis, marca Probus, y se disuelve en agua destilada, se le añade 2 ml NO_3H y se enrasa a 1.000 ml.

Ditizona 0,8 p.p.m. en Cl_4C

Se pesan exactamente 0,0008 gr de ditizona, calidad reactivo análisis, marca Prolabo, y se disuelven en 1.000 gr de tetracloruro de carbono.

Tampón pH-4,9

Se pesan 400 gr de acetato sódico, Probus, reactivo análisis, 20 gr de EDTA, Probus, reactivo análisis. Se miden 100 ml de ácido acético Probus, reactivo análisis, y se disuelve todo en 4.400 ml de agua destilada.

Gelatina 1 %

Se pesa un gramo, se disuelve en agua caliente y se enrasa a 100 ml.

Acido nítrico, R. A.

Acido sulfúrico, R. A.

Acido clorhídrico, R. A.

Tetracloruro de carbono, R. A.

IX.

BIBLIOGRAFIA

- (1) Cotizaciones de plata en la Bolsa de Londres.
- (2) Die erzminerale und ihre verwachsungen. Akademie Verlag. Berlin, 1960. Paul Ramdohr.
- (3) Handbuch des. Mineralchemie. C. Coelter und H. Leitmeir. Brand IV. Erste Halfte.
- (4) P. S. CHAKRAVARTY (Univ. Sadavpur). *Proc. Natl. Inst. Sci., India* 22-A 264-8 (1958). C. A. 1959. 9918-b.
- (5) A. N. LIFVINOVICH. «The use of sample analyses to solve the problem of silver distribution in ores». *Inst. Agad. Nauk Kaz. SSR*, 12, 56-60 (1960).
- (6) PROSKE, O. y otros: «Análisis de Metales. Métodos de Control Industrial», pág. 815. Trad. español. T. II, Ed. Aguilar. Madrid, 1960.
- (7) SCOTT, W. W. «Standard Méthods of Chemicl Analisis», I, 52. D. Van Nostrand Company, Inc. N. Y. 5.ª Edic. 1956.
- (8) SCOTT, W. W. «Standard Méthods of Chemical Analisis» I, 473 D. Van Nostrand Compny Inc. N. Y. 5.ª edic. 1956.
- (9) SCOTT, W. W. «Standard Méthods of Chemical Análisis», I, 908-915 D.
- (10) GREGORIO NAVARRO. «Acción de los compuestos de los elementos alcalinotérreos como agentes reguladores en flotación diferencial». (Tesis doctoral). Anales de la Universidd de Murcia. Vol. XXII, n.º 1-2. Facultad de Ciencias, 1963.
- (11) Ref. 10, pág. 185.
- (12) SANDELL, E. B. «Colorimetric Determination de Traces of metals». 315-316, Interscience Publishers, Inc. N. Y. 1944.
- (13) KOLTHOFF, I. N. y LINGANE, J. J. «Polarography», II, 603, Interscience Publishers. New York, 2.ª Edic., 1952.
- (14) SNELL AND SNELL. «Colorimetric Méthods of Anlisis». Third Edition, vol. II, pág. 56, Van Nostrand Company Inc. New York, 1954.
- (15) «Erzmikroskopises Practicum». Schneiderhoen Hans, Akademie Verlag. Berlín, 1956.
- (16) TAGGART, A. F. «Hamdbook of Mineral Dressing». Ores and Industrial Minerals.—Wiley Handbook Series, 1953 (12-09).
- (17) GAUDIN, A. M. «Flotation», págs. 231-235. Mc. Graw-Hill Book. Company. Inc. New York, 2.ª edic. 1957.
- (18) Referencia, 16, págs. 12-07.
- (19) » 16, págs. 12-09.
- (20) » 17, págs. 212.
- (21) » 17, págs. 232-233.
- (22) » 17, págs. 300 y 310.
- (23) TAGGART, A. F. «Elements of Ore Dressing». New York. John Wiley & Sons Inc. 1958, págs. 264 y 268.
- (24) Referencia, 17, pág. 463.
- (25) » 23, pág. 264.
- (26) » 6, pág. 287.
- (27) DUVAL. «Traité du Micro-Analyse Minerale». T. III. 356 Presses Scientifiques Internationales. Paris, 1956.
- (28) Referencia, 67, pág. 360.
- (29). F. BURRIEL y C. ALVAREZ. Separación de plata de níquel por cambio iónico. Información de Química Analítica. Mayo-junio 1963, Vol. 18, n.º 3, pág. 61.
- (30) Referencia, 14, pág. 57.
- (31) SNELL and SNELL. Colorimetric Méthods of Analisis. Volumen II A, pág. 23. D. Van Nostrand Company Inc. New York. 1959.
- (32) Referencia 31, pág. 25.
- (33) Referencia, 14, pág. 35.

