



19



OFICINA ESPAÑOLA DE
PATENTES Y MARCAS

ESPAÑA

11 Número de publicación: **2 362 985**

51 Int. Cl.:
C22B 3/44 (2006.01)
C22B 15/00 (2006.01)

12

TRADUCCIÓN DE PATENTE EUROPEA

T3

96 Número de solicitud europea: **04742194 .6**
96 Fecha de presentación : **14.07.2004**
97 Número de publicación de la solicitud: **1651784**
97 Fecha de publicación de la solicitud: **03.05.2006**

54 Título: **Método para producir concentrados.**

30 Prioridad: **17.07.2003 FI 20031083**

45 Fecha de publicación de la mención BOPI:
18.07.2011

45 Fecha de la publicación del folleto de la patente:
18.07.2011

73 Titular/es: **OUTOTEC Oyj**
Riihitontuntie 7
02200 Espoo, FI

72 Inventor/es: **Heimala, Seppo y**
Ruonala, Mikko

74 Agente: **García-Cabrerizo y del Santo, Pedro María**

ES 2 362 985 T3

Aviso: En el plazo de nueve meses a contar desde la fecha de publicación en el Boletín europeo de patentes, de la mención de concesión de la patente europea, cualquier persona podrá oponerse ante la Oficina Europea de Patentes a la patente concedida. La oposición deberá formularse por escrito y estar motivada; sólo se considerará como formulada una vez que se haya realizado el pago de la tasa de oposición (art. 99.1 del Convenio sobre concesión de Patentes Europeas).

DESCRIPCIÓN

Método para producir concentrados

5 La presente invención se refiere a un método para procesar concentrados producidos a partir de menas basadas en sulfuro de cobre.

10 Para el tratamiento primario de materias primas de cobre, existen dos líneas principales. Una es la línea de concentración - fundición - refinado electrolítico y la otra es lixiviación, tal como la lixiviación por acumulación - extracción líquido-líquido y línea de recuperación electrolítica. Con respecto a las razones vinculadas a la calidad de las materias primas, la protección ambiental, la geografía y la economía de ambas líneas de procesamiento encuentran dificultades crecientes.

15 Cuando se comienza a concentrar las materias primas basadas en cobre, normalmente afrontamos una situación en la que una gran parte de la mineralización se oxida y posiblemente dificulta que flote. Entre éstas son particularmente depósitos de mena de cobre que contienen silicatos de cobre y óxidos de hierro. También, los granos mezclados con sulfuro de cobre y piritas pueden ser casi imposibles con respecto a la flotación. Un grupo específico de problemas se representa mediante depósitos de mena a menudo piríticos de cobre-cinc-plomo finamente divididos. El tratamiento de dichos depósitos de mena mediante métodos tradicionales normalmente proporciona un resultado bastante débil con respecto a los rendimientos y los contenidos de concentrado. Cuando los costes de transporte al fundidor son normalmente muy elevados con respecto a la competencia, incluso con un concentrado de alta calidad, son incluso mayores que con un concentrado de baja calidad. Lo que es más, en el caso de riesgos ambientales se aumentan en dos ubicaciones separadas, por ejemplo debido al arsénico. El proceso de fundición en sí mismo incluye típicamente varias etapas, entre ellas la fundición, por ejemplo, en un horno de fundición instantáneo, conversión, tratamiento de horno por ánodo; producción de ácido sulfúrico para gases y horno eléctrico o proceso de concentración para escorificar. Normalmente, la razón para los procesos de fundición multietapa que no son económicamente eficaces es la escasa calidad del suministro, es decir, el concentrado.

20 Respecto al segundo método predominante - procesamiento basado en lixiviación por acumulación - se enfrenta así mismo a tiempos más difíciles. Mientras que la mena no contenga cantidades destacables de metales preciosos ni cantidades destacables de cobre como calcopirita, CuFeS_2 , o como otro compuesto que sea difícil de disolver, la situación es bastante buena. Sin embargo, como regla, una parte creciente de las materias primas incluso en minas que ya funcionan está formada particularmente de minerales de cobre que se disuelven lentamente. Esto se traduce en un aumento de gastos. Otros inconvenientes del método basado en la extracción líquido-líquido es la vida útil restringida de casi todas las minas. Si la cadena del proceso completo de la mina respecto al cobre de cátodo se basa solamente en un depósito, la planta generalmente afronta una situación problemática, ya que el volumen del cuerpo de la mena se consume gradualmente. Como resultado, el índice de beneficio para el capital invertido no es óptimo.

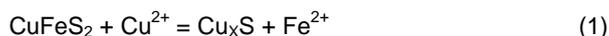
25 En geología, se descubrió que ya hace al menos cien años que los sulfuros de metal tienden a transformarse, por ejemplo, cuando precipitan a partir de una solución, iones de otros elementos en sulfuros. Las observaciones acumuladas gradualmente en el conocimiento actual de las razones de este fenómeno, en la medida que hace aproximadamente 50 años, la patente US 2.568.963 se publicó sobre la materia. De acuerdo con dicha patente de Estados Unidos, el concentrado de cobre se divide en una fracción que se va a lixiviar y en una fracción usada en la precipitación de sulfuro de cobre (CuS). El CuS obtenido se lixivia en sulfato para producir cobre. Los componentes secundarios sólidos y solubles se retiraron simplemente del proceso. Después, en 1956, los mismos inventores publicaron una nueva patente, US 2.755.172, en la que los iones metálicos de la solución, es decir, cobre, cobalto, níquel y cinc, precipitan sucesivamente como sulfuros, en el orden CuS , CoS , NiS , ZnS , usando un sulfuro metálico del tipo MeS que es más soluble que el elemento que va a precipitar. En el proceso de precipitación, el pH aumenta gradualmente, por lo que, por ejemplo, en la precipitación de sulfuro de cinc (ZnS), el pH de la solución de sulfato está dentro del intervalo 6,2-7.

30 Debido a que el punto de partida en el método de la patente de Estados Unidos 2.755.172 es la lixiviación de la materia prima que resulta de la producción de ácido sulfúrico, el intervalo de pH utilizado 6,2-7 significa que existe una etapa de neutralización económicamente exigente. Este hecho se enfatiza incluso adicionalmente, cuando los reactivos de neutralización sugeridos son, entre otros, amoníaco, lejía o Ca(OH)_2 , o cuando una sub-etapa sugerida del proceso es una reacción en la que Fe^{3+} se reduce mediante sulfuro de hidrógeno (H_2S), produciendo azufre, Fe^{2+} y H_2SO_4 .

35 La debilidad en los conocimientos de los procesos descritos en las patentes de Estados Unidos 2.568.963 y 2.755.172 que se han mencionado anteriormente, así como ambos enfoques químicamente y económicamente no realistas, son ahora, casi 50 años después, puestos de manifiesto mediante diversas características de las patentes de Estados Unidos que se han mencionado anteriormente. En primer lugar, en realidad los minerales de sulfuro

naturales no son principalmente sólo del tipo MeS, pero su proporción metal/azufre (proporción Me/S) fluctúa dentro de un amplio intervalo. Diversos sulfuros metálicos son sulfuros aleados en el significado en que el metal (Me) se reemplaza parcialmente por otros sulfuros, por ejemplo el azufre se reemplaza por arsénico y antimonio, sin mención a los granos de precipitación y otras impurezas estructurales, en comparación con los minerales del modelo del tipo MeS puro. Como consecuencia de los hechos que se han mencionado anteriormente, el método de acuerdo con la patente de Estados Unidos 2.755.172 no trabaja simplemente con materias primas actuales. El método de acuerdo con la patente de Estados Unidos 2.568.963 tiene mayores probabilidades de funcionar, pero no ofrece una solución para, por ejemplo, cómo manipular los equilibrios de hierro y equilibrios de ácido. Además, la patente de Estados Unidos 2.568.963 establece que el concentrado de cobre es necesario en el proceso de lixiviación, debido a que otros concentrados son muy escasos para la lixiviación. Lo que es más, un producto de cobre metálico de calidad comercial no puede conseguirse mediante el método de acuerdo con la patente de Estados Unidos 2.568.963.

Un tipo de reacción en la producción de concentrado con alto contenido en cobre es:

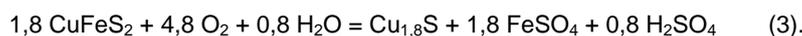


Se ha descubierto que la reacción (1) normalmente es lenta. Por consiguiente, se ha buscado una solución en la dirección de reducir las condiciones. Los reductores utilizados han sido, por ejemplo, cobre (Cu^0), cromo (Cr^0), cinc (Zn^0), cobalto (Co^0), níquel (Ni^0) o hierro (Fe^0) elemental, óxido de azufre (SO_2) o reductores orgánicos. En condiciones de laboratorio, el tiempo de reacción obtenido para la reacción



es una hora, pero se entiende que en realidad, un contacto por ejemplo entre polvo de Fe^0 y grano de CuFeS_2 no se mantiene fácilmente. Así, el principio fundamental en sí mismo para el uso de polvo de metal es imposible, por razones económicas, en los procesos comerciales. Así como para el uso de SO_2 , da como resultado un exceso de ácido H_2SO_4 que se genera en el proceso.

Además, se ha encontrado que para producir sulfuro de cobre con alto contenido en cobre (Cu_xS), existen, en principio, dos formas, es decir, un método basado en la conversión de acuerdo con la reacción (1) y una ruta de lixiviación selectiva usando un reactivo ácido. Lo último puede ilustrarse, por ejemplo, mediante la reacción (3):



Por tanto, un proceso típico basado en procedimientos de lixiviación selectiva producen una cantidad destacable de ácido sulfúrico y una solución de FeSO_4 problemática, sin aumentar básicamente el valor del uso del producto de sulfuro de cobre, debido a que contiene ingredientes nocivos, tales como FeS_2 y silicatos.

De acuerdo con la solicitud de patente DE 2.207.382, el concentrado de CuFeS_2 se trata en presencia de sulfato de cobre (CuSO_4) mediante la conversión en un intervalo de temperatura de 90-180°C en Cu_xS y FeSO_4 . La solución de FeSO_4 obtenida se hidroliza en un autoclave en el intervalo de temperatura de 180-230°C en un compuesto de Fe^{3+} sólido y una solución de H_2SO_4 . El sulfuro de cobre sólido (Cu_xS) se lixivia oxidándolo con H_2SO_4 en CuSO_4 , que después de la purificación de cemento realizada mediante cobre elemental (Cu^0) se reduce en cobre con hidrógeno. El método de acuerdo con la solicitud de patente DE 2.207.382 es factible con concentrados puros que contienen solamente pequeñas cantidades de, por ejemplo, cinc, plomo y pirita. Los problemas similares se incluyen también en los métodos que se describen en las patentes CA 1.069.317 y US 3.957.602. En el método de formación, el concentrado de CuFeS_2 se convierte en Cu_xS y solución de FeCl_2 mediante lixiviación con cloruro. El Cu_xS se lixivia y después de la limpieza, el cobre metálico se reduce a partir de CuCl . Las impurezas se retiran de la solución de FeCl_2 y por medio de electrólisis, el FeCl_2 se convierte en una solución de FeCl_3 y hierro metálico. Este método podría ser bastante factible, si ni la pureza del producto ni los valores económicos en particular tuvieran ninguna importancia. El método de acuerdo con la patente de Estados Unidos 3.957.602 es una versión básica de dos líneas principales basadas en la producción de Cu_xS usando bastante el concentrado de cobre puro. Aquí, el hierro contenido en CuFeS_2 está en conexión con la lixiviación de Cu_xS convertido en jarosita. Sin embargo, el método de acuerdo con la patente de Estados Unidos 3.957.602 no tiene en cuenta, por ejemplo, la recuperación de metales preciosos y MoS_2 , pero su uso conlleva gastos adicionales en comparación con los métodos convencionales existentes.

De acuerdo con el documento US 4 256 553 se conoce dividir un concentrado de calcopirita de cobre en dos

fracciones, en el que una primera parte se dirige a una etapa de lixiviación en presencia de ácido sulfúrico e ión férrico, mientras que una segunda parte forma un concentrado molido con dióxido de azufre. Después de lixiviar la primera parte, la última se mezcla con la segunda para formar sulfuros de cobre simples así como también una solución que contiene ión ferroso disuelto. Los sulfuros de cobre simples se separan después de la solución de ión ferroso. El ácido sulfúrico se añade a la solución ferrosa para cristalizar el hierro ferroso como sulfato ferroso y para producir una solución de reciclado que contiene ácido sulfúrico. Después, la solución de reciclado se hace retornar al circuito de lixiviación y los sulfuros de cobre simple se dirigen a un circuito de recuperación para la recuperación del cobre.

Cercano al método de la presente invención se muestran los procesos descritos en las publicaciones de referencia Yuill W. A. *et al*, Copper Concentrate Enrichment Process, SME-AIME Annual Meeting, Los Ángeles, California, 26 de febrero-1 de marzo de 1984 y Bartlett R. W., A Process for Enriching Chalcopyrite Concentrates, Nueva Orleans, 2-6 de marzo de 1986, págs. 227-246. Al igual que para la primera alternativa, escrita en 1984 por Yuill *et al*, las desventajas más serias se conectan con el proceso de lixiviación realizado a una temperatura de 200°C y la oxidación de casi todo el azufre de sulfuro y a una gran extensión también de azufre pirítico, en sulfato, es decir, en ácido sulfúrico. La situación se trata para mejorarse mediante el uso de cal en el autoclave de lixiviación y en el autoclave de conversión y también en la retirada de cobre de las soluciones. El producto de conversión obtenido se somete adicionalmente a flotación, que provoca gastos adicionales y en realidad también pérdidas de cobre y metales preciosos en el proceso. En su conjunto, para el producto con alto contenido de Cu_xS obtenido, no se ha encontrado un proceso de tratamiento adicional que fuera más ventajoso respecto al uso, pero el concentrado de Cu_xS debe competir con el concentrado de cobre tradicional.

En el proceso descrito por Bartlett en 1987, las etapas de autoclave se combinan en una etapa de conversión de lixiviación de $CuFeS_2$ activada a una temperatura de 200°C. Desde el punto de vista de la tecnología del equipo, el proceso se simplifica. En cuanto a los problemas relacionados con la generación de H_2SO_4 , con la retirada de hierro y el uso de cal para la mayor parte permanecen igual. Como un retroequilibrio para la simplificación, el grado de conversión del concentrado de $CuFeS_2$ es básicamente débil, los granos mezclados de FeS_2 -sulfuro de cobre permanecen en el producto y la recuperación de cobre en el concentrado final disminuye, por ejemplo, debido al aumento de problemas en la flotación selectiva del producto final. Desde el punto de vista del fundidor, el producto obtenido no es aún atractivo en comparación con el concentrado tradicional.

El objeto de la presente invención es eliminar las desventajas de la técnica anterior y conseguir un método para el procesamiento químico y estructural costoso de las materias primas de cobre de menas basadas en sulfuro, cuyo método es más eficaz que el estado de la técnica, tanto con respecto a la tecnología de inversión, la tecnología de proceso como la protección ambiental. Las características novedosas esenciales de la invención se enumeran en las reivindicaciones adjuntas.

Cuando se aplica el método de acuerdo con la invención después de la extracción de minerales, la mena se divide en tres fracciones: una fracción que se va a concentrar, una fracción adecuada para la lixiviación por acumulación o para otro proceso de lixiviación correspondiente y una fracción de ganga. De acuerdo con la invención, la fracción a concentrar se trata mediante un proceso adecuado para la materia prima en cuestión, por ejemplo, un proceso de flotación o un proceso basado en diferencias en el peso específico o en el magnetismo, a fin de que se consigan dos concentrados de azufre de diferentes tipos. El concentrado de azufre del primer tipo representa un concentrado que tiene una solubilidad relativamente escasa que contiene, por ejemplo, los metales preciosos contenidos en la mena. Al igual que para el concentrado de azufre del segundo tipo, se representa un concentrado que tiene como objetivo maximizar la recuperación de componentes de valor lixiviados mediante algún método de lixiviado. Cuando se desee, el material de rechazo generado en la producción de concentrados, es decir, las arenas de concentración, puede conducirse también a la concentración con un posible material de óxido.

El concentrado de azufre soluble del segundo tipo, obtenido por concentración, se conduce a una etapa de lixiviado basada en sulfato o basada en cloruro o a una etapa de lixiviado generada por una combinación de estas dos, a cuya etapa de lixiviado también puede conducirse la solución obtenida en la lixiviación de materiales de óxido, si es necesario. Ventajosamente, la lixiviación se realiza como una lixiviación atmosférica en el intervalo de temperatura de 50-105°C. La lixiviación también puede realizarse en un autoclave. Además, al menos parte de la solución de la etapa de conversión después de la etapa de lixiviación se conduce a la etapa de lixiviación.

Una solución ácida obtenida por la lixiviación del concentrado del segundo tipo, cuya solución se concentra posiblemente por recirculación, se conduce a una etapa de conversión realizada con el concentrado del primer tipo en el intervalo de temperatura de 90-200°C, de forma ventajosa en el intervalo de temperatura de 150-190°C. Ahora, como consecuencia de la siguiente reacción (4) en principio:



se obtiene un concentrado con alto contenido en Cu_xS que contiene ventajosamente los metales preciosos, que se conduce a un tratamiento adicional, por ejemplo a la producción de cobre blíster. Dependiendo, por ejemplo, de la proporción de los contenidos de cobre-cinc-plomo-sulfuro de hierro en la mena inicial y en la materia prima similar a la escoria que se dirigen a la lixiviación, toda la solución después de la conversión experimenta en primer lugar la circulación, la lixiviación o entonces parte de esta - en una situación de equilibrio parte de la solución recirculada se realiza en al menos una etapa de conversión adicional después de la conversión del cobre, en la que, por ejemplo, el Zn^{2+} y/o Pb^{2+} de la solución se precipitan como sulfuro en presencia de sulfuro de hierro ya sea como consecuencia de las reacciones (5) y (6) o las reacciones (7) y (8)



o



La producción de sulfuro de plomo (PbS) requiere aquí una solución base, tal como una solución de cloruro o una solución de sulfato-cloruro mezclada, en la que Pb^{2+} es soluble.

En estos casos, el sulfuro de cinc (ZnS) y el sulfuro de plomo (PbS) pueden precipitar entre sí o separadamente, dependiendo, entre otros, de las proporciones de contenido de cinc y plomo y del procesamiento adicional de sulfuro de cinc y sulfuro de plomo. El uso de Fe_{1-x}S requiere unas condiciones de autoclave o el uso de un reductor de Fe^{3+} . El uso de (FeS) en la precipitación de ZnS y PbS es ventajoso debido a que dichas reacciones son muy rápidas incluso a temperatura ambiente. Debido a que antes de la precipitación de ZnS y PbS, la solución de suministro puede limpiarse fácilmente mediante métodos conocidos de impurezas típicas de Pb y Zn, los sub-procesos que se han descrito anteriormente son una etapa adecuada preliminarmente para la producción pirometalúrgica de Pb y Zn, entre otros.

El uso de pirita (FeS_2) como un reactante para producir Fe_{1-x}S o FeS puede justificarse, por ejemplo, cuando la pirita se obtiene dividida finamente, como un producto secundario del tratamiento de la mena, o cuando la pirrotita (Fe_{1-x}S) no está disponible cerca o cuando la pirrotita debería extraerse de la cantera de forma separada. Además, el FeS_2 contiene normalmente oro, entre otros, que puede recuperarse después en conexión con la precipitación de sulfuro de cinc y/o sulfuro de plomo.

Aparte del ácido, el principal componente en la solución recirculada obtenida de la etapa de conversión del método de acuerdo con la invención y que se ha hecho retornar a las etapas de lixiviación es el hierro. El hierro se retira principalmente junto con la lixiviación del concentrado de sulfuro del segundo tipo como óxido, óxido hidrato o hidronio-álcali-jarrosita. Para unos contenidos de hierro mayores, es viable realizar una termohidrólisis que regenera el ácido a una temperatura aumentada, además.

Sin embargo, el factor que asegura una economía óptima y la operación eficaz en general para la totalidad del proceso del método de acuerdo con la invención, se conecta al control específico del mineral de cada sub-etapa y al hecho de que el proceso de flotación usado para crear los concentrados del primer y segundo tipo se controlan ventajosamente mediante las medidas electroquímicas específicas de minerales descritas, por ejemplo, en las patentes de Estados Unidos 5.108.495 y 4.561.970. Un procedimiento similar también se realiza para otras etapas del proceso, tales como lixiviación y conversión.

De esta forma, midiendo y ajustando especialmente la química del azufre, los contenidos de los componentes solubles y la velocidad de oxidación de diferentes minerales, directamente en las condiciones del lugar, cada sub-etapa se realiza de la mejor forma posible. Por ejemplo, en cuanto a la lixiviación de la mena basada en calcopirita (CuFeS_2) que contiene metales preciosos, un par de detalles muy importantes son la lixiviación de CuFeS_2 en condiciones atmosféricas, cuando sea necesario, y la lixiviación de oro y plata así como sus minerales en soluciones basadas en sulfato o cloro, en suspensiones que contienen minerales de azufre. Normalmente, la lixiviación de CuFeS_2 se realiza en el intervalo de temperatura de 50-105°C. En este caso, de acuerdo con el método de la

invencción, se obtienen por ejemplo metales preciosos en la solución con una recuperación buena. Además, es importante mantener una tasa potencial dada con el mismo CuFeS_2 y ciertas proporciones de HSO_3^- , $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$, $\text{S}_5\text{O}_6^{2-}$ etc. en la solución y en las superficies del mineral. En flotación, el uso de los métodos correspondientes asegura resultados que se aproximan a los límites definidos por el grado de la molienda puramente. Una buena región en la lixiviación de CuFeS_2 se localiza normalmente, dependiendo de la materia prima, entre otros, dentro del intervalo de +450 - + 650 mV frente a AgCl/Ag . Al mismo tiempo, sin embargo, el potencial de $\text{Cu}_{1,96}\text{S}$ debe ser claramente inferior y, por ejemplo, el potencial del electrodo de plata (Ag^0) debería ser preferiblemente menor de +200 mV. De forma similar, controlando la lixiviación de oro, el oro y la plata se transfieren a la solución como complejos de tiosulfato y se obtienen en el producto de Cu_xS en conversión, junto con los metales preciosos del concentrado de azufre del primer tipo. Una velocidad potencial baja en la lixiviación puede dar como resultado, por ejemplo, la precipitación de sulfuro de plata Ag_2S , mientras que una velocidad potencial alta genera politionatos con alto contenido en azufre que retiran, por ejemplo, el oro de la solución en diversas formas diferentes. Como tal, es natural que un lixiviado eficaz deba contener, entre otros, pirita, una determinada cantidad de sulfito o carbono. Además, los agentes catalíticos, tales como níquel y cobalto, contenidos en las soluciones recirculadas, pueden usarse ventajosamente para ajustar las sub-etapas del proceso.

La invencción se describe en más detalle a continuación con referencia al dibujo adjunto, siendo la Figura 1 un diagrama de flujo que ilustra una realización preferida de la invencción.

De acuerdo con el dibujo, la mena basada en cobre se extrae de la mina 1 y la mena extraída de la mina se divide en diferentes fracciones: ganga 2, una fracción que contiene óxido 3 y una fracción 4 que se va a concentrar. La fracción que contiene óxido 3 se conduce a la lixiviación de óxido 5, a la que se suministra parte de la solución de sulfato 12 recirculada desde la etapa de conversión 11 del método de acuerdo con la invencción y cuando se desee, también el resto que contiene cobre 6. La solución 20 obtenida de la lixiviación de óxido se conduce a la lixiviación del concentrado del segundo tipo 8, mientras que la parte insoluble se dirige al material de rechazo 21 de la lixiviación de óxido.

En la concentración realizada por flotación 19, la fracción 4 se divide en dos concentrados: un concentrado del primer tipo 7, que contiene principalmente componentes escasamente solubles, tales como metales preciosos y un concentrado del segundo tipo 8, que contiene principalmente componentes solubles. El concentrado del segundo tipo 8 se conduce a la lixiviación 9, a la que se suministra ácido sulfúrico 10 y una solución 20 obtenida de la lixiviación de óxido 5. A la etapa de lixiviación 9, también se conduce al menos parte de la solución de sulfato 12 obtenida de la etapa de conversión 11.

En la etapa de lixiviación 9, el concentrado basado en sulfuro de cobre 8 se lixivia y se neutraliza, a fin de que en la lixiviación 9, el hierro se obtenga en el material de rechazo 15. La solución 13 obtenida de la lixiviación 9 se conduce a una etapa de conversión 11, a la que se conduce también el concentrado del primer tipo 7. En la etapa de conversión 11, el cobre se hace retornar a la forma de sulfuro que contiene metales preciosos por medio del sulfuro de hierro del concentrado del primer tipo 7 que se suministra en la etapa de conversión 11. El sulfuro de cobre 14 que contiene metales preciosos se retira de la etapa de conversión 11 y se conduce al procesamiento adicional. Parte de la solución de sulfato 12 de la etapa de conversión 11 se hace retornar a la etapa de lixiviación 9 del concentrado del segundo tipo 8 y a la etapa de lixiviación de óxido 5, mientras que parte de la solución de sulfato 12 se conduce ventajosamente por ejemplo a una segunda etapa de conversión 16, por ejemplo para convertir el cinc y el plomo contenidos en la solución en forma de sulfuro por medio de sulfuro de hierro 17 suministrado en la etapa de conversión 16 y para retirar 18 el cinc y el plomo para el tratamiento adicional. La solución de la segunda etapa de conversión 16 se combina con la solución de sulfato 12 de la primera etapa de conversión 11 y se hace retornar respectivamente a las etapas del proceso precedente.

Ejemplo

Un método de acuerdo con la invencción se aplicó con una mena de sulfuro de cobre -pirita con escaso cinc, siendo la cantidad total tratada 447 kg, que contiene un 1,6% en peso de cobre y un 0,47% en peso de cinc. Junto con la concentración, a partir del concentrado en tratamiento se separó el concentrado de sulfuro de cinc que se condujo al procesamiento adicional de una forma conocida como tal.

De acuerdo con la invencción, el concentrado en tratamiento se dividió para el tratamiento adicional en dos partes, un concentrado primario (8,7 kg) y un concentrado secundario (32,4 kg). El concentrado primario contenía un gran contenido de calcopirita escasamente soluble, (CuFeS_2), a fin de que el concentrado primario contuviera 2,1 kg de cobre, 3,5 kg de hierro, 4,1 kg de azufre así como una pequeña cantidad, 0,1 kg de cinc. Aparte del cobre, el concentrado secundario contuvo una gran cantidad de pirita (FeS_2), a fin de que el concentrado secundario contuviera 4,2 kg de cobre, 11,7 kg de hierro y 13,8 kg de azufre, así como 0,7 kg de cinc.

El concentrado secundario se condujo en primer lugar a la lixiviación de ácido sulfúrico realizada a una temperatura de 100-105°C, en condiciones de oxidación. El ácido sulfúrico que contiene la solución obtenida de la lixiviación, que

5 contiene 77 g/l de cobre, 59 g/l de cinc y 30 g/l de hierro, se condujo adicionalmente a una etapa de conversión realizada a una temperatura de 160-170°C, mientras que se suministró también el concentrado primario. En principio, de acuerdo con la reacción (4), el cobre contenido en la solución se convirtió, por medio del hierro contenido en el concentrado primario, en forma de sulfuro de cobre (Cu_xS), al mismo tiempo que el cobre que ya tiene forma de sulfuro contenido en el concentrado primario permaneció en forma de azufre. La cantidad obtenida de concentrado fue de 10,7 kg, que contiene 5,9 kg de cobre.

10 En principio, la solución generada en la etapa de conversión que, de acuerdo con la reacción (4) contuvo el hierro convertido en forma soluble, así como cinc, se hizo retornar parcialmente a la etapa de lixiviación del concentrado secundario, de los cuales se retiraron 40,1 kg de hierro como residuo de lixiviación y como precipitado de jarosita. Parte de la solución de la etapa de conversión se condujo a una nueva etapa de conversión secundaria, en la que en principio, el cinc precipitó por medio de troilita (FeS) como sulfuro, de acuerdo con la reacción (7). La cantidad obtenida de concentrado de sulfuro de cinc fue de 1,2 kg, que se combinó con el concentrado de sulfuro de cinc obtenido junto con la etapa de concentración y se transportó para que se procesara adicionalmente. La solución de sulfato de hierro obtenida de la etapa de conversión secundaria se hizo retornar, junto con la solución de la primera
15 etapa de conversión, de vuelta a la etapa de lixiviación del concentrado secundario.

REIVINDICACIONES

- 5 1. Un método para procesar concentrados producidos a partir de menas basadas en sulfuro de cobre, en el que el concentrado (4) a procesarse, obtenido a partir de la concentración de mena, se divide en dos concentrados de azufre de diferentes tipos, a un concentrado (7) que contiene principalmente componentes escasamente solubles tales como los metales preciosos contenidos en la mena y a un concentrado (8) que contiene principalmente componentes con buena solubilidad y que el concentrado (8) que contiene componentes solubles se conduce a una etapa de lixiviación (9) y la solución (13) obtenida de dicha etapa de lixiviación se conduce al menos a una etapa de conversión (11, 16) y que en al menos una etapa de conversión (11) localizada en primer lugar en la dirección de flujo, se suministra el concentrado (7) que contiene componentes escasamente solubles y que en al menos una etapa de conversión (11) que se localiza en primer lugar en la dirección de flujo, al menos el cobre contenido en la solución se convierte en forma de azufre por medio del hierro con forma de sulfuro del concentrado (7) que contiene componentes escasamente solubles y que al menos parte de la solución (12) obtenida a partir de al menos una etapa de conversión (11, 16) se hace retornar a la etapa de lixiviación (9).
- 15 2. Un método de acuerdo con la reivindicación 1, **caracterizado por que** en las etapas de conversión (16) después de la etapa de conversión que se localiza en primer lugar en la dirección de flujo, los diferentes componentes metálicos se convierten en forma de azufre por medio de hierro con forma de sulfuro (17) suministrado en dicha etapa de conversión.
- 20 3. Un método de acuerdo con la reivindicación 1 ó 2, **caracterizado por que** la lixiviación (9) se realiza como una lixiviación atmosférica a la temperatura de 50-105°C.
- 25 4. Un método de acuerdo con la reivindicación 1 ó 2, **caracterizado por que** la lixiviación (9) se realiza como una lixiviación en autoclave.
5. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores, **caracterizado por que** la etapa de conversión (11, 16) se realiza a la temperatura de 90-200°C.
- 30 6. Un método de acuerdo con la reivindicación 5, **caracterizado por que** la etapa de conversión (11, 16) se realiza a la temperatura de 150-190°C.
- 35 7. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores, **caracterizado por que** el hierro añadido en la primera etapa de conversión (11) en la dirección de flujo es calcopirita (CuFeS_2).
8. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores, **caracterizado por que** el hierro añadido en la etapa de conversión (16) que sigue después de la primera etapa de conversión es troilita (FeS).
- 40 9. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores 1-6, **caracterizado por que** el hierro añadido en la etapa de conversión (16) que sigue después de la primera etapa de conversión es pirrotita (Fe_{1-x}S).
- 45 10. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores, **caracterizado por que** el proceso de flotación (19) usado para la producción de concentrados se controla por medio de las medidas electroquímicas específicas del mineral.
- 50 11. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores, **caracterizado por que** la etapa de lixiviación (9) usada en el tratamiento del concentrado se controla por medio de medidas electroquímicas específicas del mineral.
- 55 12. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores, **caracterizado por que** la etapa de conversión (11, 16) usada en el tratamiento del concentrado se controla por medio de medidas electroquímicas específicas del mineral.
13. Un método de acuerdo con cualquiera de las reivindicaciones anteriores, **caracterizado por que** en la etapa de conversión (11) que se localiza en primer lugar en la dirección de flujo, los metales preciosos contenidos en los concentrados se recuperan.

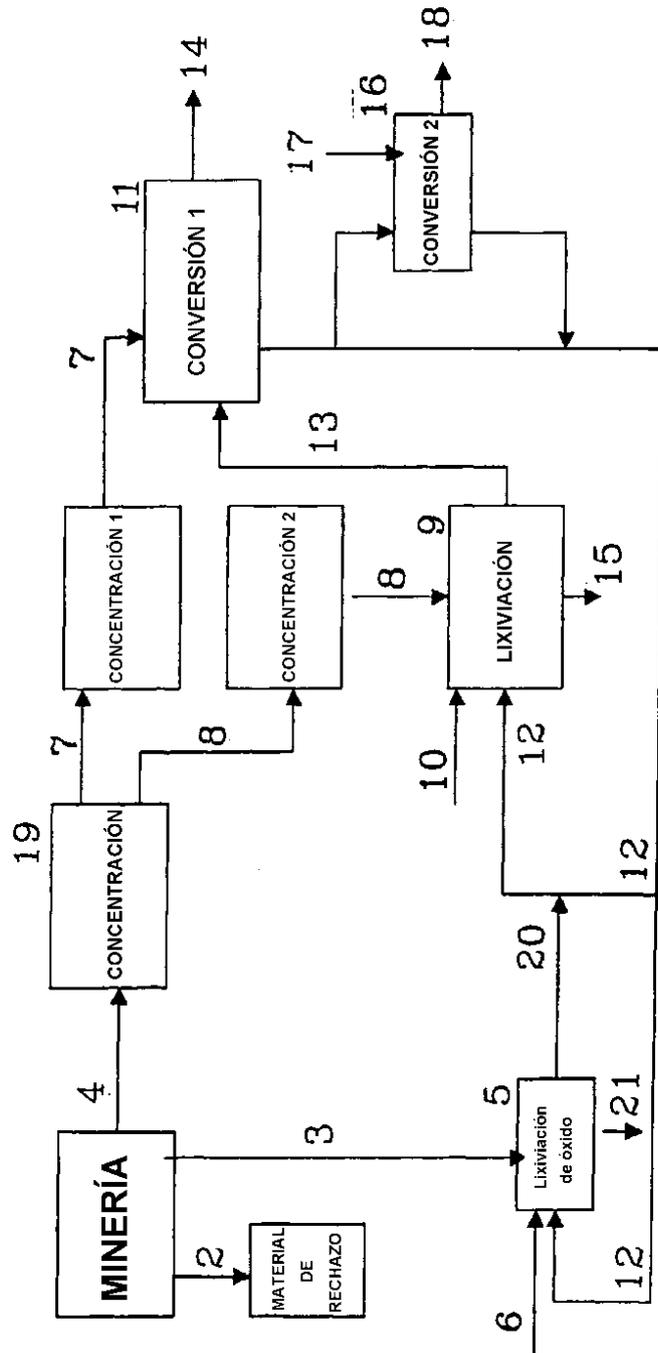


Fig. 1

REFERENCIAS CITADAS EN LA DESCRIPCIÓN

Esta lista de referencias citadas por el solicitante únicamente es para comodidad del lector. Dicha lista no forma parte del documento de patente Europea. Aunque se ha tenido gran cuidado en la recopilación de las referencias, no se pueden excluir errores u omisiones y la EPO rechaza toda responsabilidad a este respecto.

5 Documentos de patentes citados en la descripción

- US 2568963 A [0005] [0007]
- US 2755172 A [0007] [0006] [0007]
- DE 2207382 [0012]
- CA 1069317 [0012]
- US 3957602 A [0012]
- US 4256553 A [0013]
- US 5108495 A [0025]
- US 4561970 A [0025]

Bibliografía no relativa a patentes citada en la descripción

- **Yuill W. A. et al.** *Copper Concentrate Enrichment Process, SME-AIME Annual Meeting, Los Angeles, California, 26 February – 1 March 1984 and Bartlett R.W., A Process for Enriching Chalcopyrite Concentrates, 02 March 1986, 227-246 [0014]*