

436357

23 JUL 1976  
CONCEDIDA

-7 ABR. 1975

C22B, B03D

MEMORIA DESCRIPTIVA

sobre:

PROCEDIMIENTO DE FLOTACION PARA OBTENER  
CONCENTRADOS DIFERENCIALES DE COBRE, PLO  
MO Y ZINC A PARTIR DE SULFUROS COMPLEJOS.

(Clase Internacional B03D, C22B)

SOLICITANTE: ANDALUZA DE PIRITAS, s.a. entidad  
española residente en Almagro, 1.- Madrid-4-.

Este invento tiene por objeto el proporcionar  
un procedimiento de flotación diferencial, que permita  
obtener concentrados de cobre, plomo y zinc, aptos pa-  
ra su beneficio posterior a partir de sulfuros comple-  
jos finamente molidos.

España, posee grandes reservas de minerales base en forma de sulfuros complejos de bajas leyes. La ganga predominante en estos depósitos polimetálicos, es la pirita masiva y la sílice. Dentro de esta masa de ganga y en forma muy

5  
diseminada aparecen cristales de tamaño variable de galena, calcopirita, bournita y blenda, esta última con contenidos variables en hierro (Marmatita).

10 Los estudios realizados con las piritas complejas muestran que los sulfuros beneficiables son, galena, blenda y calcopirita diseminados en una masa de pirita. Dada la fina diseminación de los granos de los sulfuros a recuperar dentro de

15 la masa de la ganga, es necesario llegar a elevados grados de molienda del orden del 80% del mineral por bajo de  $18\mu$  con posterior remolienda a veces, para una mayor liberación de los sulfuros metálicos.

20 La separación por flotación de los diferentes sulfuros con productos tan finamente molidos, no ha sido posible, siguiendo los procedimientos de flotación standard, produciéndose problemas de ultrafinos que originan concentrados

25 de leyes muy bajas en el metal básico y recuperaciones también bajas.

Se han efectuado numerosos ensayos de laboratorio y Planta Piloto, llegándose a las conclusiones siguientes:

- 30 a) La molienda primaria es necesaria hacerla con mucha precaución. Han de llegarse a moliendas del 80% inferior a  $18\mu$ , con un mínimo de superfinos inferiores a  $5\mu$ .
- 35 b) En cada circuito ha de procederse a una segunda fase de molienda para llegar a liberaciones de

los mixtos, que permitan conseguir concentrados con leyes suficientemente altas para su tratamiento posterior.

5 c) Los controles de Ph en los diferentes puntos de los circuitos, han de ser muy rigurosos dependiendo <sup>en</sup> gran parte de ellos, el conseguir una buena selectividad.

10 d) Ha resultado de gran eficacia en la flotación diferencial de la calcopirita, para deprimir los sulfuros que la acompañan la utilización de SO<sub>2</sub> y cal en forma escalonada y con cambio brusco de Ph.

15 e) Se ha comprobado que la adición del amil-xantato potásico a la flotación de los circuitos, necesita ciertos tiempos de acondicionamiento, entre pulpa y colector, especialmente en el circuito del cobre, para favorecer la desadsorción de la superficie de la pirita.

20 f) El enriquecimiento de la calcopirita en los relavos acondicionando previamente con SO<sub>2</sub>(gas) es notable.

25 g) La selectividad entre los sulfuros metálicos se mejora grandemente trabajando en los relavos a grandes diluciones con contenidos de sólidos en los últimos relavos entre 6 y 15%.

30 h) Los ensayos en planta indican que el enriquecimiento y sobre todo el mantenimiento de las leyes de los concentrados es difícil produciéndose fluctuaciones importantes, siendo el mejor método de minimizarlos, el mantener cargas circulantes elevadas.

35 i) Es necesario para flotar a tamaños tan finos, gran dispersión del aire en la pulpa, sin producir turbulencias que siempre perjudican la selectividad.

5 Como resultado de estas investigaciones se desarrolló un nuevo procedimiento de flotación diferencial, según el cual, los sulfuros complejos se someten a un proceso de molienda primaria en tres fases: En cada una de estas fases, se varían las características de la molienda, para conseguir que el 80% del todo-uno se reduzca a tamaños inferiores a  $18 \mu$ , sin producir exceso de superfino, es decir, menores de  $5 \mu$ . De esta forma una gran parte de la calcopirita, galena y blenda quedan liberados permaneciendo el resto en forma de mixtos.

10 Una segunda etapa de molienda, se realiza independientemente en cada uno de los circuitos con los productos flotados en los correspondientes desbastes, llegándose al grado de molienda exigido por cada especie para liberar a la mayor parte de los mixtos.

15 Para facilitar la comprensión del procedimiento de la invención, se hace una descripción del mismo auxiliándonos del dibujo adjunto en el que se indica esquemáticamente las diversas etapas del procedimiento, siendo en conjunto dicho esquema un ejemplo de realización dado a título ilustrativo.

20 Por ① se representa la fase de trituración y por ② la de molienda primaria ya indicada. La pulpa que sale de ②, o bien se envía a un espesador o bien se pasa directamente a una serie de acondicionadores, simbolizados por ③, donde los sulfuros que acompañan a la calcopirita, son parcialmente deprimidos utilizando  $SO_2$  (gas), cal y eventualmente Sulfato de Zinc en forma escalonada y con cambio brusco de Ph, pasando de Ph ácido

25

30

trás la adición de  $\text{SO}_2$  a Ph alcalino trás la adición de cal. En el último de estos acondicionadores, y a Ph alcalino se adiciona el colector amil-xantato potásico, dando un cierto tiempo de acondicionamiento entre la pulpa y el colector, necesario para que tenga lugar la desadsorción en la superficie de la pirita.

Por (4) se simboliza el desbaste del circuito de cobre, que se realiza a Ph alcalino. Las espumas de este desbaste, pasan a un molino de remolienda, simbolizado por (5) y de aquí a las fases de relavos. Los relavos en número de tres normalmente representados por (7), (9) y (11) se realizan a Ph ácido, teniendo cada relavo un acondicionamiento previo de la pulpa mediante  $\text{SO}_2$  y eventualmente también con  $\text{SO}_4\text{Zn}$  que se representan por (6,8) y (10). La espuma de cada relavo pasa al acondicionador del relavo siguiente y la cola, al acondicionador del precedente. La cola del primer relavo se retorna al final del circuito de molienda. Por (12) se representa el concentrado final de cobre.

Los relavos del circuito de cobre, se realizan con pulpas muy diluídas, con porcentajes en sólidos entre el 7 y el 20%, disminuyendo el contenido de sólidos del primero al último relavo para facilitar la selectividad entre la calcopirita y el resto de los sulfuros, especialmente la pirita. Para conseguir las diluciones que corresponden a los contenidos de sólidos antes indicados, es necesario efectuar adiciones de agua que se realizan en los dos últimos relavos, pasando por retorno de las colas de éstos a los precedentes.

El residuo del desbaste del circuito de cobre, constituye la alimentación del circuito de plomo, pasando a una serie de acondicionadores representado en el dibujo por (13), donde se adiciona hipoclorito sódico ó cálcico, cianuro sódico, sulfato de zinc y cal, buscando conseguir la depresión de pirita y blenda. En el último de los acondicionadores se adiciona el colector y pulpa. De aquí la pulpa y a un Ph próximo a 10 pasa al circuito de desbaste del plomo (14). Las espumas de éste son remolidas en (15), pasando al circuito de relavos.

Los relavos del plomo en número de tres o cuatro, están representados por (17), (19), (21).. (23). En todos ellos la depresión de la pirita, requiere cierta cantidad de depresores (los mismos indicados para el desbaste) largos tiempos de acondicionamiento y grandes diluciones en la flotación, manteniendo la pulpa con Ph comprendido entre 9 y 11,5. Esto acondicionamientos se simbolizan por (16), (18), (20) y (22).

La espuma de cada relavo pasa al primer acondicionador del relavo siguiente y la cola del primer acondicionador del relavo precedente. La cola del primer relavo se retorna a cabeza del circuito de desbaste previamente espesada.

En los relavos del plomo es necesario trabajar a grandes diluciones, con contenido en sólidos en el último relavo del 5-10%, en sólidos y entre 10-20% en el resto. El agua total necesaria para los relavos, se adiciona en los dos últimos, llegando por retorno de las colas a los precedentes al igual que en el circuito de cobre.

El concentrado de plomo se simboliza por

(24)

El residuo del desbaste del circuito de plomo, constituye la alimentación del circuito

de zinc, pasando la pulpa a una serie de acondicionadores representados por (23), donde se adicionan hipoclorito sódico o cálcico en pequeña cantidad, cal hasta conseguir un Ph del orden de 11,8-12,25 para deprimir la pirita, sulfato de cobre para activar la blenda y en el último de ellos Amilxantato potásico como colector, pasando la pulpa al circuito de desbaste del zinc (26). Las espumas de este circuito, son remolidas en (27) pasando al circuito de relavos, constituidos por tres relavos (29), (31) y (33). Dichos relavos se realizan a Ph muy alcalinos, adicionándose la cal necesaria en los acondicionadores previos a cada relavos simbolizados por (28), (30) y (32). El concentrado final se simboliza por (34) y el estéril de este circuito por (35). También se adicionan en los relavos los mismos reactivos que en el circuito de desbaste.

20 Siguiendo el sistema de flotación diferencial descrito se obtuvieron en ensayos realizados en planta piloto los resultados siguientes:

Productos	L e y e s %			Rendimientos %		
	Cu.	Pb.	Zn.	Cu.	Pb.	Zn.
25 Conc.Cobre	25,00	2,50	3,50	70,0	1,7	1,3
Conc.Plomo	0,50	50,00	4,00	2,4	60,0	2,6
Conc.Zinc	0,40	1,50	50,00	4,2	4,0	70,0
Residuo	0,11	0,66	0,94	23,4	34,3	26,1
Alimentac.	0,44	1,77	3,32	100	100,0	100,0

- REIVINDICACIONES -

5

Los puntos de invención propia y nueva que se presentan para que sean objeto de esta solicitud de Patente de Invención, por VEINTE años, son los que se recogen en las reivindicaciones siguientes:

10

15

20

25

1ª.- Procedimiento de flotación para obtener concentrados diferenciales de cobre, plomo y zinc a partir de sulfuros complejos caracterizado por moler los sulfuros complejos en dos etapas, realizándose la primera etapa en cabeza de flotación y consistiendo en una molienda en tres fases, con características diferentes en cuanto a cargas molturantes, densidades de pulpa, velocidad de molinos etc, consiguiéndose en ellas reducir el todo-uno de modo que el 80% sea inferior en tamaño a  $18 \mu$  sin producir exceso de superfinos menores de  $5 \mu$ ; realizándose la segunda etapa denominada "remolienda" después de cada desbaste y de forma independiente en cada circuito (del cobre, plomo y zinc) afectando sólo a las espumas de desbaste, llegándose en cada circuito al grado de molienda exigido por el sulfuro metálico a recuperar.

2ª.- Procedimiento según la reivindicación 1ª,  
caracterizado porque en el circuito de flotación de des-  
baste del cobre se deprimen los sulfuros que acompañan  
a la calcopirita por medio de la adición de SO<sub>2</sub> y cal  
5 en forma escalonada y con cambios bruscos del pH, pasan-  
do de pH ácido tras la adición de SO<sub>2</sub> a pH alcalino a  
continuación de la adición de la cal.

3ª.- Procedimiento según la reivindicación 1ª,  
caracterizado porque en los relavos del cobre la flota-  
10 ción se realiza a pH ácido inferior a 5, mediante la adi-  
ción de SO<sub>2</sub> y eventualmente sulfato de zinc para deprimir  
los sulfuros que acompañan a la calcopirita, utilizando  
grandes diluciones para favorecer la selectividad, lle-  
gándose a pulpas con contenidos en sólidos entre 7 y 20%,  
15 consiguiéndose dichas diluciones mediante adiciones de  
agua que se realizan en los dos últimos relavos, pasando  
por retorno de las colas de éstos a los precedentes.

4ª.- Procedimiento según la reivindicación 1ª,  
caracterizado porque para deprimir la pirita y la blenda  
20 en el desbaste del plomo se emplean los depresores siguien-  
tes: hipoclorito sódico o cálcico, cianuro sódico, sulfato  
de zinc, y cal, a un pH entre 9 y 10 y con largos tiem-  
pos de acondicionamientos entre pulpas y reactivos depre-  
sores.

25 5ª.- Procedimiento según la reivindicación 1ª,

5            caracterizado por emplear grandes diluciones entre galena y pirita ultrafina que llevan a contenidos en sólidos en el último relavo de 6 al 12% y del 9 al 15% en el segundo, introduciéndose el agua total necesaria para los relavos en los dos últimos, pasando por retorno de las colas de estos relavos a los precedentes, con lo que se logra un gran ahorro de agua.

10            6ª.- Procedimiento según la reivindicación 1ª, caracterizado porque en el circuito de flotación de la blenda los relavos se realizan a un pH comprendido entre 12 y 12,5 y a grandes diluciones con contenidos en sólidos en el último relavo del 5 al 12%, procediéndose para conseguir estas diluciones análogamente a como se hace en los circuitos de cobre y de plomo.


15            7ª.- PROCEDIMIENTO DE FLOTACION PARA OBTENER CONCENTRADOS DIFERENCIALES DE COBRE, PLOMO Y ZINC A PARTIR DE SULFUROS COMPLEJOS.

20            Tal y como se ha descrito en la Memoria que antecede y para los fines que se han especificado.

Esta Memoria consta de once hojas escritas a  
máquina por una sola cara.

5

Madrid,  
P.A. **24 ABR. 1975**  
**Fernando de Elizaburu**  
Por Poder.



17-4-75  
jui

