

SISTEMAS Y MÉTODOS LIXIVIANTE DE TIOSULFATO PARA LA LIXIVIACIÓN Y RECUPERACIÓN DE METALES

REFERENCIA CRUZADA A SOLICITUDES RELACIONADAS

- 5 **[0001]**Esta solicitud reivindica la prioridad y el beneficio sobre la solicitud provisional de patente de los Estados Unidos n.º 63/174409, presentada el 13 de abril de 2021, cuyo contenido se incorpora en el presente documento como referencia en su totalidad a todos los efectos.

CAMPO DE LA TÉCNICA

- 10 **[0002]**Algunas realizaciones de la presente invención hacen referencia a aparatos, sistemas y métodos que pueden utilizarse para recuperar valores metálicos, incluidos metales preciosos tales como oro y plata, a partir del mineral mediante un proceso de lixiviación. Algunas realizaciones hacen referencia a aparatos, sistemas y métodos que pueden utilizarse para recuperar los metales lixiviados.

ANTECEDENTES

- 15 **[0003]**Un proceso de flotación es un método que puede utilizarse para ayudar en la recuperación de metales preciosos tales como oro y plata a partir de la extracción de minerales. El proceso de flotación concentra el oro a partir del mineral; luego, los productos resultantes pueden someterse a un procesamiento adicional para otro tratamiento de recuperación de oro.

- 20 **[0004]**La flotación puede recuperar solamente una parte del metal precioso a partir del mineral, p. ej., aproximadamente 60% a 65% del oro en algunas situaciones ejemplares. El remanente del metal precioso permanece en los relaves. Los métodos de recuperación de metales preciosos a partir de relaves con contenido de sulfuro tras la flotación que se han llevado a cabo incluyen procesos de lixiviación tales como la lixiviación con cianuro o la lixiviación con tiosulfato.

- 25 **[0005]**Si bien la lixiviación con cianuro ha sido el método históricamente utilizado para recuperar metales preciosos a partir de relaves por flotación debido a la alta estabilidad termodinámica del complejo oro-cianuro, la cianuración no funciona bien para la recuperación a partir de todos los tipos de minerales o de relaves de flotación. Por ejemplo, determinados

minerales que contienen un alto porcentaje de carbono no pueden lixivarse eficientemente mediante cianuración porque el complejo formado por el metal precioso y el cianuro se adsorbe en el carbono y de esa manera reduce la recuperación del metal. A tales minerales se los suele describir como minerales de predeposición. El cianuro también puede consumirse por medio de una reacción con compuestos de azufre y cobre en ciertos minerales. El uso de cianuro también plantea riesgos ambientales. Por lo tanto, la lixiviación con tiosulfato puede ser preferible a la lixiviación con cianuro en determinadas circunstancias.

[0006]El tiosulfato es termodinámicamente inestable en agua y se oxida parcialmente durante la lixiviación para formar politionatos tales como tetracionatos y tritionatos, además de sulfatos. El sulfato es estable y su formación no puede revertirse fácilmente, a la vez que el tiosulfato y el tritionato son metaestables en presencia de oxígeno en soluciones acuosas. El tetracionato es inestable. El tetracionato se hidroliza en condiciones fuertemente alcalinas (p. ej., en un pH superior a aproximadamente 11) para producir tiosulfato.

[0007]El uso de lixiviación con tiosulfato también puede complicar los procesos por delante utilizados para recuperar metales preciosos después de la lixiviación. Por ejemplo, los procesos típicos de carbono en pulpa (CIP) o carbono en lixiviado (CIL) no pueden utilizarse para recuperar el metal precioso porque el complejo de tiosulfato resultante, p. ej., un complejo de tiosulfato con oro, no se carga en el carbono. Las resinas de intercambio iónico presentan un mecanismo alternativo para la recuperación de los metales preciosos después de la lixiviación en tales circunstancias, pero los productos de oxidación del tiosulfato, tales como el tetracionato y el tritionato, se cargan con fuerza sobre las resinas de intercambio aniónico, lo que de esa manera reducen la carga del metal precioso sobre la resina de intercambio aniónico.

[0008]En el caso de los minerales o concentrados refractarios sulfídicos que contienen metales preciosos tales como el oro, la recuperación del metal por lo general conlleva la oxidación de los sulfuros y la liberación del oro atrapado dentro de la matriz de sulfuro. Un producto de oxidación de sulfuros que se oxida en condiciones moderadas es el anión tiosulfato.

[0009]Existe un deseo general de contar con métodos alternativos de recuperación de metales a partir de un mineral que no requieran el uso de cianuro o que permitan un uso más eficiente de la lixiviación con tiosulfato. También hay necesidad de contar con métodos de recuperación de metales después de una lixiviación con tiosulfato.

[0010] Los ejemplos anteriores de la técnica relacionada y las limitaciones en relación con estos solo pretenden ser ilustrativos y no excluyentes. Otras limitaciones de la técnica relacionada serán evidentes para los expertos en la técnica tras una lectura de la memoria y un estudio de los dibujos.

5

BREVE DESCRIPCIÓN DE LA INVENCION

[0011] Las siguientes realizaciones y aspectos de estas se describen e ilustran en conjunto con los sistemas, las herramientas y los métodos que se consideran ejemplares e ilustrativos, sin limitación alguna en su alcance. En diversas realizaciones, uno o más de los problemas descritos anteriormente se redujeron o eliminaron, mientras que otras realizaciones apuntan a otro tipo de mejoras.

[0012] En un aspecto, se indica un método para extraer valores de metales preciosos a partir de un material de partida. Se indica un generador de sulfuro, se forma una lechada acuosa del material de partida y el generador de sulfuro, se genera tiosulfato a partir del generador de tiosulfuro y se suministran un oxidante y un compuesto básico para formar una mezcla de reacción, y el tiosulfato se usa para acomplejar los valores de metales preciosos a fin de formar una solución lixiviada. En algunos aspectos, el material de partida puede ser un mineral sulfídico extraído o un subproducto concentrado de la flotación o un producto de relave. En algunos aspectos, los valores de metales preciosos son oro y/o plata.

[0013] En un aspecto, se indica un método de recuperación de valores de metales preciosos a partir de una solución preparada usando tiosulfato como lixivante. En algunos aspectos, se agrega un primer reductor a la solución lixiviada. El primer reductor puede ser sulfato ferroso o un concentrado de cobre. El primer reductor puede ser un mineral de origen natural que contiene pirita, calcopirita y/o pirrotita, o una combinación de estas. En algunos aspectos, después de la incorporación del primer reductor durante un periodo de reacción, puede agregarse sulfhidrato de sodio como precipitante de cola para completar la precipitación de los valores metálicos de la solución y regenerar el tiosulfato para su uso en otras reacciones de lixiviación.

[0014] Además de los aspectos y realizaciones modelo descritos anteriormente, otros aspectos y realizaciones serán evidentes por referencia a los dibujos y mediante el estudio de las siguientes descripciones detalladas.

BREVE DESCRIPCIÓN DE LOS DIBUJOS

[0015] Las realizaciones modelo se ilustran en las figuras de referencia de los dibujos. Se pretende que las realizaciones y figuras que se divulgan en el presente documento se consideren ilustrativas en lugar de restrictivas.

5 **[0016]** La Figura 1 muestra una realización modelo de un diagrama de flujo para la recuperación de valores de metales preciosos a partir del mineral.

[0017] La Figura 2 muestra una realización modelo de un diagrama de flujo para la lixiviación de valores metálicos a partir de un material de partida usando tiosulfato.

[0018] La Figura 3 muestra una realización modelo de un diagrama de flujo para la recuperación de valores metálicos a partir de una solución lixiviada usando un reductor.

10 **[0019]** La Figura 4 muestra una realización modelo de un diagrama de flujo para la lixiviación de valores de metales preciosos a partir de un material de partida usando tiosulfato y la correspondiente recuperación de valores metálicos de la solución lixiviada usando un reductor.

15 **[0020]** La Figura 5 muestra la extracción de oro y la producción de tiosulfato (S_2O_3) con el paso del tiempo para el ejemplo experimental T1.

[0021] La Figura 6 muestra el pH y el potencial de oxidorreducción (ORP) con el paso del tiempo para el ejemplo experimental T1.

[0022] La Figura 7 muestra la concentración de carbonatos con el paso del tiempo para el ejemplo experimental T1.

20 **[0023]** La Figura 8 muestra la cinética de la extracción de oro, la concentración de tiosulfato y el potencial de oxidorreducción (ORP) con el paso del tiempo para el ejemplo experimental T2.

25 **[0024]** La Figura 9 muestra la cinética de la extracción de oro, la concentración de tiosulfato y el potencial de oxidorreducción (ORP) con el paso del tiempo para el ejemplo experimental T9.

[0025] La Figura 10 muestra la dosificación de NaOH y los valores del potencial de oxidorreducción (ORP) para los ejemplos experimentales T4 y T5.

[0026] La Figura 11 muestra la dosificación de NaOH y los valores de ORP para los

ejemplos experimentales T4 y T6.

[0027]La Figura 12 muestra los cambios (calculados) en función del tiempo en el carbonato y el pH para los ejemplos experimentales T4 y T6.

5 **[0028]**La Figura 13 muestra la extracción de oro y las concentraciones de tiosulfato en el ejemplo T6.

[0029]La Figura 14 muestra la dosificación de NaOH y los valores de ORP en el ejemplo T6.

[0030]La Figura 15 muestra la concentración de oro en solución y el potencial de oxidorreducción (ORP) para los ejemplos experimentales T3-1 y T3-2.

10 **[0031]**La Figura 16 muestra la extracción de oro y las concentraciones de tiosulfato en los ejemplos experimentales T10 y T11.

[0032]La Figura 17 muestra el perfil de extracción de oro procesado a partir del ejemplo experimental utilizando cuatro reactores ubicados en serie.

15 **[0033]**La Figura 18 muestra la extracción de oro y la generación de tiosulfato con diversas dosificaciones de carbonato.

[0034]La Figura 19 muestra la formación de tiosulfato en función del tiempo con diversas concentraciones de carbonato de sodio.

[0035]La Figura 20 muestra la variación del pH en función del tiempo con diversas concentraciones de carbonato de sodio.

20 **[0036]**La Figura 21 muestra perfiles de carbonato para los ejemplos experimentales NaTS1-5.

[0037]La Figura 22 muestra la cinética de la extracción de oro y la formación de tiosulfato en el ejemplo experimental NaTS1.

25 **[0038]**La Figura 23 muestra los cambios en el pH con el paso del tiempo en los ejemplos experimentales NaTS1, NaTS7 y NaTS9.

[0039]La Figura 24 muestra la dosificación cáustica acumulativa con el paso del tiempo en los ejemplos experimentales NaTS1, NaTS7 y NaTS9.

[0040]La Figura 25 muestra los datos cinéticos para el ejemplo experimental CaTS1.

[0041]La Figura 26 muestra las concentraciones de oro en el lixiviado y las soluciones de precipitación para dos ciclos en un ejemplo.

[0042]La Figura 27 muestra el lixiviado y la precipitación de cobre durante el reciclado.

5 **[0043]**La Figura 28 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato en función del tiempo para los materiales [de las zonas] Mitchell y Deep Kerr en un ejemplo.

[0044]La Figura 29 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato en función del tiempo para [la zona] Mitchell en un ejemplo.

10 **[0045]**La Figura 30 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato en función del tiempo para [el yacimiento] Iron Cap en un ejemplo.

[0046]La Figura 31 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato in situ en función del tiempo en [las zonas] Mitchell y Deep Kerr en un ejemplo.

[0047]La Figura 32 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato in situ en función del tiempo en [la zona] Mitchell a diversos pH en un ejemplo.

15 **[0048]**La Figura 33 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato in situ en función del tiempo en [la zona] Mitchell a diversos pH en un ejemplo.

[0049]La Figura 34 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato in situ en función del tiempo en [la zona] Mitchell en un ejemplo.

20 **[0050]**La Figura 35 muestra la lixiviación de oro y los perfiles de tiosulfato in situ a 91 °C.

[0051]La Figura 36 muestra los perfiles de tiosulfato in situ a 91 °C.

[0052]La Figura 37 muestra la extracción con tiosulfato in situ y la solución de lixiviación reciclada a 91 °C.

25 **[0053]**La Figura 38 muestra los perfiles de tiosulfato y pH para pruebas de lixiviación en las muestras de Iron Cap.

[0054]La Figura 39 muestra el perfil de tritionato durante la lixiviación para las muestras

de Iron Cap.

[0055]La Figura 40 muestra la recuperación de oro y cobre en el concentrado.

[0056]La Figura 41 muestra la recuperación de oro y cobre por concentrado sin el agregado de NaSH.

5 **[0057]**La Figura 42 muestra los perfiles de extracción de oro y la descomposición del tiosulfato durante la lixiviación con agregado de tiosulfato.

[0058]La Figura 43 muestra la extracción de oro con tiosulfato formado in situ.

[0059]La Figura 44 muestra el efecto de la temperatura sobre la lixiviación de oro y la generación de tiosulfato in situ.

10 **[0060]**La Figura 45 muestra la reproducibilidad de la extracción de oro y la disolución de cobre en tiosulfato.

[0061]La Figura 46 muestra la recuperación de oro y cobre a partir de soluciones de tiosulfato sintéticas y de lixiviado.

15 **[0062]**La Figura 47 muestra la recuperación de oro y cobre a partir de soluciones de tiosulfato sintéticas y de lixiviado.

[0063]La Figura 48 muestra diagramas de estabilidad; soluciones de hierro y cobre en carbonato (1 M) y tiosulfato (0,1 M) a 60 °C.

[0064]La Figura 49 muestra los perfiles de concentración de tiosulfato y tritonato durante la lixiviación y la precipitación.

20 **[0065]**La Figura 50 muestra los valores de pH con el paso del tiempo para pruebas ilustrativas mediante el uso de sulfato ferroso como reductor para precipitar valores de metales preciosos.

[0066]La Figura 51 muestra el ORP con el paso del tiempo para pruebas ilustrativas mediante el uso de sulfato ferroso como reductor para precipitar valores de metales preciosos.

25 **[0067]**La Figura 52 muestra la concentración de tiosulfato con el paso del tiempo para pruebas ilustrativas mediante el uso de sulfato ferroso como reductor para precipitar valores de metales preciosos.

[0068]La Figura 53 muestra la concentración de oro en solución con el paso del tiempo para pruebas ilustrativas mediante el uso de sulfato ferroso como reductor para precipitar valores de metales preciosos.

5 **[0069]**La Figura 54 muestra la concentración de plata con el paso del tiempo para pruebas ilustrativas mediante el uso de sulfato ferroso como reductor para precipitar valores de metales preciosos.

[0070]La Figura 55 muestra la concentración de cobre con el paso del tiempo para pruebas ilustrativas mediante el uso de sulfato ferroso como reductor para precipitar valores de metales preciosos.

10 **[0071]**La Figura 56 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo sin el agregado de pirita a 25 °C°.

[0072]La Figura 57 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 1 g/L de pirita a 25 °C°.

15 **[0073]**La Figura 58 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 10 g/L de pirita a 25 °C°.

[0074]La Figura 59 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 20 g/L de pirita a 25 °C°.

[0075]La Figura 60 muestra el potencial de oxidoreducción de la lechada con el agregado de diferentes cantidades de pirita en función del tiempo a 25 °C°.

20 **[0076]**La Figura 61 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 10 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 25 °C°.

[0077]La Figura 62 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 30 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 25 °C°.

25 **[0078]**La Figura 63 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 50 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 25 °C°.

[0079]La Figura 64 muestra el potencial de oxidoreducción de la lechada con el agregado de diferentes cantidades de una muestra de mineral que contiene pirita en función del tiempo a 25 °C°.

[0080]La Figura 65 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 10 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 70 °C°.

[0081]La Figura 66 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 30 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 70 °C°.

5 **[0082]**La Figura 67 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 50 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 70 °C°.

[0083]La Figura 68 muestra el potencial de oxidoreducción de la lechada con el agregado de diferentes cantidades de una muestra de mineral que contiene pirita en función del tiempo a 70 °C°.

10 **[0084]**La Figura 69 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 10 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita y 0,11 g/L de NaHS a 70 °C°.

[0085]La Figura 70 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 30 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita y
15 0,072 g/L de NaHS a 70 °C°.

[0086]La Figura 71 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 30 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita y 0,069 g/L de NaHS a 70 °C°.

[0087]La Figura 72 muestra el potencial de oxidoreducción de la lechada con el
20 agregado de diferentes cantidades de una muestra de mineral que contiene pirita y NaHS en función del tiempo a 70 °C°.

[0088]La Figura 73 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo sin el agregado de una muestra de mineral que contiene pirita a 70 °C°.

[0089]La Figura 74 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función
25 del tiempo con el agregado de 10 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 70 °C°.

[0090]La Figura 75 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo con el agregado de 30 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 70 °C°.

[0091]La Figura 76 muestra concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función

del tiempo con el agregado de 50 g/L de una muestra de mineral que contiene pirita a 70 °C°.

[0092]La Figura 77 muestra el potencial de oxidoreducción de la lechada con el agregado de diferentes cantidades de una muestra de mineral que contiene pirita en función del tiempo a 70 °C°.

5

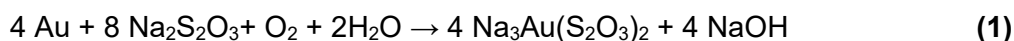
DESCRIPCIÓN

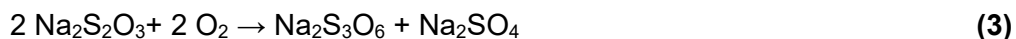
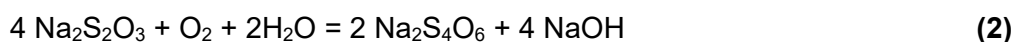
[0093]A lo largo de la siguiente descripción, se exponen detalles específicos con el objeto de proporcionar una comprensión más exhaustiva a los expertos en la técnica. Sin embargo, es probable que elementos bien conocidos no hayan sido mostrados ni descritos en detalle para evitar complicaciones innecesarias en la divulgación. Por consiguiente, la descripción y los
10 dibujos deben considerarse en sentido ilustrativo más que restrictivo.

[0094]Los inventores ahora han descubierto que el uso de tiosulfato generado in situ a partir de la oxidación alcalina de la pirita ha sido eficaz en la lixiviación de oro a partir de muestras de mineral y subproductos de flotación, incluidos productos de relaves. Según los resultados descritos en el presente documento, puede preverse que el tiosulfato generado in
15 situ a partir de la oxidación de la pirita y de otros minerales similares puede usarse para lixiviar metales preciosos del mineral y/o de los productos de relaves. Más aún, los valores metálicos, incluidos los metales preciosos y el cobre, pueden recuperarse de la solución lixiviada, p. ej., por medio del control del pH, el potencial de oxidorreducción (ORP) y/o el agregado de un reductor a la solución lixiviada.

[0095]Como se usa en el presente documento, el término “metales preciosos” incluye oro, plata, platino, paladio, rodio, iridio, rutenio, osmio y similares. En algunas realizaciones, el metal precioso es oro. En algunas realizaciones, el metal precioso es plata. En algunas realizaciones, el metal precioso incluye tanto oro como plata. Véase, por ejemplo, la tesis de maestría en ciencias de J. Deutsch, Universidad de Columbia Británica, 2012, que se
25 incorpora en el presente documento como referencia en su totalidad, la que describe el uso de tiosulfato como lixivante para la plata.

[0096]La lixiviación del oro con tiosulfato generado in situ puede describirse mediante la siguiente reacción **(1)**. Durante la lixiviación, el tiosulfato se descompone, en primer lugar como tetrionato y tritronato, según se describe en las reacciones **(2)** y **(3)**.





[0097]El tiosulfato puede producirse mediante sulfuros oxidantes, incluidos los sulfuros presentes en los materiales de partida minerales. El suministro de un compuesto básico y de oxígeno puede dar lugar a la oxidación de los sulfuros y también a la generación de sulfato.

5 Mediante el control de parámetros tales como el pH y el potencial de oxidorreducción (ORP) de la mezcla de reacción dentro de rangos específicos o ajuste de la velocidad de incorporación del compuesto básico y del oxígeno, la reacción puede controlarse para generar tiosulfato a la vez que, simultáneamente, se impulsa la oxidación parcial del material de partida mineral para mejorar la recuperación de los valores de metales preciosos.

10 **[0098]**La Figura 1 muestra un diagrama de flujo que ilustra un ejemplo de un método **100** para la recuperación de metales preciosos (oro en la realización ilustrada) a partir de mineral (un mineral que contiene sulfuro en la realización ilustrada) usando tiosulfato. En **102**, se suministra un material de partida, tal como el mineral. En la realización ilustrada, el mineral es un mineral que contiene sulfuro, aunque cualquiera de los materiales de partida descritos
15 en la presente divulgación podría suministrarse en **102** en realizaciones alternativas.

[0099]En **104**, el mineral se somete a un proceso de flotación. En **106**, un relave de flotación de calidad inferior, denominado relave de flotación primaria (rougher), se elimina como residuo. En **108**, los relaves con contenido de sulfuro de ley superior se eliminan y se hacen pasar por un proceso de lixiviación con tiosulfato según se describe en el presente
20 documento en **110**, con un oxidante **112** tal como oxígeno (O_2) y una base **114** que se suministra al proceso según sea necesario para mantener las condiciones de reacción apropiadas. Los valores metálicos recuperados, en complejo con tiosulfato **116** se hacen pasar por un paso de recuperación de metal **118** y se combinan opcionalmente con una parte del concentrado de flotación recuperado **120** en este paso. El paso **118** se lleva a cabo en
25 atmósfera no oxidante por ejemplo, mediante el suministro de un gas inerte **122** tal como nitrógeno (N_2) o argón (Ar), o mediante el uso de un sistema de desaireación por vacío. Los valores metálicos precipitados **122** del paso **118** se recolectan junto con los valores metálicos precipitados del concentrado de la flotación **120**. Si se desea, la solución remanente tras el paso **122** puede reciclarse en el paso de lixiviación con tiosulfato **110**, lo que de esa manera

recicla el tiosulfato y la base para su uso en el paso de lixiviación con tiosulfato **110**.

[0100]En algunas realizaciones, los metales preciosos se recuperan usando un proceso de lixiviación con tiosulfato algo parecido a que se describió para el paso de lixiviación con tiosulfato **110** a partir de un material de partida tal como mineral o relaves de flotación, en forma separada de los otros pasos del método **100**. Cualquier material de partida que contenga los metales preciosos y uno o más contaminantes puede usarse en diversas realizaciones del proceso de lixiviación con tiosulfato, incluidos, por ejemplo, concentrados, minerales, relaves, pilas o residuos que contengan un nivel suficientemente alto de metal precioso que justifique su procesamiento adicional.

[0101]En algunas realizaciones, el material de partida es un mineral, un concentrado o un relave que contiene un mineral sulfídico, tal como pirita, pirrotita, arsenopirita, marcasita, calcopirita, calcosina, covelita, tetrahedrita y similares. En algunas realizaciones, el material de partida es un subproducto de la flotación o un producto de relave, incluido un producto de relave por flotación de sulfuro o un producto de flotación de cobre u otro subproducto que contenga sulfuro. En algunas realizaciones, el material de partida se encuentra en una pila. En algunas realizaciones, el material de partida es un concentrado de cola (scavenger) de flotación de pirita. En algunas realizaciones, el material de partida es un concentrado de flotación carbonáceo y pirítico combinado. En algunas realizaciones, los productos de relave son productos de relave que quedan después del tratamiento con procesos de lixiviación con cianuro o tiosulfato (incluidos, p. ej., procesos de carbono en pulpa o carbono en lixiviación). En algunas realizaciones, el material de partida es un mineral carbonáceo. En algunas realizaciones, el material de partida es un mineral carbonáceo que contiene sulfuros. En algunas realizaciones, el material de partida es un mineral carbonáceo que contiene sulfuros en una pila. En realizaciones en las que el material de partida es un mineral carbonáceo, puede suministrarse una fuente exógena de tiosulfato en la etapa de realización de la lixiviación con tiosulfato del material de partida.

[0102]En algunas realizaciones, el material de partida es un material con contenido de sulfuro que contiene al menos 1% o al menos 5% en peso de sulfuro. En algunas realizaciones, el material de partida contiene entre aproximadamente 1% y aproximadamente 60% en peso o más de sulfuro, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 2%, 3%, 4%, 5%, 6%, 7%, 8%, 9%, 10%, 12%, 14%, 16%, 18%, 20%, 25%, 30%, 35%, 40%, 45%, 50% o 55% en peso o más de sulfuro. En algunas realizaciones, el material de partida contiene entre aproximadamente 15% y aproximadamente 60% de sulfuro. En algunas realizaciones, ciertos

parámetros de reacción pueden ajustarse según la cantidad y/o la reactividad del sulfuro presente en el material de partida. Por ejemplo, los materiales de partida con una proporción más baja de sulfuro presente pueden tratarse a temperaturas más altas durante el paso de lixiviación con tiosulfato. De manera similar, la reactividad del sulfuro presente en el material de partida puede variar de manera que puedan requerirse condiciones de proceso más agresivas para llevar a cabo el paso de lixiviación con tiosulfato donde el sulfuro presente en el material de partida tiene un menor grado de reactividad.

[0103]En algunas realizaciones, el material de partida contiene azufre en forma de azufre elemental (S_0) o azufre nativo que puede oxidarse para producir tiosulfato durante el paso de lixiviación. En algunas realizaciones, el material de partida contiene hierro. En algunas realizaciones, el material de partida contiene cobre. En algunas realizaciones en las que el material de partida contiene cobre, el cobre está presente en una cantidad de al menos 0,05% o 0,1% en peso.

[0104]En algunas realizaciones, el material de partida se somete a cualquier tipo de preprocesamiento deseado para recuperar parcialmente y/o mejorar la recuperación de los metales preciosos del material de partida. Por ejemplo, el material de partida puede someterse a flotación, oxidación por presión, molienda (húmeda o seca) o similares. En algunas realizaciones, el material de partida se somete a flotación. En algunas realizaciones, el material de partida se somete a una reducción de tamaño de modo que el material de partida tenga un tamaño de partícula promedio en el intervalo entre aproximadamente 5 μm y 100 μm , incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 10 μm , 15 μm , 20 μm , 25 μm , 30 μm , 35 μm , 40 μm , 45 μm , 50 μm , 55 μm , 60 μm , 65 μm , 70 μm , 75 μm , 80 μm , 85 μm , 90 μm o 95 μm .

[0105]En algunas realizaciones, el material de partida se combina en una solución acuosa para formar una lechada que se incorpora en la mezcla de reacción. En algunas realizaciones la densidad de la pulpa del material de partida en la mezcla de reacción es entre aproximadamente 10% peso en volumen a aproximadamente 60% peso en volumen, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 15%, 20%, 25%, 30%, 35%, 40%, 45%, 50% o 55% peso en volumen.

[0106]En algunas realizaciones, el proceso de lixiviación se realiza a una temperatura en el intervalo de aproximadamente 25 °C a aproximadamente 95 °C, incluida cualquier temperatura intermedia, p. ej., 30 °C, 35 °C, 40 °C, 45 °C, 50 °C, 55 °C, 60 °C, 65 °C, 70 °C, 75 °C, 80 °C, 85 °C o 90 °C. En algunas de tales realizaciones, el proceso de lixiviación se realiza a presión atmosférica. En algunas realizaciones, el proceso de lixiviación se realiza

como un proceso de lixiviación a una presión de, p. ej., mayor que 1,0 atm a 10 atm de sobrepresión de oxígeno, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 1,5 atm, 2 atm, 3 atm, 4 atm, 5 atm, 6 atm, 7 atm, 8 atm, o 9 atm de sobrepresión de oxígeno y, en tales casos, podrían usarse temperaturas más altas de modo que el proceso se realiza a una temperatura en el intervalo de aproximadamente 25 °C a aproximadamente 120 °C, incluida cualquier temperatura intermedia, p. ej., 30 °C, 40 °C, 50 °C, 60 °C, 70 °C, 80 °C, 90 °C, 100 °C o 110 °C.

[0107]En algunas realizaciones, el proceso de lixiviación con tiosulfato se realiza a un pH en el intervalo de aproximadamente 7,5 a aproximadamente 11, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 7,6, 7,7, 7,8, 7,9, 8,0, 8,1, 8,2, 8,3, 8,4, 8,5, 8,6, 8,7, 8,8, 8,9, 9,0, 9,1, 9,2, 9,3, 9,4, 9,5, 9,6, 9,7, 9,8, 9,9, 10,0, 10,1, 10,2, 10,3, 10,4, 10,5, 10,6, 10,7, 10,8 o 10,9. En algunas realizaciones, el proceso de lixiviación con tiosulfato se realiza a un pH en el intervalo de aproximadamente 9,0 a aproximadamente 9,5.

[0108]En algunas realizaciones, se agrega un compuesto básico a la mezcla de reacción para proporcionar y/o mantener una concentración de pH deseado. En algunas realizaciones, se agrega carbonato de sodio (Na_2CO_3), bicarbonato de sodio (Na_2HCO_3), carbonato de potasio (K_2CO_3), potasio (KHCO_3), carbonato de litio (Li_2CO_3), bicarbonato de litio (LiHCO_3), carbonato de magnesio (MgCO_3), bicarbonato de magnesio ($\text{Mg}(\text{HCO}_3)_2$), un mineral de origen natural (tal como calcita, dolomita, aragonita o similares) o similares a la mezcla de reacción como compuesto básico. En algunas realizaciones, se agregan otras sales de carbonato o fuentes de carbonato a la mezcla de reacción como compuesto básico. En algunas realizaciones, se agrega una base fuerte tal como hidróxido de sodio (NaOH), hidróxido de potasio (KOH), hidróxido de calcio ($\text{Ca}(\text{OH})_2$), hidróxido de litio (LiOH) o similares a la mezcla de reacción como compuesto básico. En algunas realizaciones, se agrega una combinación de carbonato y una base fuerte a la mezcla de reacción como compuesto básico. En algunas realizaciones, el compuesto básico se titula en la mezcla de reacción con el paso del tiempo, de manera que el pH se mantenga aproximadamente a un valor deseado para el periodo de reacción del proceso de lixiviación. Resultará evidente a los expertos en la técnica que las bases equivalentes con diferentes contraiones pueden usarse en realizaciones alternativas.

[0109]En algunas realizaciones en las que la base es carbonato de sodio, la cantidad de carbonato que se agrega a la mezcla de reacción en la forma de carbonato de sodio está en el intervalo de aproximadamente 5 kg/t a aproximadamente 200 kg/t, incluido cualquier

- valor intermedio, p. ej., 10 kg/t, 15 kg/t, 20 kg/t, 25 kg/t, 30 kg/t, 35 kg/t, 40 kg/t, 45 kg/t, 50 kg/t, 60 kg/t, 70 kg/t, 80 kg/t, 90 kg/t, 100 kg/t, 110 kg/t, 120 kg/t, 130 kg/t, 140 kg/t, 150 kg/t, 160 kg/t, 170 kg/t, 180 kg/t o 190 kg/t. En algunas realizaciones en la que la fuente de carbonato es una fuente que no es carbonato de sodio, los valores anteriores se ajustan de manera que una cantidad equivalente del compuesto se agrega a la mezcla de reacción. El experto en la técnica puede determinar la cantidad de compuesto básico, incluido el carbonato, que se debe agregar según factores tales como la acidez prevista producida por el sulfuro en el material de partida y la solubilidad del compuesto básico que se agregue (p. ej., la solubilidad del tipo de sal de carbonato específico que se agregue a la mezcla de reacción).
- 10 **[0110]**En algunas realizaciones, las condiciones de la reacción durante el paso de lixiviación con tiosulfato se controlan de manera que la tasa de generación de tiosulfato produce y mantiene una concentración de tiosulfato en la mezcla de reacción de al menos aproximadamente 2 g/L a 3 g/L. Cantidades superiores de tiosulfato funcionarán en realizaciones alternativas, y la cantidad máxima de tiosulfato presente por lo general está
- 15 determinada por la cantidad máxima de tiosulfato que puede generarse en las condiciones de reacción. En algunas realizaciones, la concentración de tiosulfato en la mezcla de reacción está entre aproximadamente 2 g/L a aproximadamente 30 g/L o más, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., aproximadamente 3 g/L, 4 g/L, 5 g/L, 6 g/L, 7 g/L, 8 g/L, 9 g/L, 10 g/L, 15 g/L, 20 g/L o 25 g/L o más.
- 20 **[0111]**En algunas realizaciones, se agrega cobre a la mezcla de reacción, p. ej., como sulfato de cobre o en cualquier otra forma adecuada, de manera que la concentración de cobre en la mezcla de reacción es al menos aproximadamente 10 ppm a 50 ppm, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 15 ppm, 20 ppm, 25 ppm, 30 ppm, 35 ppm, 40 ppm o 45 ppm.
- 25 **[0112]**En algunas realizaciones, el proceso de lixiviación se realiza sin el agregado de amoníaco (NH_4^+).
- 30 **[0113]**En algunas realizaciones, la mezcla de reacción se mantiene a un potencial de oxidorreducción (ORP) deseado. En algunas realizaciones, la mezcla de reacción se mantiene en un ORP de al menos aproximadamente -80 mV a aproximadamente 100 mV (según lo determinado mediante un electrodo de referencia Ag-AgCl), incluido cualquier valor intermedio, p. ej., -75 mV, -70 mV, -65 mV, -60 mV, -55 mV, -50 mV, -45 mV, -40 mV, -35 mV, -30 mV, -25 mV, -20 mV, -10 mV, -5 mV, 5 mV, 10 mV, 15 mV, 20 mV, 25 mV, 30 mV, 35 mV, 40 mV, 45 mV, 50 mV, 55 mV, 60 mV, 65 mV, 70 mV, 75 mV, 80 mV, 85 mV, 90 mV o 95 mV. En algunas realizaciones en las que el tiosulfato disuelve una cantidad

relativamente mayor de cobre, puede ser deseable un ORP más alto.

[0114] En algunas realizaciones, el ORP deseado se alcanza y/o se mantiene suministrando un oxidante a la mezcla de reacción. En algunas realizaciones, el ORP deseado se alcanza rociando la mezcla de reacción con oxígeno. En algunas realizaciones, el ORP deseado se alcanza y/o se mantiene rociando la mezcla de reacción con oxígeno a un caudal de aproximadamente 0,1 L/min y/o ajustando el suministro de oxígeno según el ORP determinado de la mezcla de reacción. En algunas realizaciones, el ORP deseado se alcanza suministrando un oxidante tal como oxígeno en proporción respecto del rendimiento másico del material de partida. En algunas realizaciones, el oxidante se suministra a una tasa de entre aproximadamente 0,35 toneladas y 0,55 toneladas por tonelada de azufre para oxidar a tiosulfato, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 0,36 toneladas, 0,38 toneladas, 0,40 toneladas, 0,42 toneladas, 0,44 toneladas, 0,46 toneladas, 0,48 toneladas, 0,50 toneladas, 0,52 toneladas o 0,54 toneladas.

Por ejemplo, la oxidación del sulfuro de hierro para producir tiosulfato de sodio puede resumirse según la reacción (4) que se indica a continuación, de manera que se pueda determinar teóricamente que se deban suministrar 1,75 moles de oxígeno por cada 2 moles de azufre en el material de partida (en este ejemplo, pirita) para que se oxiden a tiosulfato, o 0,875 moles de oxígeno/mole de azufre. Tomando los pesos moleculares, esto serían 0,44 t de oxígeno por tonelada de azufre oxidado a tiosulfato. La selección de la cantidad de oxidante que se debe agregar debe equilibrar la necesidad de oxidar los compuestos de azufre para generar tiosulfato, a la vez que se mantiene el ORP de la mezcla de reacción a un valores que promueva la extracción de los valores de metales preciosos con el tiosulfato generado.

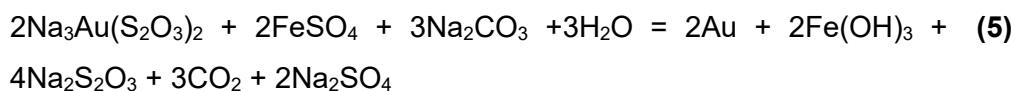


[0115] En algunas realizaciones, la mezcla de reacción se agita o de algún otro modo se mezcla en forma continua o continua en gran medida, para proporcionar un buen mezclado de la mezcla de reacción. El buen mezclado de la mezcla de reacción puede ayudar a mantener una buena distribución de oxígeno y/o un ORP de pulpa estable en toda la mezcla de reacción. En algunas realizaciones, la mezcla es una lechada y la lechada tiene entre aproximadamente 10% y aproximadamente 50% en peso de contenido de sólidos (incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 15%, 20%, 25%, 30%, 35%, 40% o 45%), con la proporción restante de la mezcla de reacción en forma líquida.

[0116]En algunas realizaciones, la lixiviación se realiza durante un periodo de lixiviación de entre 4 horas a 36 horas, incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 5 horas, 6 horas, 7 horas, 8 horas, 9 horas, 10 horas, 11 horas, 12 horas, 13 horas, 14 horas, 15 horas, 16 horas, 17 horas, 18 horas, 19 horas, 20 horas, 21 horas, 22 horas, 23 horas, 24 horas, 25 horas, 26 horas, 27 horas, 28 horas, 29 horas, 30 horas, 32 horas o 34 horas.

[0117]En algunas realizaciones, los metales preciosos y opcionalmente otros metales, tales como cobre, se recuperan de la solución lixiviada en cualquier manera adecuada, p. ej., por precipitación directa, precipitación con un reductor adecuado, cromatografía de intercambio iónico o de cualquier otra manera deseada. En algunas realizaciones, otros valores metálicos tales como cobre se recuperan de la solución lixiviada en cualquier manera adecuada, p. ej., por precipitación directa, precipitación con un reductor o de cualquier otra manera deseada. En algunas realizaciones, la reducción de valores metálicos, incluidos valores de metales preciosos, a partir de la solución lixiviada usando un reductor (también denominado primer reductor en el presente documento) se usa para precipitar los valores metálicos en forma sólida para su recuperación. En algunas realizaciones, el reductor que se utiliza es cobre, un concentrado de cobre (que puede originarse a partir de cualquier fuente de cobre, incluido, en algunas realizaciones, como concentrado de calcopirita/pirita, marcasita, pirrotita o similares, o mezclas de estos), cualquier concentrado que contenga aluminio, zinc o hierro (p. ej., como hierro metálico) o cualquier otro reductor adecuado. En algunas realizaciones, puede usarse cobre o cualquier fuente de cobre adecuada tal como un concentrado de cobre como reductor para precipitar oro o plata de la mezcla de reacción de tiosulfato. En algunas realizaciones, el reductor es pirita, calcopirita, pirrotita y/o marcasita. En algunas realizaciones, el reductor es sulfato ferroso (FeSO_4). En algunas realizaciones, pueden usarse aluminio o zinc como reductor para precipitar oro, plata y/o cobre de la mezcla de reacción de tiosulfato.

[0118]Sin limitación teórica alguna, la química posible que demuestra la precipitación del oro usando sulfato ferroso como reductor se presenta en la ecuación (5) a continuación:



El oro se reduce a oro elemental y el hierro(II) se oxida para formar hidróxido férrico, el que contiene hierro(III).

[0119]En algunas realizaciones, el reductor puede reducirse en tamaño de cualquier manera adecuada para aumentar su área superficial antes de su agregado a la solución lixiviada para precipitar valores metálicos. En algunas realizaciones, el reductor puede tener un tamaño de partícula promedio en el intervalo de entre aproximadamente 5 μm y 500 μm ,
5 incluido cualquier valor intermedio, p. ej., 10 μm , 25 μm , 50 μm , 75 μm , 100 μm , 150 μm , 200 μm , 250 μm , 300 μm , 350 μm , 400 μm o 450 μm .

[0120]En algunas realizaciones, la precipitación directa se realiza agregando sulfhidrato de sodio (NaSH) como reductor a la solución lixiviada, opcionalmente en combinación con uno o más métodos de precipitación. Por ejemplo, la precipitación puede
10 realizarse con un primer reductor como se describió anteriormente, donde el primer reductor no es NaSH, y luego puede agregarse una pequeña cantidad de NaSH como precipitante de cola para aumentar adicionalmente el porcentaje de valores metálicos precipitados a partir de la solución lixiviada y/o para regenerar tiosulfato para reciclarlo en la mezcla de reacción de lixiviación. En algunas realizaciones, el agregado de NaSH a la solución lixiviada para
15 precipitar valores metálicos se minimiza porque esto puede requerir más tratamiento antes de que el sobrenadante pueda reciclarse para su uso en el paso de lixiviado con tiosulfato (p. ej., se puede requerir oxidación) a fin de recuperar el tiosulfato y/o porque el NaSH puede formar sulfuro de hidrógeno en forma gaseosa si se acidifica, de manera que las condiciones de reacción deberían controlarse para evitar esto y/o cualquier gas de sulfuro de hidrógeno debe
20 eliminarse para prevenir su liberación a la atmósfera o similares. La adición de NaSH puede ayudar a regenerar el tiosulfato, lo que puede ser beneficioso en realizaciones en las que la solución lixiviada se recicla para su uso en la mezcla de reacción de lixiviación después de la precipitación de los valores metálicos, p. ej., como se ilustra en la Figura 4.

[0121]En algunas realizaciones, la precipitación directa se realiza ajustando el ORP
25 de la solución lixiviada hasta un valor que favorezca la precipitación del metal precioso y/o de otros valores metálicos. Por ejemplo, reducir el ORP por debajo de un cierto umbral o aumentar el ORP por sobre un cierto umbral puede dar lugar a la destrucción del tiosulfato en solución, lo que favorecería la precipitación de los valores metálicos. En algunas realizaciones, la precipitación directa se realiza ajustando el pH de la solución lixiviada hasta un valor que
30 favorezca la precipitación del metal precioso y/o de otros valores metálicos. Por ejemplo, reducir el pH de la solución lixiviada por debajo de un cierto umbral o aumentarlo por sobre un cierto umbral puede dar lugar a la destrucción del tiosulfato en solución, lo que favorecería la precipitación de los valores metálicos. En algunas realizaciones, tanto el pH y el ORP pueden ajustarse a valores que den lugar a la destrucción del tiosulfato en solución para

precipitar los valores metálicos.

5 **[0122]**En algunas realizaciones, el ORP de la solución lixiviada se reduce al exponerla a una atmósfera no oxidante. En algunas realizaciones, la atmósfera no oxidante se proporciona rociando la solución lixiviada con un gas inerte tal como nitrógeno (N₂) o argón (Ar). En algunas realizaciones, la atmósfera no oxidante se proporciona usando un sistema de desaireación por vacío para eliminar el oxígeno de la solución lixiviada.

10 En algunas realizaciones, el pH de la solución lixiviada se reduce agregado cualquier ácido que se desee, p. ej., H₂SO₄, HCl o similares. En algunas realizaciones, el pH de la solución lixiviada se aumenta agregando cualquier compuesto básico que se desee, p. ej., cal o hidróxido de calcio.

15 **[0123]**En algunas realizaciones, la precipitación de valores de metales preciosos u otros valores metálicos se realiza en un concentrado de flotación, p. ej., un concentrado de calcopirita/pirita, de pirita, de pirrotita o de marcasita, u otro concentrado con contenido de hierro, que opcionalmente incluya una disminución conjunta del pH y/o del ORP de la solución lixiviada. Sin limitación teórica alguna, se cree que en condiciones reductoras o no oxidantes, la calcopirita se convierte parcialmente en covelita mediante el desplazamiento del hierro de la estructura reticular de la calcopirita con el cobre de la solución. De manera similar, la calcopirita reduce el oro sobre la superficie del mineral.

20 **[0124]**En algunas realizaciones, tal paso de precipitación sobre la solución lixiviada se realiza a una temperatura en el intervalo de aproximadamente 20 °C a aproximadamente 100 °C, incluida cualquier temperatura o subintervalo intermedio, p. ej., 25 °C, 30 °C, 35 °C, 40 °C, 45 °C, 50 °C, 55 °C, 60 °C, 65 °C, 70 °C, 75 °C, 80 °C, 85 °C, 90 °C o 95 °C.

25 **[0125]**En algunas realizaciones, tal paso de precipitación sobre la solución lixiviada se realiza a un ORP de aproximadamente -200 mV a aproximadamente -800 mV, incluido cualquier valor o subintervalo intermedio, p. ej., aproximadamente -250 mV, -300 mV, -350 mV, -400 mV, -450 mV, -500 mV, -550 mV, -600 mV, -650 mV, -700 mV o -750 mV.

[0126]En algunas realizaciones, tal paso de precipitación sobre la solución lixiviada se realiza a un pH de aproximadamente 8,0 a aproximadamente 10,5, incluido cualquier valor o subintervalo intermedio, p. ej., aproximadamente 8,5, 9,0, 9,5 o 10,0.

30 **[0127]**En algunas realizaciones, tal paso de precipitación sobre la solución lixiviada se realiza mientras la concentración de tiosulfato se mantiene en un intervalo de entre

aproximadamente 2000 ppm a aproximadamente 21.000 ppm, incluido cualquier valor o subintervalo intermedio, p. ej., aproximadamente 2500 ppm, 3000 ppm, 3500 ppm, 4000 ppm, 4500 ppm, 5000 ppm, 5500 ppm, 6000 ppm, 7000 ppm, 8000 ppm, 9000 ppm, 10.000 ppm, 11.000 ppm, 12.000 ppm, 13.000 ppm, 14.000 ppm, 15.000 ppm, 16.000 ppm, 17.000 ppm, 18.000 ppm, 19.000 ppm o 20.000 ppm.

[0128]En algunas realizaciones, tal paso de precipitación sobre la solución lixiviada se realiza a presión atmosférica. En algunas realizaciones, tal paso de precipitación sobre la solución lixiviada se realiza en un entorno presurizado, es decir, una presión superior a la presión atmosférica, p. ej., a una presión de entre aproximadamente 5 psig y aproximadamente 50 psig, incluido cualquier valor o subintervalo intermedio, p. ej., 10 psig, 15 psig, 20 psig, 25 psig, 30 psig, 35 psig, 40 psig o 45 psig.

[0129]En algunas realizaciones, las condiciones seleccionadas para precipitar los valores metálicos se seleccionan para evitar o minimizar cualquier corrosión de los equipos en los que se realiza el paso de precipitación.

[0130]En algunas realizaciones, los valores metálicos se precipitan sin el agregado de amoníaco.

[0131]En algunas realizaciones, el coprecipitado de hierro y oro puede recuperarse por medio de filtración y/o procesarse adicionalmente como un concentrado.

[0132]En algunas realizaciones, el líquido sobrenadante que queda después de la precipitación de los valores metálicos de la solución lixiviada como se describió anteriormente se recupera y recicla para su uso en el paso de lixiviado con tiosulfato. Por ejemplo, en algunas realizaciones, el líquido sobrenadante que queda después de la precipitación de los valores metálicos es recupera por filtración para eliminar los sólidos y luego se vuelve a enviar a la mezcla de reacción formada en el paso de lixiviación con tiosulfato para, de esa manera, reciclar el tiosulfato en el proceso. En algunas realizaciones, el tratamiento del líquido sobrenadante, p. ej., por oxidación, para aumentar su concentración de tiosulfato y/o para disminuir la cantidad de cualquier compuesto no deseado presente se lleva a cabo antes de reciclar el líquido sobrenadante para su uso en el paso de lixiviación con tiosulfato.

[0133]Con referencia a la Figura 2, se ilustra una realización modelo de un proceso para la recuperación de valores metálicos a partir de un material de partida. En **202**, se suministran los materiales de partida adecuados, tales como los que se describen

anteriormente. En **204**, los materiales de partida se someten a un paso de reducción de tamaño, como se describió anteriormente. En **206**, se forma una lechada acuosa incorporando los materiales de partida cuyo tamaño fue reducido. En **208**, se suministra el oxidante y en **210** se suministra un compuesto básico o se aumenta pH de algún otro modo a una concentración deseada para formar una mezcla de reacción, lo que se ilustra en **212**. En **214**, se usa el tiosulfato de la mezcla de reacción para lixiviar los valores metálicos presentes en los materiales de partida a fin de solubilizar tales valores metálicos para formar una solución lixiviada como se describió anteriormente. En **216**, los valores metálicos, incluidos los valores de metales preciosos, se recuperan de la solución lixiviada en cualquier manera adecuada, por ejemplo, como se describió anteriormente.

[**0134**] Con referencia a la Figura 3, se ilustra una realización más específica del proceso **200** como proceso **300**, en el que los pasos equivalentes se ilustran con números de referencia con un incremento de 100, lo que incluye el suministro de los materiales de partida en **302**, la reducción de tamaño en **304**, la formación de una lechada acuosa en **306**, el agregado de un oxidante en **308** y de un compuesto básico en **310** para formar una mezcla de reacción en **312** y permitir que el tiosulfato lixivie los valores metálicos en **314** para formar una solución lixiviada como se describió anteriormente. En **316**, para recuperar los valores metálicos de la solución lixiviada, se agrega un reductor adecuado, tal como los que se describieron anteriormente, para precipitar los valores metálicos, incluidos los valores de metales preciosos. En algunas realizaciones, el paso **316** se realiza en una atmósfera no oxidante, como se describió anteriormente. Opcionalmente, en algunas realizaciones, en **318** puede agregarse un agente de precipitante adicional, tal como NaSH, como un precipitante de cola después del agregado del primer reductor, con el objeto de mejorar aún más la precipitación de los valores metálicos desde la solución.

[**0135**] Con referencia a la Figura 4, se ilustra una realización aún más específica del proceso **200** como proceso **400**, en el que los pasos equivalentes se ilustran con números de referencia con un incremento de 200, lo que incluye el suministro de los materiales de partida en **402**, la reducción de tamaño en **404**, la formación de una lechada acuosa en **406**, el agregado de un oxidante en **408** y de un compuesto básico en **410** para formar una mezcla de reacción en **412** y permitir que el tiosulfato lixivie los valores metálicos en **414** para formar una solución lixiviada como se describió anteriormente. En **416**, para recuperar los valores metálicos de la solución lixiviada, se agrega un primer reductor adecuado, tal como los que se describieron anteriormente, para precipitar los valores metálicos, incluidos los valores de metales preciosos. En algunas realizaciones, el reductor que se usa en el paso **416** no es

NaSH. En algunas realizaciones, el paso **416** se realiza en una atmósfera no oxidante, como se describió anteriormente. Opcionalmente, en algunas realizaciones, en **418** puede agregarse un agente de precipitante adicional, tal como NaSH, como un precipitante de cola después del agregado del primer reductor, con el objeto de mejorar aún más la precipitación de los valores metálicos desde la solución y/o para regenerar el tiosulfato. En el proceso **400**, el líquido sobrenadante que queda después de la precipitación de los valores metálicos en solución se recupera en **420**, por ejemplo por medio de filtración, para separar el líquido sobrenadante de los sólidos, y en **422** el tiosulfato remanente en el líquido sobrenadante se recicla para su uso posterior en el proceso **400**, por ejemplo, agregándolo a la mezcla de reacción en **412**.

EJEMPLOS

[0136] Se describen realizaciones adicionales con referencia a los siguientes ejemplos, lo que pretenden ser ilustrativos y no limitativos en su alcance.

[0137] Los siguientes ejemplos confirman que puede generarse tiosulfato satisfactoriamente para la lixiviación de oro a partir de minerales del tipo sulfuro que contienen oro, y que ulteriormente el oro puede recuperarse de la solución líquida resultante. Las variables analizadas incluyen temperatura, concentración de carbonato y concentración de sustancias cáusticas (o concentración del compuesto básico), pH y potencial de oxidorreducción (ORP).

[0138] Los estudios descritos en el presente documento demuestran la lixiviación de oro (p. ej., alcanzando una extracción del 52% al 56%) con tiosulfato generado in situ a un pH <10,5 controlado mediante agregados de carbonato de sodio y sustancias cáusticas, con el agregado de 0,1 L/min de oxígeno y a una temperatura de reacción de 93 °C. El primer conjunto de estudios descritos a continuación utilizó un pH de 9,3, un flujo de 0,1 L/min de oxígeno y una temperatura de 75 °C. Se descubrió que era importante mantener un pH deseado y proporcionar una adecuada distribución del oxígeno en la lechada. Para mantener un pH coherente, se agregó carbonato de sodio. El sistema de ácido carbónico provoca un desplazamiento del equilibrio entre los iones H^+ y OH^- , lo que establece un pH específico que, en sí, influye en la aparición de especies que contienen oxígeno y azufre. Mantener el pH en 9,3 usando carbonato solo puede ser difícil debido a que la velocidad de modificación del pH es muy rápida. Se efectuó una sola prueba usando carbonato solo y el pH se mantuvo en 8,5. La solución de lixiviación contenía principalmente bicarbonato. Generó aprox. 4-5 g/L S_2O_3 y logró una extracción de oro aproximada del 58%. Cuando el pH se mantuvo en 9,3 con el

agregado de sustancias cáusticas, la extracción de oro mejoró al 72% y generó aprox. 16 g/L de tiosulfato. Ambas pruebas se realizaron en un reactor con buena mezcla. Sin limitación teórica alguna, el buen mezclado incide en la distribución del oxígeno (la reacción con sulfuros) y establece las condiciones estables de ORP en la pulpa. Las pruebas restantes se hicieron con reactores más pequeños e impulsores diferentes. A partir de los datos de este programa de pruebas actual, se descubrió que el ORP correcto (>-30 mV frente a Ag/AgCl) no solo determina la cinética de la lixiviación sino también la estabilidad del oro lixiviado en la solución de tiosulfato, lo que demostró la lixiviación satisfactoria del oro a partir de estos productos de flotación de sulfuro.

10 Ejemplo 1.0 – Productos de flotación analizados

Se analizó un producto de flotación (remolido $P_{80} = 13,5 \mu\text{m}$). La muestra contenía 1,34 g/t Au, 5,5 g/t Ag, 0,15% Cu y 23,4% S^2 . La extracción de oro de esta muestra mediante cianuración fue del 64,0% en 6 horas y del 71,5% después de 24 horas. Con un 33% de sólidos, la solución final de lixiviación con cianuro contenía 0,52 mg/L Au y el oro residual en los sólidos era de aprox. 0,44 g/t. El objetivo del programa de lixiviación era extraer el oro con el tiosulfato generado a partir de los sulfuros contenidos en los sólidos y estabilizado con una amortiguada con carbonato, de manera que se aproxime a los resultados que podrían obtenerse a partir de la lixiviación por cianuración del mismo producto o que exceda tales resultados.

20 Ejemplo 1.1 – Realización de las pruebas por lote

[0139] Los experimentos se realizaron en un recipiente con agitación vertical. Se usaron dos reactores diferentes. La temperatura de lixiviación se mantuvo utilizando un manto calefactor de temperatura controlada al usar el reactor más grande (1 L) y un baño de agua con el reactor más pequeño (0,5 L). Durante la lixiviación, se tomaron muestras de cinética en intervalos temporales y se las analizó para determinar el oro en solución con un método de extracción por solvente seguido de un análisis de absorción atómica (AA). Las tiosales se determinaron por cromatografía de intercambio iónico (IC). Los carbonatos se determinaron por el método de titulación con ácido. Los sólidos se filtraron, lavaron, secaron y enviaron a laboratorios externos para su análisis.

30 **[0140]** Los resultados de las pruebas de los 11 lotes se presentan en la Tabla 1 a continuación.

Tabla 1. Resumen de los resultados de las pruebas de 11 lotes realizadas en el Ejemplo 1.

ID de la prueba	Sólidos %	T °C	pH	Tiempo h	Consumo Na_2CO_3 kg/t	Consumo NaOH kg/t	pH	OR P mV	CO_3 M	HCO_3 M	S_2O_3 g/L	Au mg/L	Ext. Au %	Res. Au g/t	Cabeza (calculado) Au g/t	Cabeza (directo) Au g/t	Ext. Ag %	Res. Ag g/t	Cabeza (calculado) Ag g/t	Cabeza (directo) Ag g/t	Res S= %	Cabeza S= %
T1	38	60	9,5	24	37	104	9,1	-8,0	0,0	0,00	7,0	0,32	51,5	0,57	1,18	1,34	27,3	4,0	5,50	5,50	18,2	23,4
T2	40	75	9,5	24	29	144	10,1	-55	0,14	0,07	45,7	0,23	37,0	0,73	1,16	1,34	34,5	3,6	5,50	5,50	15,7	23,4
T3-1	40	75	9,5	8	26	41	9,5	-32	0,07	0,16	15,9	0,48	59,6	-	-	-	-	-	-	-	-	-
T3-2	40	75	0,0	8	5	21	9,5	-67	0,16	0,21	27,4	0,04	12,5	-	-	-	-	-	-	-	17,7	23,4
T3 {combinado}	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	64,6	0,35	-	1,34	53,3	2,2	5,13	5,50	-	-
T-4	33	75	9,3	9	12	181	9,3	-26	0,04	0,06	16,7	0,40	72,1	0,37	1,33	1,34	62,4	2,6	6,91	5,50	15,4	23,4
T-5	40	75	8,8	8	191	0	8,6	11	0,03	0,23	44,7	0,31	57,7	0,47	1,11	1,34	64,2	2,8	7,81	5,50	16,9	23,4
T-6	40	75	9,3	12	11	213	9,3	-40	0,10	0,02	29,1	0,13	27,8	0,97	1,34	1,34	16,3	4,9	5,85	5,50	12,7	23,4
T-7	40	29	5,3	12	10	110	10,1	24	0,11	0,02	11,0	0,10	17,1	1,05	1,27	1,34	20,0	4,4	5,50	5,50	16,5	23,4
T-8	40	75	9,3	12	9	78	9,1	-49	0,08	0,06	24,6	0,34	50,5	0,60	1,21	1,34	38,2	3,4	5,50	5,50	18,6	23,4
T-9	40	75	9,3	8	11	71	>12	-	-	-	26,9	0,01	7,0	1,25	1,34	1,34	-	-	-	-	-	-
T-10	33	75	9,3	8	8	171	9,3	-40	0,05	0,04	15,1	0,32	59,2	0,55	1,35	1,34	28,1	4,3	5,98	5,50	14,7	23,4
T-II	34	75	9,3	8	8	110	9,3	-20	0,09	0,09	14,7	0,08	15,1	0,47	0,55	0,55	-	-	-	-	8,7	14,7
T-(10 & 11)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	64,9	0,47	-	-	-	-	-	-	-	-

Ejemplo T1

[0141] Se mezclaron 200 g de muestra seca con 250 mL de agua desionizada, lo que produjo un pH de 2,98. La mezcla se calentó a 60 °C y se llevó a pH 1,8. Se agregó solución de carbonato (0,94 M) a temperatura hasta lograr un pH de 9,5; se consumieron 81,41 g del Na_2CO_3 0,94 M, lo que equivale a 37,3 g de Na_2CO_3 por kg de muestra. Se configuró un bombeo de solución de NaOH 2,5 M (sustancia cáustica) en la mezcla de reacción para mantener el pH en el intervalo de aproximadamente 9,3 a 9,5. El consumo de NaOH (2,5 M) a 1 hora fue de 16 mL y a las 2 horas fue de 14 mL. A las 2,5 horas, se agregó un volumen adicional de NaOH sin querer; el pH aumentó a 11,5. A las 6 horas, el pH se redujo a 9,2 y se tomó una muestra en ese momento. La concentración de S_2O_3 fue de 4-5 g/L a 1 y 2 horas (pH aprox. 9,3) y aumentó a 12,5 g/L cuando el pH superó el valor de 9,5. De un día para otro, el pH cayó a 6,8 debido a una escasez de NaOH (el reactivo se había consumido por completo

y, por lo tanto, no se había bombeado a la lixiviación). El pH bajo descompuso la mayor parte del tiosulfato, convirtiéndolo en tritionato. Tras agregar NaOH a las 20 horas, el tiosulfato comenzó a acumularse lentamente.

El experimento T1 se efectuó a 60 °C con un carbonato total inicial de 0,29 M. La sustancia cáustica (2,5 M) se agregó durante 24 h según fue necesario para tratar de mantener un pH objetivo de 9,3 y se sincronizó con el sistema de bombeo. La concentración de carbonato cayó de 0,29 M inicial a 0,10 M (0,19 M) durante 2 h y, más adelante, el carbonato se consumió por completo. A las 2 horas, se agregó sin querer un exceso de sustancia cáustica, lo que dio como resultado un pH >11,5. Sin modificación alguna, el pH se redujo naturalmente a 9,2 (reacción con sulfuros) tras 6 horas, y adicionalmente a 6,8 a las 20 horas. El agregado de NaOH se reanudó a las 20 horas para llegar a un pH aproximado a 9,3, y este pH se mantuvo entre 20 a 24 horas. La extracción de oro y los perfiles de tiosulfato se presentan en la Figura 5. La Figura 6 muestra el cambio de pH/ORP en función del tiempo.

[0142] A partir de los datos de la Figura 5, se detectó que la máxima concentración de tiosulfato se dio a las 6 horas (pH 9,2, ORP = -9,3 mV Ag/AgCl) y la extracción de oro en ese momento fue de aproximadamente un 27%. Debe tenerse en cuenta que el pH a las 2,5 h fue >11,5 (Figura 6), lo que podría haber afectado la generación de tiosulfato. Para ese momento, no hay un valor exacto de ORP registrado, pero según otras pruebas, se estima que pudo haber sido alrededor de -100 mV Ag/AgCl. De un día para otro, el pH cayó a aprox. 7 y el ORP era positivo, en más de 100 mV Ag/AgCl. Estos cambios afectaron la concentración de tiosulfato y el oro disuelto. El tiosulfato se descompuso con un ORP alto y el oro precipitó de la solución. Cuando el pH se llevó a aprox. 9, el tiosulfato comenzó a acumularse y, en la solución final, su valor era de 7 g/L S₂O₃. En la solución final, el ORP era aproximadamente 8 mV Ag/AgCl y el oro se redisolvió rápidamente, lo que permitió lograr una extracción de aprox. 51,5%. Por lo tanto, es posible disolver el oro con 7 g/L S₂O₃ en condiciones adecuadas (pH aprox. 9,1-9,3 y ORP aprox. -8 mV Ag/AgCl). Asimismo, esta prueba demostró que el oro precipitó a un pH aprox. 7 y un ORP >100 mV Ag/AgCl.

[0143] Tras 1 hora de tratamiento, de los 0,29 M iniciales de carbonato se consumieron aproximadamente 0,18 M (60% de carbonato agregado) y, luego, la concentración de carbonato y de bicarbonato disminuyó en función del tiempo y, al final, todos los carbonatos se habían consumido. Los perfiles se presentan en la Figura 7.

Ejemplo T2

[0144] Se duplicó la dosificación de carbonato (aprox. 0,4 M) en el experimento T2. De manera similar a la prueba T1, se consumieron aprox. 0,14 M en la primera hora y [la concentración de] carbonato total era de 0,26 M en ese momento. En la solución final a 24 horas, la concentración total de carbonato era de 0,22 M. Por lo tanto se había consumido muy poco carbonato tras la caída inicial en la concentración. El experimento se efectuó a 75 °C. El pH se fijó a 9,5 y se mantuvo con el agregado de NaOH. La Figura 8 muestra la cinética.

[0145] La concentración de tiosulfato aumentó en función del tiempo y alcanzó aprox. 46 g/L en 24 horas. El pH se mantuvo alrededor de 9,5 a 75 °C. El pH calculado (según $K = 4,69 \times 10^{-11}$ y la siguiente relación: $\text{pH} = \text{pKa} + \log ([\text{CO}_3]/[\text{HCO}_3])$) se mantuvo en el intervalo de 10,3 a 10,6. El ORP estuvo entre -84 mV y -76 mV Ag/AgCl. El oro extraído llegó a un pico de aprox. 51% y luego se redujo al 37% cuando el ORP cayó a un valor de aprox. -83 mV (Ag/AgCl).

[0146] Se detectó un patrón similar en el experimento T9. La extracción de oro llegó a un punto máximo (aprox. 60%) a las 6 h y luego precipitó casi por completo cuando el ORP cayó de -30 mV a -150 mV, Ag/AgCl. La extracción de oro final fue del 7%. La Figura 9 muestra la cinética. Parece que el oro se precipitó cuando el ORP disminuyó marcadamente (pH >12 debido a grandes cantidades de NaOH agregado).

[0147] Los perfiles en la Figura 8 y la Figura 9 son similares. A pesar de los altos niveles de tiosulfato en la prueba T2, una parte del oro desapareció de la solución cuando el ORP disminuyó. De manera similar, la fuerte influencia del ORP en el perfil del oro es evidente en los resultados de la prueba T9. Sin limitación teórica alguna, esto indica que el ORP es un factor importante en relación con la estabilidad del oro lixiviado. El ORP es una función de la aparición dependiente del pH y, por consiguiente, los experimentos fueron controlados mediante la modificación del pH, lo que impactó en el ORP.

Ejemplo T4

[0148] En el experimento T4, el pH se mantuvo en 9,3 casi perfectamente utilizando NaOH 5 M. El ORP estuvo entre -30 mV y -20 mV, Ag/AgCl. La prueba T4 generó 16,7 g/L S_2O_3 y lixivió un 72,2% de oro en las 8 horas de tiempo de lixiviación (Figura 34).

Ejemplo T5

[0149] A continuación, el experimento T5 mantuvo un pH alcalino de 8,5 usando solo

carbonato. El ORP se mantuvo en un valor positivo en toda la duración de la prueba, entre 12 mV y 16 mV, Ag/AgCl. La prueba generó 4,5 g/L S_2O_3 y se extrajo un 57,7% de oro durante las 8 h. La cinética de ambas pruebas, T4 y T5, se muestra en la Figura 34. La Figura 10 muestra las dosificaciones de NaOH o Na_2CO_3 y los perfiles de ORP para ambas pruebas, T4 y T5.

[0150]A partir de los datos de la Figura 34, los perfiles de extracción de oro son similares pero más altos en T4, con NaOH usado como modificador del pH. La acumulación lenta de tiosulfato es también evidente en un pH de 9,3, mientras que con un pH de 8,5 mantenido con carbonato, el tiosulfato no se acumula pero se mantiene estable en torno a 4-5 g/L. A partir de los datos de la Figura 10, las tasas de dosificación de sustancia cáustica y de carbonato son lineales. En ambas pruebas, los valores de ORP no bajaron de -30 mV Ag/AgCl y el oro lixiviado no precipitó.

Ejemplo T6

[0151]En la prueba T6 se intentó repetir las condiciones de T4 en una configuración (reactor) diferente. Los perfiles de extracción de oro que se muestran en la Figura.34 coinciden hasta las 6 horas; luego, las curvas de extracción divergen. El oro comenzó a precipitar en la prueba T6. El tiosulfato generado en la prueba T6 fue de 29 g/L en comparación con los 17 g/L S_2O_3 que se formaron en T4 (Figura 34). Lo interesante es que la tasa de incorporación de NaOH en estas dos pruebas fue similar (Figura 11) pero los valores de ORP fueron diferentes. Una concentración más alta de tiosulfato y un ORP más bajo en T6 apuntan a un pH real más alto. Sin limitación alguna, esto podría estar vinculado con un mal funcionamiento de la sonda de pH. La Figura 12 presenta el pH calculado. Según la relación carbonato/bicarbonato, se calculó el pH y después de 2 horas, el intervalo real de pH para la prueba T6 fue de 10,6 a 11,0, mientras que para T4, el pH no excedió 10,2. La diferencia en el pH (entre un pH de 10,2 y un pH de 11) no es significativa si se juzga según una dosificación de NaOH similar, pero parece significativa para el tiosulfato y para la extracción de oro. La Figura 13 presenta la extracción de oro y la concentración de tiosulfato, y la Figura 14 presenta el agregado de NaOH y el ORP.

Ejemplo T3

[0152]El experimento T3 se dividió en dos secciones: una prueba con el reactor más pequeño aprox. (0,5 L) y un agitador de acero. En T3-1, la muestra recién preparada se trató con carbonato 0,4 M y se agregó sustancia cáustica según fuera necesario para mantener un

pH alcalino. La prueba generó más de 30 g/L S_2O_3 en las primeras 3 horas a un pH >10,5 y ORP >-100 mV Ag/AgCl, pero la extracción de oro fue pobre, aprox. 23%. Después de 3,5 h, el pH se mantuvo en 9,5, el ORP fue de aprox. -34 mV Ag/AgCl, la concentración de tiosulfato disminuyó a 16 g/L y la extracción de oro aumentó a aprox. 60%.

5 **[0153]**En la segunda parte, T3-2, el residuo lixiviado y lavado se volvió a lixiviar con carbonato 0,4 M y 20 G/L de tiosulfato de sodio. La Figura 15 muestra la concentración de oro en solución y las variaciones de ORP. La Figura 15 muestra que se extrajo aprox. un 60% de oro con tiosulfato in situ y que solo mejoró levemente a aprox. un 65% con el agregado de tiosulfato en la segunda tanda de lixiviación.

10 Ejemplo T10

[0154]La prueba T10 fue similar a las pruebas anteriores, salvo que la densidad de la pulpa fue del 33%, lo que es más bajo en comparación con otras pruebas (aprox. 40% de densidad de pulpa). La lixiviación de oro se completó a las 6 horas y no hubo más lixiviación de oro en las dos horas siguientes. Los productos de la prueba T10 se filtraron y el residuo se lavó y se secó. El filtrado se trató con NaSH. La solución tratada con NaSH se usó para volver a lixiviar el residuo de T10.T11 lixivió más oro, pero el oro solubilizado no era estable. La cinética de la lixiviación se muestra en la Figura 16. Los resultados de la prueba con NaSH se presentan en la Tabla 2. Los ensayos de los residuos para todos los lotes de prueba se presentan en la Tabla 3. La precipitación del oro con NaSH no fue completa, con 0,055 mg/L de Au que quedaron en solución, incluso a un ORP bajo (-400 mV Ag/AgCl). De manera similar, Cu y Ag tampoco se eliminaron por completo de la solución. No resulta claro el motivo para este comportamiento. En condiciones tan reducidas, los tres metales deberían haber sido eliminados de manera eficiente de la solución.

Tabla 2: Prueba con NaSH sobre el filtrado de T10

Prueba	Volumen mL	NaSH al 20% G	ORP mV	pH	Au mg/L	Ag mg/L	Cu mg/L	S_2O_3 mg/L	S_3O_6 mg/L	S_4O_6 mg/L
Inicio	275	3,18	-188	9,7	0,31	0,69	3,12	15,1	11,1	0,01
20 min	-	-	-471	8,5	-	-	-	-	-	-
40 min	-	-	-428	7,9	-	-	-	-	-	-
60 min	-	-	-406	8,1	-	-	-	-	-	-
Final	291	3,18	-406	8,1	0,055	0,19	0,80	27,5	0,08	0,01

25 **Tabla 3:Ensayos con los residuos de T1-T11**

Sólidos	Elementos de análisis - Porcentaje o g/tonelada
---------	---

	Cu	Au	Ag	S	S(s)
	%	g/t	g/t	%	%
Residuo de T1	0,17	0,57	4,0	18,4	18,2
Residuo de T2	0,17	0,73	3,6	15,9	15,7
Residuo de T3	0,13	0,35	2,2	17,9	17,7
Residuo de T4	0,17	0,37	2,6	15,6	15,4
Residuo de T5	0,16	0,47	2,8	17,1	16,9
Residuo de T6	0,18	0,97	4,9	12,8	12,7
Residuo de T7	0,17	1,05	4,4	16,6	16,5
Residuo de T8	0,16	0,60	3,4	18,7	18,6
Residuo de T10	0,18	0,55	4,30	14,7	-
Residuo de T11	0,18	0,47	6,80	8,73	-

Ejemplo 1.2 - Lixiviación continua con una configuración de 4 reactores

[0155] Cuatro reactores equipados con agitadores verticales recubiertos con resina epoxi se conectaron en serie usando un sistema de bombeo entre etapas. Al comienzo, los cuatro reactores se cargaron con los residuos lixiviados de los lotes de prueba. Se mezcló lechada de alimentación recién preparada en un reactor grande (aprox. 2 L) y se bombeó periódicamente (cada 15 minutos) en el primer reactor. Desde el primer reactor, la lechada se bombeó (cada 15 minutos) al segundo, tercer y cuarto reactor y, por último, a un colector. Se estableció el caudal de la lechada (usando un cilindro medidor) para garantizar 2 horas de tiempo de permanencia en cada reactor (8 horas en total). El colector se colocó sobre una balanza y el peso se monitoreó para calcular la tasa de transferencia real. Cada 8 horas, la lechada transferida al colector se filtró y se volvió a colocar en el colector vacío. Se aplicó una temperatura objetivo (75 °C) mediante dos baños de agua, cada uno de ellos conectado a dos reactores con camisa. Se usó una bomba adicional para bombear la solución de carbonato en el primer reactor a fin de lograr una concentración total de carbonato de 0,3 M. El agregado de la sustancia cáustica se sincronizó con el sistema de control de pH. Cada reactor estaba equipado con medidores de pH y de ORP. Se agregó oxígeno en cada reactor a razón de 0,1 L/min. Se tomaron muestras de las soluciones cada 2 h durante las primeras 8 horas, y luego cada 4 horas. El tiempo de permanencia total fue de 24 horas. En el final, la lechada en cada reactor, en el colector y en la alimentación se filtró, se lavó y se envió para su análisis. El análisis de la solución se realizó en el laboratorio que albergaba los reactores. La Tabla 4 proporciona los valores de ORP para cada reactor. Por lo que parece, los valores de ORP se mantienen entre -40 mV y 12 mV (Ag/AgCl).

Tabla 4: ORP en función del tiempo en cada reactor.

Tiempo	ORP (mV, Ag/AgCl)
--------	-------------------

h	R1	R2	R3	R4
2	-17	-32	-19	-32
4	-20	-40	-22	-25
6	-21	-11	-24	-19
8	-18	-23	-47	-3
12	-31	0,9	5,6	7,7
16	-25	-2,8	0,6	12
20	-4,0	-0,8	1,6	1,3
24	-	-	-	-

[0156] La Tabla 5 muestra el pH medido a una temperatura elevada y a temperatura ambiente. El pH a temperatura ambiente (que aparece a 25 °C) se midió varias semanas después de terminada la prueba. Ciertos cambios posibles en la composición de la solución se reflejan en el cambio del pH.

5 **Tabla 5:** pH en función del tiempo a 75 °C y 25 °C.

Tiempo h	75 °C 25 °C R1		75 °C R2	pH		25 °C	75 °C R4	25 °C
				25 °C	75 °C R3			
2	9,24	8,95	9,10	-	9,10	8,90	9,11	8,04
4	9,26	-	9,10	-	9,11	-	8,80	-
6	9,12	9,01	9,11	9,2	9,14	8,25	9,15	8,27
8	9,21	9,02	9,10	8,93	9,12	8,66	9,13	8,06
12	9,22	-	9,12	9,18	9,14	7,55	9,14	7,38
16	9,22	9,38	9,11	8,51	9,11	7,86	9,10	8,26
20	9,14	8,99	9,12	8,02	9,11	7,90	9,10	-
24	-	8,82	-	8,01	-	7,77	-	8,14

[0157] La Tabla 6 y la Tabla 7 presentan las concentraciones de tiosulfato, tritronato, oro y bicarbonato en función del tiempo en cada reactor. Las concentraciones de carbonato no estuvieron disponibles para la mayor parte de las soluciones y, por lo tanto, no se las incluye en las tablas.

10 **Tabla 6:** Concentraciones de tiosulfato y tritronato en función del tiempo en los reactores.

Tiempo h	R1	S ₂ O ₃ (g/L)		R4	R1	S ₃ O ₆ (g/L)		R4
		R2	R3			R2	R3	

2	4,4	8,0	9,3	6,8	4,9	6,4	9,2	5,2
4	5,2	12,9	12,5	10,5	7,3	10,7	12,9	9,2
6	5,6	11,6	14,5	11,5	8,4	11,8	13,1	14,0
8	6,6	12,6	16,8	14,2	11,0	11,7	12,6	14,1
12	6,8	15,8	16,2	13,0	9,8	17,8	15,3	19,3
16	9,0	11,0	11,8	14,6	8,9	13,7	15,5	15,5
20	8,7	11,7	11,5	14,8	8,6	16,1	16,2	14,1
24	10,3	13,1	12,3	15,8	12,7	16,4	17,1	13,1

Tabla 7: Concentraciones de oro y bicarbonato en los reactores.

Tiempo h	R1	Au (mg/L)		R4	R1	HCO ₃ (M)		R4
		R2	R3			R2	R3	
2	0,12	0,09	0,04	0,08	0,23	-	0,03	0,03
4	0,16	0,14	0,08	0,10	-	-	-	-
6	0,17	0,24	0,17	0,11	0,18	0,20	0,11	0,03
8	0,20	0,27	0,21	0,19	0,19	0,16	0,13	0,07
12	0,19	0,27	0,33	0,26	-	0,19	0,05	0,06
16	0,22	0,28	0,34	0,27	0,23	0,21	0,13	0,10
20	0,22	0,30	0,33	0,30	0,16	0,15	0,13	-
24	0,26	0,29	0,34	0,29	0,25	0,13	0,10	0,15

[0158]La Figura 17 muestra el perfil de extracción de oro, incluidos los compuestos (en los colectores) de 0 a 8 horas, de 8 a 16 horas y de 16 a 24 horas. Durante las primeras 8 horas, las extracciones son las más bajas; esto se debe a que los puntos representan la relxivación de los residuos colocados en los reactores al comienzo de la prueba. La extracción de oro calculada para un compuesto de 0 a 8 horas (triángulo rotulado) fue de 24,5%. De manera ideal, las extracciones para los otros dos compuestos debería haber sido igual, pero este no fue el caso. De 8 a 16 horas (triángulo rotulado) la extracción de oro fue de 37,3%, y de 16 a 24 horas (triángulo rotulado) fue de 43,8%.

Tabla 8: Ensayos de cabeza y residuo en los reactores en serie.

Sólidos	Elementos de análisis - Porcentaje o g/tonelada				
	Cu	Au	Ag	S	S(s)

	%	g/t	g/t	%	%
Alimentación 1 (residuo lixiviado comp.)	0,17	0,89	4,1	16,1	16,0
Alimentación 2 (relave de flotación recién preparado)	0,15	1,34	5,5	23,6	23,4
CON 1 Comp 1 (0-8 h)	0,16	0,66	3,5	13,9	13,6
CON 1 Comp 2 (8-16 h)	0,16	0,79	4,6	14,2	14,0
CON 1 Comp 3 (16-24 h)	0,13	0,76	4,1	15,7	15,5
Reactor 1 (24 h)	0,17	0,98	5,3	20,1	19,9
Reactor 2 (24 h)	0,16	0,78	5,1	18,3	18,0
Reactor 3 (24 h)	0,18	0,58	4,4	17,5	17,2
Reactor 4 (24 h)	0,17	0,95	5,4	16,1	15,8

[0159]A partir de los datos de la Tabla 8, es evidente que se lixivió cierta cantidad de oro, pero la extracción no fue como se esperaba. Sin limitación teórica alguna, el motivo podría haber sido una agitación deficiente utilizando impulsores revestidos con resina epoxi y, en consecuencia, algunos de los sólidos no se suspendieron apropiadamente en el reactor. La tendencia de una menor extracción con la misma configuración usada en una disposición en serie indicó lo mismo. En general, la prueba que utilizó cuatro reactores en serie generó tiosulfato continuamente con un tiempo de retención de 8 horas y lixivió aprox. 45% de oro con el tiosulfato generado in situ.

10 Ejemplo 1.4 - Conclusiones extraídas de los ejemplos 1.1 a 1.3

[0160]Según los resultados de la prueba T1, un pH neutro de 7 y un ORP alto correspondiente de >100 mV (Ag/AgCl) provoca la descomposición de tiosulfato y la precipitación de oro. Un alto pH (>10,5) y un bajo ORP (<-80 mV, Ag/AgCl) estabiliza el tiosulfato pero precipita el oro, como puede verse en las pruebas T2 y T9. Un buen control del pH alrededor de 9,3 y un ORP alrededor de -20 mV a -30 mV (Ag/AgCl) proporciona una lixiviación de oro en aumento constante y más de un 70% de extracción de oro en 9 h (T4). El tiosulfato producido a partir de sulfuros a un pH de 9,3 con el agregado de NaOH estuvo entre 10 y 16 g/L. Mantener el pH a 8,5 (T5) con carbonatos (sin NaOH) generó aproximadamente 4 a 5 g/L S₂O₃ y la lixiviación de oro en función del tiempo alcanzó una extracción del 58% en 8 h. La disminución gradual del ORP (con la acumulación de grandes cantidades de tiosulfato)

en T6 resultó en la precipitación de oro cuando el ORP bajó a más de -40 mV. Una alta concentración de tiosulfato y la aparición de carbonato en esta prueba apunta a un monitoreo incorrecto del pH en la prueba. El pH real debe haber estado por encima de 10,5 según la aparición de carbonato. Por lo tanto, esta prueba no repitió las condiciones utilizadas en T4.

5 Sin limitación alguna, la pérdida de oro a un bajo ORP podría atribuirse a los sulfuros contenidos en los sólidos o el componente de hierro en el impulsor (como metal reductor). El agitador de acero inoxidable se reemplazó con isopreno en la prueba T7. Sin limitación teórica alguna, el isopreno puede haber promovido la oxidación del tiosulfato a tritionato. La prueba se realizó a temperatura ambiente y la extracción final de oro fue de solo el 17%. En la prueba

10 T8, el agitador de acero inoxidable se recubrió con resina epoxi. La extracción de oro fue menor, aprox. 51% en comparación con un 72% de extracción de oro en T4. Es posible que la agitación no haya sido adecuada con el impulsor recubierto con resina epoxi. Una lixiviación de dos etapas (T3 y T10-11) indicó que puede extraerse un 5% adicional de oro de los residuos lixivados usando una solución recién preparada de tiosulfato de sodio o una solución tratada

15 con NaSH, regenerada a partir del tiosulfato de la solución lixiviada. Ambas pruebas revelaron aprox. 60% de extracción de oro en la lixiviación de la etapa 1 con tiosulfato in situ y una extracción adicional del 5% en la lixiviación de la etapa dos. La configuración continua de 4 reactores con impulsores revestidos en resina epoxi demostró el potencial de extracción de aprox. 44% de oro en 8 horas y la generación de aprox. 14 a 16 g/L S_2O_3 . El pH y el ORP y

20 los perfiles de concentración de tiosulfato estuvieron bien controlados en la prueba continua.

Ejemplo 2.0 – Productos y métodos de flotación analizados

Se usó un producto de flotación (remolido $P_{80} = 15 \mu m$). Los elementos clave contenidos en esta muestra fueron: 1,75 g/t Au, 8 g/t Ag, 0,14% Cu y 32% S^{2-} . El objetivo del programa de investigación era estudiar la lixiviación de oro mediante el tiosulfato generado in

25 situ en soluciones amortiguadas con carbonato. La cianuración directa de este material (a una densidad de pulpa del 33%) logró (en 24 horas) una extracción de oro aproximada del 68% (o aprox. 0,5 mg/L Au) y una extracción de plata aproximada del 74% (o aprox. 2-3 mg/L Ag). Los consumos de cianuro informados fueron, en promedio, 3 Kg/t de concentrado. El consumo de cal en la cianuración fue de aprox. 6,3 kg/t de concentrado. El cobre medido en la solución

30 de lixiviación estuvo en el intervalo de aproximadamente 240-440 mg/L. Concentraciones relativamente altas de cobre en la solución de lixiviación inciden en el consumo de cianuro y, potencialmente, en el costo del tratamiento del agua de proceso.

[0161] Las pruebas en este Ejemplo se enfocaron en el proceso de lixiviación de oro

sin cianuro usando tiosulfato. El tratamiento del mismo concentrado a una densidad de pulpa del 50%, 93 °C, a un caudal de 0,1 L/min oxígeno, 40 kg/t Na₂CO₃ y 5-30 kg/t NaOH durante 10 h produjo aprox. 20-30 g/L S₂O₃ y extrajo aprox. 52-56% Au (aprox. 0,8-1,1 mg/L Au) y 31-34% Ag (1,5-3,3 mg/L Ag). El oro, la plata y el cobre extraídos se precipitaron con NaSH. Los residuos lavados (con agua desionizada) se lixiviaron con cianuro y tiosulfato de calcio. Las extracciones de oro generales fueron aprox. del 61-67% cuando se usó cianuro para volver a lixiviar los residuos de carbonato, y aprox. 59% con el tiosulfato de calcio.

[0162]El programa se diseñó para investigar el efecto de la concentración de carbonato sobre la generación de tiosulfato y la lixiviación de oro. Además, se examinó brevemente la función de la sustancia cáustica y el hidróxido de calcio como reemplazo de la sustancia cáustica. Todos los experimentos se realizaron en un recipiente con agitación vertical. La temperatura de lixiviación se mantuvo usando un manto a temperatura controlada. Durante la lixiviación, se tomaron muestras de cinética en intervalos temporales y se las analizó para determinar el oro con un método de extracción por solvente seguido de [un análisis de] absorción atómica (AA). Las tiosales se determinaron por cromatografía de intercambio iónico (IC). El cianuro se determinó por titulación con nitrato de plata. Los carbonatos se determinaron por el método de titulación con ácido. Los sólidos se filtraron, lavaron, secaron y enviaron a laboratorios externos para su análisis.

Ejemplo 2.1 - Efecto de la dosificación de carbonato

[0163]La primera serie de experimentos se diseñó para investigar el efecto de la concentración de carbonato sobre la generación de tiosulfato y la cinética de la lixiviación de oro. Para cada prueba, la muestra de alimentación se mezcló con una solución de carbonato a 900 rpm. La pulpa se calentó y el tiempos de reacción se fijó en cero cuando la temperatura alcanzó los 93 °C. El tiempo de reacción fue de 8 horas. La Tabla 9 resume las condiciones de las pruebas y los resultados. La Figura 18 presenta la composición final de la solución (8 horas) y las extracciones de oro.

Tabla 9: Efecto del carbonato de sodio.

ID de la prueba	Sólidos %	Condiciones Na ₂ CO ₃	Consumo		pH	Solución final			Au mg/L	Ext. Au %	Res. Au g/t	Cabeza Au g/t	Lixiviación res. por NaCN			Final Ext. Au %
			Na ₂ CO ₃	NaOH kg/t		CO ₃ M	HCO ₃	S ₂ O ₃ g/L					Au mg/	Ext. Au	Au res.	

		kg/t	M	kg/t	%				M						L	%	g/t	
NaTS 1	50	40	0,38	31	76	22	6,7	0,00	0,01	16,7	0,97	47,9	0,83	1,67	0,16	27,8	0,59	61,3
NaTS 2	44	90	0,68	40	44	18	10,6	0,23	0,04	35,3	0,57	39,3	1,07	1,62	0,29	42,0	0,58	65,2
NaTS 3	44	120	0,91	19	16	49	9,9	0,42	0,29	41,6	0,47	39,4	1,00	1,51	0,25	39,3	0,58	64,3
NaTS 4	44	160	1,10	0	0	0	11,7	1,25	0,00	21,7	0,05	2,94	1,66	1,57	0,58	53,4	0,75	57,6
NaTS 5	44	200	1,51	22	11	37	10,2	0,95	0,37	41,4	0,25	18,2	1,42	1,59	0,51	55,7	0,59	64,8

[0164]A partir de los datos de la Figura 18, la máxima extracción de oro, aprox. 48%, se logró con la mínima dosificación de carbonato, 40 g/kg, y la mínima extracción de oro, aprox. 3%, con una de las máximas dosificaciones de Na₂CO₃, 160 kg/t. Cuando se agregó la dosificación total de carbonato de 200 kg/t (NaTS 5) (en cinco incrementos iguales) durante las cinco horas iniciales, la extracción de oro mejoró del 3% (a 160 kg/t CO₃) a aprox. 18%. Otras dos pruebas con dosificaciones medias de carbonato (90 kg/t y 120 kg/t de Na₂CO₃) lograron extracciones de oro de aprox. 39%.

[0165]En todas las cinco pruebas, la acumulación de tiosulfato en función del tiempo continuó hasta el final del tiempo de permanencia, excepto en la prueba NaTS 1 (Figura 19). En la prueba NaTS 1, la concentración de tiosulfato llegó a su punto máximo, aprox. 30 g/L S₂O₃ después de 4 horas y a un pH aprox. 9. Aproximadamente la mitad del S₂O₃ se descompuso cuando el pH cayó a 7 después de 8 horas. Esta prueba utilizó la dosificación más baja de carbonato, aprox. 40 kg/t, la que se consumió casi por completo porque hacia el final de la prueba las concentraciones de carbonato estaban por debajo del límite de detección (<0,01 M).

[0166]La Figura 20 muestra los cambios en el pH en función del tiempo. La menor cantidad de tiosulfato se generó con el pH más alto (solución fuerte de carbonato >1 M CO₃) en NaTS 4. Por lo tanto, una alta dosificación de carbonatos impide la generación de tiosulfato y la extracción de oro. En NaTS 1, aproximadamente el 80% del agregado de 40 kg/t de carbonatos se consumió (Figura 21) en dos horas y no quedó casi nada hacia el final de la prueba, lo que provocó la caída del pH y la descomposición del tiosulfato, pero la extracción del oro (aprox. 48%) fue la máxima entre las otras cuatro pruebas. En NaTS 5, la dosificación de carbonato de 40 kg/t se agregó en incrementos durante 5 horas, lo que produjo un pH aprox.

10 relativamente estable, una concentración de carbonato aprox. 1 m a 5 horas y la acumulación constante de tiosulfato, pero el oro extraído fue escaso (aprox. 18%).

5 **[0167]**Se analizó la cinética de los sólidos para el oro en la prueba NaTS 1, lo que se graficó en la Figura 22 junto con las extracciones calculadas de oro y el perfil de tiosulfato. La ley del oro a partir de 1,67 g/t Au inicial disminuyó casi linealmente a 0,83 g/t Au en 8 horas. La generación de tiosulfato in situ se detuvo a las 4 h y comenzó a desaparecer, pero todavía fue suficiente para mantener la reacción de lixiviación de oro. De hecho, el oro lixiviado fue estable en esta solución (el análisis del 28 de mayo arrojó 0,97 mg/L y un nuevo valor de análisis del 12 de julio fue de 0,99 mg/L Au) en más de 45 días de almacenamiento en heladera (8 °C).

15 **[0168]**Los residuos de las cinco pruebas NaTS se volvieron a lixiviar con cianuro. Los resultados se muestran en la Tabla 10. El oro libre remanente se recuperó con cianuro y la extracción general de oro aumentó entre el 58% y el 65%. El tratamiento con carbonato en caliente produjo tiosulfato a partir de sulfuros correspondientes a aprox. 3 a 7% (Tabla 11) de oxidación de estos sulfuros. La Tabla 11 muestra la composición de la solución en lo que respecta a carbonatos, tiosales y oro.

Tabla 10: Análisis de los residuos de las pruebas NaTS 1 a 5.

ID de la prueba	Cu %	Au g/t	Ag g/t	S ²⁻ %	S (total) %
Alimentación	0,140	1,75	8	32,0	
NaTS1-Residuo	0,130	0,83	5,6	24,8	28,8
CN1-Residuo	0,043	0,59	2,9		
NaTS2-Residuo	0,118	1,07	4,4	26,2	27,4
CN2-Residuo	0,049	0,58	2,9		
NaTS3-Residuo	0,117	1,00	4,4	25,6	26,1
CN3-Residuo	0,043	0,58	2,1		
NaTS4-Residuo	0,132	1,66	6,2	28,5	28,9
CN4-Residuo	0,043	0,75	2,4		
NaTS5-Residuo	0,126	1,42	5,5	26,6	27,0
CN5-Residuo	0,043	0,59	3,1		

Tabla 11: Composición final de las soluciones para las pruebas NaTS 1 a 5.

ID de la prueba	pH	CO ₃ M	Solución final			S ₄ O ₆ g/L	Au mg/L
			HCO ₃ M	S ₂ O ₃ g/L	S ₃ O ₆ g/L		
NaTS 1	6,7	0,00	0,01	16,7	12,7	4,54	0,97

NaTS 2	10,6	0,23	0,04	35,3	1,64	0,00	0,57
NaTS 3	9,9	0,42	0,29	41,6	3,71	0,00	0,47
NaTS 4	11,7	1,25	0,00	21,7	0,31	0,87	0,05
NaTS 5	10,2	0,95	0,37	41,4	1,39	0,02	0,25

[0169] La Tabla 12 combina los resultados de tres pruebas efectuadas a una dosificación de carbonato de 40 kg/t. Los consumos de carbonato fueron similares, 29-31 kg/t, en las pruebas NaTS 1 y NaTS 7, pero en NaTS 9 fue mucho menor, aprox. 5 Kg/t, porque el pH se controló mejor con el agregado de NaOH. El consumo de NaOH estuvo en el margen de 22-44 kg/t. Las extracciones de oro y los perfiles de tiosulfato se muestran en la Figura 33.

Tabla 12: Lixiviación de oro a una dosificación de carbonato de 40 kg/t.

ID de la prueba	Densidad de la pulpa %	T °C	pH	Tiempo h	Condiciones Na ₂ CO ₃ kg/t	Condiciones Na ₂ CO ₃ M	Consumo Na ₂ CO ₃ kg/t	Consumo Na ₂ CO ₃ %	NaOH kg/t	pH	HC CO ₃ O ₃ M	S ₂ O ₃ g/L	Au mg/L	Ext. Au %	Res. Au g/t	Cabeza Au g/t	Lixiviación res. por NaCN TS Au mg/L	Ext. Au %	Au al res. g/t	Final Ext. Au %
NaTS 1	50	93	11,0	8	40	0,38	31	76	77	6,7	0,00	16,7	0,97	47,9	0,83	1,67	0,16	27,8	0,59	61,3
NaTS 7	50			10	40	0,38	29	71	43	7,9	0,01	18,8	1,07	56,0	0,65	1,48	0,12	24,9	0,52	67,3
NaTS 9	50			10	40	0,37	5	12	44	9,3	0,01*	31,8	0,82	51,7	0,74	1,53	0,13	25,1	0,50	62,6
																	<0,05	17,5	0,53	59,1

[0170] En la prueba NaTS 1, la extracción de oro es casi lineal durante 8 horas, a pesar de la variación en las concentraciones de tiosulfato (Figura 33) y de los pH (Figura 23). La concentración de tiosulfato se vio considerablemente influenciada por el pH. Inicialmente, el tiosulfato se acumulaba a un pH >8, pero comenzó a descomponerse lentamente de las 4 a las 6 horas, y abruptamente hacia el final de la prueba, después de que el pH cayó por debajo de 7. El agregado de NaOH igualó la formación de bicarbonato (a una relación molar 1:1) para regenerar el carbonato consumido por la acidez, pero no sirvió de ayuda porque los bicarbonatos también se vieron afectados; sin limitación teórica alguna, esto posiblemente se haya debido a la elevada temperatura.

[0171] Las condiciones de prueba de NaTS 7 fueron similares, salvo que el agregado de sustancia cáustica igualó al bicarbonato inicialmente hasta 2 horas, pero luego se agregó aleatoriamente y a dosificaciones más altas en comparación con NaTS 1 para mantener el medio alcalino. La concentración de tiosulfato no aumentó; después de 2 horas, varió entre 15-22 g/L S₂O₃. La extracción de oro fue rápida, aprox. 40% a las 2 horas y aumentó a 56% a las 10 horas.

[0172] La prueba NaTS 9 usó la misma dosificación inicial de NaOH (1 hora) y luego se agregó a un ritmo de aprox. 4 g NaOH por kilo de alimentación por hora (Figura 24). El pH en esta prueba no cayó por debajo de 9 y la concentración de tiosulfato alcanzó aprox. 30 g/L a las 4 horas, permaneciendo relativamente estable. De manera similar, la extracción de oro alcanzó su punto máximo a las 4 horas y se mantuvo casi en el mismo nivel durante el resto de la prueba.

[0173] La relixiviación de los residuos con cianuro mejoró la extracción de oro y se presenta en la Tabla 13. El total de oro lixiviado varió entre el 61 y el 67%. Además, una parte del residuo de NaTS 9 se lixivió con tiosulfato de calcio (lo que se presenta en la misma tabla), con una extracción general de oro igual al 59,1%.

Tabla 13: Composición final de las soluciones para las pruebas NaTS 1, 7 y 9.

ID de la prueba	pH	CO ₃ M	Solución final			S ₄ O ₆ g/L	Au mg/L
			HCO ₃ M	S ₂ O ₃ g/L	S ₃ O ₆ g/L		
NaTS 1	6,7	0,00	0,01	16,7	12,7	4,54	0,97
NaTS 7	7,9	0,00	0,01	18,8	4,78	0,84	1,07
NaTS 9	9,3	0,01	0,32	31,8	1,48	0,11	0,82

Ejemplo 2.2 - Cal como reemplazo de la sustancia cáustica

[0174] Se efectuó una sola prueba con cal y carbonatos. Los resultados de esta prueba (CaTS1) se comparan con los de NaTS 1 en la Tabla 14.

Tabla 14: Comparación entre cal y la sustancia cáustica.

ID de la prueba	Densidad de la pulpa %	Tiempo h	Condiciones Na ₂ CO ₃ kg/t	Condiciones Na ₂ CO ₃ M	Consumo Na ₂ CO ₃ kg/t	NaOH kg/t	CaO kg/t	pH	Solución final CO ₃ M	HCO ₃ M	S ₂ O ₃ g/L	Au mg/L	Ext. Au %	Res. Au g/t	Cabeza Au g/t	Lixiviación res. por NaCN o Ts Au mg/L	Ext. Au %	Au res. g/t	Final Ext. Au %
NaTS 1	50	8	40	0,38	31	22	-	6,7	0,00	0,01	16,7	0,97	47,9	0,83	1,67	0,16	27,8	0,59	61,3
CaTS1	50	8	40	0,38	61	-	25	10,2	0,00	0,01	27,9	1,20	40,3	0,82	1,41	-	-	-	-

[0175] La prueba CaTS1 muestra que puede usarse cal para mantener el pH alcalino, pero más del 90% del volumen de la solución fue retenido por la pulpa (posiblemente por el

yeso) y el peso de los sólidos (secados durante 48 horas a 60 °C) aumentó en un 2,5% en comparación con el peso inicial. Por lo demás, los resultados de la prueba CaTS1 en lo que respecta a la extracción de oro son similares a los de NaTS.

Ejemplo 2.3 - Recuperación de oro mediante NaSH

- 5 **[0176]** Diversas muestras de solución de lixiviado con NaTS se almacenaron en un heladera a 8 °C. Las muestras de la solución se volvieron a analizar y sus resultados se presentan en la Tabla 15. La Tabla 16 muestra los valores analíticos y calculados (según volúmenes y sus análisis correspondientes) para esta muestra compuesta. La buena concordancia entre los valores calculados y medidos también confirma la naturaleza estable
- 10 del tiosulfato de oro en esta solución de lixiviado.

Tabla 15: Estabilidad del oro lixiviado.

Ensayos originales					Solución envejecida	
ID de la prueba		Fecha	Volumen (mL)	Au (mg/L)	Fecha	Au (mg/L)
NaTS	1	28 de mayo	47,17	0,97	12/7/2018	0,99
NaTS	2	17 de mayo	217,0	0,57	12/7/2018	0,57
NaTS	3	13 de mayo	304,1	0,47		
NaTS	5	30 de mayo	142,0	0,25		
NaTS	7	20 de junio	79,42	1,07	12/7/2018	1,13

Tabla 16: Valores totales calculados y analíticos - Muestra compuesta.

Compuesto			
ID de la prueba		Volumen (mL)	Au (mg/L)
NaTS	1		
NaTS	2	186,99	0,57
NaTS	3	304,06	0,47
NaTS	5	141,98	0,25
NaTS	7	49,42	1,07
Total (calculado)		682,5	0,49
Analizado	12 de julio de 2018	682,5	0,47

[0177] Se realizaron pruebas de precipitación en dos muestras diferentes: la muestra compuesta y la solución de lixiviación NaTS 9. El resumen se presenta en la Tabla 17.

- 15 **Tabla 17:** Resumen de las pruebas de precipitación con NaSH.

ID de la prueba	Condiciones Volumen L	pH	NaSH g/L	Au mg/L	Ag mg/L	Ensayos Cu . mg/L	S2O3 mg/L	S3O6 mg/L	S4O6 mg/L
-----------------	-----------------------	----	----------	---------	---------	-------------------	-----------	-----------	-----------

Comp. NaTS									
Inicial	500	8,88	0,72	0,47	-	-	37.452	1652	48
Inicial (ajustado)	653			0,36			28.696	1266	37
Final	653	8,61		0,00	-	-	31.696	768	8
NaSH9									
Inicial	176	9,34	0,62	0,82	1,47	146	31.772	1480	112
Final	180	83		<0,05	<0,025	0,25	32.936	1108	112

[0178] A partir de los valores de la Tabla 17, el oro y la plata fueron precipitados por completo por los sulfuros. La eliminación del cobre fue superior al 99%. La dosificación de NaSH se basó en las concentraciones iniciales de tritronato y tetratronato (moles de NaSH agregados = moles de S_3O_6 + moles de S_4O_6). Se preveía que el NaSH reaccionaría con estas dos especies y las convertiría en tiosulfato. Aunque parece haber una tendencia de mayor tiosulfato en NaSH en las soluciones tratadas para ambas pruebas (el compuesto inicial de NaTS ajustado tiene en cuenta los cambios en las concentraciones debido a una dilución provocada por el agregado de ácido, lo que no se ve en la tabla), pero el efecto fue insignificante.

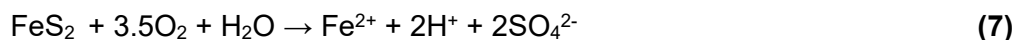
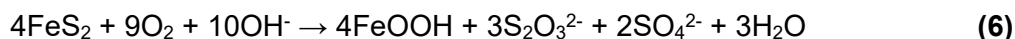
10 Ejemplo 2.4 - Estabilidad de las tiosales, consumo de oxígeno y alcalinidad total

[0179] Algunas soluciones almacenadas se volvieron a analizar en busca de tiosulfato, tritronato, tetratronato y sulfatos. Los datos se presentan en la Tabla 18. La composición de estas soluciones era similar.

Tabla 18: Solución envejecida y analizada nuevamente en busca de tiosales y sulfatos.

ID de la prueba	S2O3 g/L	Ensayos originales			Valor de los nuevos ensayos (17 de octubre)			
		S ₃ O ₆ g/L	S ₄ O ₆ g/L	SO ₄ g/L	S2O3 g/L	S ₃ O ₆ g/L	S ₄ O ₆ g/L	SO ₄ g/L
NaTS 4 (25 de mayo)	21,7	0,31	0,87	-	21,1	0,81	0,07	19,8
NaTS 6 (14 de junio)	35,9	1,93	0,06	-	35,1	0,82	0,06	13,6
NaTS 9 (2 de agosto)	31,8	1,48	0,11	-	-	-	-	-
NaSH9 (2 de agosto)	32,9	1,11	0,11	-	32,6	0,48	0,16	115

[0180]Suponiendo que las reacciones de oxidación de la piritas son:



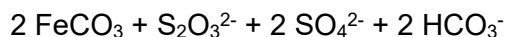
Según la estequiometría de estas reacciones, se calculó el consumo de oxígeno y el % de S^{2-} a partir de tiosulfato y sulfato. Los valores de oxidación también se calcularon a partir de los ensayos de sulfuro en la alimentación y el residuo y se compararon con los valores basados en la especie de azufre en solución, lo que se presenta en la Tabla 19.

Tabla 19: oxidación de sulfuro estimada según ensayos de sólidos y especies de azufre en solución y consumo de oxígeno.

ID de prueba	Reactivos			Composición de la solución							O ₂ cons.	mole s S ²⁻ oxid. calc.	% oxidación S ²⁻	Alimentación			Residuos		% oxidación S ²⁻		
	CO ³	NaOH	OH (total)	CO ³	HCO ³	Vol.	S ² O ³	S ³ O ⁶	S ⁴ O ⁶	SO ⁴				S ²⁻	g	%	mole s	%		mole s	
	mole s	mole s	mole s	mole s	mole s	L	mole s	mole s	mole s	mole s				mole s							
NaTS 4	1,10	0,00	1,10	0,66	0,00	529	0,10	0,00	0,00	0,11	0,30	0,31	7,7	400	32	4,0	28,5	3,6	11		
NaTS 6	0,40	0,63	1,04	0,17	0,09	783	0,25	0,00	0,00	0,11	0,74	0,65	16								
NaTSI	0,38	0,20	0,59	0,00	0,01	381	0,06	0,01	0,00	0,07	0,22	0,18	4,5						24,8	3,1	23
NaTS 7	0,38	0,42	0,80	0,00	0,01	420	0,07	0,01	0,00	0,05	0,21	0,19	4,7						27,5	3,4	14
NaTS 9	0,37	0,42	0,80	0,00	0,13	409	0,12	0,00	0,00	0,49	1,07	0,73	18						27,7	3,5	13
							Según conversión de S2O3					Consumo de oxígeno por esteq. R1 y 2									
							Según ensayos de solución de NaSH														

En medio de carbonato, las reacciones producen carbonato de hierro insoluble y si precipitara sobre una superficie de partícula, podría impedir la reacción de oxidación de sulfuro y la posterior generación de tiosulfato.





Ejemplo 2.5. Conclusiones por extraer de los Ejemplos 2.1 a 2.5

De este trabajo puede extraerse la siguiente conclusión:

La generación de tiosulfato y la lixiviación de oro fueron sensibles a la dosis de carbonato.

- 5 El oro lixiviado y el tiosulfato mostraron una estabilidad superior en la solución de carbonato mantenida a 8 °C durante varios meses.

Para mantener el pH alcalino durante el tratamiento con carbonato caliente puede usarse cal, pero el volumen de la solución de lixiviación se perdió en la pulpa cuando se comparan los volúmenes con pruebas cáusticas.

- 10 El oro lixiviado, la plata y el cobre precipitaron correctamente con NaSH al pH de lixiviado natural.

Ejemplo 3.0. Análisis adicional de las condiciones de lixiviación con tiosulfato y recuperación de metales de valor

- Mezcla de depósitos de Mitchell y Kerr.** La muestra contenía ~1 g/t de Au y 20% de S. Según un informe de laboratorio de terceros, la muestra contenía ~63% de oro soluble en cianuro. Las pruebas de lixiviación con tiosulfato de calcio y amonio extrajeron ~72% a 76% del oro en 8 h. Sin embargo, el tiosulfato (0,2 M) que se añadió en la lixiviación se consumió casi completamente (95%) en tiosulfato de amonio y más de la mitad (60%) en la prueba con tiosulfato de calcio. Se observó que parte del oro lixiviado para volver a realizar precipitación cuando la concentración de tiosulfato disminuía por debajo de <1 g/L de S_2O_3 . El oro precipitado se volvió a lixiviar con la adición de tiosulfato nuevo. Estas pruebas usaron temperatura elevada (50 °C), burbujeo de oxígeno y pH ~9 a 10. Para comprobar la viabilidad de la producción de tiosulfato a partir de sulfuros contenidos en la muestra del producto de flotación de la alimentación, se realizó una prueba a una sobrepresión de oxígeno de 30 psig, 80 °C y pH mantenido con la adición gota a gota de NaOH. Desafortunadamente, la velocidad de adición de NaOH fue mayor que la producción de ácido a partir de sulfuros, lo que dio lugar a un pH >11. Debido a un pH tal alto, la lixiviación de oro fue deficiente, aproximadamente 23,5%, a pesar de las concentraciones altas de tiosulfato (aprox. 0,23 M de S_2O_3 generados durante 10 h). Esta prueba mostró que el tiosulfato puede producirse a una velocidad

aproximada de 3 g/L/h a partir de esta muestra en las condiciones de ensayo aplicadas.

Subproducto de flotación que representa el depósito de Mitchell. Esta muestra fue de ley relativamente alta, 1,6 g/t de Au y 32% de S. El oro soluble en cianuro fue 50,7% (de informes externos de laboratorio). La prueba con tiosulfato de calcio 0,2 M (CaTS6) obtuvo un mejor resultado de 52,7% de extracción de oro a 20% de densidad de pulpa con un preacondicionamiento prolongado (3,5 h) con cal antes de la lixiviación. No hay datos sobre la descomposición del tiosulfato durante la lixiviación para esta prueba, pero se comprobó que el preacondicionamiento con cal y oxígeno añadido produjo 1,5 g/L de S_2O_3 . Una mayor densidad de pulpa de 33% y un preacondicionamiento corto (1 h) extrajeron menos oro, aprox. 42 a 43% (CaTS1 y NaTS1).

Las pruebas con tiosulfato *in situ* (Cond 5 y Cond 6) se realizaron a presión atmosférica con oxígeno añadido a 0,1 L/min y 95 °C. Una muestra seca de 400 g se mezcló con 20 g de carbonato de sodio y una lechada preparada con la adición de 500 mL de agua. Esto correspondió a un 44,4% de sólidos y 50 g de Na_2CO_3 por kg de alimentación. El pH se ajustó a 11 con 2 g de NaOH (4,7 g/kg de alimentación). Después de 1 h, el pH cayó entre 8 y 9 y debió añadirse más carbonato para mantener el pH en este intervalo. La duración del ensayo fue 5 a 6 h y la dosis total de carbonato de sodio usada fue 82,5 g/kg a 87,5 g/kg de alimentación. Debido a la diferencia en la velocidad de adición de carbonato, dos pruebas produjeron diferentes perfiles de concentración de tiosulfato, pero, a pesar de esta diferencia, las extracciones de oro fueron similares ~47,4% y 49,5%. Estas pruebas produjeron 7 g/L a 13 g/L de S_2O_3 que al final de la prueba disminuyó a 1,3 g/L en una prueba y 5 g/L en otra prueba, sin afectar la estabilidad del oro lixiviado. Por medio de estas pruebas se mostró que el tiosulfato puede producirse *in situ* en condiciones atmosféricas y lixiviar el oro a concentraciones similares a las observadas con cianuro (informe de terceros).

Se llevaron a cabo más pruebas de lixiviación con tiosulfato *in situ* en un subproducto de flotación diferente que también representaba el depósito de Mitchell. Esta muestra contenía 1,75 g/t de Au y 32% de S y 68,1% de oro soluble en cianuro (informe ALS). Se llevó a cabo una serie de ensayos a dosis iniciales de carbonato de 40 (NaTS1), 90, 120, 160 y 200 kg/t. La mejor extracción de oro de 47,9% se observó con la dosis más baja de carbonato. Sin embargo, cabe señalar que solo esta prueba (NaTS1) se realizó a ~pH 9. Otras pruebas con mayor cantidad de carbonato se realizaron a pH >9. En general, estas pruebas mostraron que el tiosulfato puede generarse en altas cantidades de hasta 30 g/L de S_2O_3 a pH 9, pero el problema radicó en mantener este pH durante la lixiviación.

La prueba de carbonato de 40 kg/t (NaTS1) se repitió dos veces, en las que se empleó un régimen de adición de NaOH ligeramente diferente y un tiempo de reacción prolongado de 8 h a 10h. La prueba (NaTS9) mostró 55,3% de extracción de oro (oro residual en sólidos 0,74 g/t) y otra prueba, la NaTS7, dio ~65% de extracción de oro (0,65 g/t de Au en el residuo).

5 Los resultados no se reprodujeron con exactitud; por lo tanto, la reproducibilidad aún es difícil en estas pruebas y se determinó que para lograr reproducibilidad es importante el control cuidadoso de los parámetros de reacción.

Un subproducto de flotación diferente todavía basado en el depósito de Mitchell contenía 1,34 g/t de Au y 23,4% de S. El oro soluble en cianuro de esta muestra fue 71,5% (informe de terceros). De una serie de pruebas con tiosulfato *in situ*, solo una prueba (T4) logró la extracción de oro de 72,1% compatible con cianuro. Tres pruebas (T4-Au, T6-Au, T10-Au) realizadas en condiciones similares mostraron similar cinética inicial de lixiviación de oro, pero obtuvieron resultados finales diferentes. Aproximadamente 0,5 unidades de diferencia en pH, tiosulfato estabilizado y acumulado dieron lugar a un ORP progresivamente negativo (T6-Au) y consecuentemente a la pérdida de oro lixiviado. Una vez más, la reproducibilidad fue deficiente debido a evidentes desviaciones en las condiciones de prueba.

10

15

Subproducto de flotación que representa el depósito de Iron Cap. Esta muestra fue un subproducto de flotación de baja ley que contenía oro (0,82 g/t de Au) y sulfuro (11,2% de S). El oro lixiviado mediante cianuro de esta muestra fue 36,3% (informe de terceros). La lixiviación de oro con tiosulfato añadido (IC-Ex 4 e IC-Ex 6) a 50 °C logró 19% a 22% de extracción de oro durante 12 h de lixiviación. Las pruebas de lixiviación con tiosulfato *in situ* realizadas a diversas temperaturas indicaron que las más alta de 91 °C produjo más tiosulfato y lixivió más oro en comparación con las pruebas a temperaturas más bajas. A 91 °C, con tiosulfato *in situ* se lixivió 36% a 37% de oro en 6 horas y este resultado fue comparable con la lixiviación con cianuro.

20

25

La reproducibilidad del desempeño del lixiviado fue mucho mejor para este subproducto de flotación de bajo sulfuro. Los datos de cuatro pruebas (IC-Ex. 7, 8, 12, 13) muestran que las cinéticas de lixiviación de oro son similares. También, en este ejemplo se usó un concentrado de flotación de cobre-oro (producido a partir del mismo depósito de Iron Cap) para precipitar el oro y el cobre de la solución de lixiviación. La mezcla de este concentrado (10 g de concentrado/L) con solución de lixiviación con tiosulfato y rociado de argón para limitar el ingreso de aire, eliminó el oro y el cobre. La concentración de tiosulfato aumentó ligeramente durante la precipitación. También se observó un aumento del pH.

30

Inicialmente, se realizaron pruebas de precipitación en soluciones sintéticas de tiosulfato con y sin tiosulfato de oro. El experimento con solución de tiosulfato libre (T3, no se muestran los datos en las tablas) dio lugar a la disolución nula de oro del concentrado con rociado de argón (eliminación de oxígeno). El experimento con tiosulfato de oro (T7) mostró que el oro desapareció lentamente de la solución. Varias pruebas (T8, 9, 10, 11) realizadas en la solución de lixiviación confirmaron el mismo efecto del concentrado en la estabilidad de los metales lixiviados. La Figura 26 muestra el cambio en la concentración de oro durante la precipitación y el reciclado en otra lixiviación. La Figura 27 muestra la lixiviación de cobre y la precipitación durante el reciclado.

Ejemplo 3.1. Lixiviación de oro con tiosulfato añadido

Tres subproductos de flotación diferentes se lixiviaron con tiosulfato. La muestra mezcla de Mitchell y Deep Kerr y la muestra de Iron Cap eran de ley relativamente más baja, <1 g/t de oro y ~3-4 g/t de plata. Sin embargo, Mitchell y Kerr contenía más cobre (0,22% de Cu) y sulfuros (20% de S) en comparación con Iron Cap. La muestra que representa el depósito de Mitchell fue de mayor ley con respecto a oro, plata y sulfuros (~1,6 g/t de Au, 18 g/t de Au y 32% de S), pero contenía menos cobre en comparación con la muestra Mezcla de Mitchell y Deep Kerr.

Para Mitchell y Deep Kerr, las condiciones de lixiviación con tiosulfato de amonio (ATS 1) y calcio (CaTS1) fueron las siguientes: S_2O_3 inicial 0,2 M, 50 °C, 50 mg/L de Cu (añadido como $CuSO_4$), burbujeo de oxígeno. En la prueba ATS1 se añadió, además, amoníaco (NH_3 0,2 M). La cinética de lixiviación de oro y los perfiles de degradación de tiosulfato se presentan en la Figura 28. Ambas pruebas muestran lixiviación rápida; más del 60% del oro se disolvió en 2 h. La extracción de oro en CaTS 1 alcanzó un máximo del 80% después de 3 horas de lixiviación y se mantuvo durante otras tres horas, pero posteriormente disminuyó al 72% al final de la prueba. El tiosulfato se fue descomponiendo gradualmente. La descomposición mucho más rápida del tiosulfato fue notoria en ATS 1. La concentración de tiosulfato disminuyó de una inicial de 22,4 g/L a <1 g/L a las 3,5 h y al mismo tiempo casi el 20% del oro disuelto se perdió de la solución, como se muestra en la Figura 28. La adición de tiosulfato nuevo (0,03 M) a ~4 h, volvió a disolver el oro precipitado para lograr un 67% de extracción final de oro.

En cuanto al depósito de Mitchell, la cinética de lixiviación de oro en las pruebas CaTS2, CaTS6 y NaTS2 se presenta en la Figura 29. Se usaron condiciones de lixiviación estándar similares a las pruebas ATS1 y CaTS1 mencionadas anteriormente. La extracción

final de oro estuvo en el intervalo de ~40% a 50%. El tiosulfato se descompuso durante la lixiviación. El tiosulfato inicial de 22,4 g/L se descompuso a ~2 g/L de S₂O₃ después de 8 h (CaTS 2 en la Figura 29). La descomposición del tiosulfato fue más rápida en tiosulfato de amonio y para mantener el oro en solución se debió añadir más tiosulfato a las 4 h. La mejor extracción de oro de ~52% en CaTS6 con menor densidad de pulpa de ~20% y acondicionamiento prolongado (3,5 h), mientras que otras dos pruebas (CaTS2, NaTS2) mostraron ~42% a 43% de extracción de oro a 33% de densidad de pulpa y 1 h de preacondicionamiento.

En cuanto al depósito de Iron Cap, la lixiviación de oro de la muestra de Iron Cap a 50 °C con dos concentraciones iniciales diferentes de tiosulfato de sodio (0,15 M en Exp. 4 y 0,30 M en Exp. 6) fueron casi idénticas, en las que se logró ~20% de extracciones de oro en ambas pruebas. En estas pruebas se observó una velocidad de descomposición mucho menor del tiosulfato. La Figura 30 muestra la lixiviación de oro con tiosulfato añadido (Exp. 4, Exp. 6, Exp. 7-2) y la cinética de lixiviación de oro con tiosulfato *in situ* (Ex 7-1). Los ~4 g/L de tiosulfato generado *in situ* a 91 °C durante 8 h extrajeron ~37% de oro. Una lixiviación más larga (otras 6 h) con tiosulfato 0,15 M añadido mejoró la extracción de oro en ~4,4%. Esta prueba muestra que la lixiviación en caliente a 91 °C con tiosulfato de baja concentración extrajo el doble de la cantidad de oro en comparación con otras pruebas a 50 °C y concentraciones más altas de tiosulfato. En la Tabla 20 se resumen las condiciones y los resultados de las pruebas de lixiviación con tiosulfato.

Tabla 20. Resumen de lixiviación de oro con tiosulfato añadido.

Prueba ID	Condiciones									Extracción mediante S ₂ O ₃			Ley de residuo			Ley de cabeza calc.		
	Sólidos %	Tiempo h	T °C	PH	O ₂ L/min	CaO kg/t	Na ₂ CO ₃ kg/t	NaOH kg/t	S ₂ O ₃ cons. kg/t	Au %	Ag %	Cu %	Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au g/t	Ag g/t	Cu %
Mitchell y Deep Kerr: 0,96 g/t de Au, 3,4 g/t de Ag, 0,22% de Cu, 20% de S²⁻ (62,8% de Au soluble en NaCN)																		
ATS 1	30	8	50	-9-10	<0,01	7,76	-	-	60	76,2	67,4	34,1	0,2	1,0	0,13	0,97	3,1	0,22
CaTS 1	30	8	50	-9-10	<0,01	12,5	-	-	32	71,8	68,6	13,0	0,24	1,0	0,17	0,85	2,0	0,19
Mitchell: 1,59 g/t de Au, 18 g/t de Ag, 0,15% de Cu, 31,8% de S²⁻ (50,7% de Au soluble en NaCN)																		
CaTS2	33	8	50	9,2	<0,01	10,7	-	-	41	41,5	77,8	-	0,94	4,0	0,13	1,59	18	0,13
CaTS 6	20	8	50	10,0	<0,01	46,8	-	-	90	52,7	83,3	-	0,77	3,0	0,14	1,59	18	0,13
NaTS 2	26	8	50	9,0	<0,01	-	7,7	15,9	97	43,4	72,2	-	0,90	5,0	0,12	1,59	18	0,13
Iron Cap: 0,82 g/t de Au, 4,0 g/t de Ag, 0,07% de Cu, 1,2% de S²⁻ 36,3% de Au soluble en NaCN)																		
IC-Ex 4	34	12	50	9,5	0,05	-	10	112	29	22,0	-	12,3	-	-	-	-	-	-

IC-Ex. 6	34	6	50	9,5	0,05	-	10	-	28	193	-	17,3	-	-	-	-	-	-
IC-Ex. 7-1	34	6	91	9,0	1,00	-	41	41	-	37,4	-	1,6	-	-	-	-	-	-
IC-Ex. 7-2	34	6	50	9,2	0,05	-	-	-	4,5	41,8	50,0	15,6	0,51	2,0	0,07	0,88	4,0	0,08

Ejemplo 3.2. Estudio de las velocidades de generación de tiosulfato

En los productos de flotación de Mitchell y Deep Kerr, una adición gota a gota de hidróxido de sodio a una sobrepresión de 30 psi de oxígeno y una temperatura de 80 °C produjo 0,28 M de tiosulfato en 10 h a partir de la muestra de Mitchell y Deep Kerr. El tiosulfato generado no se descompuso durante la noche después de eliminar el oxígeno y los cáusticos del sistema. El análisis de alimentación y residuo confirmó que se oxidó ~30% de los sulfuros. Sin embargo, la extracción de oro fue baja, ~23%. El pH de la solución permaneció por encima de 11 durante todo el experimento y posteriormente la lixiviación de oro fue baja. Los resultados se muestran en la Figura 31.

En cuanto a los productos de flotación de Mitchell, las condiciones de las pruebas Cond 5 y Cond 6 fueron ~44,4% de sólidos, 93 °C, 0,1 L/min de oxígeno. El pH se modificó al principio con 40 g/L de Na₂CO₃ y ~4 g/L de NaOH y después se mantuvo con la adición de una cantidad pequeña de carbonato de sodio. En la Cond 5, la segunda dosis de carbonato se introdujo a la 1 h mientras que en la Cond 6 se añadió a las 2 h. Esto dio lugar a diferentes concentraciones de tiosulfato en estas dos soluciones de lixiviación. La Figura 32 muestra el efecto del pH en la concentración de tiosulfato con el tiempo. A pesar de la diferencia en las concentraciones de tiosulfato, las extracciones de oro en ambas pruebas fueron similares, ~47% a 49%.

Otra muestra de Mitchell y condiciones de lixiviación (NaTS 1, NaTS7 y NaTS9) fueron las siguientes: 50% de sólidos, 93 °C, 0,1 L/min de oxígeno. La dosis inicial de carbonato de sodio fue 32 g/L y posteriormente el pH de ~9 a 9,5 se mantuvo con NaOH. De la Figura 33, la mejor extracción de oro de ~55,3% en NaTS7 se logró con menos tiosulfato, ~20g/L, en comparación con otras dos pruebas, ~30 g/L de S₂O₃. La sensibilidad al pH que tiene el consumo de tiosulfato es notoria. La pérdida de tiosulfato no afectó la extracción de oro durante estas pruebas.

Se probó una tercera muestra de Mitchell (T4, T5, T6 y T10) en las siguientes condiciones: 40% de sólidos, 75 °C, 0,1 L/min de oxígeno. La dosis inicial de carbonato de sodio fue 33 g/L y posteriormente el pH se mantuvo con NaOH, a excepción de T5. En esta prueba, el pH se mantuvo con Na₂CO₃ solo y se acumularon ~4 g/L a 5 g/L de S₂O₃. La

lixiviación de oro fue más lenta en comparación con otras pruebas. Los perfiles de las extracciones de oro y las concentraciones de tiosulfato con el tiempo se muestran en la Figura 34. Otras tres pruebas (T4, T5 y T10) mostraron una velocidad de extracción de oro similar de hasta 6 h, pero después la extracción de oro continuó en la prueba T4, mientras que en las otras dos pruebas el oro comenzó a reprecipitar. En la prueba T4, el pH se mantuvo casi perfectamente y el ORP también fue relativamente estable alrededor de -20mV (Ag/AgCl). El ORP en T10 disminuyó con el tiempo y a las 8 h, cuando el ORP era -43mV , el oro comenzó a precipitar. Según las concentraciones de carbonato/bicarbonato, el pH calculado estuvo por encima de 10 en esta prueba, lo que podría explicar un alto ORP y alta concentración de tiosulfato.

En una muestra de Iron Cap se estudió la lixiviación de oro con tiosulfato generado *in situ* a diferentes temperaturas. Se descubrió que la temperatura más alta (91°C) generó más tiosulfato y consecuentemente lixivió más oro en comparación con otras pruebas a temperaturas más bajas. La Figura 44 presenta las extracciones de oro con el tiempo y el tiosulfato generado. En la Tabla 21 se resumen las condiciones y los resultados de las pruebas de lixiviación de oro con tiosulfato *in situ*.

Tabla 21. Resumen de lixiviación de oro con tiosulfato generado *in situ*.

Prueba						Condiciones					Extracción mediante S ₂ O ₃			Ley de residuo			Ley de cabeza calc.		
ID	sólido s %	Tiemp o h	T ° C	pH	O ₂ L/mi n	NaOH kg/t	Na ₂ CO ₃ cons. kg/t	S ₂ O ₃ <i>in situ</i> (inicial) kg/t	S ₂ O ₃ <i>in situ</i> (final) kg/t	Au %	Ag %	Cu %	Au g/ t	Ag g/ t	Cu %	Au g/ t	Ag g/ t	Cu %	
Mitchell y Deep Kerr: 0,96 g/t de Au, 3,4 g/t de Ag, 0,22% de Cu, 20% de S ²⁻ (62,8% de Au soluble en NaCN)																			
PO 4	33	23	80	11,8	30*	469	-	0,0	79,1	23,5	8,1	0,3	0,63	4,0	0,19	0,82	4,3	0,19	
Mitchell	- 1,59 g/t de Au, 18 g/t de Ag, 0,15% de Cu, 31,8% de S ²⁻ (50,7% de Au soluble en NaCN)																		
Cond5	44	6	95	8,5-9,0	0,1	4,7	82,5	0,0	1,5	49,5	64,5	-	0,88	7,0	0,14	1,59	18,0	0,13	
Cond6	44	5	95	8,5-9,0	0,1	4,6	87,5	0,0	6,0	47,4	84,2	-	0,88	3,0	0,13	1,59	18,0	0,13	
Mitchell: 1,75 g/t de Au, 8,0 g/t de Ag, 0,14% de Cu, 32% de S ²⁻ (68,1% de Au soluble en NaCN)																			
NaTS1	50	8	93	-9	0,1	22	24	0,0	15,9	47,9	36,8	-	0,83	5,6	0,13	1,67	8,1	0,14	
NaTS7	50	10	93	~9	0,1	43	33	0,0	19,7	65,0	40,4	-	0,65	5,2	0,14	1,86	8,7	0,14	
NaTS9	50	10	93	~9	0,1	44	5,4	0,0	32,5	55,3	37,2	-	0,74	2,6	0,12	1,66	4,1	0,14	
Mitchell: 1,34 g/t de Au, 5,5 g/t de Ag, 0,15% de Cu, 23,4% de S ²⁻ (71,5% de Au soluble en NaCN)																			
T-4	33	9	75	9,3	0,1	181	47	0,0	33,4	72,1	62,4	1,57	0,37	2,6	0,17	1,33	6,9	0,17	

T-5	40	8	7 5	8,8	0,1	0,0	191	0,0	8,2	57, 7	64, 2	5,3 1	0,47	2,8	0,1 6	1,11	7,8	0,1 7
T-6	40	12	7 5	9,3	0,1	243	11	0,0	60,3	27, 8	16, 3	0,4 5	0,97	4,9	0,1 8	1,34	5,9	0,1 8
T-10	33	8	7 5	9,3	0,1	171	8	0,0	33,6	59, 2	28, 1	0,4 3	0,55	4,30	0,1 8	1,35	6,0	0,1 8
Iron Cap: 0,82 g/t de Au, 4,0 g/t de Ag, 0,07% de Cu, 11,2% de S ²⁻ (36,3% de Au soluble en NaCN)																		
IC-. Ex. 1	34	6	5 0	8,8	0,1	-	42**	0,0	2,7	8,8 4	-	1,3 5	-	-	-	-	-	-
IC-. Ex. 2	33	6	5 0	9,0	0,1	3,0	11	0,0	1,2	4,9 6	-	0,3 8	-	-	-	-	-	-
IC-. Ex. 10	33	8	7 0	8,9	0,1	57	11	0,0	3,7	20, 4	SO	0,4 7	0,61	2,00	0,0 8	0,77	4,00	0,0 8
IC-. Ex. 9	33	8	8 0	8,5	0,1	45	29	0,0	2,7	23, 1	SO	0,6 6	0,63	2,00	0,0 8	0,82	4,00	0,0 8
IC-Ex 8-1	36	6	9 1	9,8	0,1	42	14	0,0	8,3	35, 7	-	1,0 8	-	-	-	-	-	-
IC-. Ex. 8-2	36	6	9 1	9,3	0,1	27	11	0,0	2,5	35, 1	-	1,1 5	0,59	4,00	0,0 9	0,91	4,00	0,0 9
* Sobrepresión de oxígeno en gpsi				** Dosis de Na ₂ CO ₃														

Ejemplo 3.3. Reproducibilidad de los resultados de prueba en pruebas replicadas

La Figura 35 y la Figura 36 muestran las extracciones de oro obtenidas en cuatro pruebas realizadas en condiciones similares. Estas pruebas se realizaron a una densidad de pulpa de ~33% a 35%, 91 °C, flujo de oxígeno de 0,1 L/min, pH ~9. Las soluciones de lixiviación de los Exp. 7 y 8 se midieron para determinar tiosulfato y politionatos inmediatamente después de la toma de muestras de solución durante y después de la lixiviación. Las concentraciones de tiosulfato en los Exp. 7 y 8 fueron idénticas durante las primeras 6 h. Cuando la lixiviación se prolongó por otras 6 h (Exp. 8), el tiosulfato acumulado comenzó a descomponerse. Esto indica que esta prueba agotó el potencial de generación de tiosulfato en las condiciones de prueba.

El tiosulfato en las soluciones de lixiviación de los Exp. 12 y 13 se midió después de 1,5 a 2 meses de la recolección. Estas soluciones se almacenaron en la heladera, pero concentraciones muy bajas de tiosulfato en la solución de lixiviación indican claramente la pérdida de tiosulfato, en especial para las soluciones con pH 9.

La Figura 37 compara las pruebas de los Exp. 12 y 13 con los Exp. 14 y 15. Los Exp. 12 y 13 usaron solución de carbonato nueva, mientras que los Exp. 14 y 15 usaron soluciones de tiosulfato recicladas después de precipitar el oro lixiviado. La primera solución reciclada fue un filtrado, producido después de retirar el oro de las soluciones de lixiviado combinadas de los Exp. 12 y 13. Este reciclado se usó como solución inicial en el Exp. 14. En esta lixiviación, el carbonato necesario se calculó según el carbonato total (CO₃ + HCO₃) en la solución inicial. La dosis de carbonato no proporcionó el pH deseado de ~9 y en esta prueba

se añadió más NaOH. La lixiviación de oro en esta prueba (Exp. 14) fue más lenta en comparación con otras pruebas. El segundo reciclado fue un filtrado después de retirar el oro de la solución de lixiviación del Exp. 14. Este segundo reciclado fue una solución inicial en la prueba de lixiviación del Exp. 15. La composición de carbonato para esta prueba se calculó según el bicarbonato solo. El perfil de extracción de oro para esta prueba se encuentra entre el Exp. 12 y 13 en la Figura 37.

La Figura 38 presenta perfiles de tiosulfato y cambio de pH con el tiempo. Asumiendo la misma velocidad de descomposición de tiosulfato durante el envejecimiento, el tiosulfato reciclado se descompuso bruscamente en la lixiviación. Un mayor pH al final de la lixiviación coincide con cantidad más alta de tiosulfato. Inicialmente, el tritonato se acumula, pero con el tiempo se descompone como se muestra en la Figura 39. En la Tabla 22 se resumen las condiciones y los resultados de las pruebas de lixiviación de oro con tiosulfato *in situ*. La Tabla 23 presenta el contenido de sulfuro en la muestra de alimentación, sulfuro residual y reactivo alcalino necesario según la siguiente reacción de oxidación de pirita (10 moles de OH⁻ por 8 moles de S), según la ecuación (5) indicada anteriormente:

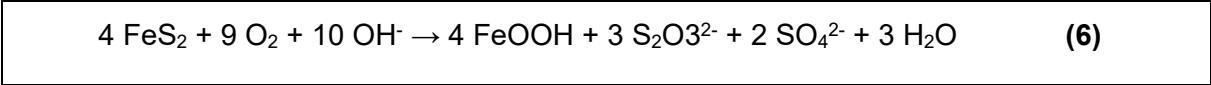


Tabla 22. Resumen de las pruebas de lixiviación de oro con tiosulfato *in situ* a 91 °C en Iron Cap.

Prueba						Condiciones					Extracción mediante S2O3			Ley de residuo			Ley de cabeza calc.		
ID	Sólidos %	Tiempo h	T °C	pH	O2 L/min	NaOH kg/t	Na2CO3 cons. kg/t	S2O3 (inicial) kg/t	S2O3 (final) kg/t	Au %	Ag %	Cu %	Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au g/t	Ag g/t	Cu %	
Iron Cap: 0,82 g/t de Au, 4,0 g/t de Ag, 0,07% de Cu, 11,2% de S ²⁻ (36,3% de Au soluble en NaCN)																			
IC-Ex. 7-1	34	6	91	9,9	0,1	41	18	0,0	7,5	37,4		1,6							
IC-Ex. 7-2 ^A				6							50	9,1							0,05
IC-Ex 8-1	36	6	91	9,8	0,1	42	17	0,0	8,3	35,7		1,1							
IC-Ex. 8-2		6	91	9,3	0,1	27	18	5,5	2,5	35,1		1,2	0,59	4,0	0,09	0,91	4,00	0,09	
1C Ex 12	34	7	91	8,9	0,1	68	21	0,0	0,3	44,2									
		10	91	10,1	0,1			0,3	3,0	37,7	50	0,6	0,48	2,0	0,07	0,77	4,00	0,07	
1C . Ex. 13	34	7	91	9,1	0,1	56	16	0,0	0,7	37,9									
		8	91	10,0	0,1			0,7	3,1	37,4	50	2,0	0,54	2,0	0,07	0,86	4,00	0,07	

1C . Ex. 14*	34	8	91	8,9	0,1	46	15	5,7	1,2	36,3	75	6,6	0,57	1,0	0,07	0,90	4,00	0,07
1C . Ex. 15**	33	8	91	9,0	0,1	38	27	6,6	0,4	43,2	75	9,7	0,45	1,0	0,07	0,79	4,00	0,08
* 1. E' reciclado después de la recuperación de metales por concentrado ** 2. O reciclado después de la recuperación de metales por concentrado ^A tiosulfato de sodio añadido en la lixiviación								medido en solución envejecida de 1,5 meses a 2 meses										

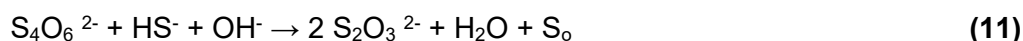
Tabla 23. Reactivos alcalinos y consumo.

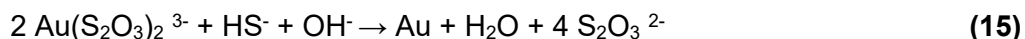
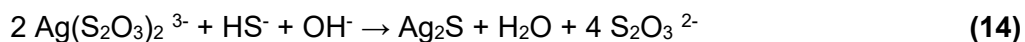
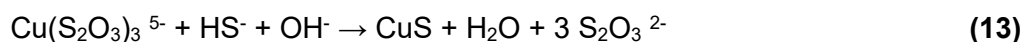
Tabla 4: reactivos alcalinos y consumo

Prueb a ID	ALIMENTACIÓN			Residuo		Oxid o S ²		OH Necesari o moles	Na ₂ CO 3 Añadid o moles	NaOH Añadid o moles	OH total Reciclad o moles	OH total Añadid o moles	OH total Remanent e moles	OH total Consumid o moles
	Sólido s g	S ² % mole s		S ² % mole s		S ² % mole s								
Iron Cap: 0,82 g/t de Au, 4,0 g/t de Ag, 0,07% de Cu, 11,2% de S ²⁻ (36,3% de Au soluble en NaCN)														
IC-. Ex. 8	507	11, 2	1,8	7,0 8	1,1	3 7	0,7	0,82	0,20	0,87	0,00	1,07	0,14	0,93
1C . Ex. 12	504	11, 2	1,8	7,2 3	1,1	3 5	0,6	0,78	0,20	0,86	0,00	1,06	0,17	0,89
1C . Ex. 13	506	11, 2	1,8	7,6 0	1,2	3 2	0,6	0,71	0,20	0,71	0,00	0,91	0,26	0,65
1C . Ex. 14*	511	11, 2	1,8	8,1 4	1,3	2 7	0,5	0,61	0,09	0,58	0,10	0,77	0,15	0,52
1C . Ex. 15**	498	11, 2	1,7	8,4 2	1,3	2 5	0,4	0,54	0,145	0,48	0,10	0,73	0,13	0,50
* 1. E ^r reciclado después de la recuperación de metales por concentrado ** 2. O reciclado después de la recuperación de metales por concentrado														

Ejemplo 3.4. Recuperación de oro (y cobre) mediante NaSH y el concentrado

Los metales lixiviados del depósito de Mitchel se recuperaron como un precipitado de sulfuro de metales mezclados usando sulfuro acuoso (NaSH) como reactivo. La dosis de NaSH se igualó con las concentraciones de tritronato y tetratronato (moles de NaSH añadidos = moles de S₃O₆²⁻ + moles de S₄O₆²⁻). Lo esperado era que cuando el NaSH reacciona con los politronatos los convierta en tiosulfato, mientras precipita los metales según las siguientes reacciones:





En las pruebas NaTS comp y NaTS9, la conversión de tetrionato y tritronato a tiosulfato fue incompleta (Tabla 24). Esto podría deberse a un relativamente bajo pH de ~9; estas reacciones son más eficientes a pH alto. Además, estas pruebas se completaron dentro de los 20 min, lo cual posiblemente fue un tiempo insuficiente para que las reacciones se completaran. Pero lo más importante es que el oro y la plata se recuperaron completamente y esto tuvo base en ensayos con soluciones. La cantidad de precipitado recolectado (<0,03 g) fue insuficiente para el análisis compositivo. Cabe notar que la prueba NaSH comp se hizo en la solución de lixiviación compuesta a partir de varias pruebas de lixiviación con tiosulfato *in situ*, incluidas NaTS 7 de la Tabla 21 y la NaSH9 se hizo en la solución de lixiviación de NaTS9 de la misma tabla.

La tercera prueba (NaSH3) de la Tabla 24 se hizo sobre otro producto de flotación también producido a partir del depósito de Mitchell. La solución de lixiviación de T10 (Tabla 21) se trató con NaSH dirigido a los politionatos. El pH inicial de NaSH3 fue mayor que ~10 y la prueba se realizó durante 1 h. En esta prueba fue notable la conversión casi completa de los politionados a tiosulfato. Sin embargo, la recuperación de metales fue parcial, ~70% a 80%.

Se intentó un método alternativo, en el que un concentrado de flotación de Cu-Au (28 g/t de Au, 117 g/t de Ag, 22,6% de Cu, 33% de Fe y 27% de S) se usó como reductor para precipitar tiosulfato de oro de la solución de lixiviación. El concentrado se mezcló con la solución de lixiviación con purga de argón entre 50 °C y 60 °C para excluir el aire. El oro y cobre precipitaron correctamente, mientras que hubo un ligero incremento de la concentración de tiosulfato, posiblemente a través de la reacción entre tritronato y sulfuro ($\text{S}_3\text{O}_6^{2-} + \text{S}^{2-} \rightarrow 2 \text{S}_2\text{O}_3^{2-}$). A pesar de la presencia de tiosulfato, el oro en el concentrado no se disolvió en condiciones de purga de nitrógeno (sin oxidante añadido). En una de las pruebas no mostradas en la Tabla 24, el concentrado se mezcló con solución sintética de tiosulfato sin indicios de disolución de oro después de mezclar durante la noche. En este ensayo no se midió el cobre, pero en otras pruebas que incluían T7 mostrada en la Tabla 24, se detectó

algo de cobre en las soluciones sintéticas de tiosulfato. Este cobre fue aparentemente extraído del concentrado de Cu-Au.

Las pruebas T8 y T9 se hicieron en solución de lixiviación (. Ex. 7 y 8 combinados) que contenía ~0,2 mg/L de Au y ~35 mg/L de Cu. La concentración de oro se elevó a ~0,5 mg/L en T9. En ambas pruebas, la concentración de oro disminuyó a ~0,1 mg/L durante 6 h y en ese momento se añadió una pequeña cantidad de NaSH para completar la precipitación. La T10 se realizó en solución de lixiviación (. Exp. 12 y 13 combinados). La T11 se realizó en la solución de lixiviación del Exp. 14. Las pruebas T9 y T10 precipitaron el oro (<0,02 mg/L de Au, por debajo del límite de detección mediante AA) y no hubo necesidad de añadir NaSH. Las condiciones y los resultados de las pruebas se muestran en la Tabla 24.

Tabla 24. Resumen de la precipitación de oro con NaSH y en concentrado de cobre.

N.º de prueba	Flot.	Flot.	Solución	Condiciones de prueba			Reactivo				Solución						Au	Au Ensayo	Cu
	Conc g	Conc g/L		T °C	Argón L/min	Tiempo horas	NaSH g/L	pH	ORP mV	Au mg/L	Cu mg/L	Ag mg/L	g/L	S ₅ O ₆ g/L	S ₄ O ₆ g/L	Calc. g/t	g/t	en conc. %	
Mitchell: 1,75 g/t de Au, 8,0 g/t de Ag, 0,14% de Cu, 32% de S ²⁻ (68,1% de Au soluble en NaCN)																			
NaTS	-	-	0,7	25	-	0,0	0,72	8,9	-	0,36	-	-	28,7	1,3	0,04	-	-	-	
comp	-	-	0,7	25	-	0,3	-	8,6	-	<0,02	-	-	31,7	0,8	0,01	-	-	-	
NaSH 9	-	-	0,2	25	-	0,0	0,62	9,3	-	0,82	146	1,47	31,8	1,5	0,11	-	-	-	
	-	-	0,2	25	-	0,3	-	8,3	-	<0,05	0,25	<0,03	32,9	1,1	0,11	-	-	-	
Mitchell: 1,34 g/t de Au, 5,5 g/t de Ag, 0,15% de Cu, 23,4% de S ²⁻ (71,5% de Au soluble en NaCN)																			
NaSH 3	-	-	0,3	25	-	0	2,31	9,7	-188	0,31	3,12	0,69	15,1	11,1	0,01	-	-		
	-	-	0,3	25	-	1	-	8,1	-406	0,06	0,8	0,19	27,6	0,1	0,01	-	-		
Iron Cap: 0,82 g/t de Au, 4,0 g/t de Ag, 0,07% de Cu, 11,2% de S ²⁻ 36,3% de Au soluble en NaCN)																			
T7 Au	10	10	1,0	49	1	0	-	10,0	-84,2	0,53	0,00	-	2,0	-	-	28	28	22,6	
						6	0,02	10,0	-217	0,04	1,05	-	2,0	-	-	76	-	-	
						7		10,1	-396	<0,02	<0,02	-	2,1	-	-	80	74	-	
T8 Au	5	10	0,5	48	1	0	-	9,0	-60	0,19	34,9	-	7,3	2,9	0,24	28	28	22,6	
						6	0,7	9,6	-198	0,09	4,09	-	8,5	2,4	0,02	38	-	22,9	
						28		9,5	-429	<0,02	0,93	-	12,5	0,0	0,0	47	35	22,9	
T9 Au	4,4	10	0,44	50	1	0	-	9,0	-80	0,49	34,9	-	7,3	2,9	0,2	28	28	22,6	
						6	0,3	9,0	-140	0,10	3,01	-	7,3	2,9	0,1	70	-	23,0	

						6,5		8,9	-296	<0,0 2	0,90	-	10, 1	1,0	0,0	80	69	23,0
T10 Au	13,3	10	1,33	6 0	1	0	-	10, 1	30	0,13	4,79	-	2,0	0,9	0,0	28	28	22,6
						1	-	10, 0	-85	0,03	1,29	-	2,6	0,6	0,0	38	-	22,6
						5,0	-	10, 0	-248	<0,0 2	0,69	-	2,8	0,5	0,0	39	36	22,6
T11 Au	6,57	10	0,65	6 0	1	0	-	9,1	-58	0,16	24,4	-	0,1	4,1	0,7	28	28	22,6
						1	-	9,2	-94	0,03	1,04	-	-	-	-	41	-	22,8
						5,0	-	9,5	- 188	<0,0 2	1,02	-	6,0	0,5	0,2	43	41	22,8
medido después de 1,5 meses																		

La cinética de la desaparición de oro y cobre de la solución se presenta en la Figura 40 y la Figura 41. En el experimento T7 Au, el concentrado se mezcló con una solución sintética de tiosulfato de oro sin cobre y con 2 g/L de tiosulfato libre. La concentración de oro disminuyó bruscamente de 0,53 mg/L iniciales a 0,07 mg/L de Au en el plazo de 10 minutos después de mezclarse con 10 g/L de concentrado. Se descubrió que algo de cobre, ~1 mg/L de Cu, se disolvió del concentrado. A las 6 h, se añadió NaSH para precipitar el oro y el cobre remanentes. El experimento T9 Au se llevó a cabo en solución de lixiviación que contenía aproximadamente 35 mg/L de Cu y 0,5 mg/L de Au. La prueba mostró que la concentración de cobre de 35 mg/L Cu fue disminuyendo gradualmente con el tiempo a aprox. 1 mg/L de Cu a las 2 h y no cambió significativamente, ni siquiera después de la adición de NaSH a las 6 h. En esta prueba, la concentración de oro cayó significativamente a las 2 h, cuando la mayor parte del cobre fue retirada de la solución en el concentrado.

[0181]Se muestran más pruebas de la absorción de cobre y oro por parte del concentrado en la Figura 41. Las pruebas se realizaron en soluciones de lixiviación sin agregar el reactivo NaSH. Ambas pruebas fueron exitosas. Las concentraciones de metales en la solución final fueron <0,02 mg/L de Au y ~ 1 mg/L de Cu.

Ejemplo 3.5: conclusiones sobre los Ejemplos 3.1 a 3.4

[0182]Cinco subproductos de flotación diferentes que contienen aproximadamente 11%-32% de sulfuros y 0,8 g/t-1,8 g/t de oro se lixiviaron con tiosulfato. En la mayoría de los casos, la extracción de oro con tiosulfato agregado o generado *in situ* fue comparable con los resultados obtenidos por un laboratorio externo para la que se usó lixiviación con cianuro convencional.

La lixiviación con tiosulfato necesita oxígeno, temperatura y tiosulfato. En las pruebas con tiosulfato agregado, se burbujeó suavemente oxígeno y la temperatura fue relativamente

baja, aproximadamente 50 °C. A pesar de la baja temperatura y el oxígeno, se detectó la descomposición del tiosulfato en todas las pruebas. La velocidad de descomposición del tiosulfato fue mayor con más sulfuros en la muestra de alimentación y una lixiviación más prolongada. En algunos casos, el oro lixiviado se perdió (precipitó) cuando la descomposición del tiosulfato coincidió con un alto ORP >100 mV (Ag/AgCl).

[0183] Para generar continuamente tiosulfato a partir de los sulfuros contenidos en la muestra de alimentación, se agregó más oxígeno a 0,1 L/min y se aumentó la temperatura de 75 °C a 95 °C. En estas pruebas, mantener el pH objetivo en 9 fue un desafío. Un pH más elevado >10 promovió una mayor velocidad de acumulación de tiosulfato, que dio como resultado un ORP negativo y la pérdida de oro lixiviado a un ORP <(-50-80) mV (Ag/AgCl). Este hallazgo condujo a las pruebas de precipitación controlada utilizando concentrado de flotación de alta ley. Estas pruebas muestran que el oro y el cobre pueden precipitar de la solución de tiosulfato a tanto de pH 9 y como de pH 10 cuando se elimina el oxígeno de la solución mediante purga con gas inerte para dar como resultado un ORP bajo <(-200) mV. Durante la reacción de precipitación, el tiosulfato no se pierde sino que se vuelve a regenerar a partir del tritonato presente en las soluciones de lixiviación de alimentación.

A partir de estas pruebas, se elaboró un sencillo circuito de lixiviación de oro y recuperación de la solución de tiosulfato. Este circuito conceptual incluye la lixiviación de oro a partir de un subproducto de flotación de baja ley en una solución de carbonato caliente (-91 °C) con tiosulfato generado *in situ* a partir de sulfuros. En esta etapa es necesario agregar oxígeno y soda cáustica para mantener el pH en ~9. Completada la lixiviación, el residuo lixiviado se separa de la solución y el oro lixiviado se alimenta a la etapa de precipitación. La etapa de precipitación incluye el contacto de la solución de lixiviación (50 °C-60 °C) con concentrado de flotación de alta ley en el rociado de gas inerte (argón o nitrógeno) para eliminar el oxígeno del sistema

El rendimiento del circuito se verificó realizando tres ciclos de lixiviación por lote de oro a partir de subproductos de sulfuro que representan el yacimiento Iron Cap y precipitando el oro de lixiviación en concentrado de flotación que representa el mismo yacimiento Iron Cap. Los resultados demostraron la reproducibilidad de la extracción de oro con el reciclaje.

En general, el rendimiento de la lixiviación de circuito cerrado con reciclaje de filtrado después de la eliminación de oro por precipitación fue muy bueno con una extracción de oro similar en cada solución de ciclo.

Ejemplo 4.0: resumen y análisis de resultados experimentales

[0184]El producto de flotación utilizado en el estudio se obtuvo del yacimiento KSM ubicado en BC, Canadá Se investigaron cuatro subproductos de flotación diferentes (con un tamaño de molienda de 80% de paso de 15 micrones a 30 micrones) que representan los yacimientos de Mitchell, Kerr e Iron Cap para la lixiviación de oro con tiosulfato. La composición se indica en la Tabla 25.

Tabla 25. Composición de las muestras de alimentación.

Muestras de alimentación		Au(g/t)	Cu(°/o)	S (%)
1	Concentrado de flotación	28,0	22,6	37
2	Subproductos de flotación (Mt&Kerr)	0,85	0,19	20
3	Subproductos de flotación (Mt)	1,59	0,13	32
4	Subproductos de flotación (Mt-2)	1,33	0,17	23
5	Subproductos de flotación (I. Cap)	0,82	0,07	11

Las pruebas de lixiviación se realizaron en un reactor de vidrio equipado con deflectores (4 X 1/10) y una sola turbina Rushton con un diámetro de 0,3 veces el diámetro interior del tanque y posicionada 0,3 veces el diámetro (0,3 D) del fondo. El rociador de oxígeno (sinterizado) se posicionó debajo del impulsor. El reactor se colocó en un baño maría a temperatura controlada. El reactor estaba equipado con electrodos de pH y ORP tipo Orion para medir y registrar datos de forma continua. El pH se reguló con hidróxido de calcio (grado del reactivo >98% de $\text{Ca}(\text{OH})_2$), hidróxido de sodio (grado del reactivo 97% de NaOH) y carbonato de sodio anhidro (grado del reactivo >99,5%). En la lixiviación de tiosulfato, se usaron tiosulfato de sodio anhidro (grado de reactivo 99% de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$) y tiosulfato de calcio (muestra de grado industrial) que contiene tiosulfato al 23,8%. Para la precipitación de metales, se utilizó NaSH (>70% de pureza) y concentrado de cobre de flotación producido del yacimiento Iron Cap. Durante la lixiviación, se tomaron muestras cinéticas a intervalos de tiempo y se analizaron para oro por AA y tiosales por cromatografía iónica DIONEX. Los sólidos se filtraron, lavaron, secaron y enviaron a un laboratorio externo.

[0185]La Figura 42 presenta los perfiles de extracción de oro para cuatro pruebas de lixiviación y la velocidad de descomposición del tiosulfato durante la lixiviación. Se aplicaron condiciones de lixiviación similares en los experimentos T1 (grado de alimentación de 20% S y 0,9 g/t de Au) y T2 (grado de alimentación de 32% de S y 1,6 g/t de Au). Antes de la lixiviación, ambas muestras se molieron finamente con un tamaño de paso del 80% de

15 micrones a 20 micrones y se utilizó tiosulfato de calcio como fuente de tiosulfato. Casi 80% del oro se lixivió de la muestra T1 después de 3 horas, se mantuvo durante otras tres horas, pero luego disminuir al 72% al final de la prueba, mientras que en las pruebas T2, solo se extrajo 42% de oro. Estas dos muestras representan diferentes circuitos de flotación y yacimientos; por lo tanto, no fue inesperado que los resultados fueran diferentes. Para ambas pruebas, después de la caída inicial de la concentración de tiosulfato, la velocidad de descomposición del tiosulfato se estimó en ~1,0 g a 1,2 de S₂O₃/L/h (Figura 42).

La tercera muestra (I. Cap) producida del yacimiento Iron Cap también se trituró finamente a un paso de 80% de 20 micrones. Esta muestra fue lixiviada con tiosulfato de sodio a dos concentraciones diferentes. En el experimento T3 se usó tiosulfato de sodio 0,15 M y en el T4 se usó tiosulfato de sodio 0,30 M. En estos dos experimentos, las muestras se acondicionaron en carbonato de sodio 0,2 M y la alcalinidad durante la lixiviación se mantuvo con hidróxido de sodio. Los perfiles de extracción de oro en ambas pruebas fueron similares y no superaron el 22% a pesar de la abundancia de tiosulfato en las pruebas T4. De la Figura 42, la velocidad de descomposición del tiosulfato se estima en ~ 1,0 g S₂O₃/L/h para la prueba T3 de tiosulfato inferior y ~1,7 g S₂O₃/L/h para prueba T4 de tiosulfato superior.

La Tabla 25 anterior enumera la masa de las muestras sólidas de alimentación, las composiciones, los reactivos utilizados y la composición final de la solución de lixiviación. Es interesante notar que los reactivos alcalinos necesarios para mantener el pH de la lixiviación fueron ~ 10 kg/t-13 kg/t independientemente del tipo de reactivo (CaO o Na₂CO₃, NaOH). La alcalinidad total OH⁻ se presenta en molalidad. De manera similar, el azufre en el alimento se presenta en molalidad para brindar cierta información sobre la cantidad de sulfuros (1,3 mol a 2,0 moles) en las muestras de alimentación. No hay información sobre sulfuros residuales después de la lixiviación para estas pruebas. El tiosulfato, tritionato y tetratonatos también se midieron en soluciones de lixiviación y se presentan en la Tabla 26.

Tabla 26. Condiciones y resultados de la lixiviación con tiosulfato.

Prueba	Tiempo Temp.		Alimentación		S ²⁺				Reactivos		S ₂ O ₃		Cu	Producto de la solución de lixiviación					
														S ₂ O ₃		S ₃ O ₆		S ₄ O ₆	
	h	C°	g	%	mol	g/t	%	kg/t	kg/t	kg/t	mol	g/L	kg/t	Mg/L	g/L	g/L	g/L	mg/L	Mg/L
T1 (Mt&Kerr)	8	50	200	20,0	1,3	0,9	0,2	13	0,0	0,0	0,09	22,4	532	50	9,0	-	-	0,23	112
T2(Mt)	8	50	200	31,8	2,0	1,6	0,2	11	0,0	0,0	0,06	22,4	44,8	50	1,9	-	-	0,35	-
T3(Mt)	8	50	506	112	1,8	0,8	0,1	0,0	10	2,3	0,08	16,8	332	0,0	9,5	6,49	0,4	0,09	46,7

T ⁴ (I. Cap)	6	50	509	112	1,8	0,8	0,1	0,0	10	0,0	0,05	33,6	66,1	0,0	21	9,65	0,6	0,08	62,9
-------------------------	---	----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	----	-----	------	------	------	-----	----	------	-----	------	------

Las pruebas de lixiviación con tiosulfato indicaron que ~ 1 g-2 g S₂O₃/L/h se descompusieron durante la lixiviación y la siguiente serie de pruebas tuvo como objetivo probar si el tiosulfato se puede producir *in situ* a partir de sulfuro para compensar la pérdida. En estas pruebas, no se agregó tiosulfato sino que se produjo *in situ*, para ello se agregó más

5 oxígeno a 1 L/min, se aumentó la temperatura de 50 °C a 75 °C-90 °C y se mantuvo el pH ~9-10. Las condiciones para los cuatro experimentos realizados en tres subproductos de flotación diferentes se presentan en la Tabla 27. La Figura 43 muestra los perfiles de extracción de oro y la velocidad de generación de tiosulfato *in situ*.

Cuanto más oxígeno hay en el sistema y más elevada es la temperatura, más

10 desafiante fue controlar el pH. La prueba de pH 10 en T7 produjo casi el doble de tiosulfato (~29 g/L S₂O₃) en comparación con el pH de 9 en T6 (~17 g/L S₂O₃). En ambas pruebas se empleó el mismo subproducto de flotación (Mt que contenía 23% de S²⁻). Posteriormente, manteniendo un pH más alto se consumió más reactivo alcalino (OH_T ~1,31 mol). En estas

15 dos pruebas, la velocidad inicial de extracción de oro fue similar, pero después de 6 h, cuando el ORP cayó por debajo de -40 mV (Ag/AgCl) en la prueba T7, el oro comenzó a precipitar fuera de la solución. Mantener un ORP deseable de ~-20 mV (Ag/AgCl) durante 10 h de lixiviación en T6 proporcionó una extracción de oro continua que alcanzó una extracción de ~72% hasta el final de la prueba de lixiviación.

Los resultados de otras dos pruebas de lixiviación con tiosulfato *in situ* a pH ~9 (T5 y

20 T8) se pueden comparar directamente con las pruebas de tiosulfato adicionales (T2 y T4) de la Tabla 26, dado que estas pruebas utilizaron subproductos de flotación correspondientes como muestras de alimentación a la lixiviación. La lixiviación de tiosulfato *in situ* de T5 (Mt Kerr que contenía 32% S²⁻) extrajo ~ 65% de oro mientras que el tiosulfato agregado en T2 (Mt 32% S²⁻) solo extrajo 41,5% de oro. Del mismo modo, el tiosulfato *in situ* en T8 (I. Cap)

25 extrajo 35,7% de oro, mientras que el tiosulfato agregado en T4 (I. Cap) extrajo menos de ~ 22% de oro. La mejor extracción de oro se puede explicar por la oxidación de algunos sulfuros como consecuencia del aporte de oxígeno al sistema y la liberación del oro al tiosulfato. Las condiciones de lixiviación de oro con tiosulfato *in situ* y los resultados se dan en la Tabla 27.

Tabla 27. Condiciones y resultados de la lixiviación con tiosulfato *in situ*.

Prueba	Tiempo		Alimentación			Reactivos				Producto de la solución de
--------	--------	--	--------------	--	--	-----------	--	--	--	----------------------------

	Temp.														lixiviación						
	h	C°		s ²⁻			Au	Cu	CaO	Na2CO3 (cons.)	NaOH	OH*T	S ₂ O ₃		Cu	S ₂ O ₃	S ₃ O ₆	S ₄ O ₆	Au	Cu	
				g	%	mol	g/t	%	kg/t	kg/t	kg/t	mol	g/L		kg/t	mg/L	g/L	g/L	g/L	mg/L	mg/L
T5(Mt)	10	91	400	31,8	4,0	1,6	0,2	0,0	33,4	42,9	0,57	0,0	0,0	0,0	18,8	4,8	0,8	0,65	-		
T6(Mt)	10	75	200	23,4	1,5	1,3	0,2	0,0	46,6	181	1,00	0,0	0,0	0,0	16,7	10,1	0,0	0,40	12		
T7(Mt)	12	75	512	23,4	1,5	1,3	0,2	0,0	10,6	243	1,31	0,0	0,0	0,0	29,1	9,7	0,0	0,13	3,9		
T8(l. Cap)	12	93	507	11,2	1,8	0,8	0,1	0,0	25,1	68,6	1,07	0,0	0,0	0,0	1,38	1,0	0,0	0,15	3,6		

Las pruebas de tiosulfato *in situ* consumieron muchos más reactivos alcalinos (0,6 mol-1,3 mol OH-) de la Tabla 27 en comparación con las pruebas (0,05 mol-0,09 mol OH-) con tiosulfato añadido de la Tabla 26. Sin embargo, en las pruebas de tiosulfato *in situ* no fue necesario agregar tiosulfato que puede llegar a 33,2 kg/t-66,1 kg/t (de la Tabla 26) y cobre (50 mg Cu/L como sulfato de cobre ~ 0,3 kg/t).

[0186] La Figura 44 muestra el efecto de la temperatura en la lixiviación del oro y la velocidad de producción de tiosulfato. Para estas pruebas, se usó un subproducto de flotación de baja ley (I. Cap). La temperatura más alta de 91 °C (T9) produjo más tiosulfato y lixivió más oro en comparación con las pruebas de temperatura más baja (T10, 11, 12). La Figura 45 combina datos de tres pruebas realizadas a 91 °C para mostrar la reproducibilidad del resultado.

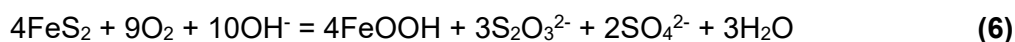
[0187] La Figura 45 también presenta la disolución de cobre durante la lixiviación de oro con tiosulfato *in situ*. La concentración de cobre aumentó más de 20 mg/L en 3 h y no cambió durante otras 2 h, pero cuando el pH aumentó a 10 al final de la lixiviación, el cobre solubilizado precipitó mientras que el oro permaneció en solución. Las composiciones finales de la solución de lixiviación, así como las condiciones, se presentan en la Tabla 28.

Tabla 28. Resumen de la lixiviación de tiosulfato *in situ* a distintas temperaturas

Prueba	Tiempo Temp.	Alimentación			Reactivos					Extracción		Producto de la solución de lixiviación					
					S ²⁻	Au	Cu	Na ₂ CO ₃		NaOH	OH ⁺ T	OH ⁻ :on,	. Au	Cu	S ^{2°} 3		

	h	C°	g	%	mol	g/t	%	Kg/t	Kg/t	mol	mol	%	%	g/L	g/L	g/L	mg/L	mg/L	mol
T9	6	50	506	11	1,8	0,8	0,1	42	0,0	0,20		8,8	1,4	1,4	3,6	3,6	0,04	5,05	-
Ti 0	8	70	503	11	1,8	0,8	0,1	42	57	0,92		20,4	0,5	2,0	6,1	0,0	0,08	1,82	-
Ti1	8	80	503	11	1,8	0,8	0,1	53	45	0,76		23,1	0,7	1,4	3,3	0,0	0,09	2,47	-
Ti 2	6	91	507	11	1,8	0,8	0,1	42	42	0,73		35,7	1,1	4,3	1,8	0,0	0,16	3,62	
Ti 3	6	91	512	11	1,8	0,8	0,1	41	41	0,73		37,4	1,6	3,9	1,8	0,0	0,16	5,73	
Ti 4	6	91	506	11	1,8	0,8	0,1	42	56	0,91	0,65	37,4	2,0	4,1	-	-	0,16	-	0,3
OH* _{con.} (consumido) = OH* _T – OH* _r (remanente en la solución de lixiviación)																			

La Tabla 28 muestra las adiciones de carbonato y cáustico (0,73 mol-0,91 mol OH-) en las pruebas de lixiviación. La solución de lixiviación T14 se tituló respecto del ácido para estimar el OH- restante, hecho que permite calcular el consumo (0,65 mol OH-) frente a la cantidad agregada (0,91 mol OH-). Además, en el residuo lixiviado se ensayaron los sulfuros remanentes (7,6% de S²⁻) correspondientes a la oxidación de 0,57 mol de S²⁻. La reacción de oxidación de pirita se puede presentar como la ecuación **(6)** como se escribió anteriormente:



Según la estequiometría de la reacción **(6)**, la oxidación de 0,57 mol de S necesita 0,71 mol de OH-, una cantidad cercana a los 0,65 mol de OH- consumidos en la prueba T14.

Se realizaron dos pruebas en una solución de tiosulfato de oro sintético para estudiar el concentrado de flotación como precipitante mineral para el oro a partir de la solución de tiosulfato. Se dividió una solución de tiosulfato de oro sintético (0,54 mg/L Au y 2 g/L S₂O₃) entre dos pruebas. En la prueba P4, el pH se ajustó a 9 y en P7 el pH se ajustó a 10. La solución de tiosulfato de oro sintético no contenía cobre. La tercera prueba se realizó en una solución de lixiviación sin ajustar el pH ni ningún otro parámetro. En las tres pruebas, se purgó gas inerte a un caudal de 1 L/min. Los perfiles de precipitación de metales en cada prueba se muestran en la Figura 46.

Se observó una caída rápida de la concentración de oro de 0,5 mg/L a <0,1 mg/L dentro de los 10 minutos posteriores a la mezcla con un concentrado en una solución de pH 10 (P4). El oro precipitó relativamente lentamente a pH 9,3 en la prueba P7. Al final de las pruebas (6 h), se agregó una pequeña cantidad de NaSH para precipitar cualquier resto de oro acuoso, hecho que también dio como resultado la regeneración del tiosulfato. Antes de la adición de NaSH, la solución contenía ~ 1 mg/L Cu disuelto del concentrado y este cobre precipitó junto con el oro con NaSH (Figura 46).

El perfil de precipitación de oro (P9) de la solución de lixiviación fue diferente. La precipitación de oro fue lenta durante la primera hora y luego disminuyó rápidamente de ~ 0,48 mg/L a 0,14 mg/L a las 2 h, hecho que coincidió con la precipitación de cobre inicial de ~ 35 mg/L a ~ 9 mg/L de Cu. Al igual que otras dos pruebas de precipitación, el oro y el cobre remanentes después de 6 horas de mezclado se recuperaron con la adición de NaSH.

[0188]La Figura 47 muestra los perfiles de concentración de tiosulfato y tritonato durante la precipitación de oro y cobre. La solución sintética no contenía nada de tritonato al principio y permaneció por debajo del límite de detección durante toda la prueba. Con respecto al tiosulfato, la concentración inicial de tiosulfato (2 g/L) se mantuvo casi sin cambios. En la prueba T9 utilizando solución de lixiviación, la concentración de tiosulfato aumentó con el tiempo mientras que la concentración de tritonato disminuyó. Se observó un cambio brusco de las concentraciones de tiosulfato y tritonato después de la adición de NaSH, con NaSH dando como resultado la regeneración de tiosulfato. La posible reacción de tritonato con sulfuros que producen tiosulfato se puede explicar mediante esta reacción a continuación:



Tabla 29. Resumen de la recuperación de oro en un concentrado de cobre.

Prueba	Tiempo	Reactivos		pH	ORP	Au	Solución		S ₃ O ₆	S ₄ O ₆	de recuperación		Producto sólido	
		NaOH	NaSH				Cu	S ₂ O ₃			Au	Cu	Au	Cu
	h	Alimentación mg/L	Alimentación Mg/L		mV	Mg/L	mg/L	g/L	M	Kg/t	%	%	g/t	%
P4(Sint)	0	4,9	-	9,3	-176	0,53	0,00	2,0	-	-	-	-	28	22,6
	6	-	-	9,3	-202	0,05	1,54	2,0	-	-	90	-		
	6,3	-	0,04	9,7	-440	<0,02	<0,02	2,0	-	-	>98	-	80*	-
P7(Sint)	0	5,4	-	10,1	-84	0,53	0,00	2,0	-	-	-	-	28	22,6
	6	-	-	10,1	-405	0,04	1,05	2,0	-	-	92	-		
	6,3	-	0,02	10,1	-396	<0,02	<0,02	2,0	-	-	>98	-	74	-
P9(Lixiviación)	0	0,0	-	9,0	-25	0,49	725	7,3	2,87	024	-	-	28	22,6
	6	-	-	-	-153	0,10	3,01	7,8	2,23	0,05	80	91		
	6,3	-	0,29	8,9	-296	<0,02	0,90	10,1	1,02	0,02	>98	97	69	22,8*
* valor calculado														

* valor calculado

La Tabla 29 presenta las condiciones y resultados de las pruebas de precipitación. Una disminución notable de ORP -200 mV-400 mV durante la reacción de precipitación se debió a la desoxigenación del gas inerte. Se detectó algo de cobre en solución sintética (1 mg -1,5 mg

de Cu) disuelto de calcopirita posiblemente a través de la reacción (17). Los electrones producidos durante la lixiviación de calcopirita redujeron el oro (reacción (18)) en el lado catódico del mineral. El cobre presente en la solución de lixiviación reemplaza al hierro en calcopirita según la reacción de metátesis (19) y la transformación de calcopirita en covellita.



5 Los diagramas de estabilidad de la Figura 48 apoya la hipótesis de la presencia de covellita/calcopirita a un pH 9 y por debajo de ~-100 mV Eh (o ~ -300 mV Ag/AgCl). Los carbonatos presentes en la solución de lixiviación pueden solubilizar el hierro en condiciones reductoras respaldadas por el estrecho campo de estabilidad del carbonato de hierro por encima de la región de la pirita.

10 Se realizaron tres ciclos de lixiviación por lotes con muestra fresca para las soluciones iniciales y recicladas para las siguientes dos pruebas de lixiviación. Las condiciones para la lixiviación fueron las mismas que se usaron en pruebas por lotes anteriores. En los experimentos de precipitación, la temperatura se aumentó a 60 °C y se dejó precipitar el oro y el cobre sin agregar NaSH ni ningún otro reactivo por más tiempo. El cambio de las

15 concentraciones de oro y cobre durante las pruebas de lixiviación y precipitación se presentan en las Figuras 26 y 27 y un resumen de los diversos parámetros se proporciona en la Tabla 30. Los perfiles de concentración de oro para tres ciclos de lixiviación casi se superponen. La concentración de cobre tiende a aumentar con más reciclado. Hecho que se deber a una mayor concentración de tiosulfato en la solución de reciclaje y al comienzo de la lixiviación.

20 La mayor acumulación de tritionato durante la lixiviación produjo más tiosulfato durante las pruebas de precipitación como se muestra en la Figura 49.

Tabla 30. Resumen de la lixiviación seguida de la precipitación y el reciclado de la solución gastada.

Prueba	Alimentación		Reactivos						Producto de solución						OH*promedio	de recuperación		Productos sólidos		*S ²⁻
	para lixiviación	para precipitación	Na ² CO ₃	NaOH	OH agregado	O ₂ H*rec.	OH*cons.	P	OR	P	Au	Cu	S ²⁻ O ₃	S ³⁻ O ₆	S ⁴⁻ O ₆	Au	Cu	Au	Cu S ²⁻	

	g*	g**	L	Kg/t	Kg/t	mol	mol I	mol		mV	Mg /L	Mg /L	g/L	g/l	g/L	mol	%	%	g/t	%	%	mol I
1- Lixiviación	506	0,0	0,0	16,4	56,3	0,91	0,00	0,65	10	21	0,16	7,19	3,8	0,5	-	0,26	37,4	1,96	0,54	0,07	7,6	0,57
1-Prec.	0,0	13	1,3	0,0	0,0	0,0	-	-	10	248	0,01	0,69	7,6 ^A	0,4	-	-	92,0	95,5	39,5	22,6	37 ^A	-
2- Lixiviación	511	0,0	0,0	15,0	45,5	0,67	0,10	0,62	59	61	0,16	24,4	1,5	4,5	-	0,15	36,3	6,6	0,57	0,07	5,0	0,49
3-Prec.	0,0	13	1,3	0,0	0,0	0,0	-	-	95	188	0,01	1,02	12 ^A	0,5	-	-	96,9	95,8	43,1	22,5	37 ^A	-
3- Lixiviación	498	0,0	0,0	27,3	35,2	0,63	0,10	0,60	90	51	0,17	36,7	1,1	3,2	-	0,13	43,2	9,68	0,45	0,07	5,0	0,43
*Subproductos de flotación			A Sulfuro en concentrado, sin ensayo en producto de precipitación										Reciclado de solución de lixiviación									
* Concentrado de flotación			AAEnsayos recalculados debido a un análisis tardío										Sulfuros oxidados									
OH* cons (consumido) = OH* I + OHrec- OHrem (remanente en la solución de lixiviación)																						

[0189] La Figura 1 representa el diagrama de flujo conceptual para realización de ejemplo de la recuperación de oro a partir de un subproducto de flotación según estos Ejemplos. A partir de estas pruebas, se concibió un sencillo circuito de ejemplo de lixiviación de oro y recuperación a partir de una solución de tiosulfato. Este circuito conceptual incluye la

5 lixiviación de oro a partir de un subproducto de flotación de baja ley en una solución de carbonato caliente (~ 91 °C) con tiosulfato generado *in situ* a partir de sulfuros. En esta etapa es necesario agregar oxígeno y soda cáustica para mantener el pH en ~9. Completada la lixiviación, el residuo lixiviado se separa de la solución y el oro lixiviado se alimenta a la etapa de precipitación. La etapa de precipitación incluye el contacto de la solución de lixiviación

10 (50 °C-60 °C) con concentrado de flotación de alta ley con rociado de gas inerte para eliminar el oxígeno del sistema

En conclusión, se lixiviaron tres subproductos de flotación en condiciones típicas de lixiviación con tiosulfato. Estas pruebas se realizaron para observar la velocidad de lixiviación del oro y la descomposición del tiosulfato. Se extrajo más oro con tiosulfato *in situ* debido a la

15 oxidación de sulfuros. En general, las extracciones de oro logradas mediante procedimientos con tiosulfato en este documento variaron según las fuentes de sulfuro. Sin embargo, estos resultados de extracción de oro fueron comparables a los medidos por procedimientos de cianuración en estas muestras.

El oro y el cobre lixiviados precipitaron en concentrado de flotación de calcopirita/pirita.

20 Se propone, sin limitarse con consideraciones teóricas, que la interacción galvánica entre minerales precipitó cobre en el concentrado de cobre mediante el desplazamiento del hierro

de la red de calcopirita y redujo el oro a metal. La formulación de un mecanismo coherente implica la identificación de las especies de control a través del estudio de la superficie, además del análisis integral de la solución. Este estudio actual solo proporciona la solución y el análisis de sólidos para respaldar la hipótesis de metátesis y reducción que ocurre durante la precipitación de metales en el concentrado de flotación. Junto con el análisis de la solución de metales, también se detectó que el tritonato acumulado en la solución de lixiviación se convirtió en tiosulfato posiblemente a través de la reacción con sulfuros en sólidos.

La precipitación de valores metálicos excluye el oxígeno de las lechadas en los recipientes de reacción. Estos procedimientos pueden incluir gases inertes para reducir la solubilidad de la solución de oxígeno en los reactores mediante el uso de argón o nitrógeno”. Los sistemas comerciales de desaireación al vacío también se podrían utilizar en soluciones de proceso para mejorar la solubilidad del gas inerte y el desplazamiento del oxígeno de los recipientes de precipitación.

La eficacia de reciclado se verificó realizando tres ciclos de lixiviación por lotes de oro a partir de subproductos de sulfuro que representan el yacimiento Iron Cap y precipitando el oro y el cobre en un concentrado de flotación que representa el mismo yacimiento Iron Cap. Los resultados demostraron la reproducibilidad de la extracción de oro con el reciclaje. En general, el rendimiento de la lixiviación de circuito cerrado con reciclaje de filtrado después de la eliminación de oro por precipitación fue excelente con una extracción de oro similar en cada solución de ciclo.

Ejemplo 5.0: agentes adicionales de precipitación para la recuperación de valores metálicos después de la lixiviación

Ejemplo 5.1: sulfato ferroso

Se realizó una serie de experimentos en los que se usó sulfato ferroso para precipitar oro, plata y cobre en un medio de tiosulfato. Se completaron un total de nueve pruebas de precipitación de oro, dos pruebas en blanco y una prueba de cianuración. La precipitación de oro fue muy rápida en todas las condiciones. La sal de hierro formó un precipitado que se pudo recuperar de la solución final de tiosulfato. Las precipitaciones de plata y cobre fueron variables que dependieron de las condiciones de la prueba. El precipitado de hierro se recuperó y se sometió a lixiviación con cianuro para recuperar el oro precipitado. Esta prueba confirmó que se podía recuperar oro del precipitado de hierro.

Para estos ejemplos, las soluciones de prueba se prepararon mediante el mismo método. En primer lugar, se transfirió el volumen necesario de solución normalizada ICP de oro a un vaso de precipitados y se diluyó con aproximadamente 300 mL de agua desionizada. Luego se agregó la cantidad necesaria de solución normalizada ICP de sulfato de cobre y plata. El pH se ajustó gradualmente con solución concentrada de hidróxido de sodio a aproximadamente pH 4. Luego se agregó a la solución la cantidad necesaria de tiosulfato de sodio. La solución preparada se transfirió a un matraz volumétrico de 2 L y se diluyó con agua desionizada para preparar la solución para el experimento. La solución se transfirió al reactor de 2 L y se purgó con nitrógeno durante 30 minutos antes de que comenzara la prueba.

El reactor utilizado es un reactor de vidrio de 2 L con funda térmica para entrada y salida de agua para el control de temperatura. La temperatura se controló mediante un baño de agua circulante que bombeaba agua a través de la funda térmica. La agitación fue proporcionada por un agitador superior. La velocidad de agitación se fijó en 800 rpm para todas las pruebas. La solución se mezcló bien en estas condiciones y los sólidos eran finos y se suspendían fácilmente. Las condiciones experimentales ensayadas se muestran en la Tabla 31 a continuación.

Tabla 31. Condiciones experimentales para la precipitación de sulfato ferroso.

	Au (ppm)	Ag (ppm)	Cu (ppm)	Na ₂ S ₂ O ₃ (M)	Ferros o (ppm)	p H	T (°C)	Tiemp o (h)
Prueba 1	10	0	20	0,18	1000	10	80	4
Prueba 2	10	0	20	0,18	1000	10	25	4
Prueba 3	10	0	20	0,18	100	9	25	4
Prueba 4	10	0	20	0,18	100	9	25	4
Prueba 5	10	0	20	0,18	1000	9	25	1
Prueba 6	1,5	3	200	0,18	1000	9	25	1
Prueba 7	1,5	3	200	0,18	500	9	25	1
Prueba 8	1,5	3	200	0,18	100	9	25	1
Prueba 9	10	3	30	0,1	500	9	25	0,17
En blanco 1	10	0	20	0,18	0	9	25	4
En blanco 2	1,5	3	200	0,18	0	9	25	1

En la Prueba 1, el sulfato ferroso se agregó a la solución de prueba como sólido. El pH cayó drásticamente y el tiosulfato se degradó. La adición de sulfato ferroso y precipitación de hierro formó ácido en solución debido a la hidrólisis del hierro. Si bien la prueba no se consideró exitosa como ejemplo, la lechada se usó para probar el papel de filtro. Como resultado del tamaño fino de las partículas, se seleccionó una membrana de nailon de 0,45 µm

y se usó para todas las pruebas posteriores.

La Prueba 2 muestra el impacto del control del pH cuando se agrega sulfato ferroso al sistema. Por lo tanto, a partir de la Prueba 2, se agregó sulfato ferroso al reactor como solución con la adición simultánea de solución de hidróxido de sodio 5 M para controlar el pH. Se tomaron muestras y se filtraron con un filtro de jeringa. El análisis de tiosulfato y oro se realizó usando el cromatógrafo de iones Dionex y el espectrómetro de absorción atómica respectivamente. El análisis de plata, cobre y hierro se realizó utilizando ICP-OES en el departamento de geología de la UBC.

Las Figuras 50 y 51 muestran los valores de pH y ORP para las Pruebas 2 a 8. El pH disminuyó durante la precipitación excepto para la Prueba 8. El aumento de pH en la Prueba 8 se debe a la adición de hidróxido de sodio adicional durante el ajuste de pH al principio. Sin embargo, la tendencia del pH es en general descendente. Los valores de ORP fueron bajos, hecho que indica que la adición de sulfato ferroso provocó un proceso reductor en solución.

[0190] La Figura 52 muestra la concentración de tiosulfato con el tiempo. En general, el tiosulfato se descompone durante la precipitación. Pero el cambio entre la concentración inicial y final de tiosulfato no es significativo, excepto para las pruebas 6 y 7. Si bien se desconoce el motivo de esta gran reducción, se agregó gran cantidad de cobre a estas pruebas. El cobre cataliza la descomposición del tiosulfato y, sin limitarse con consideraciones teóricas, pudo haber provocado la reducción. Para todos los demás experimentos, el tiosulfato en solución fue relativamente estable durante el proceso de precipitación, hecho que indica que el tiosulfato se puede conservar durante el proceso de precipitación, p. ej., si se desea reciclar el tiosulfato a la solución de lixiviación.

[0191] La Figura 53 muestra la concentración de oro en la solución. Los resultados muestran que la precipitación terminó en 10 minutos. Estos resultados confirmaron que la adición de sulfato ferroso a la solución de tiosulfato de sodio es un método químico eficaz para precipitar el oro.

Las Figuras 54 y 55 muestran la concentración de cobre y plata en función del tiempo en las Pruebas 6, 7 y 8. La concentración de plata disminuyó en todas las pruebas. La concentración de cobre también disminuyó; sin embargo, la Prueba 8 tiene la menor caída de cobre. El análisis de cobre para la Prueba 8 se realizó un día después de la prueba de precipitación. Pero para las Pruebas 6 y 7, el análisis de cobre se realizó unos días después de la prueba de precipitación. Como resultado y, sin limitarse con consideraciones teóricas, el

cobre podría haber continuado precipitando después de haber tomado la muestra.

Se completaron dos pruebas en blanco para verificar que las soluciones preparadas eran estables durante el periodo de la pruebas sin agregar sulfato ferroso a la solución. Los resultados confirman que, en ausencia de adición de sulfato ferroso, las soluciones son estables durante la prueba. Los metales en solución no cambian dentro de los límites de precisión analítica. De manera similar, tampoco cambian el pH ni la concentración de tiosulfato. Los valores de ORP tienen una tendencia a la baja con el tiempo. Esto se observa a menudo en experimentos de lixiviación donde se detiene la adición de aire u oxígeno. El ORP desciende debido a la naturaleza reductora de las sales de tiosulfato y los productos de degradación del tiosulfato que pueden estar presentes en la solución. Sin embargo, el ORP no descendió lo suficiente como para provocar la precipitación de metales. Los resultados de las pruebas en blanco confirman que la adición de sulfato ferroso es la causa de la precipitación de metales.

Se realizó la Prueba 9 para obtener una masa de precipitado para la cianuración con el fin de demostrar la recuperación de oro del precipitado de oxihidróxido de hierro. Se trató un total de 10 L de solución sintética con adición de sulfato ferroso en 5 pruebas individuales de 2 L. Después de terminar los 5 lotes, el sólido se recogió por filtración. Luego se realiza la cianuración del sólido recolectado para extraer el oro. La concentración de cianuro es de 1 g/L de NaCN. Los resultados de la Prueba 9 se resumen en la Tabla 32.

Tabla 32. Resultados de la prueba 9 para 5 lotes de precipitaciones.

	Lote 1	Lote 2	Lote 3	Lote 4	Lote 5
pH inicial	10	9,49	9,73	9,13	9,52
pH final	8,93	9,47	8,46	8,23	8,08
ORP inicial (mV)	-2,2	-104,8	-71,8	-54,6	-113,4
ORP final (mV)	-557,8	-525,3	-505,8	-455,6	-416,6
Concentración inicial de tiosulfato(ppm)	11170	10805	11090	10778	10828
Concentración final de tiosulfato (ppm)	10830	10910	10825	11040	10670
Oro inicial (ppm)	10,48	10,44	10,29	10,45	10,30
Oro final (ppm)	0,03	0,05	0,17	0,20	0,19
Cobre inicial (ppm)	32	31	32	32	32
Cobre final (ppm)	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Plata inicial (ppm)	3,38	2,41	2,75	3,35	3,70
Plata final (ppm)	0,84	0,22	0,09	0,68	0,35

Después de cada prueba de precipitación, se filtró cada lote. La filtración tomó

aproximadamente 3 horas - 4 horas por lote. Recolectados todos los sólidos, se transfirieron a un reactor de 1 L. Se agregaron 800 mL de agua desionizada al reactor. Se usó un agitador superior para proporcionar agitación a 800 rpm. Antes de que comenzara la cianuración, se ajustó el pH con hidróxido de sodio concentrado. El pH aumentó a ~10,64 y permaneció estable durante una hora antes de agregar cianuro de sodio. Una vez que el pH se estabilizó, se agregó a la solución 1 g/L de cianuro. El pH ascendió a 11,63. Después de un tiempo de retención de 8 horas, el pH descendió a 11,57. La Tabla 33 resume los datos de pH y ORP para la cianuración.

Tabla 33. Datos de pH y ORP para cianuración.

Tiempo (hora)	pH	ORP	Adición de hidróxido de sodio 5 M (mL)
0	6,01		3,52
1	10,64	-95	
Agregar cianuro de sodio	11,63	-323	
9	11,57	-140	

El equilibrio de oro se resume en la Tabla 34. La diferencia de oro se calcula restando al oro inicial la sumatoria de oro final, oro en cianuración y oro en sólidos. La diferencia es de 6,85 mg, que es el 6,59%.

Tabla 34. Equilibrio de oro.

	Oro inicial (mg)	Oro final (mg)
Lote 1	20,96	0,06
Lote 2	20,88	0,1
Lote 3	20,58	0,34
Lote 4	20,9	0,4
Lote 5	20,6	0,38
Suma	103,92	1,28
Oro extraído por cianuración (mg)	89,75	
Oro en sólidos finales (mg)	6,036	
Diferencia (mg)	6,85	

La eficacia de precipitación de oro como promedio de los 5 lotes se calcula a partir de los valores de oro inicial y final como $Eficacia = (103,92 - 1,28) / 103,92 \times 100\% = 98,8\%$. Mediante un cálculo similar, la eficacia de precipitación de plata fue del 86%, la eficacia de precipitación del cobre fue del 100% y, finalmente, todo el hierro precipitó de la solución. La extracción de oro por relixiviación del residuo se calculó como $Extracción = 89,75 / (89,75 + 6,036) \times 100\% = 93,7\%$.

El equilibrio de oro general de oro mostró una pequeña falta fundamento (6,85 mg de un total de 103,92 agregado). Esto representa un error de equilibrio de masa de aproximadamente el 6% y, sin limitarse con consideraciones teóricas, se puede atribuir a la precisión analítica y al desafío de recuperar todo el precipitado de hierro del papel de filtro después de la precipitación y filtración del oro inicial. En resumen, la Prueba 9 mostró que el oro se podía precipitar de manera eficaz a partir de una solución de tiosulfato y luego volver a lixivarse mediante la cianuración del precipitado de hierro.

En conclusión, se realizaron una serie de experimentos para demostrar el uso de la sal de sulfato ferroso como precipitante de oro, cobre y plata a partir de soluciones de tiosulfato. La precipitación de oro generalmente se acercó al 100% de eficacia con tiempos de precipitación muy rápidos (menos de 1 hora). La plata y el cobre precipitaron rápidamente pero la eficacia de la precipitación fue menor. Dos pruebas en blanco mostraron que las soluciones de tiosulfato preparadas se mantuvieron estables durante el periodo de las pruebas de precipitación con sulfato ferroso. La precipitación se atribuyó a la adición de sulfato ferroso, no a la inestabilidad de las soluciones preparadas.

Una prueba a granel (5 resultados de pruebas separados combinados) mostró que el oro se podía recuperar mediante la cianuración del precipitado de hierro. La extracción de oro fue del 93,7% con la adición de 1 g/L de NaCN y 8 horas de cianuración.

Ejemplo 5.2: pirita

La cementación de oro, plata y cobre se realizó en un reactor de vidrio con camisa para agua de 700 mL (8,2 cm DI y 15 cm de profundidad) con tres deflectores incorporados. El reactor se selló con una tapa removible, que tenía varias aberturas para sonda de temperatura, pH, medición de potencial, muestreo, eje agitador y gas nitrógeno. Se introdujo nitrógeno para mantener una atmósfera inerte. La presión interior se mantuvo a 5 cm de agua. La agitación se realizó por impulsores de doble paso a 45° con un diámetro de 2,54 cm. El impulsor inferior se suspendió a 0,4 cm del fondo del reactor. La distancia entre los dos impulsores era de 5 cm. La velocidad de rotación se controló a 1000 rpm para mantener todos los sólidos en suspensión y la temperatura se controló a $25 \pm 0,1$ °C mediante el uso de un baño de agua circulante. El pH se controló a 9,0 con el uso de un controlador de pH mediante la adición de solución de hidróxido de sodio.

Los procedimientos experimentales son: (1) Transferir 0,65 L de solución de tiosulfato al reactor y luego introducir nitrógeno en el reactor sellado, (2) Transferir una cantidad

necesaria de -106 μm de muestra de pirita y un volumen necesario de agua desionizada a un mortero para una molienda en húmedo de 2 minutos con un mortero para renovar la superficie de las partículas de pirita; (3) Verter el polvo de pirita húmedo al reactor usando una solución de tiosulfato para iniciar una prueba a 25 °C; (4) Tomar muestras a los 0 minutos, 30 minutos, 60 minutos y 120 minutos.

10 mL de solución normalizada de oro (1000 mg/L Au y HCl al 2 %), 3 mL de solución normalizada de plata (1000 mg/L Ag y ácido nítrico al 2%), una cantidad necesaria de pentahidrato de sulfato de cobre y 0,8 L de agua se agregaron sucesivamente a un vaso de precipitados de 1 L y el pH de la solución resultante se ajustó a 4 con solución de hidróxido de sodio. Se agregó la cantidad necesaria de reactivo de tiosulfato de sodio. El pH final se ajustó aún más a 9. La solución se transfirió a un matraz volumétrico de 1 L para hacer una solución.

Se analizaron muestras de oro, plata y cobre en solución directamente por ICP en medios de tiosulfato. El oro también se analizó por extracción con solvente del oro a la solución orgánica cuyo oro se analizó directamente por adsorción atómica. Ambos métodos de análisis dieron resultados casi idénticos. El tiosulfato se analizó inmediatamente después de tomar muestras mediante cromatografía iónica.

Cementación con pirita pura

La concentraciones de oro, plata, cobre y tiosulfato en función del tiempo se muestran las Figuras 56-59 con la adición de 0, 1, 10 y 20 g/L de pirita, respectivamente. En los cuatro casos, la concentración de tiosulfato prácticamente no cambió o disminuyó muy poco. Sin la adición de pirita (Figura 56), las concentraciones de oro, plata y cobre no cambiaron con el tiempo como se esperaba. Con la adición de 1 g/L de pirita (Figura 57), las concentraciones de oro, plata y cobre se redujeron de 10 mg/L a 3,3 mg/L, de 2,9 mg/L a 0,05 mg/L y de 19,8 mg/L a 18,1 mg/L, respectivamente en 120 minutos. Con la adición de 10 g/L y 20 g/L de pirita (Figuras 58 y 59), las concentraciones de oro, plata y cobre se redujeron a menos de 0,1 mg/L en 30 minutos. Por lo tanto, el oro, la plata y el cobre se pueden recuperar eficazmente mediante cementación con pirita.

El pH se redujo de inmediato a 6 con la adición de 10 g/L de pirita y se redujo de inmediato a 3,5 cuando con la adición de 20 g/L de pirita, hecho que indica que se liberó ácido durante la cementación. El potencial redox en función del tiempo se muestra en la Figura 60. Sin la adición de pirita, el potencial redox se redujo de 50 mV a -50 mV frente a Ag/AgCl. No

hubo un par redox bien definido o la concentración del par redox fue demasiado baja para determinar el potencial de la sonda de platino. Por lo tanto, el cambio en el potencial redox probablemente se debió a la variación en la condición de la superficie del electrodo de platino. Con la adición de pirita, el potencial redox se redujo a menos de -400 mV frente a Ag/AgCl y aumentó un poco con el tiempo. La adición de más pirita dio como resultado un potencial redox más bajo. Este potencial redox se debió al contacto del polvo de pirita con el electrodo de platino y, por lo tanto, reflejó el potencial superficial de la pirita. El aumento del potencial redox se debió principalmente a la precipitación de oro, plata y cobre sobre las partículas de pirita.

10 *Cementación con mineral que contiene pirita*

Se examinó una muestra que contenía pirita para comparar la habilidad del mineral de precipitar valores de metal precioso. El mineral analizado es un polvo muy fino. Primero se molió en húmedo durante 2 minutos para renovar la superficie de las partículas y luego se usó de inmediato. Las concentraciones de oro, plata y cobre en función del tiempo a 25 °C se muestran en las Figuras 61-63. La concentración de oro con la adición de 10 g/L, 30 g/L y 50 g/L de muestra solo se redujo de 1 mg/L a 0,92 mg/L, 0,85 mg/L y 0,68 mg/L, respectivamente, mientras que la concentración de plata se redujo de 2,96 mg/L a 2,64 mg/L, 2,34 mg/L y 1,66 mg/L respectivamente. Con la adición de 10 g/L y 20 g/L de muestra, la concentración de cobre esencialmente no se redujo por debajo de los límites del error de análisis, mientras que con la adición de 50 g/L de muestra, se redujo muy poco. La concentración de tiosulfato prácticamente no se redujo o se redujo muy poco en dos horas. El potencial de solución (Figura 64) fue aproximadamente 400 mV más alto que el de la pirita pura y se redujo levemente con el tiempo, hecho que indica que había una porción muy limitada de pirita en la muestra. Al agregar 50 g/L de muestra de mineral que contenía pirita, se realizó otra prueba para extender el tiempo de cementación a 4 horas. Sin embargo, solo se extrajo un poco más de oro, plata y cobre.

A 25 °C, solo precipitó muy poco oro, plata y cobre por cementación con la muestra de mineral analizada que contenía pirita. La cementación se puede activar y luego acelerar a una temperatura más elevada. Por lo tanto, se realizaron tres pruebas a 70 °C. Las concentraciones de oro, plata y cobre en función del tiempo a 70 °C se muestran en las Figuras 65-67. La concentración de oro con la adición de 10 g/L, 30 g/L y 50 g/L de muestra se redujo de 1 mg/L a 0,82 mg/L, 0,64 mg/L y 0,39 mg/L, respectivamente, mientras que la concentración de plata se redujo de 2,95 mg/L a 2,42 mg/L, 1,89 mg/L y 1,15 mg/L,

respectivamente. La concentración de cobre se redujo de 19,8 mg/L a 15,6 mg/L, 7,50 mg/L y 2,91 mg/L con adiciones de muestra de 10 g/L, 30 g/L y 50 g/L, respectivamente. La concentración de tiosulfato no disminuyó o disminuyó eficazmente muy poco en dos horas. El potencial de solución (Figura 68) se redujo con el tiempo y fue aproximadamente 100 mV-200 mV menor a 25 °C. Al agregar 50 g/L de muestra de mineral que contenía pirita, se realizó otra prueba para extender el tiempo de cementación a 4 horas. Sin embargo, solo se extrajo un poco más de oro, plata y cobre.

El oro, la plata y el cobre no precipitaron por completo con una muestra de mineral que contenía pirita a 70 °C. Sin limitarse con consideraciones teóricas, esto puede deberse al hecho de que el potencial de lechada no fue lo suficientemente bajo como para reducir estos tres metales y es probable que otros minerales que contienen mayor concentración de pirita y/o pirita más reactiva puedan ser más eficaces como reductores. NaHS para reducir el potencial de lechada a alrededor de -450 mV, que es muy similar a lo obtenido con el uso de pirita pura. Al principio, solo se agregó una muestra de mineral de pirita como primer reductor y después de 1 hora se introdujo la solución de NaHS. Se muestran los resultados en las Figuras 69-71. En la primera hora, solo precipitaron cantidades limitadas de oro, plata y cobre. Después de la adición de NaHS para reducir el potencial de lechada a aproximadamente -450 mV frente a Ag/AgCl, el oro, la plata y el cobre precipitaron casi por completo. La plata y el cobre se podrían precipitar como sus sulfuros, mientras que el oro se debería reducir a oro elemental. El oro, la plata y el cobre se eliminaron a cantidades más bajas con la adición de 10 g/L o 30 g/L de muestra de mineral de pirita y 0,11 g/L-0,072 g/L de NaHS que con la adición de 50 g/L de muestra de mineral de pirita y 0,069 g/L de NaHS. NaHS desempeña una función en la precipitación de oro, plata y cobre. El oro, la plata y el cobre se pueden precipitar completamente sin la muestra de mineral de pirita. El potencial de lechada en función del tiempo se muestra en la Figura 72. El potencial de lechada se redujo a aproximadamente -450 mV frente a Ag/AgCl y no cambió significativamente con el tiempo.

El tiempo de reacción a 70 °C se extendió a 8 horas para precipitar más oro, plata y cobre. Los resultados se resumen en las Figuras 73-76. Sin la adición de muestra de mineral de pirita, las concentraciones de oro, plata y cobre permanecieron esencialmente constantes (Figura 73). Con la adición de 10 g/L de muestra de mineral de pirita (Figura. 74), las concentraciones de oro, plata y cobre se redujeron de 0,98 mg/L a 0,78 mg/L para el oro, de 2,96 mg/L a 2,39 mg/L para la plata y de 19,6 mg/L a 10,3 mg/L para el cobre, respectivamente, mientras que con la adición de 30 g/L muestra de mineral de pirita (Figura. 75), se redujeron de 1,03 mg/L a 0,33 mg/L, de 3,02 mg/L a 1,13 mg/L y de 20,2 mg/L a

2,31 mg/L, respectivamente. Al agregar 50 g/L de muestra de mineral de pirita (Figura 76), las concentraciones de oro, plata y cobre se redujeron de 0,98 mg/L a 0,21 mg/L, de 2,97 mg/L a 1,09 mg/L y de 19,8 mg/L a 2,37 mg/L, respectivamente. La precipitación de oro, plata y cobre en 8 horas fue mayor en 2 horas. Sin embargo, la precipitación no fue completa. La concentración de tiosulfato no cambió significativamente en condiciones de atmósfera inerte. El potencial de lechada en función del tiempo se muestra en la Figura 77. La adición de la muestra de mineral que contenía pirita dio como resultado un potencial de lechada más bajo.

Sin limitarse con consideraciones teóricas, se cree que diferentes fuentes de mineral pueden producir una precipitación más eficaz de valores de metal que la observada con la muestra de mineral que contiene pirita analizada. En particular, los resultados experimentales observados en los que se usó pirita pura como reductor mostraron una precipitación muy eficaz de valores de metal. En cambio, la muestra de mineral analizada no era pirita al 100%, por lo que se esperaría que fuera menos eficaz como precipitante que la pirita pura. Además, la muestra analizada exhibió grados de oxidación de pirita más elevados que otras muestras de mineral tomadas de otros lugares, posiblemente debido a diferencias en la estructura del mineral o diferentes aspectos de su preparación. Por lo tanto, otros minerales con formaciones de pirita más estables pueden ser precipitantes más eficaces que el mineral analizado.

[0192] Si bien anteriormente se han discutido varios aspectos y realizaciones de ejemplo, los expertos en la técnica reconocerán ciertas modificaciones, permutaciones, adiciones y subcombinaciones de estos. Por lo tanto, se pretende que se interpreten que las siguientes reivindicaciones adjuntas y las reivindicaciones presentadas a continuación incluyen todas dichas modificaciones, permutaciones, adiciones y subcombinaciones compatibles con la interpretación más amplia de la memoria en su conjunto.