



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA

MODELACIÓN DEL POTENCIAL DE DRENAJE ÁCIDO DE BOTADEROS

CALIBRACIÓN A PARTIR DE CELDAS HÚMEDAS Y GRANULOMETRÍA.

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE GEÓLOGO

SEBASTIÁN ALEJANDRO GARCÍA CÁRDENAS

PROFESOR GUÍA:

BERNHARD STEFAN DOLD

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

DAVID ARCOS BOSH

KATJA DECKART

SANTIAGO DE CHILE

MARZO 2013

Resumen

Uno de los principales métodos de análisis para determinar el potencial de generación de drenaje ácido es la por medio de ensayos de celdas húmedas. Estos ensayos permiten determinar la respuesta de una determinada muestra a ciclos de humedad e inundación en términos de generación de drenaje ácido y carga de metales. Sin embargo, las condiciones de laboratorio son muy distintas de las que se producen en una faena minera, empezando por el propio material objeto de estudio.

Para modelar estas diferencias se dispone de tres muestras a las que se les realizaron los ensayos de: microscopía, ensayos de celdas húmedas, ensayos ABA, extracción secuencial, granulometría y análisis de química total.

Luego de caracterizar las muestras y usando el modelo "shrinking core model" considerando la modificación de Gbor (2004). Se implementó el modelo y se observó cómo se comportarían las muestras si tuviesen una distribución granulométrica típica de botadero (Mclemore et al., 2004). Para dar validez al modelo se comparó con los resultados de celdas húmedas, considerando para este caso la granulometría de cada muestra.

Los resultados mostraron que: debido a las diferencias granulométricas se pueden esperar pHs más altos en un botadero pues posee una fracción fina muy baja en comparación a las muestras sometidas a los ensayos, debido a que estas han sido preparadas. Las diferencias en los valores de una misma muestra pueden ser hasta de un punto en los últimos ciclos.

Además de este modelo se propusieron dos variantes, en la primera se limitó a que solo podría reaccionar la pirita expuesta directamente en superficie, en segundo lugar se hizo variar el contenido de pirita, para observar el comportamiento y la sensibilidad respecto a esta variable.

Lo que se observó fue que tanto el contenido de pirita como el modo de reacción de las muestras juega un papel importante en el control del pH, pudiendo hacer que este llegue a cifras varios puntos por sobre, o debajo, del modelo anterior.

Finalmente, se proponen una serie de mejoras al modelo, con el fin de poder representar lo que en verdad ocurre en un botadero; sin embargo, resulta interesante notar el rol que juega la distribución granulométrica cuando todo el resto de las variables se mantienen constantes.

Agradecimientos

Por su apoyo, por los datos y las discusiones que ayudaron al desarrollo de este trabajo, quiero agradecer a Amphos 21 y, en particular, a David Arcos y Wolf Von Igel, quienes mostraron muy buena disposición con sus críticas y enfoques a seguir durante este trabajo.

También agradezco a Katja Deckart y Bernhard Dold por su buena disposición y comentarios para el desarrollo de este trabajo. Además, les agradezco sus enseñanzas más allá de lo docente, mostrando que uno debe ser quien tenga la iniciativa de llevar un proyecto y no hacer los deberes por obligación, sino por gusto.

Asimismo le agradezco al Departamento de geología de la Universidad de Chile y su equipo de funcionarios, por brindar las herramientas y logística necesaria para cualquier proyecto. En particular, gracias a Blanca Baccola, secretaria del departamento, por siempre estar ahí para responder a todas esas preguntas que surgieron en el camino.

No puedo dejar de agradecer a mi familia, en especial a mis padres y hermanos, quienes me han dado el soporte y valores morales para poder enfrentar exitosamente las adversidades que se presenten en el camino.

Finalmente, les quiero agradecer a todos mis amigos, tanto de la universidad como de otros lugares, por hacer que los días que pasé con ustedes estuviesen llenos de vida y alegrías. Además, sin su apoyo, ideas, correcciones e incesantes discusiones no habría sido posible entregar este trabajo. En especial les doy las gracias a Pia Lois, Katherine Pinochet y Fernando Medina por sus críticas y correcciones, les estaré eternamente agradecido por su buena disposición.

Índice de Contenido

Resumen	I
Agradecimientos	II
Índice de Contenido	III
Índice de Figuras	V
Índice de Tablas.....	VI
1. Introducción	1
1.1. Motivación	1
1.2. Estado del arte	2
1.2.1. Botaderos	2
1.2.2. Concepto de drenaje ácido	5
1.2.3. Reacciones principales en la generación de drenaje ácido	7
1.2.4. Factores controladores en la oxidación de sulfuros de hierro	8
1.2.5. Formación de minerales secundarios	11
1.2.6. Procesos de neutralización	12
1.2.7. Métodos de predicción: estáticos y cinéticos	14
1.3. Objetivos	16
1.3.1. Objetivo general:	16
1.3.2. Objetivos específicos:	16
2. Metodología	18
2.1. Ensayos realizados.....	18
2.1.1. Metodologías de trabajo	19
2.2. Análisis químicos	19
2.3. Estudio mineralógico	20
2.4. Celdas húmedas	20
3. Resultados de Ensayos	24
3.1. Análisis de Parámetros Químicos, pH en Pasta y Potencial de Neutralización	24
3.2. Ensayos ABA	24
3.3. Resultados Estudio Mineralógico	25
3.4. Resultados Granulometría.....	28

3.5.	Resultados Celdas húmedas modificadas (THC)	29
3.6.	Resultados extracción secuencial	34
4.	Análisis de resultados	41
4.1.	Muestra A	41
4.2.	Muestra B	41
4.3.	Muestra C	42
5.	Modelo	45
5.1.	Caso control químico	47
5.2.	Incorporando la distribución de tamaño en el SCM	49
5.3.	Método del modelo	51
6.	Resultados del modelo	55
7.	Discusión y alcances de los resultados	60
8.	Conclusiones	67
9.	Referencias	69
I.	Anexo A	75
II.	Anexo B	94
III.	Anexo C	111

Índice de Figuras

Figura 1. Especiación de hierro..	7
Figura 2. Diagrama Eh-pH de las fases estables resultado de la generación de drenaje ácido.	11
Figura 3. Zonas en que se puede zonar un botadero.	3
Figura 4. Resultado sulfuros mineralogía de cabeza	26
Figura 5. Resultado sulfuros mineralogía de ripios.	26
Figura 6. Resultado Óxidos mineralogía de cabeza.	27
Figura 7. Resultado mineralogía óxidos ripios.	27
Figura 8. Porcentaje pasante acumulado versus tamaño de grano de las muestras A, B y C.	28
Figura 9. Resultado THC de pH en cada ciclo para las muestras A, B y C.	29
Figura 10. Resultado THC de alcalinidad liberada en cada ciclo para las muestras A, B y C.	30
Figura 11. Resultado THC de Acidez liberada en cada ciclo de las muestras A, B y C.	30
Figura 12. Resultado THC de Hierro liberado en cada ciclo.	31
Figura 13. Resultado THC de azufre liberado en cada ciclo.	32
Figura 14. Resultado THC de cobre liberado en cada ciclo.	32
Figura 15. Resultado THC de Calcio liberado en cada ciclo.	33
Figura 16. Extracción secuencial Cabezas para el aluminio.	35
Figura 17. Extracción secuencial ripios para el aluminio.	35
Figura 18. Extracción secuencial cabeza para el arsénico.	36
Figura 19. Extracción secuencial ripios para el arsénico.	36
Figura 20. Extracción secuencial cabezas para el calcio.	37
Figura 21. Extracción secuencial ripios para el calcio.	37
Figura 22. Extracción secuencial cabezas para el cobre.	38
Figura 23. Extracción secuencial ripios para el cobre.	38
Figura 24. Extracción secuencial cabezas para el hierro.	39
Figura 25. Extracción secuencial ripios para el hierro.	39
Figura 26. Extracción secuencial cabeza para el azufre.	40
Figura 27. Extracción secuencial ripios para el azufre.	40
Figura 28. Diagrama de estabilidad de la especies del cobre.	44
Figura 29. Esquema reacción parcial shrinking core model.	46
Figura 30. Esquema control químico.	47
Figura 31. Esquema del Modelo 1.	51
Figura 32. Esquema modelo 2.	52
Figura 33. Granulometría acumulada de un botadero tipo pórfido cuprífero promedio.	53
Figura 34. pH vs ciclos del modelo 1	55
Figura 35. Porcentaje de roca total que ha reaccionado vs ciclos del modelo 1.	55
Figura 36. Modelo 1 para celdas húmeda, considerando variable el porcentaje de pirita	56
Figura 37. Modelo 1 para botadero, considerando variable el porcentaje de pirita).	57
Figura 38. pH vs ciclos del modelo 2 de las muestras A (arriba), B (al medio) y C (abajo).	58
Figura 39. Para cada muestra, porcentaje de roca total que ha reaccionado (% Reaccionado).	58
Figura 40. Modelo 2 para celdas húmeda, considerando variable el % de pirita en las muestras.	59

Figura 41. Modelo 2 para botadero, considerando variable el % de pirita en las muestras.	59
Figura 42 Esquema de %peso y superficie reactiva	62
Figura 43 Porcentaje reaccionado versus tiempo, considerando un valor de $K_{rn} = 10^{-3}$ mm/ día. ...	63
Figura 44. Escenarios luego de 20 años de lixiviación de sulfuros por condiciones.....	66

Índice de Tablas

Tabla 1. Muestras tomadas para estudio	18
Tabla 2. Metodologías de Análisis Físico/Químico	19
Tabla 3. Características y cantidad de las muestras sometidas análisis.....	20
Tabla 4. Condiciones generales de una THC-ciclo a la que fueron sometidas las muestras.	21
Tabla 5. Condiciones de la muestra de la celda.....	22
Tabla 6. Resultados de Análisis Químico, pH en pasta y Potencial de neutralización.....	24
Tabla 7. Resultado análisis PNN para muestras de cabeza antes THC.....	24
Tabla 8. Resultado análisis PNN para muestras de ripio después THC	24
Tabla 9 Valores usados en el modelo.	53
Tabla 10. Lista de escenario. Tabla extraída y modificada de Molson <i>et al.</i> (2005).....	66

1. Introducción

1.1. Motivación

Uno de los principales métodos de análisis para determinar el potencial de generación de drenaje ácido en proyectos y operaciones mineras es la elaboración de ensayos de celdas húmedas a escala de laboratorio. Estos ensayos permiten determinar la respuesta de una determinada muestra a ciclos de humedad e inundación en términos de generación de drenaje ácido y carga de metales. Sin embargo, las condiciones de laboratorio son muy distintas de las que se producen en una faena minera, empezando por el propio material objeto de estudio. Puesto que la principal reacción de generación de drenaje ácido es la oxidación cinética de la pirita, y esta (*) depende de la superficie reactiva del mineral, es evidente que variaciones en la superficie reactiva (y por tanto del tamaño de partícula) tendrán como consecuencia una respuesta diferente del mismo material en condiciones de laboratorio o en condiciones de botadero.

Es importante notar que se han realizado numerosos trabajos en relaves (Tom et al.,1999;Dold y Fontboté. 2001 y 2002 y Oyarzún et al., 2002, entre otros), en los cuales se ha estudiado bastante más a fondo que los botaderos, por ser un material de granulometría más homogénea y fina, producto de haber sido sometido al proceso de molienda y flotación de las faenas mineras, además de estar en un medio saturado cuando son depositados como relaves. Sin embargo, los botaderos corresponden al material estéril, que una vez dinamitado es enviado directamente a botar, dando este material origen a los botaderos, siendo de una amplia distribución granulométrica, teniendo clastos milimétricos hasta métricos, y encontrarse en un medio subsaturado y mucho más rico en oxígeno.

Son entonces los botaderos un objeto de trabajo mucho menos estudiado y de igual importancia en la potencial generación de drenaje ácido.

(*) Este trabajo se acoge a las nuevas reglas de ortografía de la RAE 2010. En particular, los acentos diacríticos de “este”, “esta” y “solo” ya no llevan tilde.

1.2. Estado del arte

1.2.1. Botaderos

Botadero es un término acuñado en la industria minera, el cual se refiere a aquella estructura consistente en pilas de material sin interés económico que ha sido creada por el hombre, realizadas con el fin de acceder a otros materiales que sí lo tengan. Debido a lo heterogéneo de estos sistemas, y en particular de su granulometría, puede presentar diferencias en el modo de reacción frente a sistemas más estudiados, como los relaves.

Durante el proceso minero, el material de sobrecarga es removido para acceder a las zonas de interés, y depositado en pilas. El material de sobrecarga es generado mediante el siguiente proceso, que se puede resumir en cuatro grandes puntos: perforaciones, detonaciones, transporte y descarga de material (Hartman y Mutmansky, 2002). Dependiendo del espacio en que se dispongan las perforaciones y la cantidad de explosivo que este tenga, se determinará el tamaño de fragmento promedio. Usualmente, este material es descartado buscando la forma más económica de llevarlo a las pilas de desecho, habitualmente, en las cercanías de la mina. El transporte se realiza mediante camiones o correas transportadoras y son depositadas en laderas naturales o artificiales.

Inicialmente, este material no fue caracterizado ni estudiado por su poco interés económico y baja relevancia en el proceso metalúrgico. Sin embargo, muchos botaderos han sido objetos de estudio en los últimos años debido a problemas de generación de acidez, lixiviación de metales, estabilidad de taludes, erosión y polución, entre otros. Los resultados de los estudios han esclarecido la necesidad de un entendimiento completo de estas estructuras, tanto en su construcción y caracterización, como en sus procesos internos.

Los botaderos poseen una forma controlada principalmente por la topografía en que son emplazados, lo que sumado a las operaciones con que el material es ubicado en el botadero, termina generando una segregación del material (Zahl et al., 1992; Nichols, 1987). Los procesos que afectan la distribución y estructura del botadero generan una clasificación dentro de este que se pueden resumir en:

(1) Tráfico en superficie, que compacta el material debido al paso de los camiones y maquinaria pesada. Esto genera una capa dura y aislante sobre el botadero, aislándolo parcialmente del exterior, reduciendo la infiltración de agua y oxígeno a través de esta capa.

(2) Parte superior del botadero, donde las fracciones finas son más abundantes, pues las fracciones gruesas tienden a caer por el botadero una vez que han sido arrojadas desde los camiones o correas, la roca tiende a ser matriz soportada.

(3) Zona intermedia, donde el material está bien gradado, distribuido y es clasto soportado.

(4) Zona basal, donde se encuentran fragmentos de gran tamaño a lo largo del contacto con el basamento o coluvio base.

(5) Pie del botadero, donde se encuentra el material de mayor tamaño, que llegó a dicho lugar por la energía adquirida durante la caída por el botadero. Esta zona es clasto soportado.

A modo de síntesis, un botadero se construye a partir de las sucesivas descargas de material de sobrecarga, el cual es arrojado desde una ladera, donde se produce gradación por efecto gravitacional, quedando los clastos más gruesos al pie del botadero y los más finos en la cima de este, generando la distribución mencionada previamente (fig.3).

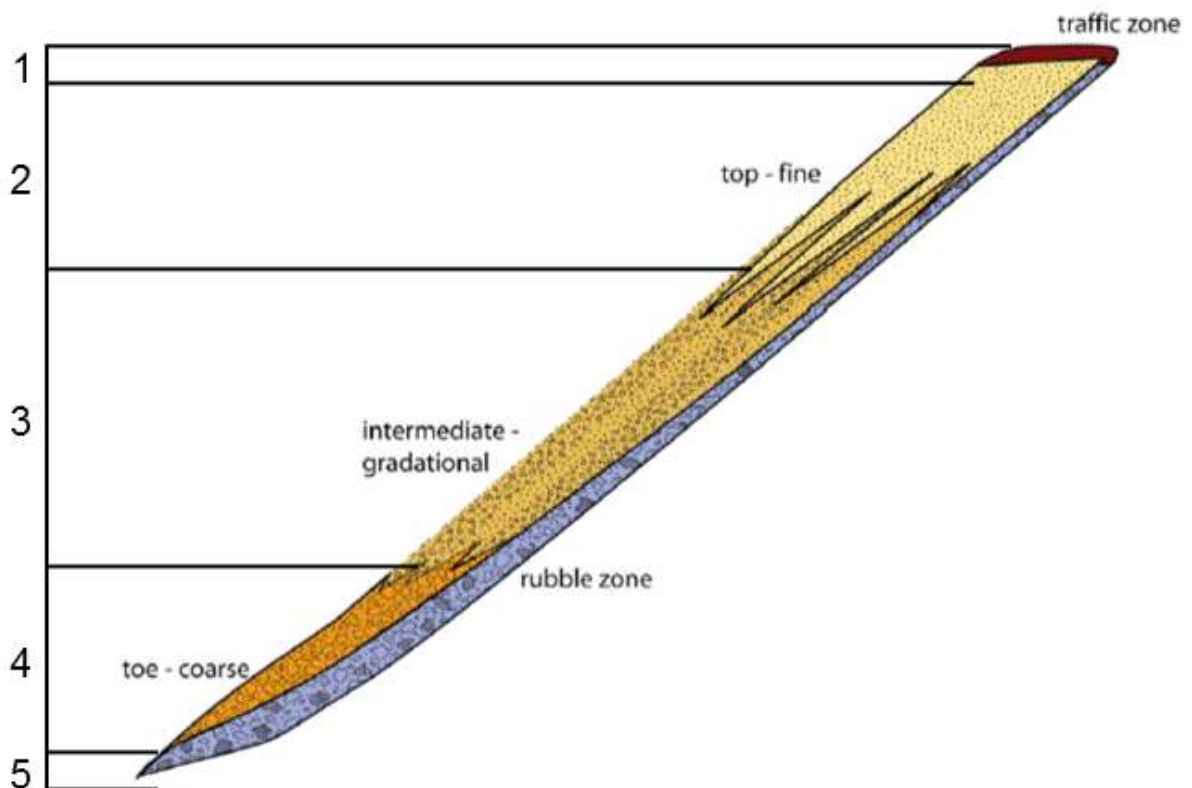


Figura 1. Ilustración modificada de Mclemore et al. (2009). Donde se ilustran las distintas zonas en que se puede zonar un botadero.

Otras características de los botaderos son:

- (i) El material de botadero es emplazado, generalmente, seco y tiende a incrementar su contenido en agua progresivamente por medio de infiltración y flujos (Williams y Rohde, 2008), como lluvias o nieve, entre otros.
- (ii) La granulometría de partícula varía desde grandes bolones hasta tamaño arcilla.
- (iii) La altura del talud no tiende a afectar el modo de gradación, pero taludes de poca altura pueden reducir la segregación.
- (iv) Generalmente son heterogéneos y presentan estratificación lateral (Tran, 2003).
- (v) Debido a las diversas faenas mineras y proyectos relacionados, los botaderos terminan siendo, en muchos casos, estructuras complejas en que la estratificación ejemplificada en la figura 3 se interrumpe y/o sobrepone a si misma generando zonas altamente heterogéneas tanto lateralmente como en profundidad.

Finalmente, cabe mencionar que los botaderos son altamente influenciados por agentes externos al mismo. Por ejemplo, el clima o el grado de saturación al que se vea sometido el material tendrá un impacto directo en la generación de drenaje ácido minero (DAM), tanto en la magnitud de la acidez generada, como en el tiempo de reacción. También ejercen influencia minerales que se generen producto de esta alteración, pues minerales como el yeso o la jarosita contribuirán a la generación de DAM, por la apertura de los planos de foliación de la roca, lo cual incrementará el acceso de oxígeno a los cristales de pirita previamente encapsulados (Sracek et al., 2004).

Cabe también hacer la diferencia de un botadero con un relave, por lo que se hará una breve descripción de estos:

Según el Gobierno de Chile (2007) los relaves mineros son "una suspensión de sólidos en concentración húmeda de especies minerales que han experimentado una o varias etapas en circuito de molienda fina. El vocablo se aplicará, también, a la fracción sólida de la pulpa que se ha descrito precedentemente".

En sí, el relave corresponde a la suspensión de un sólido en un líquido. Es decir, son partículas de un mineral de una roca en agua. Esto forma lo que en minería generalmente se llama pulpa y constituye un desecho de la actividad minera que se acumula en tranques de relave.

Dada la composición acuosa de los relaves, que les confiere fluidez, que a su vez hace que se puedan desplazar hacia abajo en presencia de un gradiente gravitatorio, es necesario confinarlos en depósitos *ad*

hoc. Éstos pueden ser estanques, naturales o contruidos por el hombre, y tranques, caracterizados por aprovechar una vía entre dos cerros o montañas cerrada por un muro artificial.

1.2.2. Concepto de drenaje ácido

La formación de drenaje ácido minero como consecuencia de la oxidación de sulfuros es uno de los principales problemas ambientales que enfrenta la minería actualmente. Existen numerosas autores que definen el drenaje ácido de mina o de roca (Shaw, et al., 1998; Gobierno de Chile, 2002; Lefebvre et al., 2002; entre otros). Lo que según estos se puede definir como:

“Drenaje contaminado que ocurre como resultado de la oxidación natural de minerales sulfurados contenidos en rocas, siendo uno de los principales la pirita, que han sido expuestos a la humedad y condiciones oxidantes, lo que genera una reducción del pH del agua de infiltración y lixiviación de metales. La acidez y elementos disueltos en el drenaje dependen de la naturaleza y reactividad de los sulfuros, de los elementos químicos de las rocas y de los controles físicos, químicos y biológicos que limitan la razón de oxidación y lixiviación.”

La minería de sulfuros es una de las actividades que puede generar Drenaje Ácido Minero (DAM), ya sea a partir de botaderos, relaves y estructuras como rajos y labores subterráneas, de acuerdo a la mineralogía de la roca expuesta y de la disponibilidad de oxígeno y agua, pero no todas las operaciones que exponen rocas con contenidos de sulfuros generan drenaje ácido. La mineralogía es un factor importante en la predicción del DAM, pues habrá minerales que aporten acidez y otros que aporten alcalinidad y, además, es altamente variable de un sitio minero a otro, por lo cual la predicción del DAM es más problemática, costosa y de dudosa confiabilidad si no se tiene en consideración la mineralogía del sistema. El DAM puede no ocurrir en minerales sulfurados que no son reactivos, que no producen un cambio en la concentración de protones al oxidarse, que contienen suficiente potencial base para neutralizar el ácido o si se implementan técnicas de remediación apropiadas.

El proceso de generación de acidez ocurre de forma natural y se acelera con la exposición de la roca al oxígeno como por la acción catalizadora de alguna población bacteriana. Su desarrollo es un proceso que depende del tiempo, ya que la química de las soluciones cambia gradualmente, volviéndose más ácida y con concentraciones crecientes de metales. La generación de ácido es controlada por: el tipo de sulfuro, la distribución y exposición del mismo, el tipo y distribución de minerales con potencial base, las características de oxidación química y biológica, el flujo de oxígeno y agua, la temperatura, el pH y las concentraciones de los elementos (Broughton y Robertson, 1992).

El drenaje ácido de roca (DAR) se divide, generalmente, en tres etapas, definidas por el pH del agua en el microambiente de los minerales sulfurosos. La primera etapa, es un período de oxidación química, donde el oxígeno es el oxidante principal, produciendo acidez a partir de la oxidación de los sulfuros (pirita), mientras que los minerales carbonatados presentes, neutralizan la acidez, manteniendo el pH del agua de neutro a alcalino ($\text{pH} > 7$). La oxidación libera ion ferroso el cual, a pH superior a 7, se oxida rápidamente al ion férrico y se hidroliza de tal manera que precipita de la solución como hidróxido de Fe^{3+} (ver figura 1 de la estabilidad de las especies del hierro). De esta manera, la velocidad de oxidación química de la pirita es relativamente baja, comparada con las etapas posteriores de oxidación, ya que el ion férrico no contribuye como agente oxidante.

A medida que continúa la generación de ácido y se agotan o se vuelven inaccesibles los minerales carbonatados, el pH del agua disminuye y el proceso se encamina hacia su segunda etapa cuando el pH del microambiente disminuye progresivamente hasta 4,5, como consecuencia de reacciones de oxidación tanto química como biológica. Cuando el pH llega a un valor aproximado de 4,5, este valor se mantiene a pesar de seguir generándose acidez. Esto es debido al equilibrio con fases minerales cuya disolución o precipitación tampona los valores de pH al consumir o producir protones. Si la oxidación continúa hasta que se haya agotado todo el potencial de neutralización, se presentarán valores de pH por debajo de 3,5, pasando a la tercera etapa, donde predomina la oxidación de los sulfuros por parte del Fe^{3+} (Notar en fig. 1 que la especie Fe^{3+} aparece a $\text{pH} \sim 4$), el cual es un oxidante mucho más potente que el oxígeno. De las reacciones de oxidación de sulfuros, se produce ion ferroso, que bajo la presencia de bacterias se cataliza enzimáticamente su oxidación y se convierte en ion férrico, el cual reemplaza al oxígeno como el agente oxidante principal. En esta etapa, la velocidad de oxidación es considerablemente más rápida que en la Etapa I y el agua de drenaje es generalmente ácida, caracterizada por sulfatos y metales disueltos en concentraciones elevadas y el hierro disuelto se presenta, principalmente, como ion férrico.

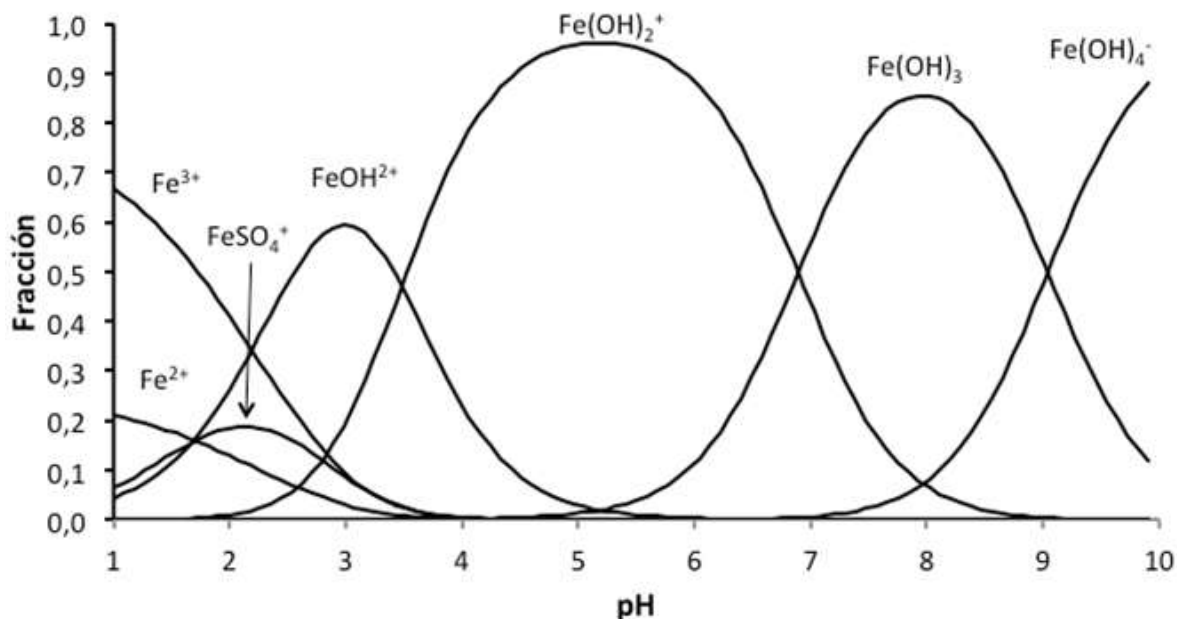
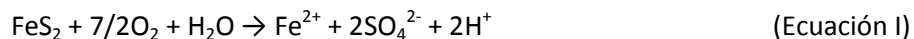


Figura 2. Especiación de hierro, considerando $[Fe] = [SO_4^{2-}] = 0,1$ mM. Se puede observar la especiación de hierro y notar que a partir de pH 4 el hierro férrico aparece, para luego ser dominante a menores valores de pH.

1.2.3. Reacciones principales en la generación de drenaje ácido

Entre los minerales generadores del drenaje ácido, los más comunes son los sulfuros de hierro, teniendo un lugar especial la pirita (FeS_2). Cuando los sulfuros son expuestos al oxígeno reaccionan para formar sulfatos, iones ferrosos y protones (ecuación I) (Nordstrom y Alpers, 1999 y 2004; Gob. de Chile, 2002; Lapakko, 2002; Younger et al, 2002; Dold, 2003; Aduvire, 2006; Dold, 2010):



Posteriormente, el ion ferroso reacciona con el oxígeno para formar un ion férrico:



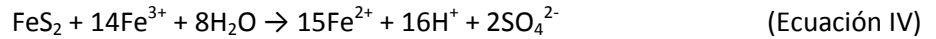
Las ecuaciones 1 y 2 se relacionan directamente con la primera etapa de la generación de drenaje ácido expuesta en la sección previa.

Cuando el valor de pH es superior a 3,5, el ion férrico hidroliza el agua y puede precipitar en forma de un hidróxido férrico, generando un precipitado de color rojo, que se observa en la mayoría de las minas en que se genera drenaje ácido. Durante la reacción se liberan iones hidrógeno adicional:



Hasta este punto corresponde la primera y segunda etapa del drenaje ácido expuesto en la sección anterior.

A medida que se va desarrollando la generación de ácido y se consume la alcalinidad disponible, y se pasa a las etapas tres del drenaje ácido, el ion férrico ya no hidroliza y, entonces, sirve como agente oxidante promoviendo la oxidación química de los minerales sulfurosos. En el caso de la pirita ocurre:



La oxidación vía oxígeno de la pirita (Ecuación I) es relativamente rápida a valores de pH > 4,5 y mucho más lenta a menor pH. Además, a medida que se va consumiendo el oxígeno, si no existe un contacto directo con la atmósfera, puede existir una ralentización adicional debido a la velocidad del suministro de oxígeno. A niveles de pH inferiores a 4,5, la oxidación por el ion férrico se convierte en el proceso de oxidación dominante, el cual puede atacar sucesivamente otros minerales sulfurados, incrementando la velocidad de oxidación del sulfuro y la generación de productos de oxidación (Chandra, 2010). Además, la oxidación de la pirita es un proceso exotérmico y proporciona condiciones ideales para el desarrollo de bacterias, bajo cierto rango de pH (1,5 y 5) y temperatura (25° y 45°C), actuando como catalizadores (acelerando la velocidad de las reacciones) e incrementando la producción de ácido, y por ende, la lixiviación de metales pesados. La velocidad de la oxidación bacteriana depende de muchos factores, entre ellos: la temperatura, el pH, la disponibilidad de oxígeno, la disponibilidad de dióxido de carbono para la reproducción de las células, los nutrientes (nitrógeno y fósforo) y el área superficial del mineral sulfuroso.

1.2.4. Factores controladores en la oxidación de sulfuros de hierro

Los factores que controlan la velocidad, calidad y magnitud de la generación de ácido, y la consiguiente calidad del agua de drenaje, han sido objeto de estudio durante los últimos 20 años. La comprensión de estos factores, así como de los procesos químicos de los reactantes involucrados, constituyen la clave para la predicción del potencial de generación de ácido en una muestra de roca. Del mismo modo, es fundamental identificar la tecnología apropiada que sirva para prevenir o controlar la generación de drenaje ácido.

Los componentes principales para la generación de ácido son:

- **Minerales de sulfuros reactivos:** Como se mencionó anteriormente, los sulfuros más comunes considerados como fuente de DAR son los de hierro, tales como la pirita (FeS_2), muy presente en los depósitos de tipo pórfido cuprífero, pero otros minerales de hierro también pueden afectar la calidad del drenaje pues podrían tener una cinética de reacción más rápida, lo que acelera el proceso. Dependiendo de la forma, de la estructura cristalina y como este presente el mineral en el yacimiento, se observarán diferentes velocidades de oxidación, por ejemplo, la pirita framboidal se oxidará más rápidamente que los cristales de minerales con una superficie menor, como la pirita "euhedral" de grano grueso y, en general rocas con un alto porcentaje de pirita producirán acidez más rápido que rocas con bajos porcentajes (Sánchez, 2000; Fey 2003; Dold, 2003; Jamieson, 2004; Aduvire, 2006).
- **Microambiente:** En el material de roca no saturado, el agua llena pequeños poros y actúa como una película alrededor de las partículas; además, el agua es capaz de moverse rápidamente a través de poros interconectados, fracturas y diaclasas, e incluso ascender por estas si la tensión superficial lo permite. Considerando que los contenidos y distribución de la pirita son variables de un material a otro y la distribución dentro de un mismo material es heterogénea. Volúmenes con altos contenidos de pirita y una buena circulación de aire y agua favorecerán una alta producción de acidez. A diferencia de materiales de igual volumen con menores concentraciones de pirita y/o completamente saturados en agua. Por otra parte, las bacterias, como por ejemplo *Acidithiobacillus ferrooxidans*, pueden atacar directamente la superficie de la pirita y crear su propio microambiente favorable, el cual también se verá afectado por la mineralogía circundante (Jamieson, 2004; Aduvire, 2006).
- **Agentes oxidantes:** El oxígeno es necesario, en ciertos rangos de pH, para la oxidación de los sulfuros de hierro y la generación de Fe^{3+} (Jamieson, 2004; Aduvire, 2006). Esto significa que, si el material con sulfuros de hierro es aislado del aire (oxigenación) o de las soluciones ricas en Fe^{3+} , la oxidación puede ser inhibida o disminuida notablemente, impidiendo la generación de aguas ácidas (Rose y Cravota, 1998). Por otra parte, el agua pura en equilibrio con el aire (a presiones normales) posee bajas concentraciones de O_2 disuelto (Truesdale et al., 1955; en Rose y Cravota, 1998), siendo necesaria la adición externa de O_2 para generar cantidades significativas de aguas ácidas, ya sea desde el aire u otros oxidantes, tal como la oxidación generada por Fe^{3+} (Truesdale et al., 1955, en Rose y Cravota, 1998). Como la difusión y solubilidad de O_2 en agua es un proceso lento, aislar el material de la atmósfera, por medio de su inmersión permanente en agua, puede

ser una buena alternativa para evitar el proceso de generación de aguas ácidas, siempre y cuando se mantenga el medio anóxico (Rose y Cravota, 1998).

- pH: A valores de pH entre 4 y 7, la oxidación sin oxígeno de la pirita es lenta y la concentración de Fe^{3+} está limitada por la baja solubilidad de $\text{Fe}(\text{OH})_3$. En sistemas cada vez más ácidos, el ion férrico es cada vez más soluble, oxidando rápidamente a la pirita a valores de pH muy bajos. Sin embargo, a pH bajo 1,5-2, la efectividad de la bacteria *A. ferrooxidans* como un catalizador de la oxidación del Fe^{2+} , decrece (Rose y Cravota, 1998). Rose y Cravota (1998) sugieren que la generación del DAM puede ser dividido en tres etapas secuenciales. En la primera etapa, el pH es cercano a neutro y la oxidación de la pirita (Ecuación I) es principalmente abiótica, y cualquier oxidación biótica de la pirita, es dominada por bacterias adheridas a la superficie de los granos de pirita. En la Etapa II, el pH está, generalm1ente entre 3 y 4,5, la oxidación del hierro ferroso es catalizada por *A. ferrooxidans*, que ocurre a través de las ecuaciones I y IV, o sea la oxidación ocurre tanto por el oxígeno como por el ion férrico. En la tercera etapa, el pH es menor o igual a 3, la concentración de Fe^{3+} es bastante alta y la Ecuación IV domina la generación de DAM, siendo esta fase la responsable de la mayor generación de acidez.
- Temperatura: A temperaturas bajas, la velocidad de oxidación, tanto química como biológica, es mucho más reducida de lo que podría ser a temperaturas ambientales. Por debajo de 4°C, las velocidades de oxidación medidas disminuyen considerablemente. En general, la generación de DAM aumenta con el incremento de la temperatura, así el DAM es formado más rápidamente si el material con pirita es calentado. Una excepción de este patrón es la oxidación del Fe por *A. ferrooxidans* cercana a los 35°C. La temperatura óptima para estas bacterias es entre 25 y 35°C, pero a mayor temperatura, cercana a los 55°C, se vuelven inactivas o mueren (Cathles, 1979, en Rose y Cravota, 1998). Mediciones indican que la oxidación de material rico en sulfuros, puede calentarse internamente, hasta temperaturas de 60°C, debido al calor liberado por las reacciones de oxidación (Cathles y Apps, 1975, en Rose y Cravota, 1998).
- Bacterias: En muchas situaciones, el control más importante en la generación del drenaje ácido es la oxidación bacteriana del ion ferroso a férrico (Ecuación II). A su vez la generación del ion férrico puede oxidar la pirita a través de la ecuación IV (Rose y Cravota, 1998). Las bacterias que principalmente se desarrollan en este tipo de ambiente son las denominadas *Acidimicrobium ferrooxidans*, *Sulfobacillus acidophilus*, *Acidithiobacillus caldus*, *Leptospirillum ferriphilum*, *Leptospirillum ferrooxidans* *Acidimicrobium ferrooxidans*, *Sulfolobus metallicus*, *Sulfolobus acidocaldarius*, *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus caldus*, *Thiobacillus thiooxidans* y *Sulfolobus acidocaldarius* (Wakeman, et al, 2008; Diaby et al, 2007), que a pH inferiores a 4,5 son

capaces de aumentar la velocidad de la oxidación de la pirita, oxidando el ion ferroso a férrico (Diaby et al, 2007; Jamieson, 2004; Aduvire, 2006).

1.2.5. Formación de minerales secundarios

La oxidación de la pirita incluye la formación de productos secundarios metaestables, como la ferrihidrita, schwertmanita, jarosita y secundarios más estables, como goethita y hematita, dependiendo de las condiciones geoquímicas (Schwertmann et al., 1995; Dold y Fontboté, 2001 y 2002; Dold, 2003; Aduvire, 2006).

La oxidación de la pirita puede ser definida en tres pasos: (1) oxidación del sulfuro (Ecuación I), (2) oxidación de hierro ferroso (Fe^{2+}) (Ecuación II), y (3) hidrólisis y precipitación de complejos férricos y minerales (ecuación III). La cinética de cada reacción es diferente y depende de las condiciones que prevalecen en los materiales (Dold, 2010). Cuando, el drenaje ácido de mina, rico en el ion férrico (Fe^{3+}), alcanza la superficie es rápidamente oxidado, hidroliza y puede precipitar ferrihidrita, schwertmanita, goethita o jarosita, dependiendo de las condiciones de Eh-pH y de la disponibilidad de elementos claves, como potasio y azufre (fig. 2) (Bigham et al., 1996), que pueden provenir de los fluidos que atraviesan el medio, o bien, de la disolución de los minerales en la roca..

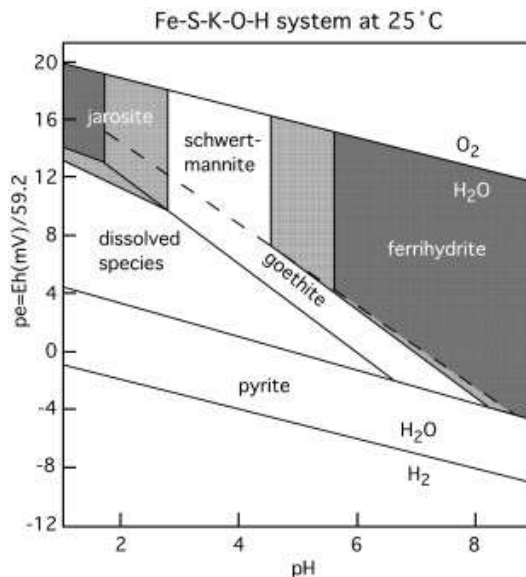
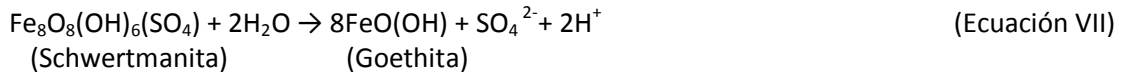
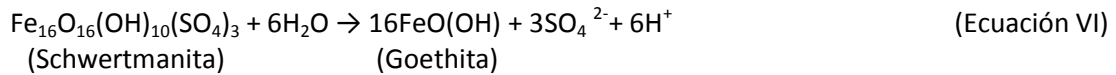
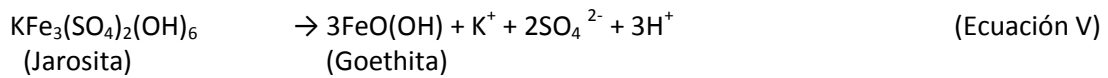


Figura 3. Diagrama Eh-pH de las fases estables resultado de la generación de drenaje ácido. Imagen extraída de Bigham et al. (1996).

La jarosita, schwertmanita y ferrihidrita son metaestables respecto a la goethita (Bigham et al., 1996), liberando una mayor acidez al transformarse mediante las siguientes ecuaciones:



Los minerales de sulfato de hierro son los minerales secundarios más comúnmente encontrados en la zona de oxidación de botaderos, debido a la amplia distribución de pirita y pirrotina como una fuente de azufre. Ellos también son comunes en las zonas de oxidación de algunos yacimientos (por ejemplo gossans) y pueden estar compuestos por Fe^{2+} , $\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+}$, o solo Fe^{3+} , ejemplos de estos minerales son melanterita, romerita y coquimbita, respectivamente (Dold, 2010). En general, ellos tienen una alta solubilidad, mientras que la jarosita supérgena, muestra una cinética de disolución relativamente baja.

Por otra parte existe, un amplio grupo de sulfatos, sumamente solubles en agua, como por ejemplo: bonatita, chalcantita, pickeringita, magnesioaubertita, halotrichita, hexahydrata y yeso, formados bajo condiciones oxidantes y a altas tasas de evaporación, pudiendo liberar cantidades significativas de metales y acidez después de alguna lluvia. Este grupo mineral, es un factor importante que conduce a fluctuaciones estacionales en los niveles de contaminación de aguas subterráneas y superficiales, sobre todo en climas semiáridos y áridos (Dold, 1999; Dold y Fontboté, 2001 y 2002; Dold, 2003).

1.2.6. Procesos de neutralización

La acidez y el pH en si no son los factores más críticos con relación al drenaje ácido. La preocupación fundamental la constituyen los niveles de metales disueltos, que pueden alcanzar elevados valores, dependiendo del pH. Es así como el drenaje ácido puede contener niveles elevados de metales solubles a pH neutro o alcalino (tales como el zinc, el arsénico o el molibdeno) cuya solubilidad no disminuye linealmente con el pH. Entonces, es posible encontrar As, Mo, o Zn incluso en aguas con pH neutro, especialmente en aguas de relaves. Además, algunos metales pueden adsorberse en la superficie de fases minerales como hidróxido férrico ($\text{Fe}(\text{OH})_3$) (Skousen et al, 1998; Gob. de Chile, 2002; Dold, 2006).

Las reacciones que permiten regular la acidez de las soluciones y la precipitación de metales se conocen como reacciones de neutralización. Después de la oxidación, los productos ácidos y los metales liberados pueden ser inmediatamente transportados por la infiltración de agua, o bien, pueden ser extraídos de la solución como resultado de la reacción con un mineral que consuma ácido, como, por ejemplo, calcita, hidróxidos, silicatos y arcillas (Fey, 2003; Jamieson, 2004; Aduvire, 2006). La tendencia de una roca de generar o no acidez depende del balance entre los minerales potencialmente productores de ácido y los minerales consumidores. El proceso mediante el cual se consume el ácido se denomina “Neutralización”; teóricamente, cuando el “Potencial de Neutralización” es mayor que el “Potencial de Acidificación”, se consumirá toda la acidez de la solución, quedando con un pH neutro o cercano a este; pero a medida que se consuman los minerales consumidores de ácido o se vuelvan inaccesibles por la formación de cubiertas de minerales secundarios, la acidez de la solución aumentará.

El mineral más común que consume ácido es la calcita (CaCO_3), que consume ácido a través de la formación de bicarbonato (HCO_3^-) o ácido carbónico (H_2CO_3), neutralizando las soluciones entre un pH de 6,0 a 8,0 (Ecs. VIII y IX).



La liberación de bicarbonato y carbonato a través de la disolución de la calcita puede resultar en la formación de minerales carbonatados secundarios. Esto ocurre, por ejemplo, con la siderita (FeCO_3), mediante:



Aunque la siderita puede estar presente en la roca, como mineral principal, es menos soluble que la calcita, tendiendo a amortiguar el pH en el rango de 4,5 a 6,0; sin embargo, el ion ferroso puede generar acidez anulando el efecto neutralizador de la siderita (Ecuaciones II y III) pudiendo, incluso, generar más protones. Los otros minerales que proporcionan neutralidad, luego del consumo de los carbonatos, generalmente son los hidróxidos, los que consumen acidez mediante la formación de un ion libre mas agua:



Pero, debido al bajo pH en que estas especies son estables, cuando el agua ya es ácida y se intenta remediar los hidróxidos juegan el papel de generadores de acidez al disolverse (Ecuación XI).

Bajo condiciones de pH neutro, la mayoría de los metales presenta baja solubilidad y precipitan de la solución en forma de óxidos o hidróxidos metálicos, o precipitan adsorbidos en estos mismos minerales. Aun así, existen elementos que siguen siendo solubles en pH alcalino, tales como zinc (Zn), arsénico (As), molibdeno (Mo) y sulfato (SO_4^{2-}), los cuales pueden seguir en la solución; por consiguiente, aunque el drenaje sea neutralizado, aún puede poseer elementos contaminantes.

1.2.7. Métodos de predicción: estáticos y cinéticos

La base del concepto de predicción es tratar de utilizar la información recopilada en la actualidad para predecir lo que ocurrirá en el futuro, incluyendo los próximos cien años. La identificación prematura de los materiales potencialmente generadores de ácido, mediante métodos confiables y exactos, puede reducir considerablemente los problemas ambientales de largo plazo y los costos de las medidas correctivas. Cabe señalar que, a través de la predicción del drenaje ácido se intenta determinar sistemas complejos, que varían de faena en faena y hasta de un tipo de roca a otro dentro de una misma faena minera (Gobierno de Chile, 2002).

Los objetivos específicos de un programa de pruebas de predicción dependen principalmente del tipo y etapa de operación, y son:

- La caracterización geoquímica de la roca, para identificar el potencial de generación de ácido y/o lixiviación.
- La predicción de la calidad y características del agua de drenaje.

Los test analíticos usados para determinar el Potencial de Generación de Aguas Ácidas (PGAA) se clasifican en estáticos y cinéticos. Los test estáticos (Fey 2003; Aduvire, 2006) determinan el potencial de generar acidez "PA" y el potencial de generar neutralización "PN". La capacidad de una muestra de generar drenaje ácido se calcula como la diferencia de los valores o como el cociente de los valores. Estos test, solamente, indican si el material tiene o no potencial de generar ácido, basado en si PA es mayor que PN. Los test estáticos se pueden realizar rápidamente y son baratos en comparación con los test cinéticos. Estos últimos intentan reproducir de forma acelerada los procesos o condiciones que ocurren en el medio; pero requieren de más tiempo y son considerablemente más caros. Los datos obtenidos a partir de estos ensayos son usados para clasificar los estériles de acuerdo a su PGAA. Basándose en esta información, se pueden tomar decisiones con respecto a las prácticas de mitigación en minas existentes o en desarrollo. Los test estáticos predicen la calidad del drenaje por comparación

del potencial máximo de producción de ácido PA y el potencial máximo neutralizador PN. El PA es determinado por el porcentaje total de S o S de sulfuros, dependiendo del test aplicado multiplicado por un factor de conversión $PA=31,25*\%S$ o $62,5*\%S$, dependiendo del pH (Dold, 2010). El PN es una medida del material carbonatado disponible para neutralizar el ácido. El valor de PN es determinado agregando ácido a una muestra de roca debidamente procesada que, posteriormente, es titulada para determinar la cantidad de ácido consumido o por titulación directa del ácido de la muestra.

El potencial neto de neutralización PNN, o Acid/Base Account (ABA), es determinado por la diferencia de PN y PA ($PNN=PN-PA$). El cociente entre PN y PA también se utiliza. Las unidades de los test estáticos (PA, PN, PNN) son expresadas típicamente en kilogramos de carbonato de calcio ($CaCO_3$) por tonelada métrica de material, debido a que generalmente se encuentra en "bajas" concentraciones.

La predicción de la calidad del drenaje para una muestra basado en estos valores asume que los rangos de reacción son similares y que los minerales consumidores de ácido se disolverán (Lapakko, 1992, en U.S. Environmental Protection Agency, 1994). Una consideración importante es la granulometría de la muestra y cómo varía el sulfuro dentro del estéril o unidad que se está caracterizando (Lapakko, 1992, en U.S. Environmental Protection Agency, 1994), es decir el área superficial del mineral disponible para la reacción (Aduvire, 2006).

Estos puntos se resumen en los siguientes:

- Un ABA o PNN de valor 0 es equivalente a una razón PN/PA igual a 1 (Ferguson y Morin 1991, en Perry 1998).
- Razones menores o iguales a 1:1 son las más probables de generar ácido.
- La predicción del PGAA cuando el PNN está entre -20 y 20 es dificultosa, si la razón PN/PA es mayor que 3:1, el test indica que el riesgo de formar drenaje ácido es bajo (Brodie et al., 1991). Para razones entre 3:1 y 1:1 se habla de una zona de incertidumbre, por lo cual usualmente es recomendado un test cinético.
- Si es positiva entonces existe un bajo riesgo.
- Si la diferencia entre PN y PA es negativa, el potencial de formar ácido desde el material existe.

En las pruebas estáticas es importante considerar el tamaño de las partículas de la muestra, especialmente, al escalar los resultados en las aplicaciones en terreno.

Los test cinéticos (Brodie et al., 1994; Shaw et al., 1998) a diferencia de los test estáticos de laboratorio simulan las reacciones naturales de oxidación ajustándose a la realidad del terreno y requieren de un mayor volumen de muestra y de mucho más tiempo de ejecución. Proveen información respecto al índice de oxidación de sulfuros y, por lo tanto, de la producción de ácido del mineral, así como de la calidad del agua de drenaje. Los test cinéticos se pueden utilizar para determinar el impacto de diversas variables en el PGAA; por ejemplo, que las muestras pueden ser inoculadas con bacterias; la temperatura ambiente de la muestra puede también ser controlada durante la prueba, la mayoría de las pruebas requiere un tamaño de partícula 8 veces menor al diámetro interno de la celda, también se puede incrementar la alcalinidad adicionando cal (Cao), controlar la presión de oxígeno por medio de la aireación, controlar la humedad de los ciclos de aireación, etc. Sea cual sea la configuración de la prueba, es importante que esta sea reproducible y estándar para todas las muestras de un mismo lugar (yacimiento) y que los resultados sean complementados con la caracterización mineralógica y química de la muestra. Los ejemplos incluyen el análisis del área superficial, la mineralogía de mena y ganga, texturas, asociaciones paragenéticas y análisis químicos. Tal información puede afectar la interpretación de los datos del test y es importante hacer comparaciones espaciales y temporales entre las muestras basadas en los resultados de los ensayos.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general:

Determinar cómo afecta la granulometría en la liberación de drenaje ácido, usando algún modelo establecido de cinética de reacción. Con el fin de determinar la diferente respuesta geoquímica de los materiales en condiciones de laboratorio y de botadero. Para así poder tener una primera aproximación de cómo cambia el tiempo y modo de respuesta respecto al ensayo de laboratorio. Así, en un futuro, con las mejoras pertinentes, será posible realizar un modelo más acabado y que de una respuesta más completa a cómo se comportan ciertas muestras en condiciones de botadero.

1.3.2. Objetivos específicos:

Determinar la mineralogía y grado de alteración de las muestras mediante petrografía, calcografía, test de extracción secuencial y análisis de química total. Con el fin de caracterizar acabadamente las muestras y así poder tener una idea del porqué respondieron de la forma en que lo hicieron en sus ensayos de celdas húmedas.

Determinar la granulometría de las muestras sometidas a ensayo, mediante ensayo granulométrico, y estimar la granulometría real de un botadero en base a referencia bibliográfica. Para posteriormente realizar una comparación con el modelo utilizado.

Establecer correspondencia de superficie reactiva de los minerales entre condiciones granulométricas de laboratorio y de botadero, mediante algún modelo que use este parámetro como variable principal. Para determinar el valor de algún parámetro del modelo del que no se disponga de información, se recurrirá a publicaciones científicas para obtener dicho parámetro.

2. Metodología

2.1. Ensayos realizados

Se dispone de tres muestras, facilitadas por Amphos 21, rotuladas con un código específico para cada una (Tabla 1). Estas muestras corresponden a roca estéril sin interés económico destinada a botadero, las cuales han sido caracterizadas mineralógicamente y sometidas a diversos ensayos y estudios con el fin de poder estimar su potencial ácido.

Cabe destacar que debido al carácter de confidencialidad que posee la información entregada por Amphos 21, la información de metodología y procedimientos realizados se remite netamente a la entregada en este apartado y que no se dispuso de mayor detalle en ciertos puntos que podrían generar dudas.

Las muestras fueron sometidas a los siguientes análisis (siendo el método de análisis detallado en la tabla 2):

- Ensayo ABA (Acid Base Account)
- Análisis químicos
 - pH en pasta
 - Azufre total
 - Sulfato
 - Potencial de Neutralización
 - Cobre total
- Estudio mineralógico
- Ensayo celdas húmedas modificadas
- Ensayos granulométricos
 - Tamizaje

Tabla 1. Muestras tomadas para estudio, donde se observa su litología y alteración característica.

Código	Zona Mineral	Litología	Alteración
A	Lixiviado	Dacita	Clorita-Sericita
B	Primario Pirítico	Pórfido	Sericita
C	Primario Pirítico	Andesita	Silicificación

2.1.1. Metodologías de trabajo

Las muestras fueron sometidas al siguiente procedimiento de preparación:

- Secado a 50°C
- Chancado con control de finos
- Reducción de tamaño a 4-6 mallas Tyler (Ty)
- Homogeneización
- Embolsado de muestras de 500 gramos
- Preparación de sub-muestras bajo 100 mallas Ty para análisis químicos por azufre, sulfato, cobre, pH pasta y Potencial de Neutralización.
- Preparación sub-muestras bajo 200 mallas Ty para análisis secuencial (SGS Canadá)
- Preparación sub-muestras bajo 6 mallas Ty para análisis mineralógico (Gabgeo Antofagasta).

2.2. Análisis químicos

Las muestras preparadas fueron sometidas a los siguientes análisis químicos:

- pH en pasta
- Azufre total
- Sulfato
- Potencial de Neutralización
- Cobre total

Las metodologías de análisis aplicadas se indican en la Tabla 2, mientras que el tipo de muestra y la cantidad de muestra sometida al análisis puede ser observado en la Tabla 3.

Tabla 2. Metodologías de Análisis Físico/Químico

Análisis Químico / Físico	Metodología
pH en pasta	Potenciometría
Azufre	LECO/ Gravimetría
Sulfato	Gravimétrica
Cobre total	Espectro fotometría Absorción Atómica
Potencial de Neutralización	Volumetría

Tabla 3. Características y cantidad de las muestras sometidas análisis.

Muestras	Tipo	Masa, kilogramos
A	Diamantino	8,5
B	Diamantino	10,4
C	Diamantino	10,4

2.3. Estudio mineralógico

Se entrega la siguiente información por muestra (ver Anexo A):

- Composición Mineralógica Global.
- Composición Mineralógica Base Mineral.
- Composición Mineralógica Base Sulfuros de Cu y Fe.
- Composición Mineralógica Base Óxidos de Cu.
- Aporte de Cu por Total de Especies.
- Aporte de Cu por Especies Sulfuradas.
- Aporte de Cu por Especies de Óxidos de Cu.
- Grado de Liberación de los Sulfuros de Cobre.
- Grado de Liberación de los Óxidos de Cobre.
- Composición de la Ganga, incluidos Óxidos de Cu (% en volumen).

Método de trabajo

Los estudios mineralógicos fueron realizados en el laboratorio “Gabgeo Antofagasta” con microscopio óptico BX-51 Olympus, con aumento de 200X. El recuento de briquetas se realizó generando una matriz rectangular con un espaciamiento de 0,5 mm entre los puntos perpendiculares, para el conteo de minerales y la estimación porcentual.

2.4. Celdas húmedas

El Test de Celda Húmeda (THC por sus siglas en inglés) es un test cinético para el estudio de la degradación de una muestra de roca potencialmente generadora de ácido (Dold, 2003) y, en consecuencia, de la posible movilización de determinados metales al medio ambiente.

Los THC están regulados por la norma ASTM D5744-96; sin embargo, se propone la adaptación a un método optimizado. Los parámetros que se han optimizado son: la duración del ciclo, el tiempo de aireación de la celda, la temperatura del gas de entrada (40°C) y el tiempo de drenaje se ha reducido de 23 horas a 1 hora; el objetivo de esta adaptación es acelerar los procesos involucrados en la generación de acidez.

Según Dold et al. (2011) un THC modificada consta de 1 ciclo inicial (1 día) y 20 ciclos posteriores estándares de 14 días cada uno. El ciclo inicial (ciclo 1) es un ciclo de lavado, que consiste en inundar la celda durante 1 hora y al día siguiente dejar drenar durante 2 horas y posterior análisis de los lixiviados de drenaje. Cada ciclo estándar (de n: 2 a 21) tiene una duración de 14 días y en cada ciclo se insufla aire húmedo (HR > 90%) a $40 \pm 5^\circ\text{C}$ durante 13 días a una caudal de 5 l/min. Posteriormente se inunda la celda y se analizan los lixiviados de drenaje obtenidos (Dold, 2011). Las celdas no se fortifican con cultivo de *A. Thiobacillus ferrooxidans*.

Sobre el lixiviado de drenaje, se analizaron: el pH, conductividad y el potencial redox. Sobre el lixiviado filtrado a 0,45 micras se analizaron: aniones, alcalinidad y contenido en carbonatos.

Finalmente, y para evitar la interferencia de coloides de hierro y aluminio, una última fracción del lixiviado se filtró a 0,2 micras para proceder al análisis de metales traza, minoritarios y mayoritarios. Inmediatamente después de filtrar la muestra a 0,2 micras, se analizó el contenido de hierro (II) y hierro (III) mediante un método colorimétrico de la ferrozina.

Las condiciones experimentales de las celdas se resumen en las siguientes tablas:

Tabla 4. Condiciones generales de una THC-ciclo a la que fueron sometidas las muestras.

Duración del ciclo	14 días
Días de aireación	13 días
Inundación	1 hora al finalizar el día 13
Drenaje	2 horas al final del día 14
Filtración lixiviado	0.45µm y 0.2µm

Tabla 5. Condiciones de la muestra de la celda así como del aire sintético utilizado en el experimento.

<u>Condiciones muestra</u>	
Cantidad muestra	1 Kg
Granulometría	Entre 4 y 9.5 mm
Llenado celda	Parcial (3/4 partes)
<u>Condiciones aire sintético</u>	
Pureza	Aire atmosférico natural
Temperatura	40 ± 5°C
H.R	> 90 %
Caudal aire	5 l/min

En cada ciclo se analizaron los siguientes parámetros:

- Generales: pH, conductividad, potencial redox, aniones, alcalinidad, bicarbonatos.
- Mayoritarios: Al, Cu, Ca, Mg, Na y K (ICP_OES) y Fe (II) / Fe (III) (colorimétrico).
- Análisis de metales por ICP_MS: Ag, As, Ba, Bi, Cd, Co, Cr, Li, Mg, Mn, Mo, Ni, P, Pb, S, Sb, Se, Si, Sn, Sr, Te, Ti, V, U, Zn (*).

(*) Se analizaron aquellos elementos que fueron detectados en el análisis de roca total. Alternativamente, se utilizó el ICP_OES cuando el límite de detección era suficientemente bajo (<0,001 mg/L).

Las muestras después del ensayo de celda húmeda se sometieron a análisis granulométrico.

Antes y después del THC se realizó un ensayo de extracción secuencial, siendo nombradas como "Cabezas" los resultados antes del THC y "Ripios" las posteriores al THC. Este test comprende el seguimiento analítico de una serie de procesos de extracción encadenados, divididos en 7 etapas, adaptados para el estudio de las diferentes fases liberadas en muestras procedentes de mineralogía (Dold, 2003).

Las 7 etapas son:

- Etapa 1: Liberación fracción soluble. Extracción con agua.
- Etapa 2: Liberación fracción intercambiable, iones adsorbidos. Extracción con acetato de amonio 1M a pH: 4,5
- Etapa 3: Liberación de la fracción de oxi-hidróxidos. Extracción con oxalato de amonio 0.2M.
- Etapa 4: Liberación de los óxidos de Fe(III). Extracción con oxalato de amonio 0,2M a pH: 3 (80°C).
- Etapa 5: Liberación materia orgánica y sulfuros de Cu secundarios. Extracción con disolución al 35% H₂O₂.
- Etapa 6: Liberación sulfuros primarios. Extracción con KClO₃, HCl, HNO₃ 4M
- Etapa 7: Fracción residual. Extracción con HCl, HF, HClO₄, HNO₃.

La fracción resultante de cada etapa de extracción se guardará acidificada y filtrada a 0,2 micras para proceder al análisis de los elementos que se decidan en función de los resultados analíticos de roca total.

3. Resultados de Ensayos

3.1. Análisis de Parámetros Químicos, pH en Pasta y Potencial de Neutralización

En la Tabla 6 se presentan los resultados de análisis de azufre, sulfato y cobre.

Tabla 6. Resultados de Análisis Químico, pH en pasta y Potencial de neutralización en Muestras de Sondaje

CABEZAS					
Muestra	S	SO4	Cu	pH pasta	PN
	[%]	[%]	[%]	[]	[kg CaCO3/t]
A	0,7	0,09	0,37	5,9	1,1
B	2,75	0,02	0,042	6,6	0,3
C	1,61	0,05	0,22	6,3	2,1

3.2. Ensayos ABA

Tabla 7. Resultado análisis PNN para muestras de cabeza antes THC

CABEZAS							
Muestra	S	SO4	Cu	pH pasta	PN	PA	PNN= PN -PA
	[%]	[%]	[%]				
A	0,7	0,09	0,37	5,9	1,1	25,16	-24,06
B	2,75	0,02	0,042	6,6	0,3	158,68	-158,65
C	1,61	0,05	0,22	6,3	2,1	74,10	-72,0

Tabla 8. Resultado análisis PNN para muestras de ripio después THC

RIPIOS							
Muestra	S	SO4	Cu	pH pasta	PN	PA	PNN= PN -PA
	[%]	[%]	[%]				
A	0,65	< 0,02	0,31	5,98	4,2	40,63	-36,43
B	2,39	0,15	0,028	8,87	1,47	140,00	-138,53
C	1,46	0,04	0,21	5,53	5	88,75	-83,75

De los resultados expuestos en la tabla 6 se puede notar que la muestra con más sulfuros es la muestra B, luego la C y al final la muestra A. Mientras que los sulfatos están distribuidos de manera inversa, siendo más abundantes en la muestra A, luego C y finalmente la muestra B. En último lugar, la tabla 7 y 8 muestran un PNN potencialmente ácido para las tres muestras, siendo la más riesgosa la muestra B, siguiendo la muestra C y el último lugar la muestra A.

Discusiones y análisis de estos resultados son expuestos en el apartado 4 de este trabajo.

3.3. Resultados Estudio Mineralógico

Se detalla el resultado de los sulfuros y óxidos de hierro, pues resulta importante para la posible liberación de acidez. La presencia de carbonatos según el estudio mineralógico arrojó que estos son muy escasos o nulos para casi todas las muestras. Para mayor información consultar Anexo A.

La mineralogía seleccionada en este apartado busca dar una idea del tipo de alteración que ha sufrido la roca luego de su mineralización primaria, la que se ve reflejada en los sulfuros primarios como la pirita y calcopirita. A modo de ejemplo, una roca con alto contenido de hidróxidos de hierro podría indicar una alteración supérgena, la que conseguiría poner cobre en solución y formar, posteriormente, sulfuros secundarios de cobre. Por ende una correlación entre las abundancias relativas, permitiría determinar el grado de alteración supérgena que ha sufrido la muestra, este análisis es realizado en la sección siguiente a los resultados.

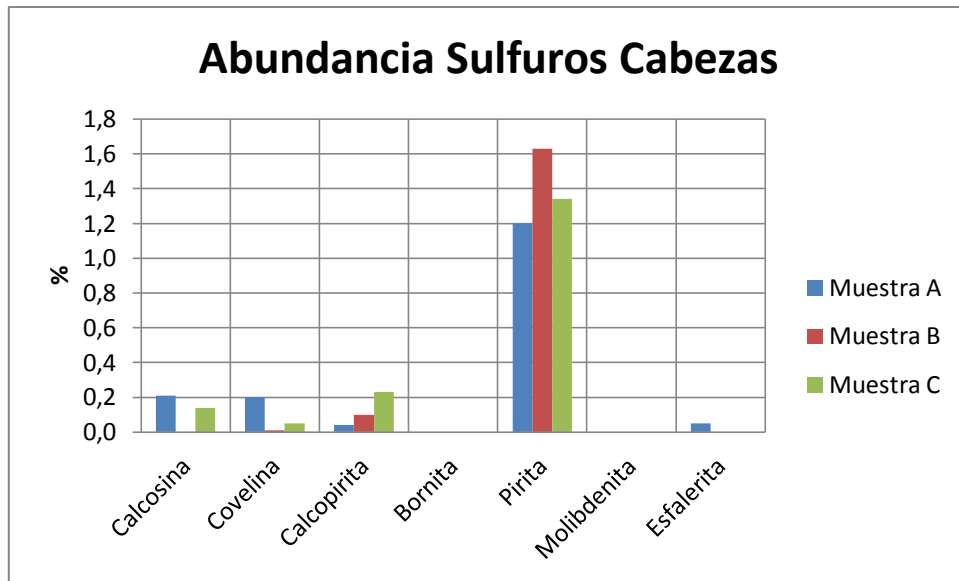


Figura 4. Resultado sulfuros mineralogía de cabeza.

En la figura 4 se observa la clara abundancia de pirita en las 3 muestras. Es importante destacar la escasa presencia de sulfuros secundarios de cobre en la muestra B.

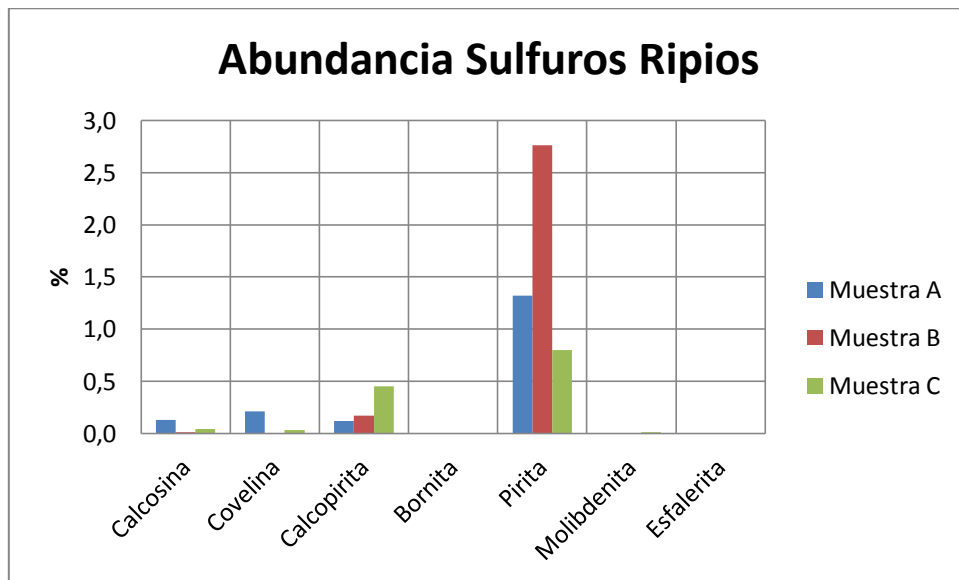


Figura 5. Resultado sulfuros mineralogía de ripios.

Nuevamente, en la figura 5, se observa una clara abundancia de pirita como sulfuros dominante. También, es relevante notar la escasa presencia de sulfuros secundarios de cobre en la muestra B. Además, resultan extraños los cambios tan importantes en las abundancias de minerales como la pirita o calcopirita e incluso los sulfuros secundarios, lo cual puede deberse a que el conteo de briquetas no fue realizado con un correcto espaciado por lo que puedes conducir a importantes errores.

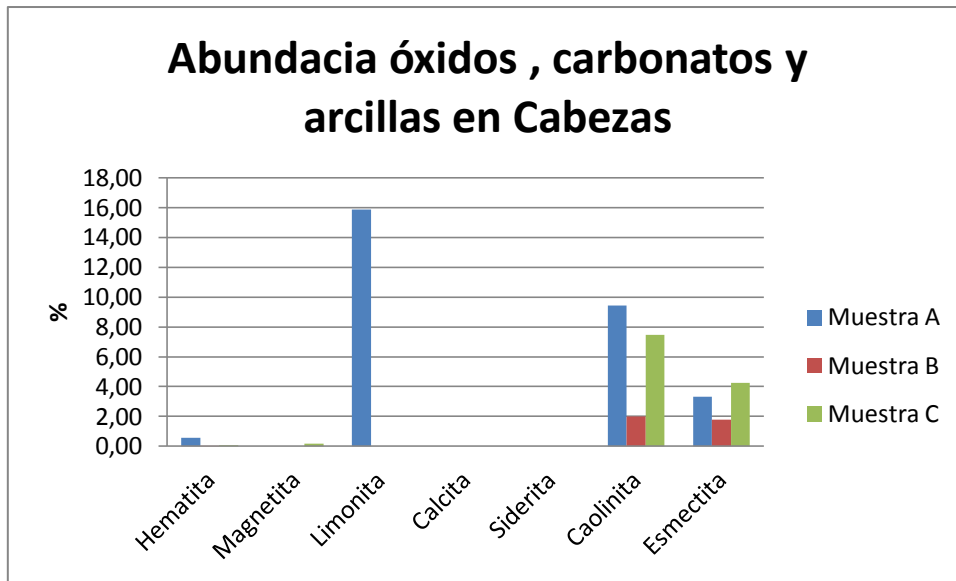


Figura 6. Resultado Óxidos, Carbonatos y Arcillas en mineralogía de cabeza.

En la figura 6 la muestra A presenta una clara abundancia de arcillas y limonitas, lo que sugiere un grado importante de alteración en la roca producto del contacto a condiciones oxidantes. La muestra B presenta el menor contenido de arcillas y escaso contenido de óxidos, mientras que la muestra C presenta una abundancia intermedia.

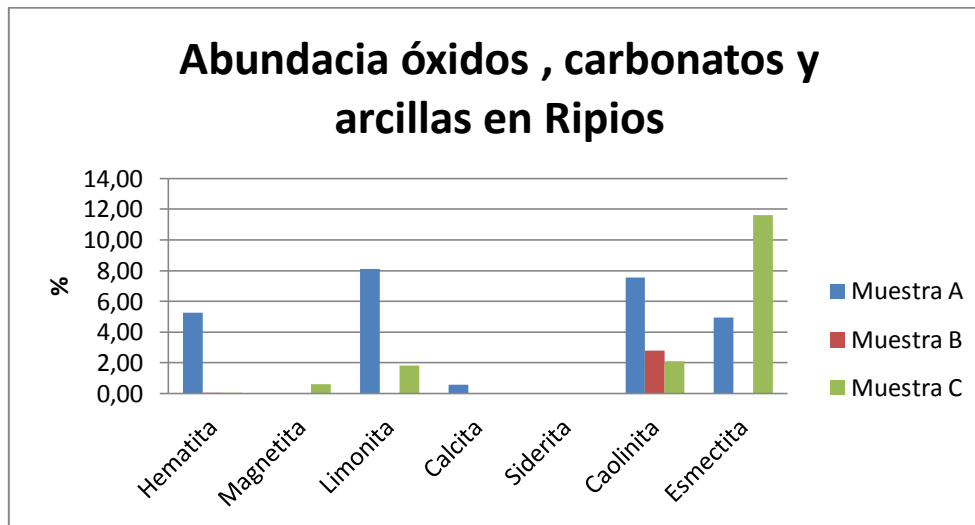


Figura 7 Resultado Óxidos, Carbonatos y Arcillas en mineralogía de ripios.

En la figura 7 se observa la misma situación que en la fig. 6, en este caso, también se puede notar la presencia de arcillas y limonita para la muestra C y muy escasas en la muestra B.

Nuevamente, al igual que con los sulfuros, se observan diferencias importantes en las abundancias de los minerales, por lo que solo queda cuestionar el método por el que se realizó el conteo de las briquetas. Pero, debido a que en la información provista en el Anexo A no se dispone el tamaño de grano promedio de los cristales no se puede saber si el espaciamiento de 0,5 mm, para el conteo de briquetas, corresponde a un distanciamiento ideal, pudiendo generar las diferencias que se observan en estos resultados.

3.4. Resultados Granulometría

En la figura 8 se muestra la granulometría acumulada de las tres muestras, donde se puede observar que la muestra A posee el mayor porcentaje en la fracción más fina (17% menor a 100 μm), le sigue la muestra C (12% menor a 100 μm), mientras que la muestra B presenta el menor porcentaje en esta fracción (7% menor a 100 μm). Como se verá mas adelante, es importante destacar que la granulometría de estas muestras resulta bastante más pequeña en comparación a la de un botadero, lo cual tiene importantes consecuencias.

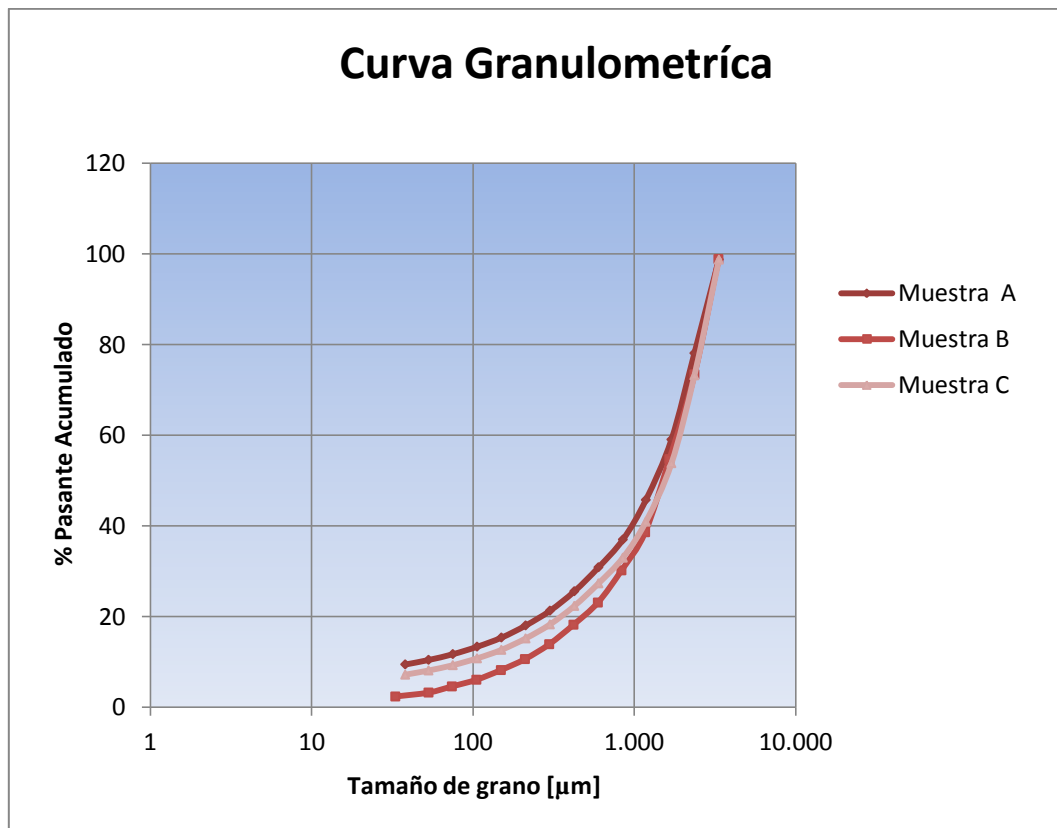


Figura 8. Porcentaje pasante acumulado versus tamaño de grano en micrones de las muestras A, B y C. Se puede notar que la muestra A presenta la fracción fina más abundante de las 3 muestras y la muestra B, la menor. El porcentaje pasante acumulado se refiere a la fracción porcentual de roca total que es mayor a cierto tamaño.

3.5. Resultados Celdas húmedas modificadas (THC)

Los resultados de estos ensayos se encuentran en Anexo B. A continuación, se muestran los resultados obtenidos de las siguientes mediciones: pH, alcalinidad, acidez, hierro, azufre, cobre y calcio.

Estos resultados permitirán estimar como van evolucionando las concentraciones de los elementos en cada ciclo, así como el pH, acidez y alcalinidad. La evolución del pH será determinante, pues este resultado será el parámetro guía con el que se compararán los resultados del modelo. La muestra B, a diferencia de las otras dos, fue sometida a un test más largo de 30 ciclos, respecto a los 21 de las otras muestras, si bien el por qué de esto no fue informado explícitamente, probablemente se deba a que es la única muestra que presenta un descenso importante en el pH.

Además, al igual que con la mineralogía, este ensayo ayudará a definir y proponer el tipo de alteración que poseen las muestras.

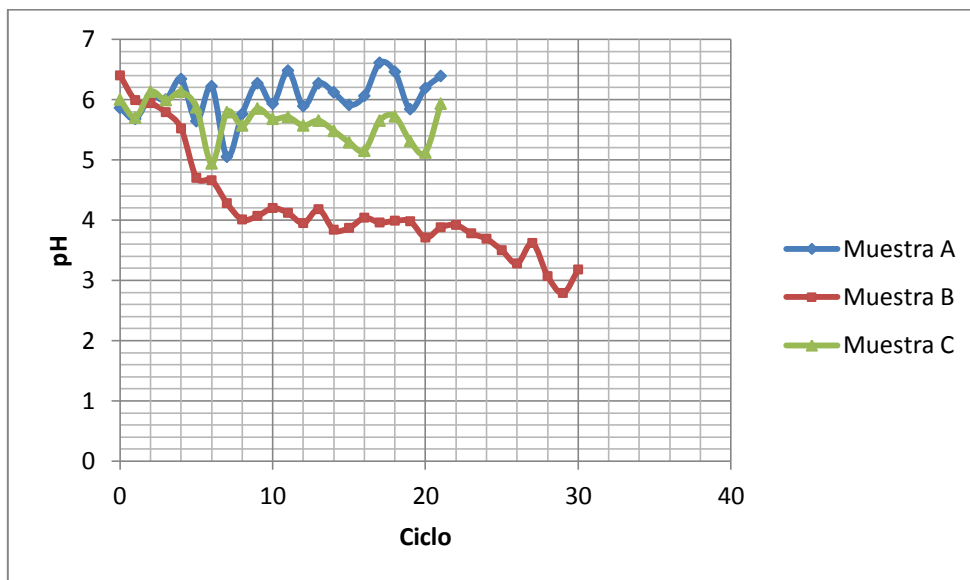


Figura 9. Resultado THC de pH en cada ciclo para las muestras A, B y C.

En la figura 9 la muestra A presenta un comportamiento monótono en que el pH prácticamente no varía en el largo plazo; sin embargo, su comportamiento es muy errático de un ciclo a otro. Por otro lado, la muestra B muestra un descenso continuo del pH llegando a valores cercanos a 3 en los últimos ciclos. Mientras que la muestra C varía su pH, pero de forma mucho menos marcada que la muestra B, llegando a valores cercanos a 5 en los últimos ciclos del ensayo THC.

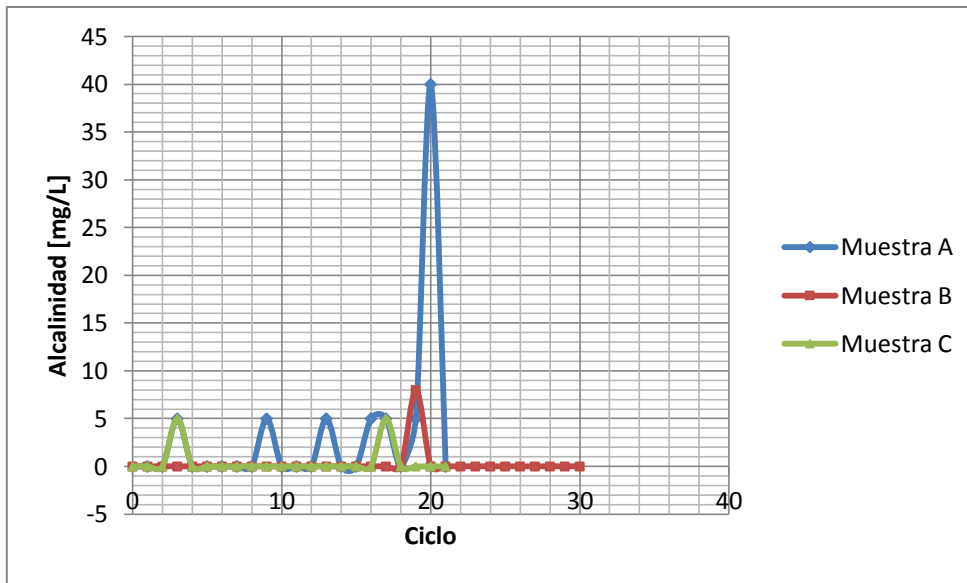


Figura 10. Resultado THC de alcalinidad liberada en cada ciclo para las muestras A, B y C.

En la figura 10, ninguna muestra presenta un comportamiento claro, solo se observan peaks en algunos ciclos, que puede deberse a pequeños cristales de carbonatos que estaban aislados y fueron expuestos durante dicho ciclo. Si bien, debido a que no se puede encontrar un patrón de comportamiento según la alcalinidad, es interesante notar que la muestra con más peaks (muestra A) es la que menos desciende su pH, pasando luego por la muestra C y, finalmente, la B, siendo esta última la que presenta un marcado descenso del pH.

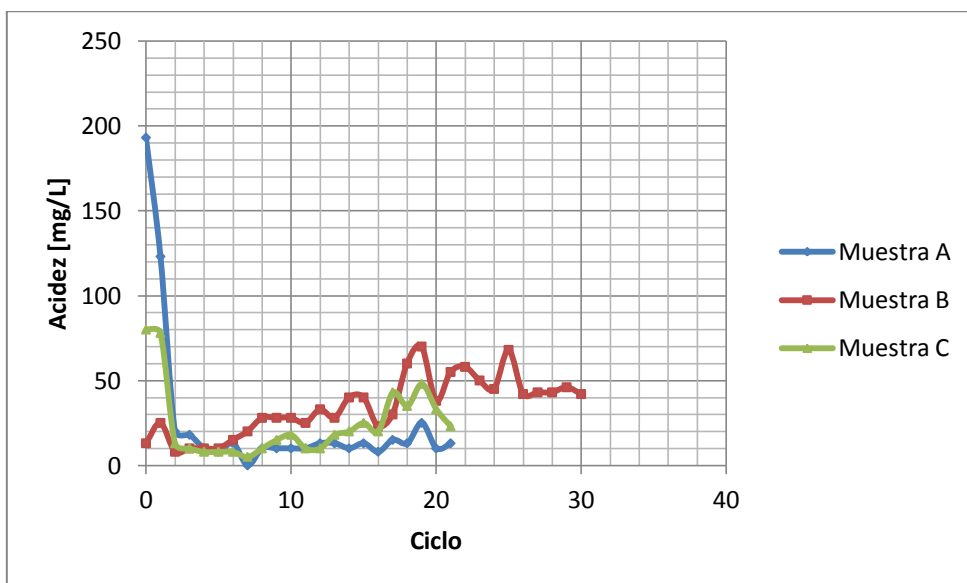


Figura 11. Resultado THC de Acidez liberada en cada ciclo de las muestras A, B y C.

En la figura 11 las muestras A y C muestran una fuerte acidez inicial, que se puede deber a la disolución de oxi-hidróxidos de hierro, que desaparece posteriormente, pero, en la medida que continúan los ciclos, la acidez va paulatinamente ascendiendo, posiblemente debido a la oxidación de la pirita.

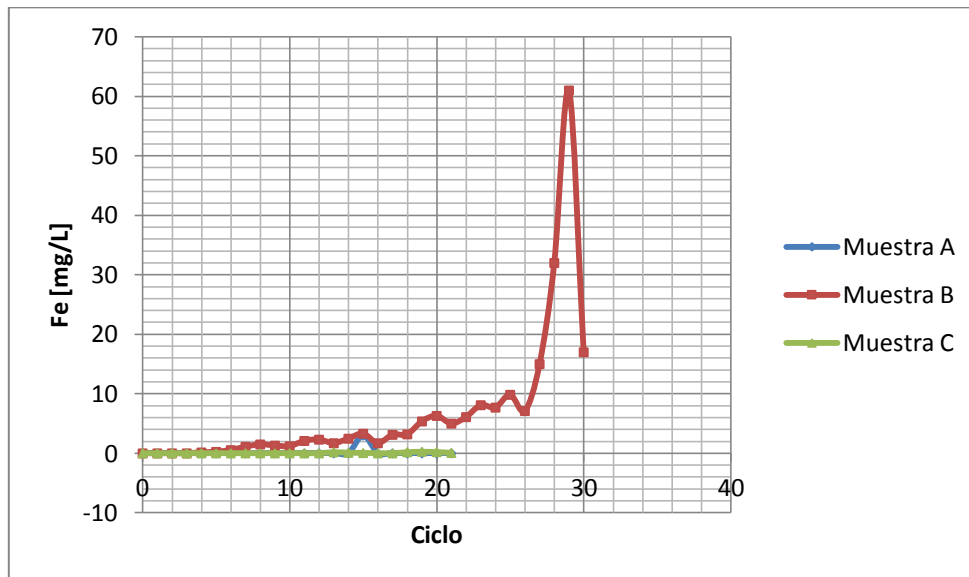


Figura 12. Resultado THC de Hierro liberado en cada ciclo.

En la figura 12 la muestra B, y en muy menor medida la muestra C, marcan un sostenido ascenso en la liberación de hierro, que puede ser un indicio de oxidación de sulfuros de hierro. El descenso brusco en el último ciclo de la muestra B carece de sentido por lo que resulta sensato atribuirlo a un error de procedimiento.

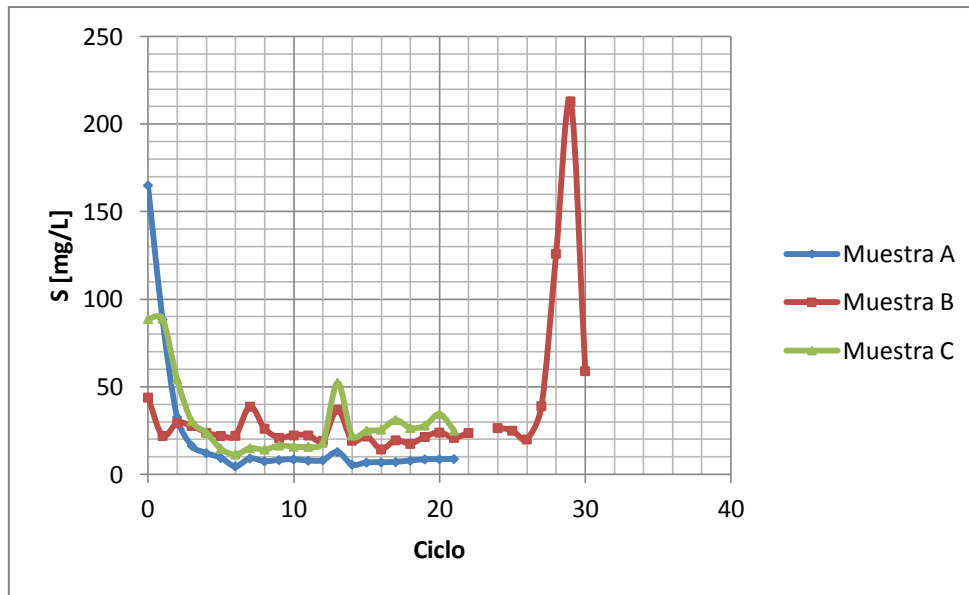


Figura 13. Resultado THC de azufre liberado en cada ciclo.

La figura 13 muestra en los primeros ciclos de las muestras A y C altas concentraciones de azufre, lo cual puede deberse a la presencia de sulfatos, que al disolverse generan este peak inicial para luego desaparecer y dar paso, al menos en las muestras B y C, a un alza lenta pero sostenida de la concentración de azufre, que podría estar relacionado a la oxidación de sulfuros.

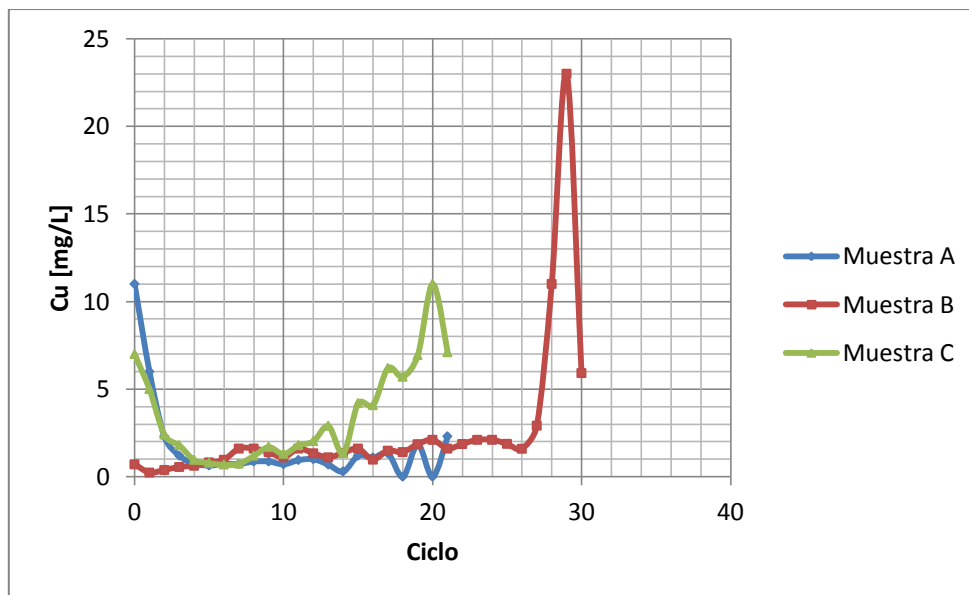


Figura 14. Resultado THC de cobre liberado en cada ciclo.

Al igual que en la figuras anteriores, en la figura 14 las muestras A y C presentan una alta concentración de cobre en los primeros ciclos, que puede deberse a cobre en fases solubles o intercambiables. Para las muestras B y C es interesante destacar que las concentraciones de cobre empiezan a crecer, luego de que la muestra supera el pH 5.5, valor en que el cobre soluble es estable. La mayor pendiente en la muestra C se debe, posiblemente, a la mayor concentración de cobre de la muestra, principalmente en los sulfuros secundarios.

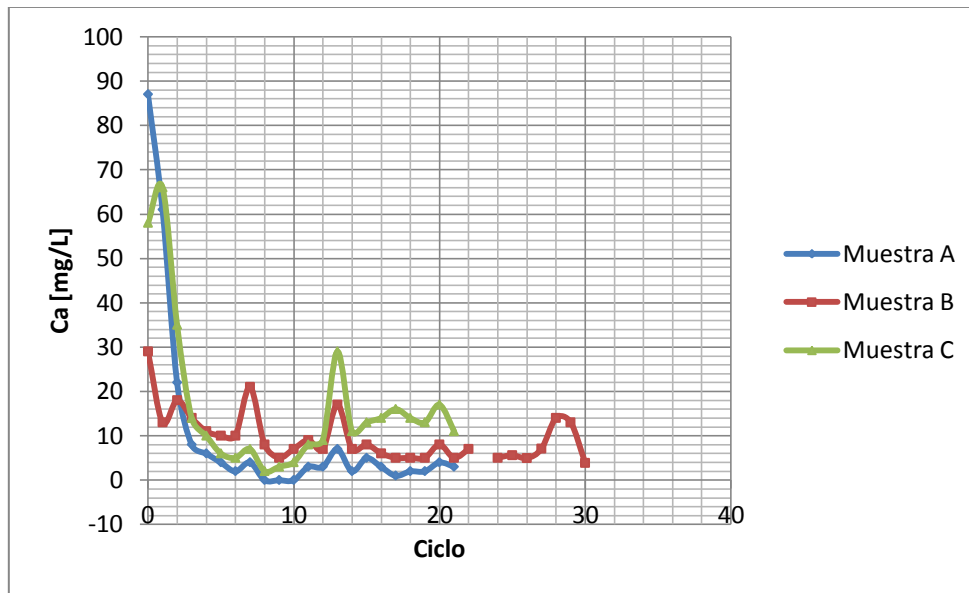


Figura 15. Resultado THC de Calcio liberado en cada ciclo.

Los altos valores de los primeros ciclos de la figura 15, posiblemente, son consecuencia de la disolución de yeso, que luego de disolverse completamente disminuye la concentración de calcio en las celdas húmedas. Luego del fuerte descenso se observa una concentración constante, o en alza, en las tres muestras, la cual puede deberse a la disolución de plagioclasas cálcicas u otra especie abundante y de cinética de disolución más lenta.

3.6. Resultados extracción secuencial

Los resultados de estos ensayos se encuentran en Anexo C; sin embargo, se mostrarán los resultados obtenidos de Al, As, Ca, Cu, Fe y S para ser discutidos más adelante. Siendo las cabezas el ensayo de extracción secuencial de las muestras antes de ser sometidas al ensayo THC; por otra parte los ripios corresponden a la extracción secuencial realizada a las muestras que ya pasaron por el ensayo THC.

Junto con el análisis de microscopio, este ensayo permitirá definir la mineralogía de las muestras, pero por sobre todo nos dará una idea de aquellos minerales que estén en un porcentaje lo suficientemente bajo como para no haber sido considerados en el análisis de microscopio, permitiendo así un análisis más acabado de las muestras.

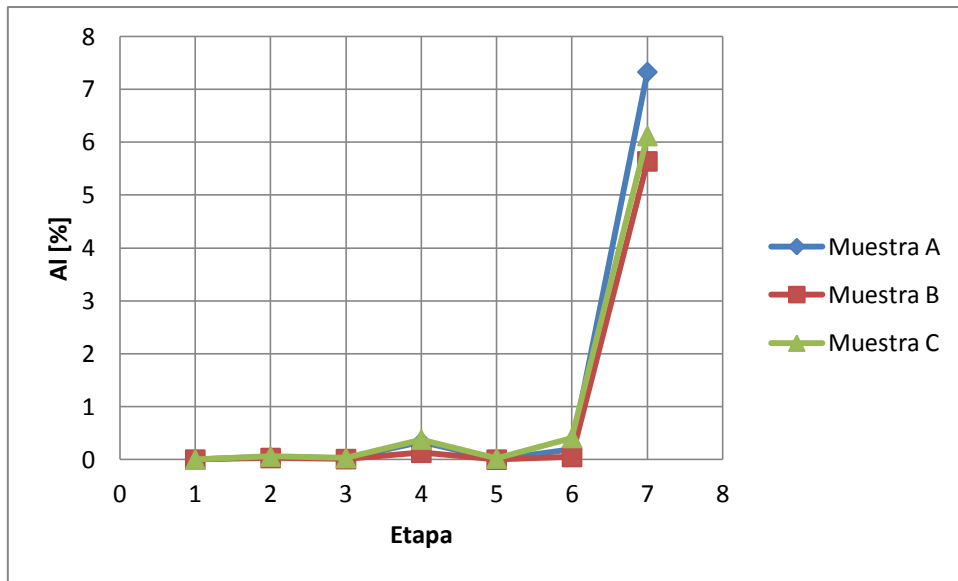


Figura 16. Extracción secuencial Cabezas para el aluminio.

Las muestras en la figura 16, en general, presentan la mayor concentración de aluminio en los silicatos y otros minerales de la fracción residual, mostrando una ligera abundancia de óxidos para las muestras A y C.

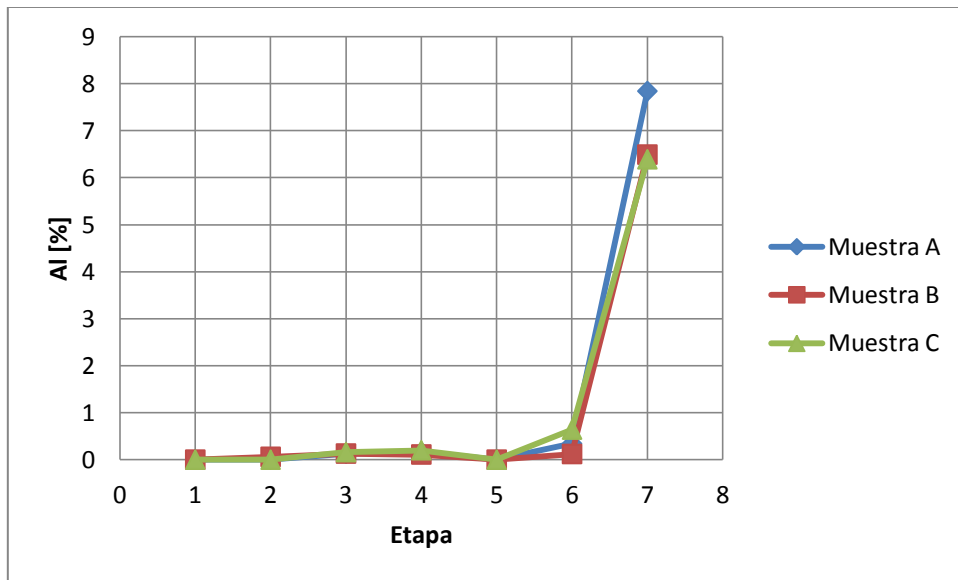


Figura 17. Extracción secuencial rips para el aluminio.

Luego del ensayo THC, según la figura 17, no se observan cambios importantes; sin embargo, cabe destacar que las concentraciones en las etapas 3 y 4 disminuyeron, lo que podría ser evidencia de disolución de oxi-hidróxidos.

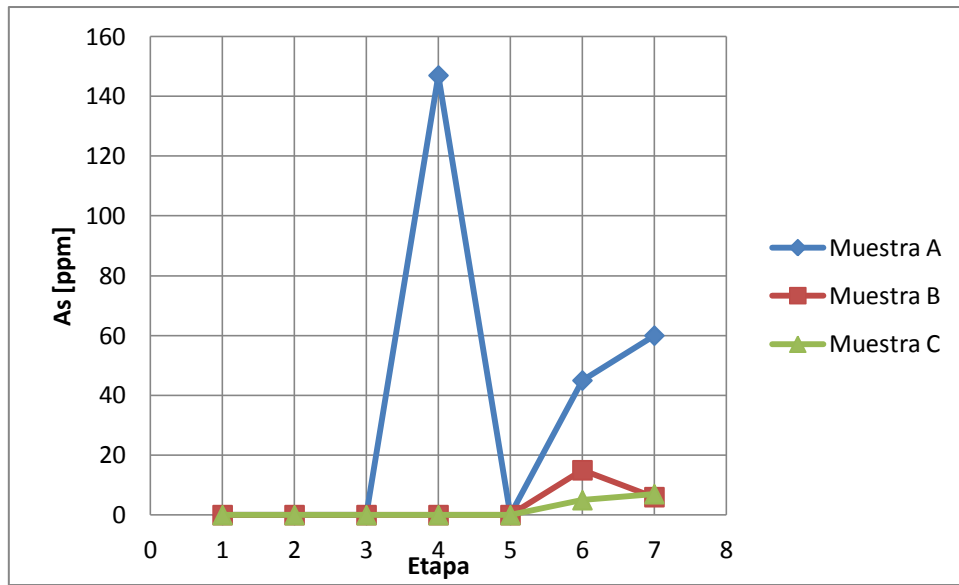


Figura 18. Extracción secuencial cabeza para el arsénico.

En la figura 18 para la muestra A se observa un peak en los óxidos, que no se ve reflejado en la mineralogía; sin embargo, es importante notar lo bajo de las concentraciones. Luego, se observa arsénico en los sulfuros primarios y la fracción residual. El hecho de que solo una de las muestras presente altos contenidos de arsénico puede atribuirse a que cada muestra corresponde a una unidad geológica diferente y particular, por lo que es de esperar que no tengan un comportamiento similar.

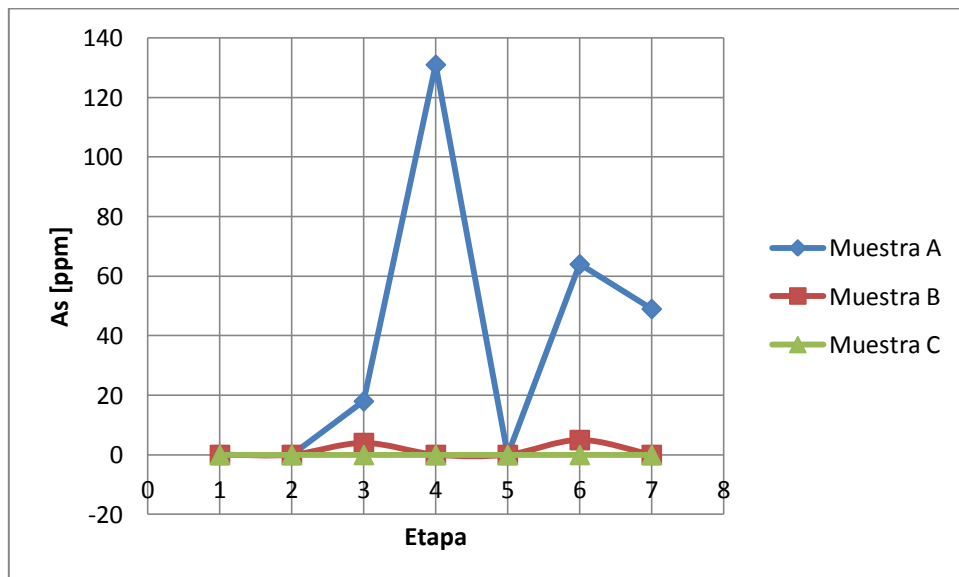


Figura 19. Extracción secuencial ripios para el arsénico.

La figura 19 muestra que luego del ensayo THC se presenta un comportamiento bastante similar al de las cabezas, con la salvedad que ahora hay minerales en la etapa 3, correspondiente a hidróxidos.

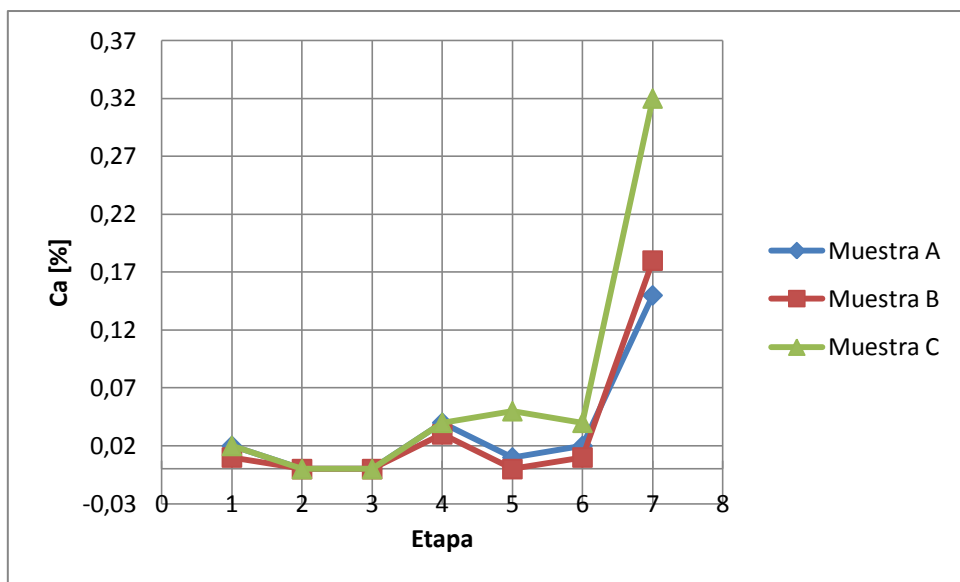


Figura 20. Extracción secuencial cabezas para el calcio.

Según la figura 20, las muestras A y C, en la etapa 1 permiten predecir la presencia de yeso; en la etapa 4, las tres muestras evidencian presencia de óxidos, pudiendo estar intercambiándose por sodio o potasio en algún hidróxido (como la jarosita). La principal abundancia puede ser observada en la etapa 7 que se puede atribuir a los silicatos, entre ellos, la plagioclasa.

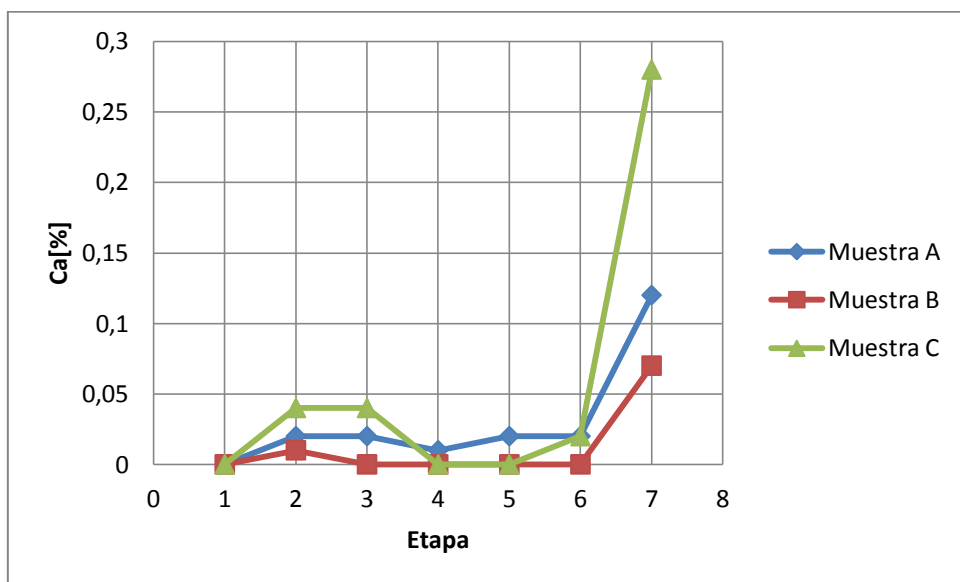


Figura 21. Extracción secuencial ripios para el calcio.

Luego del ensayo THC (Fig. 21) se presenta un comportamiento similar a las cabezas, con las siguientes diferencias: (1) ya no se observa calcio en la etapa 1, que puede asumirse como disolución del yeso y (2) existe calcio en la fase intercambiable, correspondiente a la etapa 2.

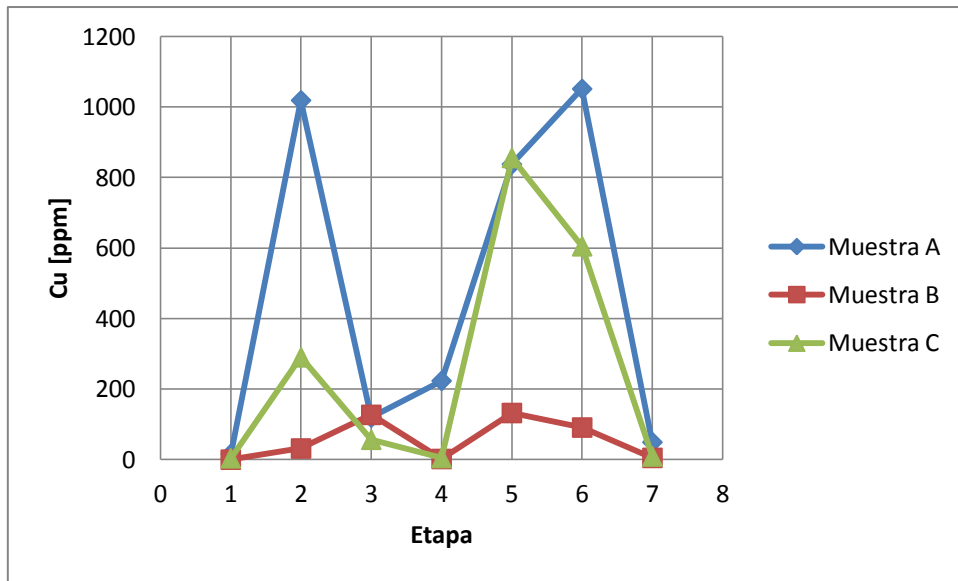


Figura 22. Extracción secuencial cabezas para el cobre.

En la figura 22 las muestras A y C presentan cobre en la fase intercambiable (etapa 2), en los sulfuros secundarios y primarios (etapas 5 y 6). Mientras que la muestra B presenta una muy menor concentración de cobre en los sulfuros y no presenta cobre en la fase intercambiable.

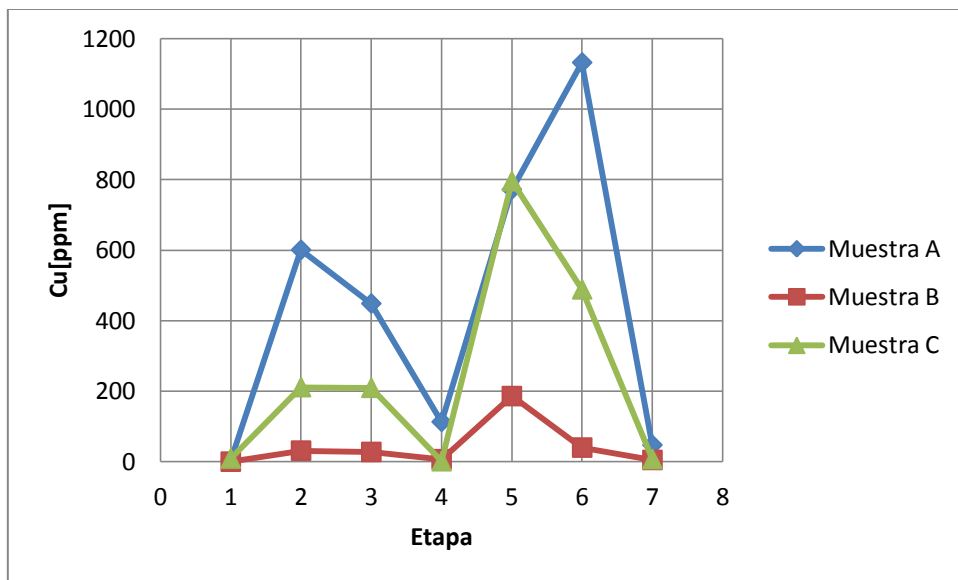


Figura 23. Extracción secuencial ripios para el cobre.

En los ripios de la figura 23 se observa un comportamiento similar a las cabezas, pero disminuido por las posibles disoluciones de los minerales o las fases, lo cual se ve mejor reflejado en la fase intercambiable y de sulfuros primarios, cuyas concentraciones bajaron considerablemente.

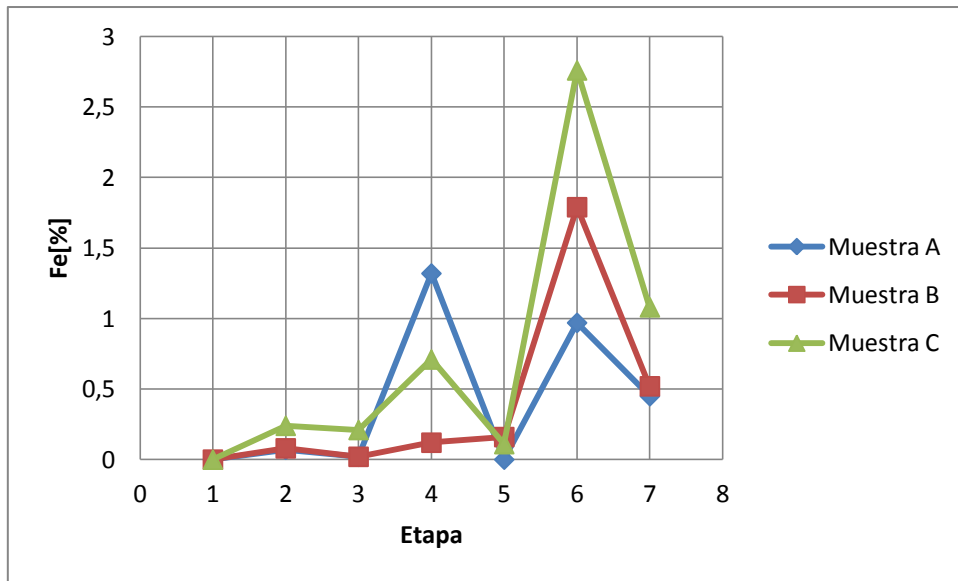


Figura 24. Extracción secuencial cabezas para el hierro.

Las muestras A y C presentan óxidos de hierro en la etapa 4 y las tres muestras presentan sulfuros de hierro en abundancia (Fig. 24).

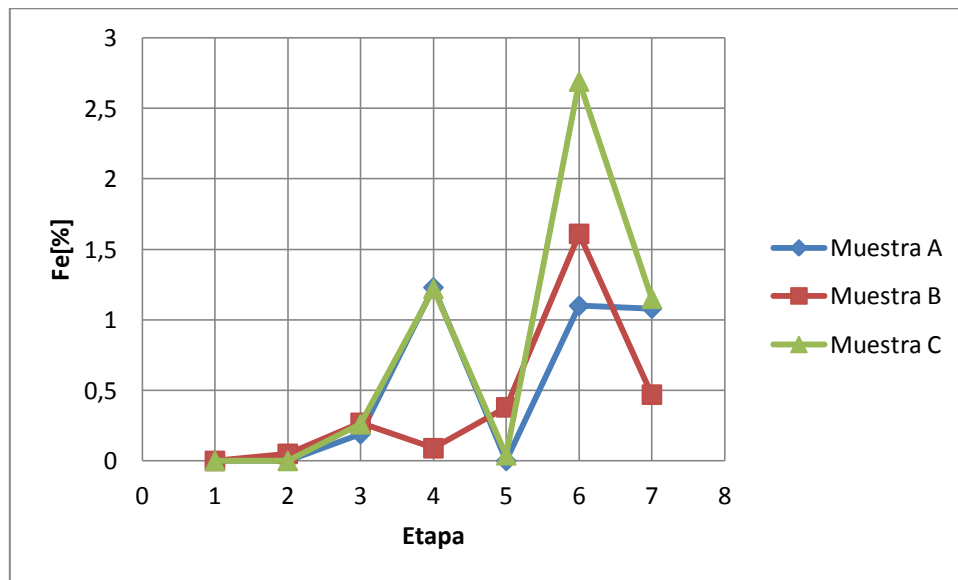


Figura 25. Extracción secuencial ripios para el hierro.

Salvo el aumento de óxidos de hierro de la muestra C, reflejado en la etapa cuatro, no se observan mayores diferencias de los ripios (Fig. 25) con respecto a las cabezas, para el hierro.

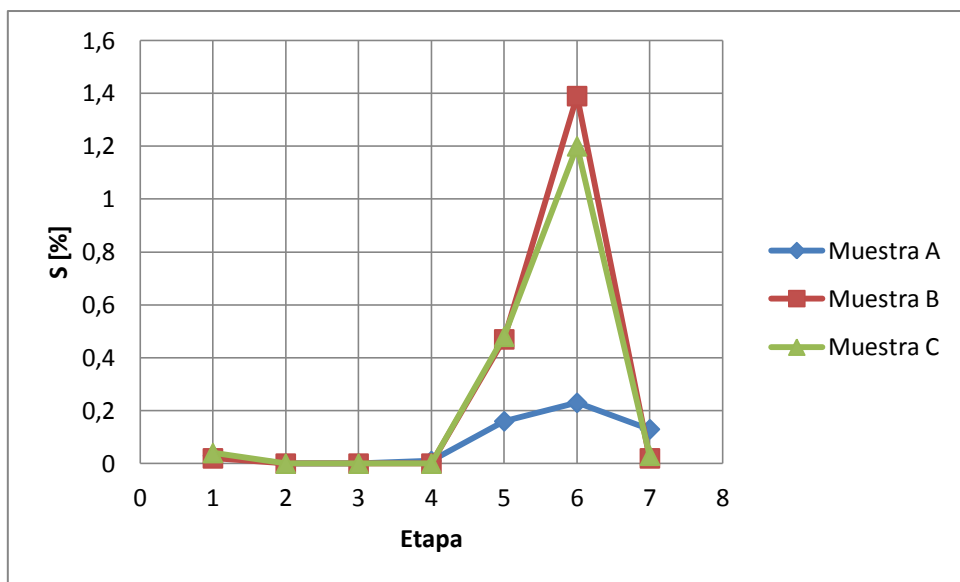


Figura 26. Extracción secuencial cabeza para el azufre.

Al igual que para el calcio en la figura 26, las muestras A y C presentan una pequeña concentración de azufre en la primera etapa que se condice con la presencia de yeso. Sin embargo, las concentraciones de mayor importancia están en los sulfuros primarios y secundarios para las tres muestras.

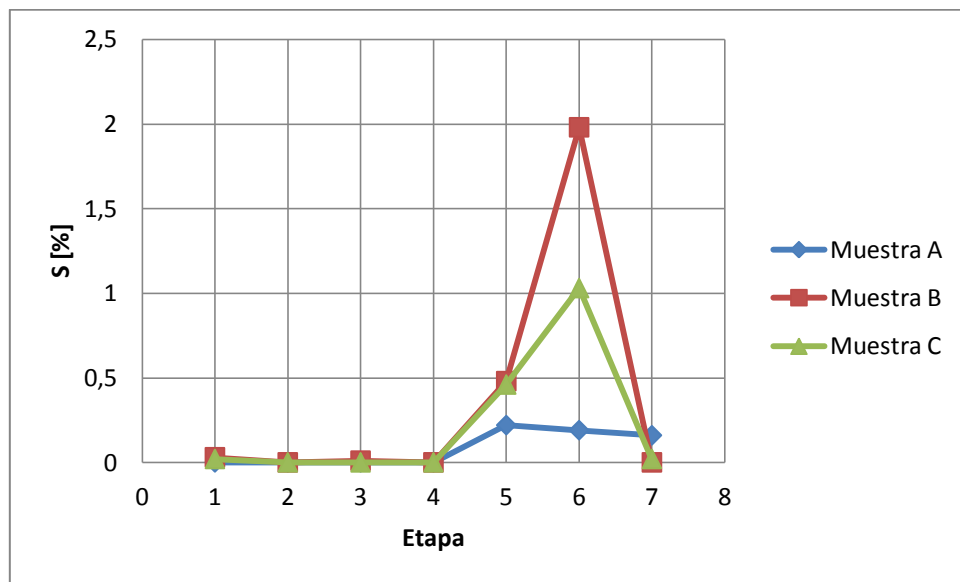


Figura 27. Extracción secuencial ripios para el azufre.

Los ripios en la figura 27 presenta básicamente el mismo comportamiento que en las cabezas.

4. Análisis de resultados

4.1. Muestra A

Esta muestra presenta el menor contenido de azufre (0,7%), el mayor de sulfatos (0,09%), y el cobre es el mayor de las 3 muestras (0,37%) (véase Tabla 6). Lo que puede ser interpretado como un bajo contenido de pirita, limitado por estas condiciones. Además, esta muestra posee un potencial de neutralización de 1,2 [kg CaCO₃/ton] y un análisis de potencial neto de neutralización (PNN) que lo clasifica como la unidad geológica menos riesgosa (Tablas 9 y 10), lo cual se ve corroborado por el ensayo de Test Celda Húmeda (THC por sus siglas en ingles) para el pH (Fig. 9), donde se puede observar que el pH oscila en torno al valor 6 durante todo el ensayo, manteniéndose cerca de ese valor.

Aparentemente, es la muestra que presenta una mayor alteración supérgena, pues tiene el mayor contenido de sulfato y óxidos en su mineralogía (Figs. 6 y 7); además, presenta la mayor cantidad de cobre en la fracción intercambiable (correspondiente a la etapa 2 de la extracción secuencial del cobre (Fig. 22 y 23); y también, presenta el mayor porcentaje de fracción fina de todas las muestras (Fig. 8). Todo esto se ve reflejado en una fuerte liberación de acidez durante los primeros ciclos del ensayo THC de acidez (Fig. 11), la cual puede deberse a la disolución de óxidos e hidróxidos de hierro, estos últimos en muy bajas cantidades; debido a que esta muestra es la que contiene mayor porcentaje de granos en la fracción fina, es de esperar una rápida disolución de las fases más solubles, que son aquellas mineralogías producto de la lixiviación de los minerales pre-existentes.

Finalmente, la muestra aún debe estar siendo tamponada por algún mineral, como un carbonato, y es poco probable que se haya disuelto pirita u otros sulfuros debido a que la liberación de hierro y azufre (Figs. 12 y 13) es mínima durante todo el ensayo THC, a excepción del pico de azufre en los primeros ciclos, que posiblemente se deba a la disolución de yeso, pues el calcio (Fig. 15) presenta un comportamiento similar al del azufre en los primeros ciclos de la muestra A.

4.2. Muestra B

A diferencia de las otras muestras, en esta se puede observar un riesgo en la generación de acidez debido, en parte, al bajo potencial de neutralización (0,3 [Kg CaCO₃/ton]) y un resultado de PNN que califica esta unidad como potencialmente riesgosa. Además, tanto los resultados de mineralogía de sulfuros (Figs. 4 y 5), como aquellos de química de azufre (2,75%), sulfatos (0,02%) y cobre (0,042%) (Tabla 6) proponen que esta muestra sea la de mayor contenido de pirita. Este riesgo potencial se ve

avalado por el resultado del ensayo THC para el pH (Fig. 9), donde luego de 30 ciclos el pH final es cercano a 3. Además, es interesante notar que esta muestra evidencia 2 tampones, siendo el primero en torno al valor de pH 6 y luego, en torno al valor 4, para finalmente seguir descendiendo en los últimos ciclos del ensayo.

Esta muestra, presenta las menores concentraciones de sulfatos, según química como con extracción secuencial del azufre (etapa 1; Figs. 26 y 27). También, exhibe una nula presencia de óxidos de cobre y hierro, según mineralogía (Figs. 6 y 7) y extracción secuencial (etapa 3 y 4 del hierro; Figs. 24 y 25). Por lo tanto, se podría inferir que la muestra se encuentra relativamente fresca y ha sufrido poca alteración supérgena desde el evento que produjo la mineralización de sulfuros primarios.

Es interesante observar en los ensayos THC que, tanto el azufre (Fig. 13) como el hierro (Fig. 12) presentan un comportamiento similar, de crecimiento constante en la medida que el pH baja. La oxidación de la pirita podría explicar esto, pues su oxidación liberaría protones, hierro y azufre a medida que se disuelve. También, es importante notar la paulatina disminución en la concentración de calcio en cada ciclo podría ser resultado de la disolución de los pocos carbonatos o del yeso en los primeros ciclos, dejando en los últimos solo el aporte de la disolución de plagioclasas cálcicas, pues la etapa 7 del ensayo de extracción secuencial para el calcio propone que este mineral podría ser abundante en todas las muestras (Figs. 20 y 21).

Respecto a la extracción secuencial del azufre (Figs. 26 y 27), se observa una alta concentración de sulfuros primarios (etapa 6) y una concentración menor, pero notable, para los sulfuros secundarios (etapa 5). La concentración de cobre (Figs. 22 y 23) en la etapa 6 presenta órdenes de magnitud menor a la de azufre para la misma etapa; esto indicaría que el sulfuro primario dominante es la pirita, lo cual concuerda con la mineralogía y la evidencia expuesta previamente.

4.3. Muestra C

Esta muestra presenta una química y mineralogía semejante a la de la muestra A. Sin embargo, se observan algunas diferencias interesantes. Por ejemplo, presenta una mayor cantidad de sulfuros, reflejado en el contenido de azufre destinado a sulfuros de 1,56% versus 0,61% de la muestra A y, por ende, un mayor potencial ácido; pero, al mismo tiempo, presenta un mayor potencial de neutralización, lo cual se puede observar en la segunda etapa de la extracción secuencial del calcio (Figs. 20 y 21) y puede ser atribuido a la presencia de carbonatos; esto tiene como consecuencia un resultado PNN, aparentemente, más seguro que la muestra A. Lamentablemente, esta afirmación no se condice con los

resultados de pH en el ensayo THC que arroja un pH final menor que la muestra A, mostrando una tendencia constante a la baja a lo largo de cada ciclo.

Respecto a la mineralogía, la muestra C presenta oxi-hidróxidos de hierro y sulfuros secundarios en menor abundancia que la muestra A (Figs. 2, 3, 4 y 5) y una abundancia de pirita similar a la de la muestra A, según mineralogía (Figs. 2 y 3).

Según la extracción secuencial del cobre y hierro (Figs. 22, 23, 24 y 25), se puede inferir cierto grado de alteración de la roca, pues presenta cobre en la fase intercambiable, etapa 2 de la extracción secuencial y óxi-hidróxidos de hierro tardíos, notables en las etapas 3 y 4 de la extracción secuencial, aunque en menor cantidad que la muestra A. Respecto a la concentración de yeso, debe ser similar en ambas muestras, pues en el ensayo THC (Fig. 15) el calcio presenta el mismo comportamiento en los primeros ciclos.

Finalmente, el ensayo THC presenta una generación inicial de acidez (Fig. 11) que puede deberse a la disolución de los pocos hidróxidos presentes. Si se ha oxidado o no la pirita, es difícil afirmar, pero la evidencia muestra que es posible, pues el THC del hierro (Fig. 12) muestra un ligero incremento en su concentración, apenas perceptible en comparación a la muestra B. El THC del azufre (Fig. 13) muestra un incremento consistente con la oxidación de la pirita, lo cual también se puede observar en la Figura 11 para la acidez liberada, la que va aumentando de a poco luego de la fuerte caída en los primeros ciclos. También, es interesante notar el aumento de la concentración de cobre en el THC (Fig. 14) a partir del décimo ciclo, que coincide con el punto en que se baja del pH 5.5; este valor coincide cuando la fase soluble del cobre Cu^{+2} resulta estable en condiciones atmosféricas, como lo indica la Figura 28, siendo entonces posible disolver el cobre.

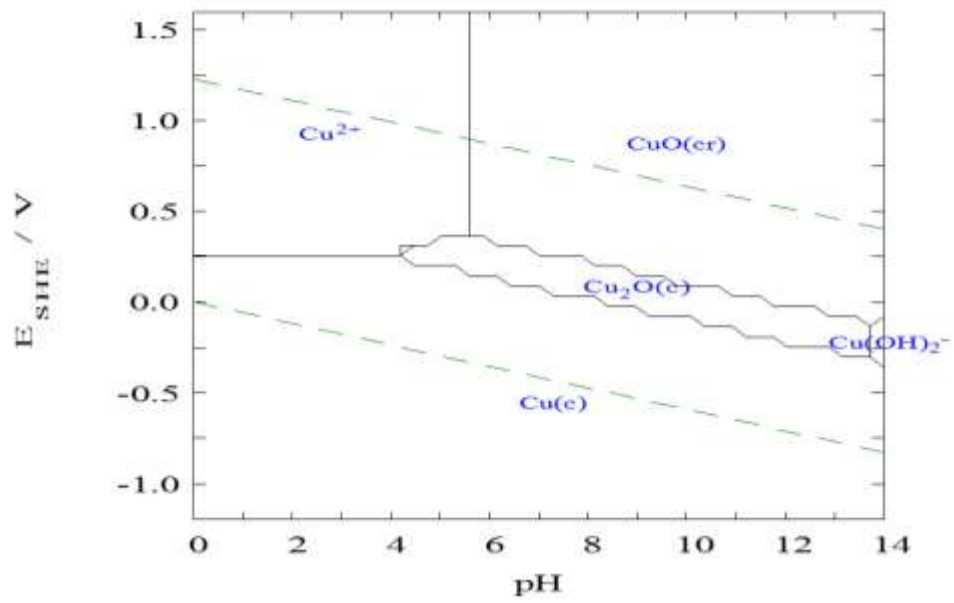


Figura 28. Diagrama de estabilidad de la especies del cobre con $[Cu^+]_{TOT} = 0,5 \text{ mM}$ a 25°C , usando el programa Medusa. Se puede notar que bajo pH 5,5 la especie Cu^{2+} es la predominante.

5. Modelo

El ensayo THC tiene como tamaño máximo de grano un diámetro de 9 mm, lo cual no resulta representativo del diámetro máximo en un botadero de trabajos mineros, que puede alcanzar varios decímetros de diámetro o incluso más (Mclemore et al., 2009)

Para poder responder como resultaría el mismo test frente a una diferente distribución de grano se usó un modelo para disolución de partículas sólidas en líquidos, el modelo conocido como núcleo reactivo o "shrinking core model"(SCM), por su nombre en inglés. Este modelo considera las partículas como esféricas, no porosas, en contacto con un film líquido, y modela la transferencia de masa que ocurre entre la partícula sólida y el fluido (Ecuación 1), que está relacionado con las etapas involucradas en el mecanismo de lixiviación de una partícula de mineral.

Las etapas son:

- 1- Reactivo lixivante difunde a través de capa límite hacia superficie de la partícula.
- 2- Reactivo lixivante difunde en el interior de la partícula hacia la zona de reacción.
- 3- Ocurre la reacción química, se forman productos de la reacción.
- 4- Productos solubles de la reacción difunden desde el interior de la partícula hacia la superficie de esta.
- 5- Productos solubles difunden a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

La velocidad de lixiviación es inicialmente alta, ya que el reactivo ataca directamente a las especies presentes en la superficie de la partícula. Con el tiempo, la velocidad de lixiviación decae, porque la superficie de reacción está cada vez más alejada de la superficie de la partícula (hacia el interior de la misma) y, entonces, los reactivos y productos toman más tiempo en desplazarse al interior de la partícula. Esto se esquematiza en la siguiente figura:

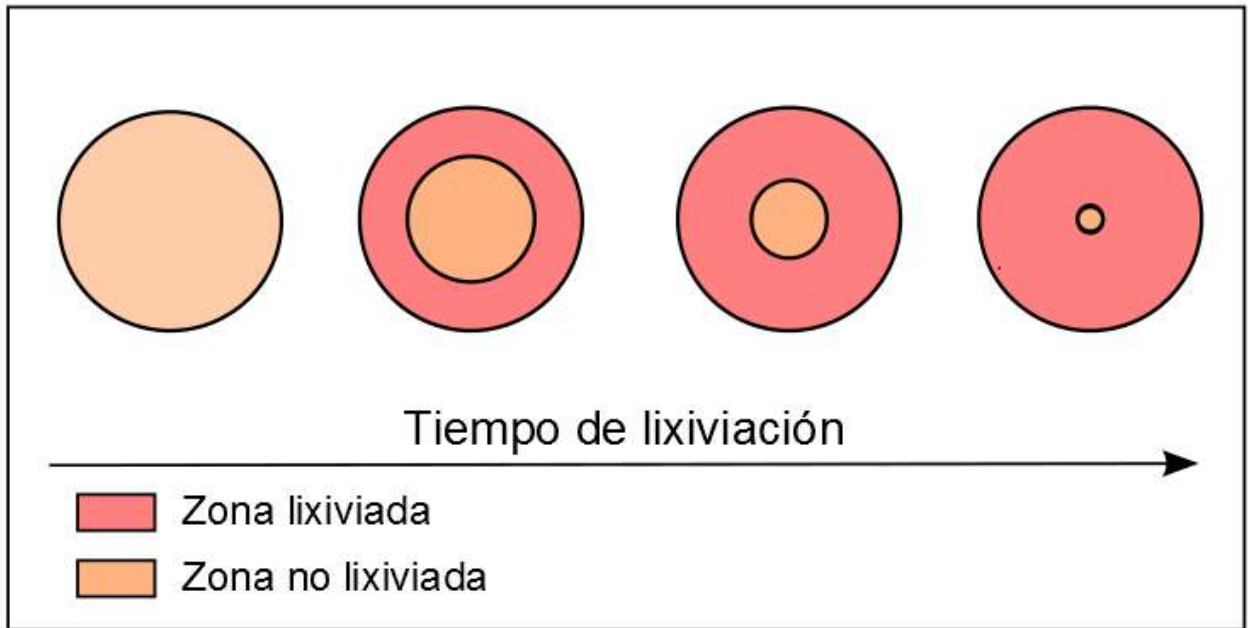
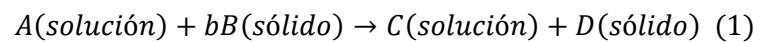


Figura 29. Esquema reacción parcial shrinking core model. A medida que el núcleo va reaccionando, disminuye su tamaño y cambia la tasa de reacción.

A continuación, se muestra la deducción de la ecuación de la velocidad de lixiviación de una partícula de mineral para el caso en que la velocidad de lixiviación está controlada por la velocidad de reacción entre el reactivo lixivante y la especie mineral.

La nomenclatura típica a usar se basa en considerar la cinética de la siguiente reacción de lixiviación general:



Que corresponde al caso de la lixiviación de una especie mineral B con un reactivo de lixiviación A, produciendo un producto soluble C y un producto sólido D.

5.1. Caso control químico

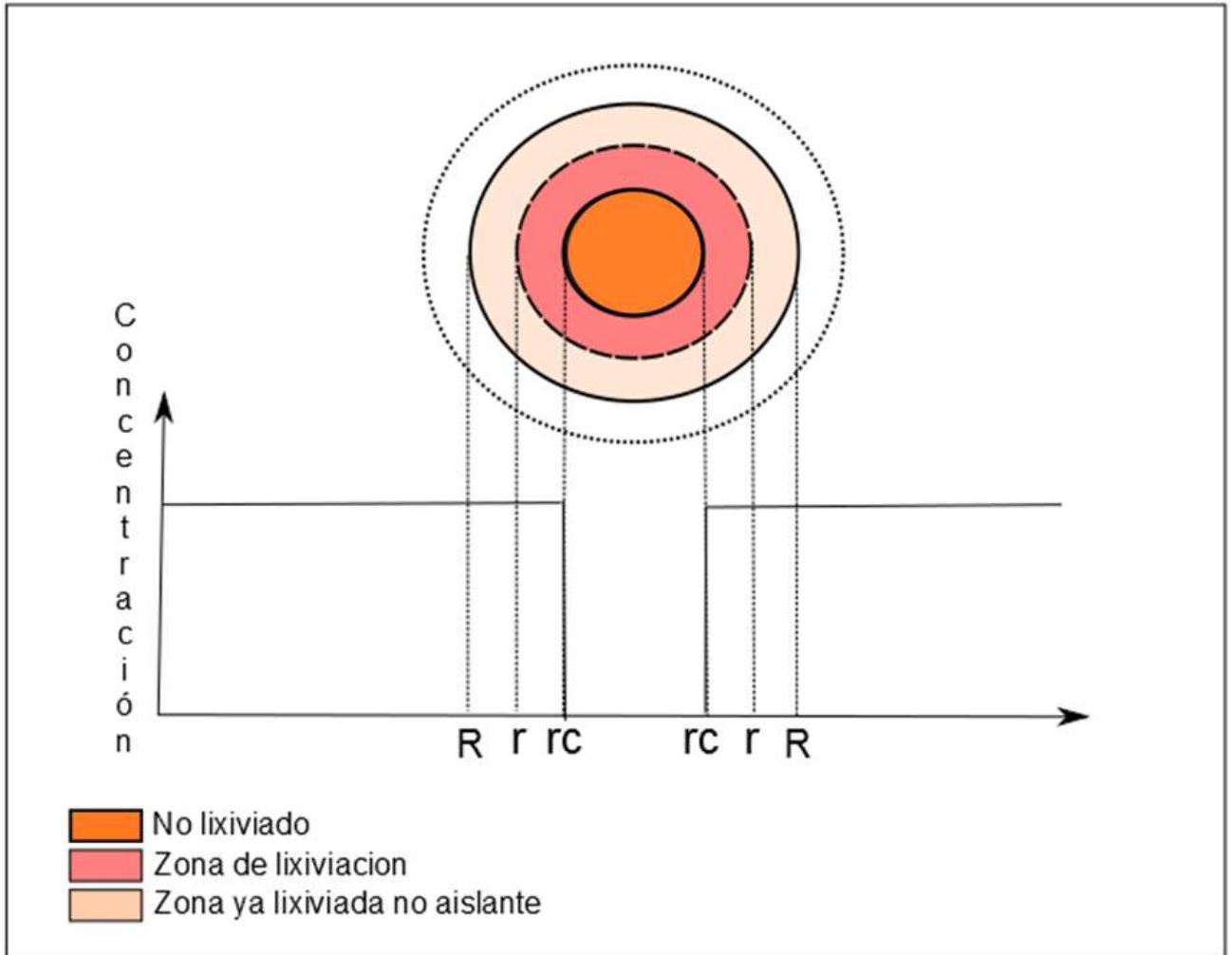


Figura 30. Esquema control químico, donde R es el radio original del grano, r es el tamaño actual del grano y r_c es el radio desde donde el grano hace reacción. En este caso, no se genera una capa aislante, sino que reacciona parcialmente el núcleo, y la zona ya reaccionada no interfiere en la reacción del núcleo residual; por ende, todo depende de la cinética normal del proceso.

La velocidad de reacción (de consumo) del agente lixivante está dada por su velocidad molar de difusión. En la superficie genérica de radio r ésta es:

$$-\frac{dN_A}{dt} = 4\pi r^2 K_s C_{AL}$$

Donde K_s es la constante cinética de reacción, C_{AL} es la concentración molar de A en el medio líquido y r es el radio de la partícula.

En este caso la velocidad de reacción es proporcional al tamaño de la superficie del núcleo no reaccionado:

$$-\frac{dN_B}{dt} = -\frac{bdN_A}{dt} = bK_s C_{AL} (4\pi r_c^2) \quad (2)$$

Para resolver en el tiempo es necesario relacionar primero la velocidad de consumo de A con la variación del radio r_c . Si la partícula de mineral o concentrado tiene un volumen V (dm^3) y la densidad molar de B (la especie mineral que se lixivia) en esa partícula es ρ_B (moles B/ m^3), entonces el número total de moles en la partícula es:

$$N_B = \rho_B V \quad (3)$$

Cuando se consumen dN_A moles de A se cumple que:

$$-bdN_A = -dN_B = -\rho_B dV = -\rho_B d\left(\frac{4}{3}\pi r_c^3\right) = -4\pi\rho_B r_c^2 dr_c \quad (4)$$

O sea, la variación del tamaño del núcleo asociada al consumo de reactivo dN_A está dada por:

$$-bdN_A = -4\pi\rho_B r_c^2 dr_c \quad (5)$$

Donde K_s es la constante cinética de la reacción en la superficie del núcleo. Expresando N_B nuevamente con base en la ecuación 4:

$$-bdN_A = -dN_B = -\rho_B d\left(\frac{4}{3}\pi r_c^3\right) = -4\pi\rho_B r_c^2 dr_c$$

Reemplazando este resultado en la ecuación 2:

$$-\frac{1}{4\pi r_c^2} \rho_B 4\pi r_c^2 \frac{dr_c}{dt} = \rho_B \frac{dr_c}{dt} = bK_s C_{AL} \quad (6)$$

Integrando:

$$\rho_B \int_R^{r_c} dr_c = bK_s C_{AL} \int_0^t dt \quad (7)$$

Da como resultado

$$t = \frac{\rho_B}{bK_s C_{AL}} (R - r_c) \quad (8)$$

Si K_r es la inversa del tiempo necesario para lixiviar toda la partícula ($r_c=0$), es:

$$K_r = \frac{bK_s C_{AL}}{\rho_B} \quad (9)$$

Incorporando la expresión de K_r en la ecuación 8 y reordenando se tiene:

$$K_r t = 1 - \frac{r_c}{R} \quad (10)$$

La razón r_c/R se puede relacionar con el grado de conversión (X_B), o sea, la fracción de B que ha sido lixiviada, mediante la expresión:

$$1 - X_B = \frac{\frac{4}{3} \pi r_c^3 (\text{vol. sin reaccionar})}{\frac{4}{3} \pi R^3 (\text{vol. partícula total})} = \left(\frac{r_c}{R}\right)^3 \quad (11)$$

Finalmente, reemplazando r_c/R de la ecuación 11, se llega a:

$$K_r t = 1 - (1 - X_B)^{1/3} \quad (12)$$

5.2. Incorporando la distribución de tamaño en el SCM

Para ingresar la distribución de tamaño de grano es necesario asumir ciertos parámetros como: la partícula es esférica, la partícula reacciona con un fluido isotermal y que las concentraciones de los fluidos reactantes son constantes y en exceso (Gbor, 2004).

Retomando la ecuación 12:

$$K_r t = 1 - (1 - X_B)^{1/3}$$

$$k_r = \frac{b k_s C_{al}}{\rho_B R}$$

Para incorporar la distribución de partículas en el SCM para cada uno de los regímenes de control desarrollado en forma más extensa en la publicación de Gbor (2004), se supuso, primero, partículas de un solo tamaño de diámetro "D" y se consideró la función $f(D, t)$ como la fracción de volumen que aún no reaccionaba.

$$f(D, t) = 1 - X_B \quad (16)$$

Se tuvo la siguiente ecuación

$$f(D, t) = 1 - X_B = \left(1 - \frac{K_{rn}t}{D}\right)^3 \quad (19)$$

$$\text{donde } K_{rn} = K_r D$$

Donde, simplemente, se ha extraído el valor D de la constante Kr, pues este ya no es constante, y se despejó la función $f(D, t)$ para conocer la fracción que todavía no ha reaccionado. Entonces, para un grupo de partículas de varios tamaños divididas en rangos discretos, la fracción total que aún no reacciona "F" en un determinado tiempo t, es:

$$F(t) = \sum_D (f(D, t)) (\text{fracción de masa del tamaño } D) \quad (20)$$

Si la distribución de las partículas es continua, la fracción total sin reaccionar es:

$$F(t) = \int_0^{\infty} (f(D, t))(p(D))dD, \quad (21)$$

Con:

$$f(D, t) = 0 \quad , \quad 0 < D < D_t \quad (22)$$

$$f(D, t) = 1 - X_D \quad , \quad D_t < D < D_{max} \quad (22)$$

Donde $p(D)$ es la función de densidad de cierto tamaño de partícula D basado en la fracción de masa; D_{max} es el tamaño de la partícula más grande en el sistema; D_t es el valor desde el cual todos los granos con diámetro menor ya se han consumido por completo en cierto tiempo t.

5.3. Método del modelo

Para el modelo de este trabajo se ha seleccionado como régimen controlador el expuesto anteriormente (Ecuación 19), pues se presume cierta abundancia de fluidos y que los minerales secundarios no se depositan sobre la superficie mineral reactiva y de hacerlo, no interfieren en la reacción.

Para este trabajo se han propuestos dos variantes del modelo:

El primero consideró que, a medida que el grano reacciona, también lo hacen sus componentes, es decir, la pirita y los carbonatos (modelado en función del potencial de neutralización PN de cada muestra). El modelo consideró el tamaño de partícula de los fragmentos de roca como variable, pero, en ninguna medida el de los granos de pirita que lo compongan. Los minerales de pirita fueron considerados muy pequeños respecto al tamaño de grano y distribuidos homogéneamente en estos, por lo que su grado de reacción estaba directamente ligado a la superficie reactiva del grano, pues mientras mayor sea, habrá más pirita disponible para ser oxidada (Fig. 31). Cabe destacar, que la cinética de lixiviación del grano de roca se consideró proporcional a la cinética de reacción de la pirita, pues ingresar las diversas tasas de reacción de todos los minerales resultaría en una tarea compleja que escapa a los objetivos de este trabajo.

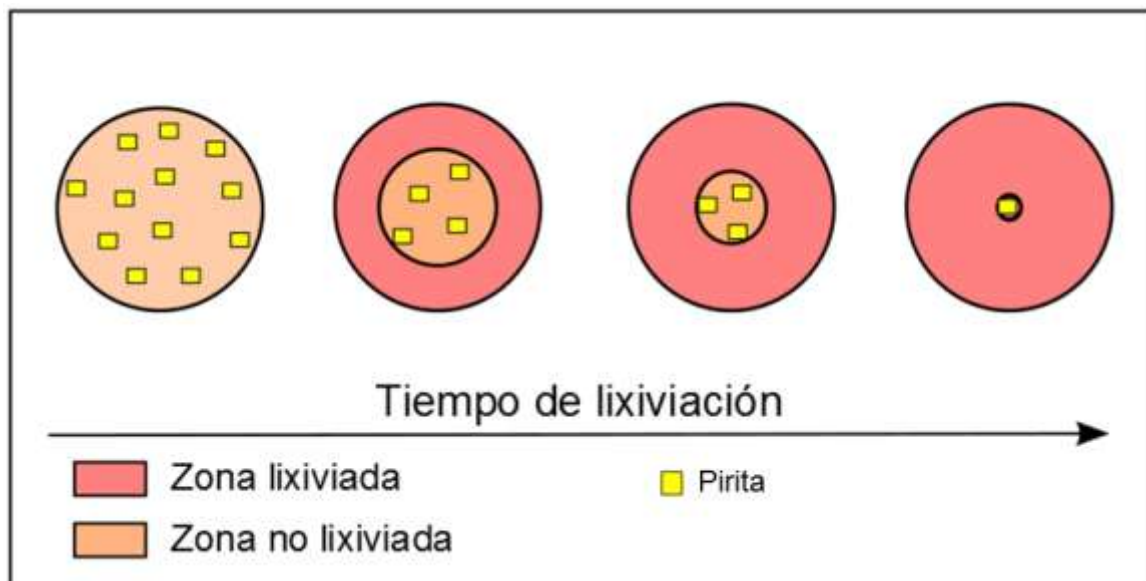


Figura 31. Esquema del Modelo 1, donde el grano va reaccionando proporcionalmente a la tasa de oxidación de la pirita.

El segundo modelo consideró buena parte de las acotaciones del modelo 1, salvo que el grano se mantiene intacto y solo reaccionaron los granos de pirita expuestos en la superficie del fragmento de roca, como lo ilustra la Figura 32. Este modelo se realizó bajo el supuesto de que las cinéticas de reacción son lo suficientemente pequeñas como para permitir que solo reaccionen los granos expuestos en superficie. Para este modelo se consideró que la pirita tenía un diámetro promedio de 0,5 mm.

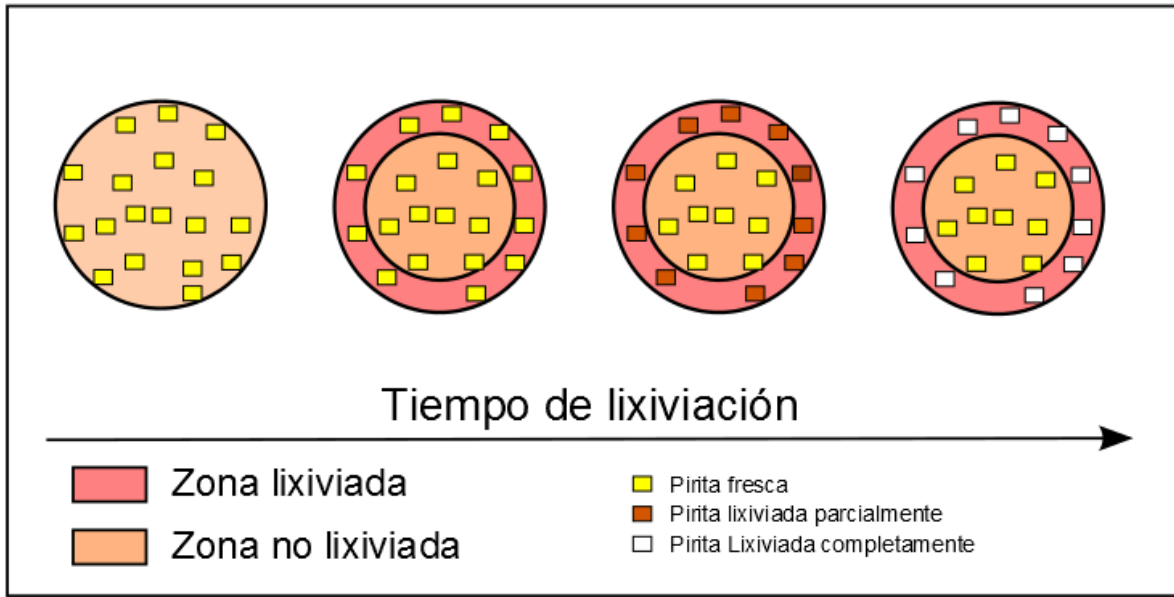


Figura 32. Esquema modelo 2, donde solo se considera que reaccionan los granos de pirita expuestos en superficie.

Para elaborar estos modelos, se usó el software MATLAB donde se programó el comportamiento de las unidades geológicas ya definidas.

Usando la distribución granulométrica de las 3 muestras (Fig. 6) y una distribución granulométrica promedio de botaderos (Fig. 33), se buscó observar las diferencias en el comportamiento de la misma muestra ante granulometrías diferentes, con el fin de integrar, en una respuesta simple, el cómo se comportarán diversas distribuciones de granos bajo las mismas condiciones.

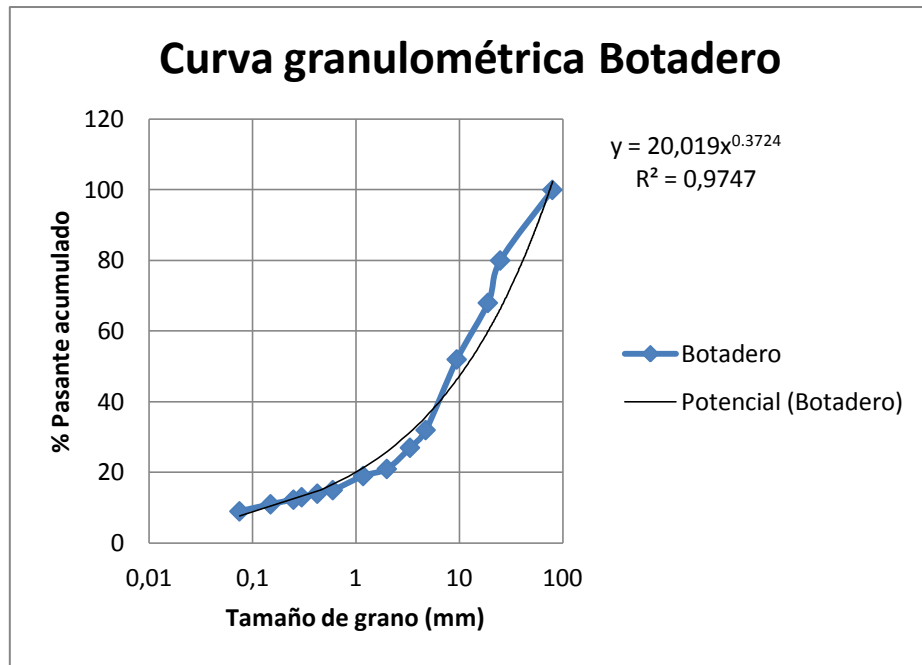


Figura 33. Granulometría acumulada de un botadero tipo pórvido cuprífero promedio. Valores del gráfico obtenidos de Mclemore et al. (2009).

Para definir las constantes de la Ecuación 19, se usaron diversas fuentes bibliográficas de los parámetros que definen K_{rn} (ver Tabla 11).

Tabla 9 Valores usados en el modelo.

	K_s^a	b	P_b^b	$C(O_2)^c$	K_{rn}^d	K_{rn}
	m/día	-	mol/m ³	mol/m ³	m/día	mm/día
Muestra A	7,82E-06	0,286	8,89E+01	2,84E-04	7,14E-12	7,14E-09
Muestra B	4,49E-05	0,286	5,61E+02	9,38E-03	2,15E-10	2,15E-07
Muestra C	1,42E-05	0,286	2,62E+02	9,38E-04	1,45E-11	1,45E-08

a Constante cinética de la oxidación de la pirita a pH bajo obtenida de Urrutia et al. (1987) $K_s = 10^{-6,77} * [O_2]^{0,5}$ (m/seg).

b Moles por metro cúbico de material sacado de los resultados de la Tabla 8 y Figura 1.

c Asumido como la concentración de oxígeno en el aire considerando que es el 21% de un volumen dado de aire.

d $K_{rn} = (b * K_s * C(O_2)) / P_b$ en Ecuación 19.

Para determinar el oxígeno disponible en cada muestra se consideró que el oxígeno no llegaba de igual forma a cada muestra, debido a la posible alteración de las muestras. Para la muestra A, se consideró que el oxígeno solo llegaba a través del fluido, pues debido a la capa de oxi-hidróxidos y otros minerales de alteración, el grano estaría aislado del medio gaseoso y, por esto, el oxígeno solo podría llegar disuelto en el agua que rodea el grano; para la muestra B, debido a su bajo o nulo grado de alteración, se consideró que el oxígeno llegaba directo desde el medio gaseoso; y para la muestra C se

consideró un grado intermedio entre las dos muestras anteriores, es decir, hay interacción tanto con el fluido como con el gas.

Para estimar el porcentaje de pirita en cada muestra, se utilizó el análisis químico de azufre total. Luego, se le restó el sulfato total y se usó el porcentaje relativo a sulfuros de la pirita, según microscopía, para determinar su cantidad porcentual en la roca total. Esto se realizó de esta manera, pues los porcentajes obtenidos por mineralogía dan muy altos respecto al azufre total de cada muestra. Por ello, resulta más conservador y, posiblemente, más acertado estimar el porcentaje de pirita de este modo, en lugar de usar los resultados de microscopía sin cuestionarlos.

El Programa en MATLAB genera dos gráficos: en el primero de ellos (Fig. 34) se entrega la variación del pH a través del tiempo para cada muestra, donde se analiza su comportamiento teniendo la granulometría del ensayo THC y con la granulometría de botadero, respectivamente. Este resultado se compara, a su vez, con el de pH de la celda húmeda de dicha muestra.

Para el segundo gráfico (Fig. 35), se muestra qué porcentaje de la roca total ha reaccionado para cada muestra, considerando tanto la granulometría de la celda húmeda de cada muestra, como la granulometría promedio de botadero, con el fin de comparar los resultados.

Cabe destacar que como unidad de tiempo se consideró lo que se denomina como "ciclo de recarga" que es el tiempo en que ocurren fuertes lluvias o flujos de agua que se infiltra en el material y luego un periodo en que el agua se descarga. En lugares como el norte de Chile, entre Iquique y Antofagasta, esta unidad de tiempo podría corresponder a un año, pero en la zona central de Chile se vuelve más con fusos y errático debido a periodos de sequías y lluvias intermitentes y variables entre año y año.

Además, se generó un gráfico en el que se hizo variar la concentración de pirita de los modelos anteriormente expuestos, con el fin de entender el impacto que generaría este parámetro en el grado de liberación de acidez de las muestras.

6. Resultados del modelo

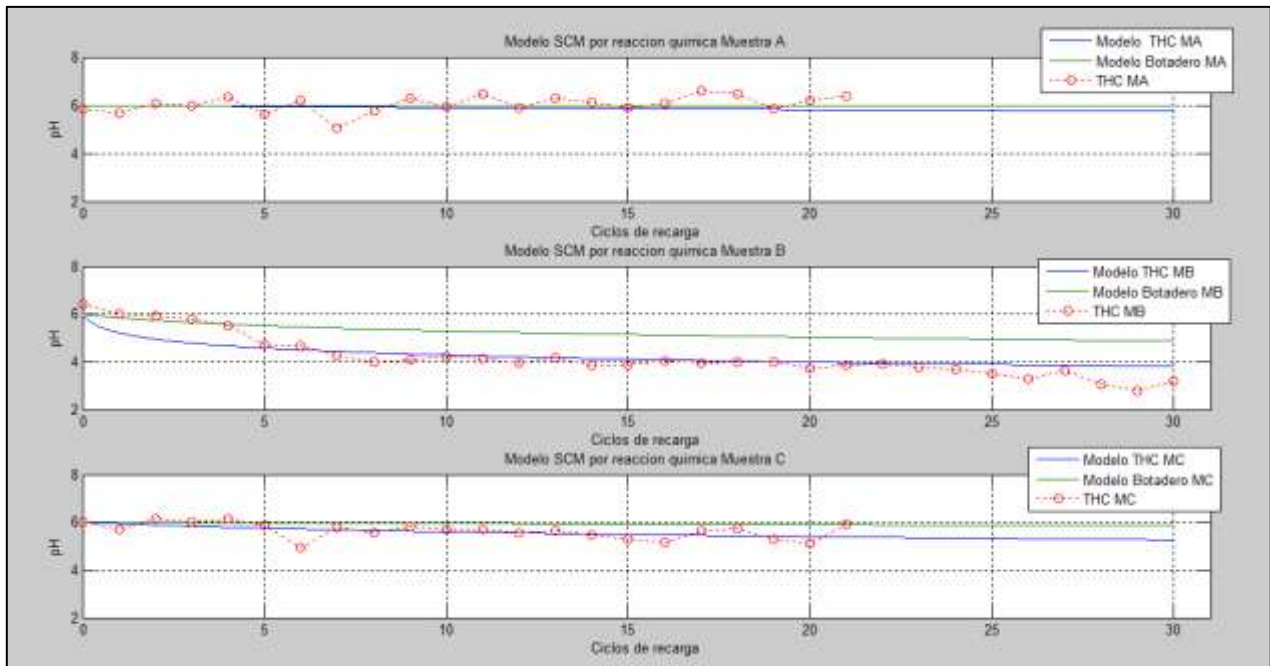


Figura 34. pH vs ciclos del modelo 1 de las muestras A (arriba), B (al medio) y C (abajo). En azul, se observa el modelo que considera la granulometría de las celdas húmedas; en color verde, corresponde al modelo que considera la granulometría de botadero; y en color rojo, se observan los resultados de pH de los ensayos THC.

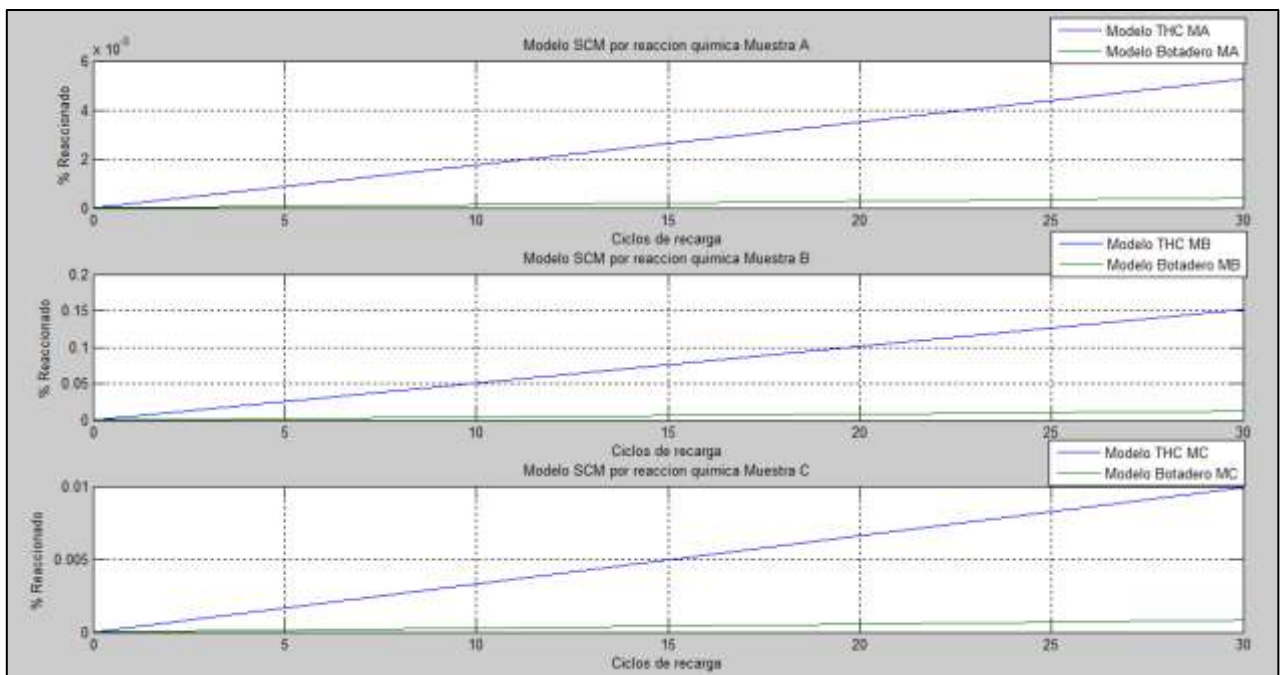


Figura 35. Para cada muestra (A: arriba, B: al medio, C: abajo), porcentaje de roca total que ha reaccionado (% Reaccionado) con la granulometría final del ensayo de celda húmeda (color azul) y con una granulometría promedio de botadero (color verde) vs ciclos del modelo 1.

En la figura 34 se puede notar que el modelo (línea azul) coincide bastante bien con los resultados de los ensayos THC (línea puntada roja). Además, el modelo que considera la granulometría de botadero (línea verde) presenta un comportamiento atenuado respecto al ensayo THC, lo cual tiene sentido con base en la diferencia granulométrica. Esta diferencia se ve reflejada en la figura 35 que muestra diferencias importantes en el porcentaje de roca reaccionada, las cuales pueden ser hasta diez veces menos en el modelo de botadero.

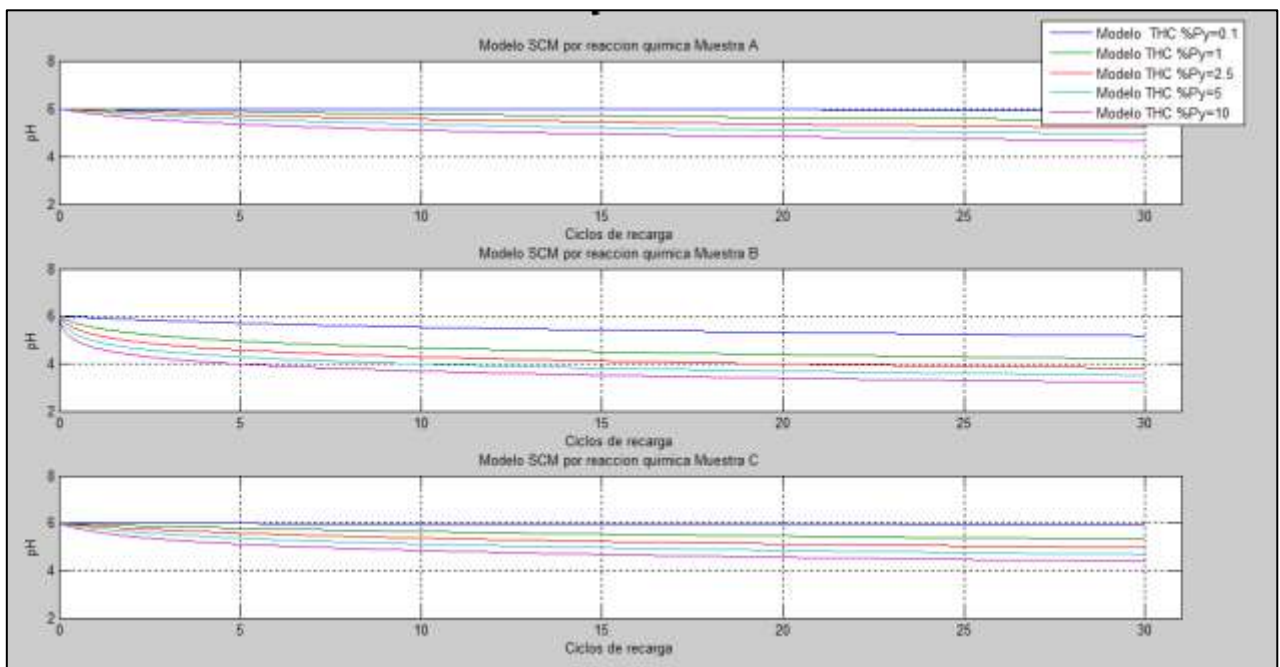


Figura 36. Modelo 1 para celdas húmeda, considerando variable el porcentaje de pirita en las muestras (A: arriba, B: al medio, y C: abajo)

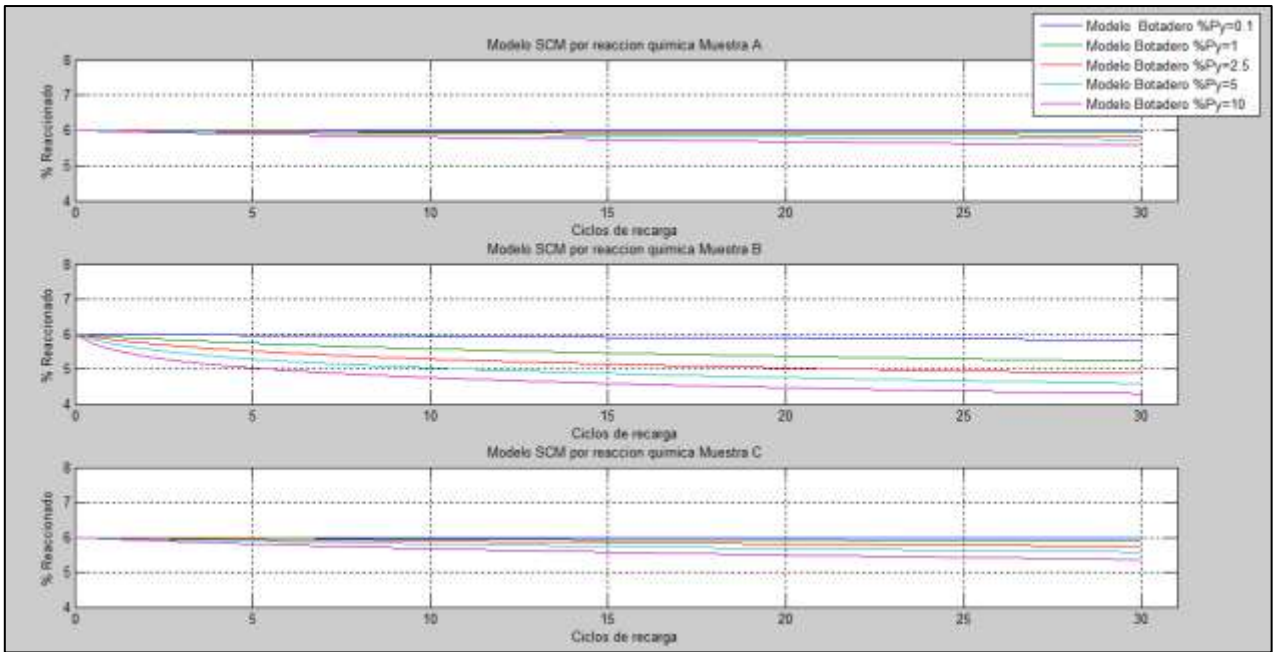


Figura 37. Modelo 1 para botadero, considerando variable el porcentaje de pirita en las muestras (A: arriba, B: al medio, y C: abajo).

En la figura 36 y 37 se observan la sensibilidad al contenido de pirita del modelo usando la granulometría de los ensayos THC y botaderos, respectivamente. Siendo, nuevamente, un comportamiento amortiguado para el caso del botadero que, de nuevo, puede ser atribuido a una granulometría más gruesa. Respecto al contenido de pirita, se puede observar que resulta en una correlación no lineal, dejando en claro que a mayor contenido de pirita es de esperar un menor pH en la misma cantidad de tiempo.

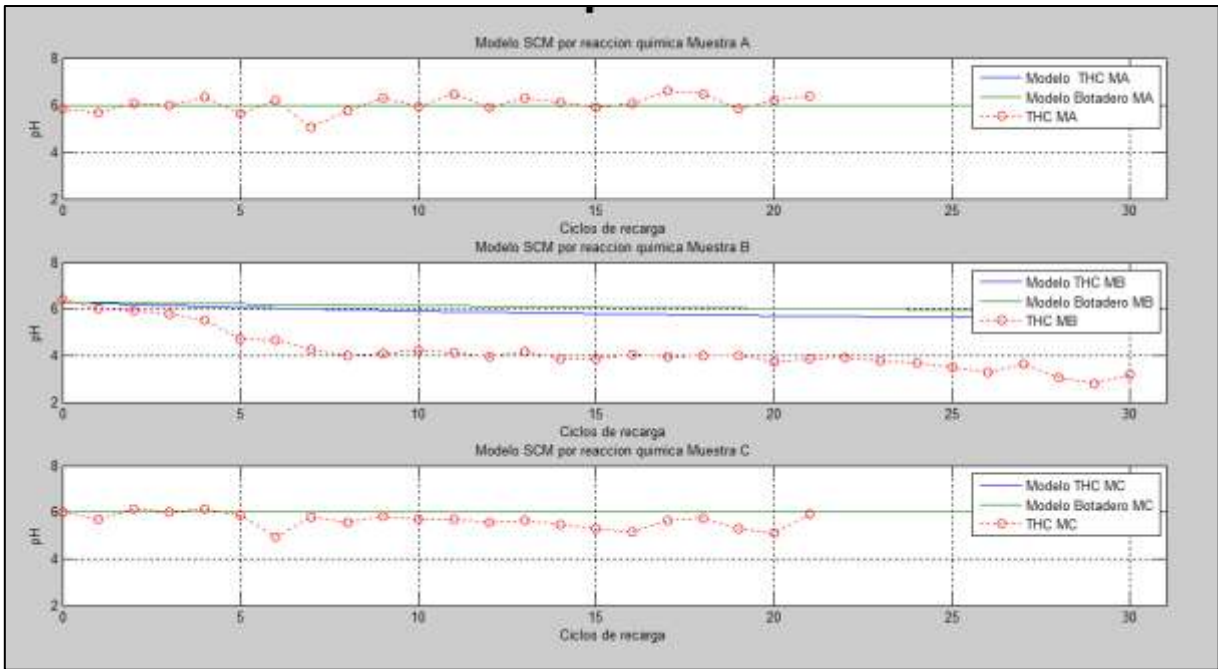


Figura 38. pH vs ciclos del modelo 2 de las muestras A (arriba), B (al medio) y C (abajo). En azul se observa el modelo que considera la granulometría de las celdas húmedas, en color verde corresponde al modelo que considera la granulometría de botadero y en rojo se observan los resultados de pH de los ensayos THC.

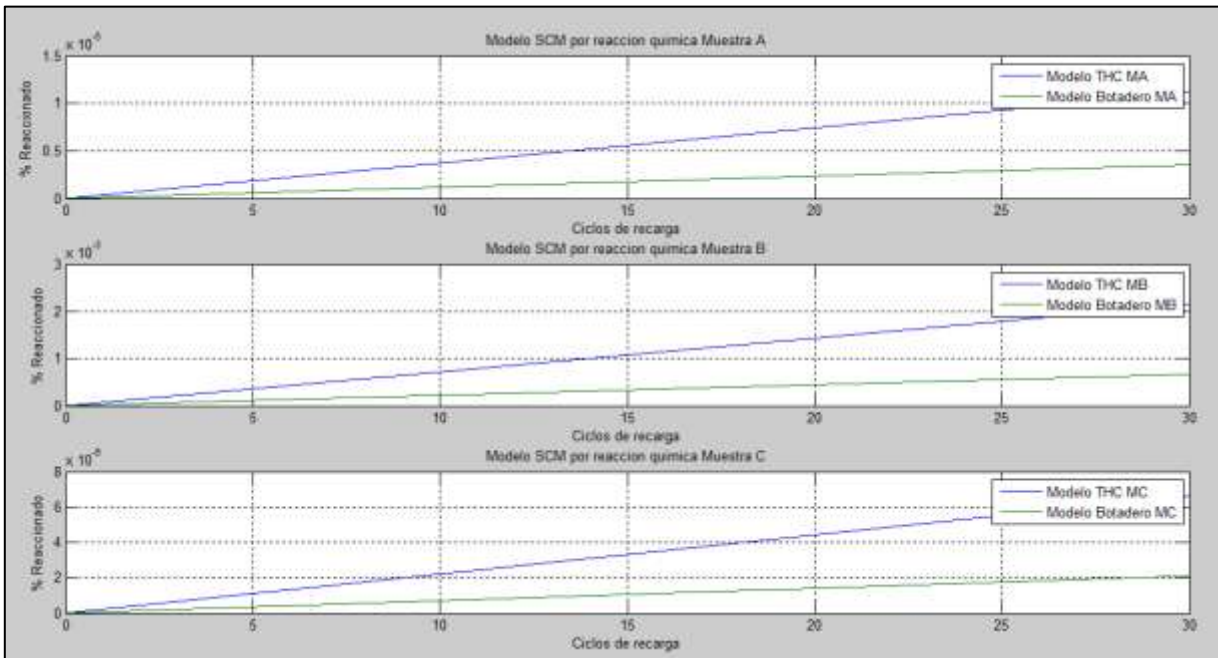


Figura 39. Para cada muestra (A: arriba, B: al medio, C: abajo), porcentaje de roca total que ha reaccionado (% Reaccionado) con la granulometría final del ensayo de celda húmeda (color azul) y con una granulometría promedio de botadero (color verde) vs ciclos del modelo 2.

Respecto al modelo 2, en la figura 38 se puede notar una falta de correlación entre los resultados y el modelo, tanto para modelo de THC como de botadero. Esta mala correlación puede atribuirse al bajo porcentaje de roca reaccionada (Fig. 39) respecto a la observada en el modelo 1 (Fig. 35).

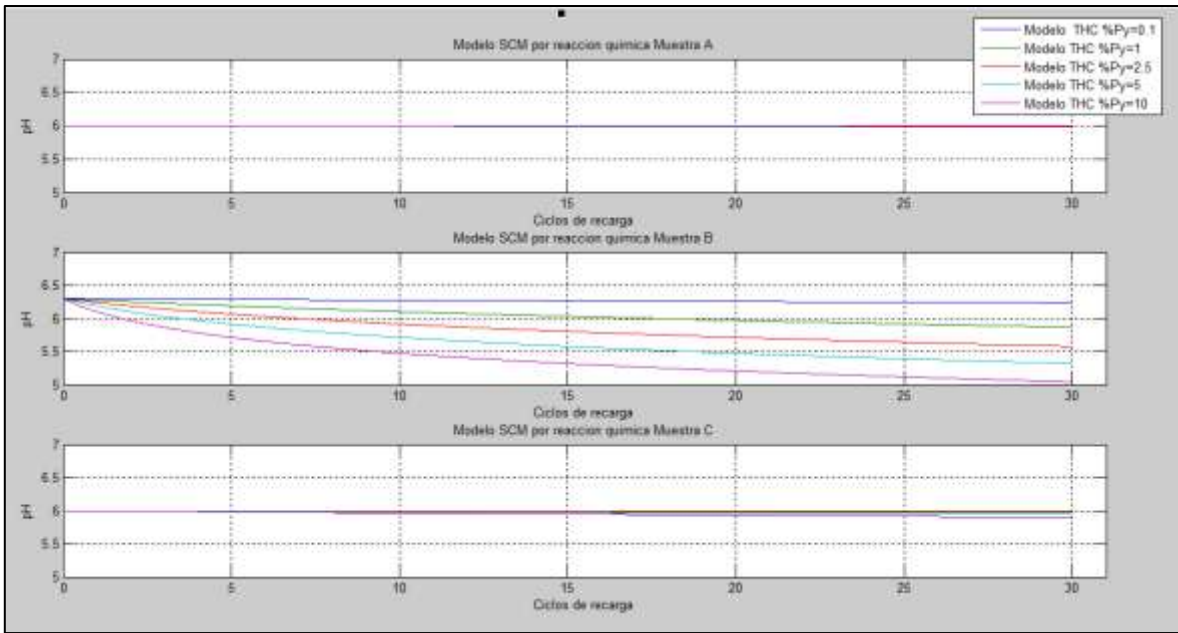


Figura 40. Modelo 2 para celdas húmeda, considerando variable el porcentaje de pirita en las muestras (A: arriba, B: al medio, y C: abajo).

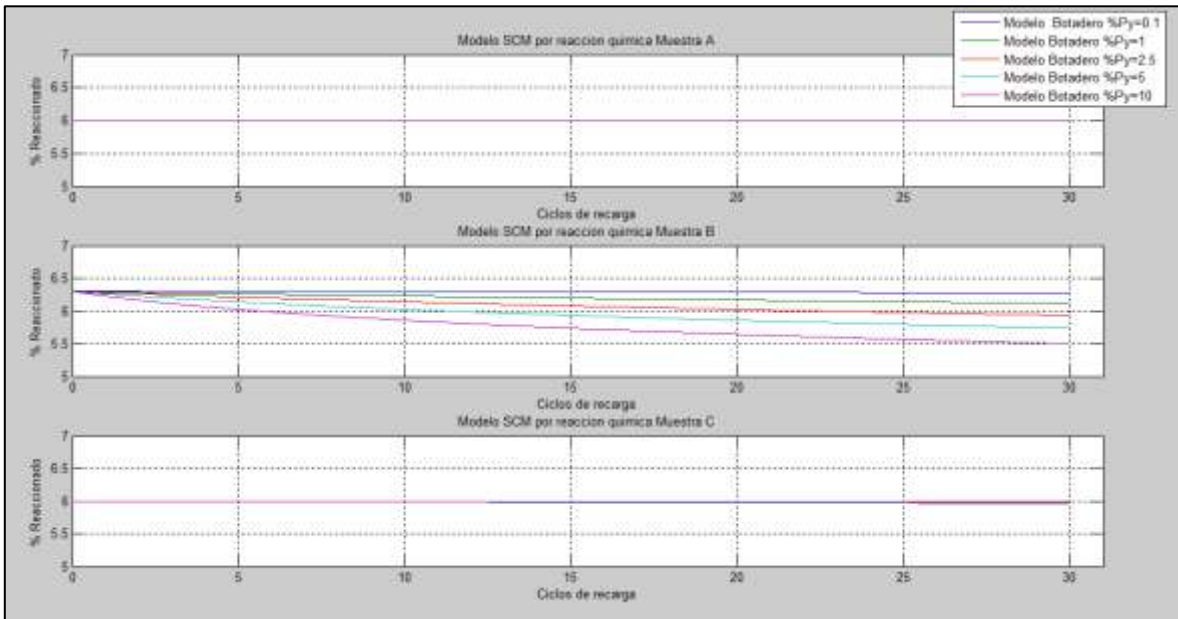


Figura 41. Modelo 2 para botadero, considerando variable el porcentaje de pirita en las muestras (A: arriba, B: al medio, y C: abajo).

Al igual que el modelo 1, en las figuras 40 y 41 del modelo 2 se observan las mismas relaciones, pero muy disminuida debido al escaso porcentaje de roca reaccionada, que es entre uno y dos órdenes de magnitud menor respecto al primer modelo. Lo cual se traduce, para las muestras A y C, en un descenso del pH apenas observable a medida que aumenta el contenido de pirita.

Discusiones y análisis de estos resultados son realizados en el próximo apartado.

7. Discusión y alcances de los resultados

Tomando en cuenta los resultados en las Figuras 34 y 35, se puede notar una buena coincidencia entre el modelo y los resultados de variación de pH a través de los ciclos. Por ello, estimar que un ciclo en las celdas húmedas corresponde a un ciclo global de recarga en el sistema es, a simple vista, una estimación prudente. Considerando que el modelo que usa la granulometría de los ensayos coincide bastante bien para las tres muestras. Lo anterior se observa con mayor claridad en la muestra B, que presenta un rápido descenso del pH, pero es mucho menos claro en la muestra A, en la cual el pH se mantiene más o menos constante.

Para la muestra A, es arriesgado dar una predicción del todo concluyente, pues los errores en la medición de pH, así como en los de elementos disueltos, son mayores que los rangos arrojados por el modelo; pero, a pesar de la variación analítica, la coincidencia en la tendencia y el valor promedio es suficientemente buena como para notar la relación entre los resultados y el modelo. Como observación, se puede inferir que el efecto tampón del carbonato presente está aún afectando al proceso, pues la muestra presenta una tendencia en torno a un pH de seis.

Para la muestra B, se observa que en los primeros cinco ciclos el pH no desciende tan rápido como lo propone el modelo. Esto puede deberse a que el potencial de neutralización de la muestra no se encuentra distribuido homogéneamente en los fragmentos de roca, sino que por el contrario, podría solo estar en la superficie original del grano y no distribuido en todo este. Además, es interesante notar que la respuesta del modelo de un botadero arroja un valor del pH un punto por sobre el modelo del ensayo THC al final de los ciclos, lo cual puede deberse a que solo la fracción fina del botadero ha reaccionado, fracción que respecto a la de los ensayos THC es bastante menor.

Las conclusiones para la muestra C son similares con respecto a la muestra A, pero en este caso, si se puede observar una buena relación entre los resultados analíticos y el modelo. En vista de lo anterior, es posible que esta muestra recién haya empezado a oxidar pirita en los últimos ciclos, pues el efecto tampón del carbonato va disminuyendo a medida que se pasa a los últimos ciclos.

Si se observa con detalle la respuesta de la muestra B en la Figura 35, es interesante notar que solo reaccionando un 0,2% de la roca al final del modelo, cuyo porcentaje de pirita es ~2%, se producen suficientes protones como para bajar su pH a valores cercanos a 4. De hecho, si se hace el cálculo se generan suficientes protones como para bajar el pH a 3,75, lo cual puede ser una observación interesante, ya que cuestiona si se puede observar un grano de pirita cuya disolución es de un 0,2% o si

no se ha disuelto nada. Siendo entonces, la observación microscópica de la mineralogía una alarma tardía de si se está, o no, generando acidez.

Respecto a estas primeras conclusiones, existe una gran dependencia con relación al tamaño de partícula y, además, a la eventual generación de otra serie de reacciones que interfieran en el proceso, las cuales no han sido consideradas en el modelo. A pesar de ello, como una primera aproximación, resultan bastante interesantes las similitudes.

También, es importante considerar la posibilidad de que no sea pirita el mineral que se disuelva, sino que algún hidróxido de hierro. Si este fuese el caso, es importante notar que el valor de K_m (Ec. 19) debiese ser similar, pues los valores obtenidos del modelo se ajustan bastante bien con los resultados de los ensayos, de aquí se desprende que lo más importante en el descenso del pH son los valores que controlan este valor (siendo el más importante la cinética de reacción, debido a su amplio rango de valores que puede diferir en varios ordenes de magnitud) y no, necesariamente, en la cantidad de protones liberados por unidad de mineral, ya que si bien significan un aporte de protones, este no es sustancial pues el pH al ser un valor logarítmico no se ve muy afectado por este tipo de cambios.

Cuando se realiza el análisis de sensibilidad del modelo 1, variando el contenido de pirita, es posible notar que la cantidad de pirita, efectivamente juega un rol importante en el descenso del pH, siendo más notorio el cambio en las celdas húmedas (Fig. 36) respecto al modelo de botadero (Fig. 37). Esto se puede deber a que la superficie reactiva total en las muestras de ensayo THC es mucho mayor que en las de botadero, debido a su mayor porcentaje de granos finos. De todos modos, es importante notar que valores extremos en la concentración de pirita termina marcando una tendencia, ya sea para mantener el pH neutro o ácido, pues este mineral juega uno de los roles más importante en la generación de acidez y su concentración tendrá un impacto importante en la magnitud de la acidez generada.

El segundo modelo presenta una variación del pH (Fig. 38) muy baja en las tres muestras, tanto para el ensayo de celda húmeda como para el botadero. Esto puede atribuirse a que la superficie reactiva estimada para este modelo es muy baja en todos los casos, sobre todo para el caso de un botadero, lo que se puede observar en el bajo porcentaje de reacción que experimentan todas las muestras (Fig. 39). Quizás, el modelo se podría ajustar mejor si se considerase que no solo están reaccionando las piritas directamente en superficie, sino que también en subsuperficie, y en este caso habría que determinar cuánto es lo que está reaccionando.

El análisis de sensibilidad del modelo 2, variando el porcentaje de pirita en las muestras (Figs. 40 y 41), presenta un comportamiento similar al del modelo 1. Sin embargo, debido al bajo porcentaje de reacción, el comportamiento de las tres muestras presenta un descenso mucho más atenuado en el pH, siendo observable un cambio solo en la muestra B.

Considerando las diferencias granulométricas entre las muestras de las celdas húmedas y de un botadero, es de esperar un comportamiento similar entre ambos, pero atenuado para el caso del botadero, pues su fracción fina (<1 mm) es mucho menor a la de los ensayos en celdas húmedas. Esto se traduce en una menor superficie reactiva total que limita la disolución del conjunto de granos, ya que la fracción fina es la más reactiva, por tener una mayor superficie específica. A modo de ejemplo, en la Fig. 42 se tiene un caso simplificado, en el que se asumen granos esféricos y solo hay cuatro tamaños de grano, donde los granos más pequeños (1 mm de diámetro) solo representan un 10% del peso total de una muestra, pero representan un 61% de la superficie reactiva total de la muestra; mientras que los granos de mayor tamaño (50 milímetros de diámetro), que representan un 40% en peso de la muestra, solo tiene el 9% de la superficie reactiva total. Este ejemplo logra esquematizar que, a menor tamaño de grano, mayor es la reactividad total. Por lo tanto, es de esperar que cuando granos más pequeños se disuelvan por completo, entonces, la tasa de disolución disminuirá, debido a que solo quedarán los fragmentos más grandes, cuyo tamaño no ha disminuido lo suficiente como para continuar con una disolución tan rápido como la previa.

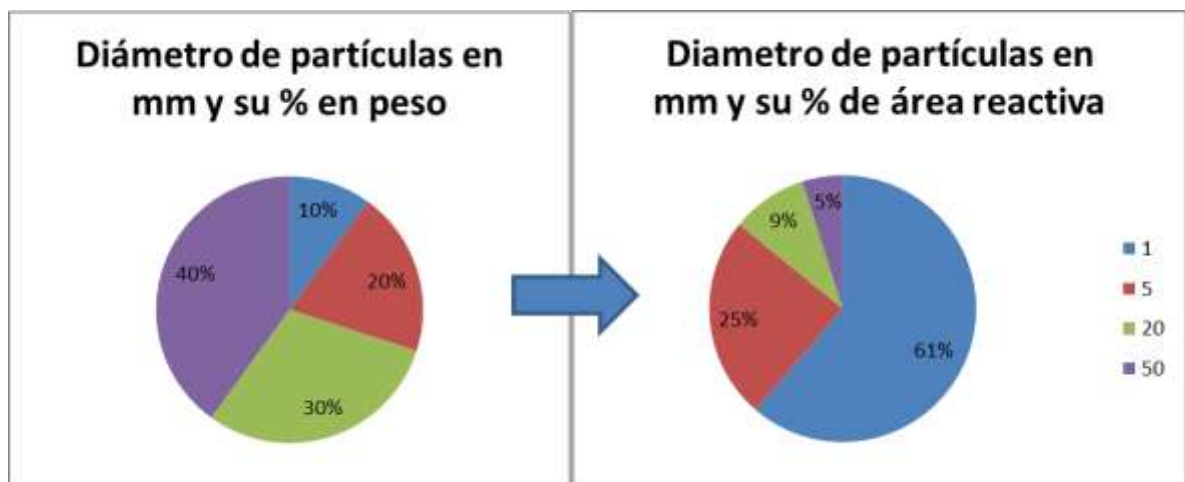


Figura 42 Esquema de % peso y superficie reactiva de una familia de granos ficticia.

Junto con lo expuesto en el párrafo anterior y dado que el valor de la constante K_{rn} es menor a 10^{-6} mm por día, solo los clastos más pequeños han aportado, de manera considerable, a bajar el pH. Entonces, se puede atribuir que el descenso atenuado del pH, en el caso del botadero, se debe a su bajo porcentaje de una fracción fina. Es posible evidenciar esto si cambiamos el valor de la constante K_{rn} a 10^{-3} mm por día para todas las muestras, situación en la se puede notar un cambio en la tasa de reacción una vez que se han acabado los clastos pequeños (Fig. 43).

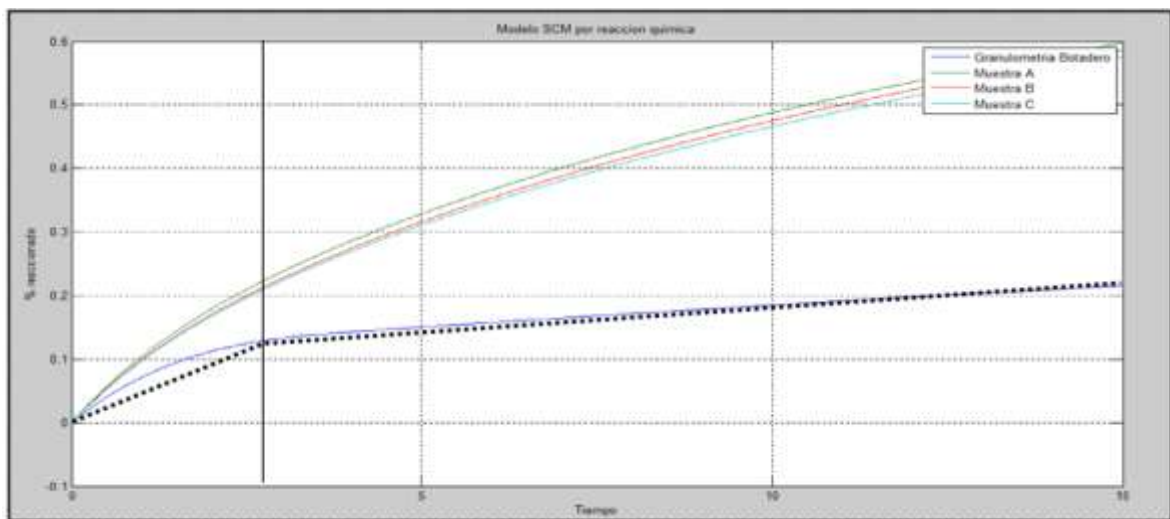


Figura 43 Porcentaje reaccionado versus tiempo, considerando para todas las muestras un valor de $K_{rn}= 10^{-3}$ mm/ día. La línea punteada muestra el cambio de pendiente asociado al agotamiento de la fracción de granos más finos en un botadero tipo.

Observando la Figura 43, se puede advertir que una vez que ha reaccionado cerca del 12% del peso total de la muestra de botadero (valor que coincide bastante bien con el porcentaje que habría menor a 1 mm, cerca de un 15% basándose en la granulometría de la Figura 33), la tasa de reacción en el tiempo disminuye considerablemente una vez que ha reaccionado por completo la fracción más fina, lo cual se refleja en el cambio de pendiente esquematizado en el gráfico de la figura analizada.

Entonces, dependiendo de la fracción de tamaño fino y el tiempo transcurrido, una distribución granulométrica de botadero puede reaccionar entre 10 y 6 veces menos que una muestra preparada para ensayo de celdas húmedas. Esto no causa un cambio tan relevante en el pH, por el hecho de ser un valor logarítmico; pero para la liberación de metales u otros elementos juega un papel importantísimo, debido a que la cantidad de algunos elementos puestos en disolución serían varias veces menor a la esperada en un ensayo de celda húmeda (quizás hasta un orden de magnitud). Sin embargo, esta conclusión es un poco apresurada, pues depende de la cinética de reacción de cada mineral en particular integrada en un todo y, para este caso el modelo solo considera a la pirita como mineral reactivo. Para

un desarrollo más acabado, hace falta ingresar las cinéticas de reacción de aquellos minerales presentes en las muestras estudiadas, como hidróxidos de hierro u otros sulfuros que contengan hierro, y conocer como estos están distribuidos. Por ejemplo, ciertos minerales podrían estar solo en la superficie de los granos, o bien, solo en los granos de cierto tamaño.

En conclusión, se puede esperar un descenso de las concentraciones de los elementos, pero la magnitud de esta, respecto a su resultado en el ensayo THC, dependerá de la distribución y cinética de reacción de los minerales que aporten dicho elemento al disolverse.

Con respecto a las mejoras que se pueden realizar en el corto plazo, el modelo considera una serie de supuestos que no se cumplen necesariamente en condiciones de botadero, ni tampoco son constantes en el tiempo. Por ejemplo, los valores de la cinética de reacción de la piritita, dependiendo de los autores (Godočiková et al., 2002; Sracek et al., 2006 y Urrutia et al. 1987) pueden variar en varios órdenes de magnitud y presentar una dependencia con respecto al pH o el hierro. Además, la actividad bacteriana puede jugar un rol fundamental catalizando el proceso, sobre todo en los granos más finos (Smits, 2009). También, la tasa de oxígeno disponible no tiene por qué ser constante en el tiempo, ni en su distribución espacial dentro del botadero. Respecto al último punto, en el modelo se podría agregar las siguientes mejoras, basadas en ingresar la ecuación de difusión de oxígeno en un medio poroso:

$$\theta_{eq} \frac{\partial [O_2]_a}{\partial t} = D_e \left(\frac{\partial^2 [O_2]_a}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 [O_2]_a}{\partial z^2} \right) - Q_{O_2}$$

Donde θ_{eq} corresponde al contenido porcentual respecto al volumen de aire en la roca; $[O_2]_a$ es la concentración de oxígeno en el aire que rodea al grano; D_e es el coeficiente de difusión efectiva del oxígeno en el medio insaturado; y Q_{O_2} es la tasa de consumo de oxígeno, debido a la oxidación de sulfuros, la cual depende de la siguiente ecuación:

$$Q_{O_2} = D_2 \frac{3(1 - \theta_s)}{R^2} \left(\frac{r_c}{R - r_c} \right) \frac{[O_2]_a}{H}$$

Donde D_2 es la tasa de difusión efectiva en el medio en particular, agua en este caso; r_c es el radio de la fracción de la partícula que todavía no reacciona; R el radio inicial de la partícula; H es la constante de Henry ($H = [O_2]_{aire} / [O_2]_{agua}$) y θ_s es la cantidad de oxígeno consumido por el sulfuro.

Además, el modelo podría ser mejorado usando transporte reactivo, el que se ha expandido enormemente durante las últimas dos décadas. MacQuarrie y Mayer (2005) generaron un compendio de

los factores relevantes en el transporte reactivo y muestran las formas en que actualmente se modelan problemas de esta índole, resultando en modelos numéricos, acoplados y multi-componentes. Que si bien necesitan una gran cantidad de datos, hoy en día es posible obtener dicha información con un trabajo bien acabado. Por ejemplo, realizar un método de caracterización mineralógica de botadero mediante un espectrómetro de reflectancia portable (Montero *et al.*, 2005), pues una correcta caracterización mineralógica permitiría identificar patrones y direcciones de flujo de drenaje ácido en superficie, lo que permitiría, en ciertos casos, dar una idea de lo que ocurre en profundidad.

En esta serie de mejoras, cabe destacar el trabajo realizado por los investigadores de la Universidad British Columbia, quienes han experimentado condiciones de botadero en climas extremos, como la influencia de flujos insaturados en la calidad del drenaje de desechos de botaderos en una región con un continuo permafrost (Neuner *et al.*, 2012). Este trabajo es uno de los tantos pertenecientes al proyecto “The Diavik waste rock project”, el cual busca describir los procesos que afectan la alteración de botaderos y el transporte de los productos de los minerales reaccionados. Trabajos que durante los próximos años podrán generar nueva información y avances en el área, siendo algunas primeras publicaciones corresponden a Smith (2012 a) y Smith (2012 b)

Si a todo lo anterior se agregan las heterogeneidades y estructuras existentes en un botadero, puede resultar en diferencias abismantes del tiempo necesario para que una muestra descienda bajo cierto pH.

A modo de ejemplo, Molson *et al.* (2005) construye un modelo de botadero con 2 pisos de granulometría tamaño grava GRV (5 mm de diámetro) separados por una delgada capa de arena fina SBL (0,5 mm de diámetro), considerando como variables la cantidad de calcita, pirita y el ángulo de inclinación de las capas. De un total de nueve casos, aquí se mostrarán cuatro escenarios (cuyas características son detalladas en la Tabla 12), donde el autor modeló la variación del pH luego de veinte años de exposición a las condiciones oxidantes de la atmósfera (Fig. 44). En dicho trabajo se observa como la acidez generada por la fracción más fina SBL resulta más importante que la generada por la fracción gruesa GRV. También, es interesante notar que la inclinación de los estratos juega un rol significativo en la generación de flujos, creando zonas altamente ácidas. Pues, con pequeños ángulos de inclinación, si existe un nivel impermeable, se tenderán a crear flujos sobre este. Por lo que para generar un modelo cercano a la realidad, es necesario acotar con cuidado las variables, con el fin de generar un modelo representativo para cada botadero, ya que pequeños cambios pueden acelerar o retardar el proceso en varios años.

Tabla 10. Lista de escenario, donde los escenarios 2 y 3 están horizontales y los escenarios 8 y 9 tienen una inclinación de 8°. Tabla extraída y modificada de Molson *et al.* (2005).

Caso		GRV	SBL	Calcite	Ángulo de inclinación
		Fracción de sulfuros (fs)		(mol/L)	(°)
2.	SBL Libre de sulfuros	0,06	0,00	0,1	0
3.	SBL alta concentración de sulfuros	0,06	0,06	0,1	0
8.	Capa SBL inclinada, SBL libre de sulfuros	0,06	0,000	0,1	8
9.	Capa SBL inclinada , SBL alta concentración de sulfuros	0,06	0,06	0,1	8

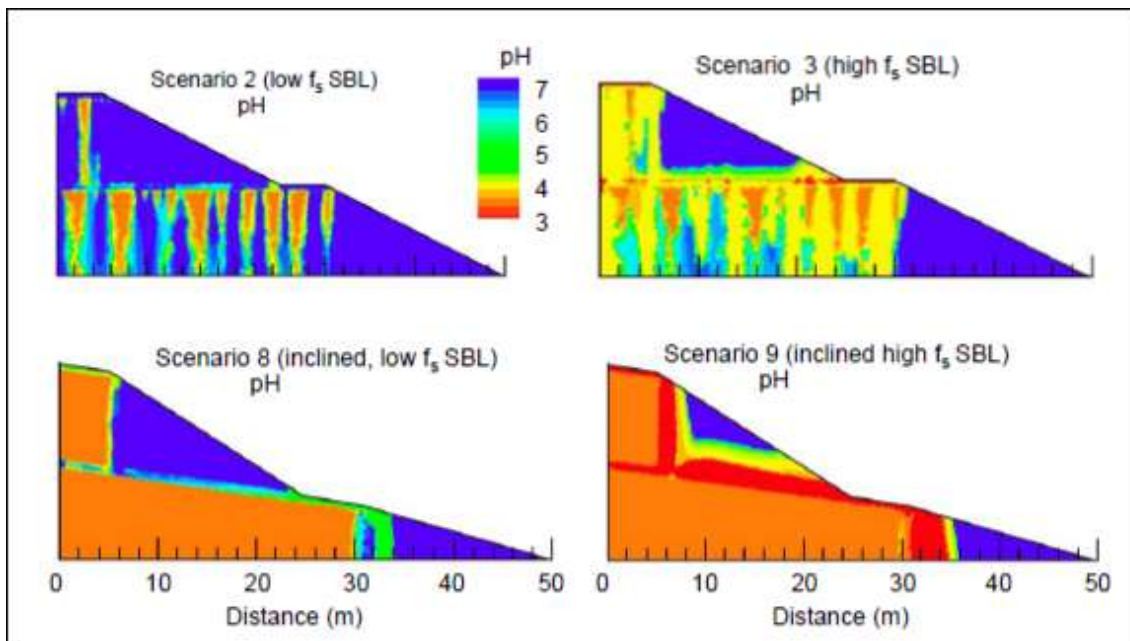


Figura 44. Se muestran 4 escenarios luego de 20 años de lixiviación de sulfuros por condiciones oxidantes, donde se pueden notar que factores como: la cantidad de sulfuros y el ángulo de inclinación de los estratos juega un papel importantísimo en el tiempo que se demora un botadero en llegar a cierto pH. Imagen extraída y modificada de Molson *et al.* (2005).

Finalmente, la generación de drenaje ácido mineral, es un proceso complejo que depende de: la petrología y mineralogía, geología estructural, geomorfología, hidrogeología de superficie, climatología, microbiología, química, historia minera y métodos de procesamiento mineral. Por lo que generar un plan de remediación resulta en una tarea ardua y compleja. El primer paso para poder abordar esta misión es, entonces, modelar la movilidad de los elementos mayores y trazas que afecten el entorno o la vida, lo cual se puede realizar acotando la información a cuatro puntos cruciales: (i) ocurrencia mineral, (ii) Abundancia, (iii) reactividad e (iv) hidrogeología del sector a pequeña y gran escala (Nordstrom, 2011) para poder establecer un modelo que concuerde con la información de terreno.

8. Conclusiones

Tomando en cuenta las discusiones previas, resulta importante rescatar que la distribución granulométrica de una roca influirá en el pH final, así como en el grado de reacción de esta. Pues muestras de igual masa y composición con granos de cierto tamaño presentará un grado de reacción y un pH final distinto del de otra muestra con una distribución de grano diferente. Siendo aquellas muestras con una fracción fina importante las que presentaran un mayor grado de reacción y un menor pH final, y viceversa en las rocas con una baja fracción fina.

Además, cabe recalcar que bastan pequeños porcentajes de reacción ($\ll 1\%$) de una roca para generar descensos importantes en el pH, siempre y cuando la mineralogía presente especies capaces de aportar acidez, por lo que resulta cuestionable el uso de microscopía como herramienta predictiva en la generación de acidez de una roca, pues resulta un alarma tardía ya que cuando se logra observar un grado de reacción considerable el pH de la muestra ya es claramente ácido.

Entonces, para realizar un correcto modelo, de cada sistema en particular, es necesario acotar y definir correctamente las variables que controlan el modelo, pues algunos de estos parámetros pueden variar órdenes de magnitud, haciendo que la respuesta de cierta unidad geológica pueda tardar varios años más en llegar hasta el mismo punto. Para el caso del modelo usado en este trabajo el parámetro más sensible resulta ser la constante de reacción, que dependiendo de los autores varía varios órdenes de magnitud dependiendo de qué agente oxidante controla la reacción. De aquí se desprende que podría ser otro mineral, y no la pirita, el que esté reaccionando; sin embargo, de ser así el producto de los parámetros que definen la constante principal de la ecuación 19 debiese dar un valor similar al obtenido en este trabajo, pues el modelo se ajusta bastante bien a los resultados obtenidos por medio de los ensayos THC.

En definitiva, sabiendo que la condiciones controladas de laboratorio distan de la realidad de un botadero sometido a las inclemencias del clima, sin mencionar sus propias heterogeneidades, estructuras, historia y métodos de procesamiento del material llevado hasta ahí. Resulta evidente la necesidad de acotar y definir correctamente todas las variables, e incluso considerar variables aquellos parámetros que por simplicidad de un modelo podrían ser considerados constantes, pero que en la práctica no lo son. También es necesario ampliar el modelo a mas fases minerales que puedan tener un papel controlador en la acidez generada, o consumida, debido a que es la interacción de estas especies la

que da la respuesta más cercana a la realidad y no la simplificación de solo un gran factor que controla todo.

Finalmente, este trabajo busca dar un primer acercamiento a como se podría abordar el problema de la generación de acidez en botaderos por medio del uso de los ensayos THC y cuáles serían los pasos a seguir para dar a este modelo mayor realidad en sus respuestas y así poder predecir de manera efectiva la generación de drenaje ácido en los botaderos.

9. Referencias

Aduvire, O. 2006. Curso "Plan de cierre y tratamiento de aguas ácidas mina". Dictado por el Dr. Osvaldo Aduvire. Organizado por el Instituto de Capacitación Minera del Perú, Dirección Nacional. Lima, Perú. Noviembre de 2006.

Bigham, J.M.; Carlson, L.; Murad, E., 1994. Schwertmannite, a new iron oxyhydroxy - sulphate from Pyhäsalmi, Finland, and other localities. *Mineralogical Magazine*, v. 58, p. 641-648.

Bigham, J.M.; Schwertmann, U.; Traina, S.J.; Winland, R.L. y Wolf, M., 1996. Schwertmannite and the chemical modeling of iron in acid sulfate waters. *Geochemica et Cosmochimica Acta*, v. 60(2), p. 185-195.

Brodie, M. J.; Broughton, L. M. y Robertson, A. MacG., 1991. A Conceptual Rock Classification System for Waste Management and a Laboratory Method for ARD Prediction from Rock Piles. Second International Conference on the Abatement of Acidic Drainage, Montreal, September 16- 18. 17pp.

Broughton, L. M. y Robertson, A. MacG., 1992. Acid rock drainage from mines: where we are now. IMM Minerals, Metals and Environment Conference, Manchester, U.K., February 4-6, 1992.

Chandra, A.P. and Gerson, A.R., 2010. The mechanisms of pyrite oxidation and leaching: A fundamental perspective, *Surface Science Reports*, Volume 65, Issue 9, September 2010, Pages 293-315.

Diaby, N.; Dold, B.; Johnson, D.B.; Hallberg, K.B.; Holliger, C.; Pfeifer, H.R., 2003. Characterization of microbiological population in a porphyry copper tailing impoundment: Piuquenes at the la Andina Mine, Chile, 10° Congreso Geológico Chileno, Concepción.

Diaby, N.; Dold, B.; Johnson, D.B.; Pfeifer, H.R.; Holliger, C.; Johnson, B.; Hallberg, K.B., 2007. Microbial communities in a porphyry copper tailings impoundment and their impact on the geochemical dynamics of the mine waste. *Environmental Microbiology* (2007) 9(2), p. 298-307.

Dold, B., 1999. Mineralogical and geochemical changes of copper flotation tailings in relation to their original composition and climatic settings - Implications for acid mine drainage and element mobility. Ph.D. thesis, *Terre & Environnement*, Geneva, v. 18, 230 pp. ISBN 2-940153-17-5.

Dold, B.; Fontboté, L, 2001. Element cycling and secondary mineralogy in porphyry copper tailings as a function of climate, primary mineralogy, and mineral processing. *Journal of Geochemical Exploration* 74 (2001) 3-55p.

Dold, B.; Fontboté, L, 2002. A mineralogical and geochemical study of element mobility in sulfide mine tailings of Fe oxide Cu-Au deposits from the Punta del Cobre belt, northern Chile. *Chemical Geology*, V. 189 (3-4), p 135-163.

Dold, B., 2003. Speciation of most soluble phases in a sequential extraction procedure adapted for geochemical studies of copper sulfide mine waste. *Journal of Geochemical Exploration*, 80, 55-68. 2. Place of the Top 25 hottest articles from *J. Geochem. Explor.* Nov 2002 – April. 14pp.

Dold, B., 2003. Secondary enrichment processes in sulfidic mine tailings: Lessons for supergene ore formation, *SGA News* 16, p. 10-15.

Dold, B., 2003. Dissolution kinetics of Schwertmannite and Ferrihydrite in oxidized mine samples and their detection by differential X-ray diffraction (DXRD). *Applied Geochemistry*, 18, 1531-1540.

Dold, B., 2006. Impact of the construction of wetland on element mobility in the marine shore porphyry copper tailings deposits, Bahía de Ite, Perú. XI Congreso Geológico Chileno, Actas, V.2, Simposio Hidrogeología.

Dold, B., 2006. Element Flows Associated with Marine Shore Mine Tailings Deposits. *Environmental Science & Technology*, 40, p. 752-758..

Dold, B., 2010. Basic Concepts of Environmental Geochemistry of Sulfide Mine-Waste Management. Magíster Mineralogía Aplicada. Instituto de Geología Económica Aplicada GEA, Universidad de Concepción. 2010.

Fey, D. L., 2003. Acid-Base Accounting. Billings Symposium / ASMR Annual meeting. Assessing the Toxicity Potential on Mine-Waste piles Workshop. Junio 2003. 34pp.

Gbor, P.K.; Jia, C.Q., 2004. Critical evaluation of coupling particle size distribution with the shrinking core model, *Chemical Engineering Science*, Volume 59, Issue 10, May 2004, Pages 1979-1987.

Gobierno de Chile, 2002. Guía Metodológica sobre Drenaje Ácido en la Industria Minera. Ministerio de Minería y Energía, Documentos, Acuerdo Marco Producción Limpia Sector Gran Minería Buenas Prácticas y Gestión Ambiental, 2002. 83pp.

Gobierno de Chile, 2007. Reglamento para la aprobación de proyectos de diseño, construcción, operación y cierre de los depósitos de relaves del ministerio de minería, 2007. Decreto Supremo N° 248.

Godočíková, E.; Baláž, P.; Bastl, Z.; Brabec, L., 2002. Spectroscopic study of the surface oxidation of mechanically activated sulphides, Applied Surface Science, Volume 200, Issues 1–4, 15 November 2002, Pages 36-47.

Hartman, H.L. and Mutmanksy, J.M., 2002. Introductory Mining Engineering: Second Edition, John Wiley and Sons, New York.

Jamieson, H., 2004. Water and mining. ENSC 407 Global Water issues. Lecture 6-october, 2004. 22pp.

Lapakko, K., 2002. Metal Mine Rock and Waste Characterization Tools: An Overview. MMSD, N° 17. Abril, 2002. 31pp.

Lefebvre, R.; Lamontagne, A.; Wels, C.; Robertson, A. MacG., 2002. ARD Production and Water Vapor Transport at the Questa Mine". In Tailings and Mine Waste '02, proceedings of the Ninth International Conference on Tailings AMD Mine Waste, Fort Collins, Colorado, USA, 27-30 January 2002, p. 479-488.

McLemore, V.; Fakhimi, A.; Zyl, D.; Ayakwah, G.; Anim, K.; Boakye K.; Ennin, F.; Felli, P.; Fredlund, D.; Gutierrez, L.; Nunoo, S.; Tachie-Menson, S.; y Viterbo, V., 2009. LITERATURE REVIEW OF OTHER ROCK PILES: CHARACTERIZATION, WEATHERING, AND STABILITY, June 6 2009, page 28.

MacQuarrie, K. y Mayer, K. U., 2005. Reactive transport modeling in fractured rock: A state-of-the-science review, Earth-Science Reviews, Volume 72, Issues 3–4, October 2005, Pages 189-227

Molson, J.W.; Fala, O.; Aubertin, M. y Bussière, B., 2005. Numerical simulations of pyrite oxidation and acid mine drainage in unsaturated waste rock piles, Journal of Contaminant Hydrology, Volume 78, Issue 4, August 2005, Pages 343-371.

Montero, I.; Brimhall, G.; Alpers, C. y Swayse, G., 2005. Characterization of waste rock associated with acid drainage at the Penn Mine, California, by ground-based visible to short-wave infrared reflectance spectroscopy assisted by digital mapping.

Neuner, M.; Smith, L.; Blowes, D.W.; Segó, D.C.; Smith, L.J.D.; Fretz, N. y Gupton, M., 2012. The Diavik waste rock project: Water flow through mine waste rock in a permafrost terrain, Applied Geochemistry, Available online 7 April 2012

Nichols, R.S. 1987. Rock segregation in waste dumps; *In*: Flow-through rock drains: Proceedings of the International symposium convened at the Inn of the South Cranbrook, B.C., September 8-11, 1986.

Nordstrom, D.K. y Alpers, C.N., 1999. Geochemistry of acid mine waste. In: Plumlee, G. S. and Logsdon, M.J. (Eds.), Reviews in Economic Geology, The environmental geochemistry of ore deposits. Part A: Processes, techniques, and health issues, v. 6A, p. 133-160.

Nordstrom, D.K. y Alpers, C.N., 1999. Negative pH, efflorescent mineralogy, and consequences for environmental restoration at the Iron Mountain Superfund site, California. Proceedings of the National Academy of Sciences USA. Volume 96, p. 3455-3462, March 1999. Colloquium paper.

Nordstrom, D.K., 2004. Negative pH, efflorescent mineralogy, and the challenge of environmental restoration at the Iron Mountain Superfund mine site, or why not to plug a mine, In GIS -Geoscience Applications and Developments/ Treatment technologies for mining impacted water, Proc. Workshop at the Geological Institute of the Technical University of the Mining Academy at Freiberg, June 18, 2004, Wissenschaftliche Mitteilungen 25, 125-131.

Nordstrom, D., 2011. Hydrogeochemical processes governing the origin, transport and fate of major and trace elements from mine wastes and mineralized rock to surface waters, Applied Geochemistry, Volume 26, Issue 11, 1 November 2011, Pages 1777-1791

Oyarzún, J.; Castillo, D.; Maturana, H.; Kretschmer, N.; Soto, G.; Amezaga, J.M.; Rötting, T.S.; Younger, P.L. y Oyarzún, R., 2012. Abandoned tailings deposits, acid drainage and alluvial sediments geochemistry, in the arid Elqui River Basin, North-Central Chile, Journal of Geochemical Exploration, Volume 115, April 2012, Pages 47-5.

Perry, E., 1998. Interpretation of acid-base accounting. In Brady, K.; Smith, M y Schueck, J. (editors). Geochemistry of coal mine drainage en Coal mine drainage prediction and pollution prevention in Pennsylvania. The Pennsylvania Department of Environmental Protection. Capítulo 6. 398pp.

Rose, A. y Cravotta, Ch. 1998. Geochemistry of coal mine drainage. In Brady, K.; Smith, M y Schueck, J. (editors). Geochemistry of coal mine drainage en Coal mine drainage prediction and pollution prevention in Pennsylvania. The Pennsylvania Department of Environmental Protection. Capítulo 1. 398pp.

Sánchez, L. E., 2000. Drenaje de Minas a Cielo Abierto. En II Curso Internacional de Aspectos Geológicos de Protección Ambiental. Campinas, SP-Brasil. 5-20 de Junio de 2000. Capítulo 16. 354pp.

Schwertmann, U.; Bigham, J.M.; Murad, E., 1995. The first occurrence of Schwertmannite in a natural stream environment. European Journal of Mineralogy, v. 7, p. 547-552.

Shaw, S. C.; Groat, L.A.; Jambor, J.L.; Blowes, D.W; Hanton-Fong, C.J.; Stuparyk, R.A., 1998. Mineralogical study of base metal tailings with various sulfide contents, oxidized in laboratory columns and field lysimeters. *Environmental Geology*, Volume 33, Numbers 2-3, February 1998. p. 209-217.

Skousen, J.; Rose A.; Geidel, G; Foreman, J.; Evans, R.; Hellier, W., 1998. A Handbook of technologies for Avoidance and Remediation of AMD.

Smits, M.,2009. Scale matters? Exploring the effect of scale on fungal–mineral interactions, *Fungal Biology Reviews*, Volume 23, Issue 4, November 2009, Pages 132-137.

Smith, L.J.D.; Moncur, M.C.; Neuner, M.; Gupton, M.; Blowes, D.W.; Smith, L.; Segó, D.C., 2012. The Diavik Waste Rock Project: Design, construction, and instrumentation of field-scale experimental waste-rock piles, *Applied Geochemistry*, Available online 10 January 2012. (a)

Smith, L.J.D.; Bailey, B.L.; Blowes, D.W.; Jambor, J.L.; Smith, L. y Segó, D.C.. The Diavik waste rock project: Initial geochemical response from a low sulfide waste rock pile, *Applied Geochemistry*, Available online 23 June 2012. (b)

Sracek, O.; Choquette, M.; Gélinas, P.; Lefebvre, R. y Nicholson, R.V., 2004. Geochemical characterization of acid mine drainage from a waste rock pile, Mine Doyon, Québec, Canada, *Journal of Contaminant Hydrology*, Volume 69, Issues 1–2, March 2004, Pages 45-71

Tom, A. y Blowes, D., 1999. The hydrogeology of a tailings impoundment formed by central discharge of thickened tailings: implications for tailings management, *Journal of Contaminant Hydrology*, Volume 38, Issue 4, 15 June 1999, Pages 489-505.

Tran, A.B., 2003. Geochemistry of acid generating waste rock dumps: M.S. thesis, University of Queensland, Canada, 217 p.

U.S. Environmental Protection Agency (EPA), 1994. Acid Mine Drainage Prediction. Washington, D.C., U.S. Environmental Protection Agency, Technical Document EPA 530-R-94-036, 52pp.

Urrutia, M.; Graña, J.; Garcia-Rodeja, R.; Macias, F., 1987. Pyrite oxidation processes in surface systems: acidifying potential and its interest in mine soils reclamation. *Cuaderno do Laboratorio Xeolóxico de Laxe*, 1987, 11: 131-145pp.

Wakeman, K.; Auvinen, H.; Johnson, B., 2008. Microbiological and geochemical dynamics in simulate-heap leaching of a polymetallic sulfide ore. *Biotechnology and Bioengineering* 2008; 101: 739-750p.

Williams, D.J. and Rohde, T.K., 2008. Rainfall infiltration into and seepage from rockdumps—a review; in A. Fourie, ed., *Rock Dumps 2008: Australian Centre for Geomechanics*, Perth, p. 79-89.

Younger, P.; Banwart, S.A.; Hedin, R.S., 2002. *Mine Water: Hydrology, Pollution, Remediation*. The Netherlands: Kluwer Academic Press.

Zahl, E.G., Biggs, F., Boldt, C.M.K., Connolly, R.E., Gertsch, L., and Lambeth, R.H., 1992. Waste Disposal and Contaminant Control, *in* Hartman, H.L., ed., *SME Mining Engineering Handbook*: Littleton, CO, Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., p. 1170-1180.

I. Anexo A

MUESTRA A

Composición Mineralógica Global

% Composición mineralógica global	
Calcosina	8,86
Covelina	8,47
Calcopirita	1,52
Pirita	50,27
Esfalerita	1,93
Enargita	4,82
Hematita	23,21
Rutilo	0,92
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Mineral

% Composición mineralógica base mineral	
Calcosina	0,21
Covelina	0,20
Calcopirita	0,04
Pirita	1,20
Esfalerita	0,05
Enargita	0,12
Hematita	0,57
Rutilo	0,02
Ganga	97,60
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Sulfuro de Cu y Fe.

% Composición mineralógica base sulfuro	
CALCOSINA	11,68
COVELINA	11,16
ESFALERITA	2,54
ENARGITA	6,35
CALCOPIRITA	2,00
PIRITA	66,26
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Óxidos de Cu.No se observan óxidos de cobre.

Aporte de Cobre del Total de Especies.

Aporte de Cu por total de especies	
CALCOSINA	0,17
COVELINA	0,13
CALCOPIRITA	0,01
ENARGITA	0,06
LEY DE COBRE (MINERALÓGICA)	0,37

Aporte de Cobre de las Especies Sulfuradas.

Aporte de Cu por especies sulfuradas	%
CALCOSINA	0,17
COVELINA	0,13
ENARGITA	0,06
CALCOPIRITA	0,01
TOTAL	0,37

Aporte de Cobre de los Óxidos de Cu. No se observan óxidos de cobre.

Grado de Liberación de los Sulfuros de Cobre.

Grado de liberación general de Cu sulfurado	%
Ocluida	23,6
Asociación lateral	0,0
Libre	0,0
Total	23,6

Distribucion porcentual	%
Ocluida	23,6
Calcosina en cuarzo-arcilla	2,9
Calcosina en cuarzo-sericita	1,4
Calcosina-enargita en cuarzo-sericita	2,1
Covelina en cuarzo-arcilla	0,7
Covelina-pirita en cuarzo-sericita	4,3
Covelina-enargita en cuarzo-sericita	5,7
Covelina en cuarzo	1,4
Calcopirita en cuarzo-sericita	2,1
Esfalerita en cuarzo-sericita	1,4
Enargita en cuarzo-arcilla	1,4
Sub total	23,6

Distribucion porcentual	%
Libre	0,0
Sub total	0,0

Grado de liberación general de otras especies	%
Hematita- ganga	22,86
Rutilo - ganga	1,43
Pirita - ganga	52,14
Total	100,0

Ganga en % en Volumen (incluidos óxidos de Cu)

ESPECIES	FÓRMULA QUÍMICA	% VOL
Cuarzo	SiO_2	33,69
Sericita	$\text{KAl}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH},\text{F})_2$	34,08
Epidota	$\text{Ca}_2\text{Al}_3\text{Si}_3\text{O}_{12}(\text{OH})$	0,97
Feld.K(Ortoclasa)	KAlSi_3O_8	1,94
Arcilla del grupo de la Caolinita	$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$	9,68
Arcilla del grupo de la Esmectitas	$(\text{Ca},\text{Na})(\text{Al},\text{Mg})\text{Si}_8\text{O}_{20}(\text{OH})_4 \cdot n \text{H}_2\text{O}$	3,39
Ox Fe (Limonita)	$\text{H}_2\text{Fe}_2\text{O}_4(\text{H}_2\text{O})_2$	16,26
TOTAL		100,00

MUESTRA B

Composición Mineralógica Global

% COMPOSICIÓN MINERALÓGICA GLOBAL	%
COVELINA	0,34
CALCOPIRITA	5,75
PIRITA	91,58
ENARGITA	0,32
HEMATITA	0,37
RUTILO	1,64
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Mineral

% COMPOSICIÓN MINERALÓGICA BASE MINERAL	%
COVELINA	0,01
CALCOPIRITA	0,10
PIRITA	1,63
ENARGITA	0,01
HEMATITA	0,01
RUTILO	0,03
GANGA	98,22
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Sulfuro de Cu y Fe.

% COMPOSICIÓN MINERALÓGICA BASE SULFURO	%
COVELINA	0,34
ENARGITA	0,33
CALCOPIRITA	5,87
PIRITA	93,46
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Óxidos de Cu.No se observan óxidos de cobre.

Aporte de Cobre del Total de Especies.

APORTE DE CU POR TOTAL DE ESPECIES	%
COVELINA	0,004
CALCOPIRITA	0,035
ENARGITA	0,003
LEY DE COBRE (MINERALÓGICA)	0,042

Aporte de Cobre de las Especies Sulfuradas.

APORTE DE CU POR ESPECIES SULFURADAS	%
COVELINA	0,004
ENARGITA	0,003
CALCOPIRITA	0,035
TOTAL	0,042

Aporte de Cobre de los Óxidos de Cu. No se observan óxidos de cobre.

Grado de Liberación de los Sulfuros de Cobre.

GRADO DE LIBERACIÓN GENERAL DE CU SULFURADO	%
Ocluida	6,8
Asociación Lateral	0,5
Libre	0,0
TOTAL	7,3

DISTRIBUCION PORCENTUAL	%
OCLUIDA	6,8
Calcopirita en cuarzo-sericita	2,1
Calcopirita en cuarzo-arcilla	1,6
Calcopirita en cuarzo-clorita	1,0
Calcopirita-enargita en cuarzo-clorita	1,0
Calcopirita-covelina en cuarzo-sericita	1,0
SUB TOTAL	6,8

DISTRIBUCION PORCENTUAL	%
ASOCIACIÓN LATERAL	0,5
Calcopirita / Cuarzo-arcilla	0,5
SUB TOTAL	0,5

DISTRIBUCION PORCENTUAL	%
LIBRE	0,0
SUB TOTAL	0,0

GRADO DE LIBERACIÓN GENERAL DE OTRAS ESPECIES	%
Pirita - Libre	4,71
Pirita - Ganga	80,10
Hematita- Ganga	1,05
Rutilo - Ganga	6,81
TOTAL	100,0

Grado de Liberación de Óxidos de Cobre. No se observan óxidos de cobre.

Ganga en % en Volumen (incluidos óxidos de Cu)

ESPECIES	FÓRMULA QUÍMICA	% VOL
Cuarzo	SiO ₂	40,94
Plagioclasa	(Ca,Na)(Al,Si) ₄ O ₈	9,78
Sericita	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,F) ₂	29,12
Clorita	(Fe,Mg ₅ Al)(Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	8,96
Epidota	Ca ₂ Al ₃ Si ₃ O ₁₂ (OH)	0,61
Feld.K(Ortoclasa)	KAlSi ₃ O ₈	6,72
Arcilla del grupo de la Caolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	2,04
Arcilla del grupo de la Esmectitas	(Ca,Na) (Al,Mg,) Si ₈ O ₂₀ (OH) ₄ *n H ₂ O	1,83
TOTAL		100,00

MUESTRA C

Composición Mineralógica Global

% COMPOSICION MINERALÓGICA GLOBAL	%
CALCOSINA	6,80
COVELINA	2,50
CALCOPIRITA	11,70
PIRITA	67,14
HEMATITA	3,83
MAGNETITA	7,77
RUTILO	0,25
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Mineral

% COMPOSICION MINERALOGICA BASE MINERAL	%
CALCOSINA	0,14
COVELINA	0,05
CALCOPIRITA	0,23
PIRITA	1,34
HEMATITA	0,08
MAGNETITA	0,16
RUTILO	0,01
GANGA	98,00
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Sulfuro de Cu y Fe.

% COMPOSICION MINERALOGICA BASE SULFURO	%
CALCOSINA	7,72
COVELINA	2,84
CALCOPIRITA	13,28
PIRITA	76,17
TOTAL	100,00

Composición Mineralógica Base Óxidos de Cu. No se observan óxidos de cobre.

Aporte de Cobre del Total de Especies.

APORTE DE CU POR TOTAL DE ESPECIES	%
CALCOSINA	0,11
COVELINA	0,03
CALCOPIRITA	0,08
LEY DE COBRE (MINERALÓGICA)	0,22

Aporte de Cobre de las Especies Sulfuradas.

APORTE DE CU POR ESPECIES SULFURADAS	%
CALCOSINA	0,11
COVELINA	0,03
CALCOPIRITA	0,08
TOTAL	0,22

Aporte de Cobre de los Óxidos de Cu. No se observan óxidos de cobre.

Grado de Liberación de los Sulfuros de Cobre.

GRADO DE LIBERACIÓN GENERAL DE CU SULFURADO	%
Ocluida	41,6
Asociación Lateral	1,0
Libre	0,0
TOTAL	42,7

DISTRIBUCION PORCENTUAL	%
OCLUIDA	41,6
Calcosina-Covelina en cuarzo-sericita	1,0
Calcosina en cuarzo-arcilla	5,2
Calcosina-Pirita en cuarzo-sericita	3,5
Covelina-Pirita en cuarzo-arcilla	1,4
Covelina-Pirita en cuarzo-sericita	2,4
Covelina en cuarzo-sericita	1,4
Calcopirita en cuarzo-arcilla	12,9
Calcopirita-Calcosina en cuarzo-arcilla	1,0
Calcopirita en cuarzo-sericita	8,4
Calcopirita-Pirita en cuarzo-arcilla	1,4
Calcopirita-Pirita en cuarzo-sericita	2,8
SUB TOTAL	41,6

DISTRIBUCION PORCENTUAL	%
ASOCIACIÓN LATERAL	1,0
Calcosina-Pirita / Cuarzo-sericita	0,3
Calcopirita-Pirita / Cuarzo-arcilla	0,7
SUB TOTAL	1,0

DISTRIBUCION PORCENTUAL	%
LIBRE	0,0
SUB TOTAL	0,0

GRADO DE LIBERACIÓN GENERAL DE OTRAS ESPECIES	%
Pirita - Libre	1,40
Pirita - Ganga	33,92
Hematita- Ganga	4,55
Magnetita - Ganga	16,78
Rutilo - Ganga	0,70
TOTAL	100,0

Grado de Liberación de Óxidos de Cobre. No se observan óxidos de cobre.

Ganga en % en Volumen (incluidos óxidos de Cu)

ESPECIES	FORMULA QUIMICA	% VOL
Cuarzo	SiO ₂	29,35
Plagioclasa	(Ca,Na)(Al,Si) ₄ O ₈	6,52
Clorita	(Fe,Mg ₅ Al)(Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	23,64
Biotita	K(Mg,Fe ⁺²) ₃ (AlSi ₃ O ₁₀ (OH,F) ₂	22,55
Feld,K(Ortoclasa)	KAlSi ₃ O ₈	5,98
Arcilla del grupo de la Caolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	7,61
Arcilla del grupo de la Esmectitas	(Ca,Na) (Al,Mg,) Si ₈ O ₂₀ (OH) ₄ *n H ₂ O	4,35
TOTAL		100,00

II. Anexo B

Muestra A

Ciclos de lixiviación	g de lixiviado	pH	CE $\mu\text{mho/cm}$	Eh mV	Acidez mg/L	Alcalinidad mg/L	SO4 mg/L	HCO3 mg/L	CO3 mg/L	OH mg/L
C-0	743,7	5,86	1317	415	193	< 5	532	< 6	0	0
C-1	779,9	5,68	795	325	123	0	274	0	0	0
C-2	792,0	6,05	307	370	20	< 5	97	< 6	0	0
C-3	803,5	6,00	160	301	18	5	61	6	0	0
C-4	793,0	6,34	128	374	10	< 5	56	< 6	0	0
C-5	802,0	5,64	91	349	8	< 5	40	< 6	0	0
C-6	799,6	6,22	109	309	13	< 5	26	< 6	0	0
C-7	809,6	5,05	105	493	< 5	< 5	25	< 6	0	0
C-8	810,0	5,76	96	463	10	< 5	16	< 6	< 5	< 5
C-9	805,1	6,27	94	433	10	5	29	6	0	0
C-10	809,0	5,93	77	341	10	< 5	16	< 6	0	0
C-11	812,0	6,48	79	309	10	< 5	13	< 6	0	0
C-12	812,0	5,89	73	475	13	< 5	15	< 6	0	0
C-13	812,0	6,27	55	428	13	5	9	6	0	0
C-14	809,0	6,12	61	365	10	< 5	21	< 6	0	0
C-15	804,0	5,91	61	308	13	< 5	9	< 6	0	0
C-16	817,9	6,06	53	339	8	5	7	6	0	0
C-17	806,0	6,61	68	312	15	5	17	6	0	0
C-18	807	6,46	60	476	13	<5	12	<6	0	0
C-19	804,0	5,84	70	383	25	5	21	6	0	0
C-20	858,0	6,19	72	354	10	40	7	49	0	0
C-21	810,1	6,39	90	362	13	< 5	25	< 6	0	0

Ciclos de lixiviación	Cl mg/L	Fe+2 mg/L	Fe mg/L	Cu mg/L	As mg/L	Hg mg/L	Ag mg/L	Al mg/L	As mg/L	Ba mg/L
C-0	112	< 1	< 0,05	11	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-1	58	< 1	< 0,05	6	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-2	16	< 1	< 0,05	2,3	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-3	8	< 1	< 0,05	1,2	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-4	7	< 1	< 0,05	0,75	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-5	2	< 1	< 0,05	0,64	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-6	< 2	< 1	< 0,05	0,73	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-7	< 2	< 1	< 0,05	0,73	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-8	< 2	< 1	< 0,05	0,87	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-9	2	< 1	< 0,05	0,87	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-10	< 2	< 1	0,05	0,71	< 0,5	< 0,001	< 0,02	2	< 0,5	0,3
C-11	< 2	< 1	< 0,05	0,95	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-12	< 2	< 1	< 0,05	1	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,4
C-13	< 2	< 1	0,18	0,69	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,2
C-14	< 2	< 1	0,09	0,3	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-15	< 2	< 1	0,05	1,2	< 0,5	< 0,001	< 0,02	3	< 0,5	0,1
C-16	< 2	< 1	< 0,05	1,09	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-17	< 2	< 1	< 0,05	1,33	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-18	< 2	< 1	0,08	< 0,5	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-19	< 2	< 1	0,21	1,84	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-20	< 2	< 1	0,11	< 0,05	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-21	< 2	< 1	< 0,05	2,3	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1

Ciclos de lixiviación	Be mg/L	Bi mg/L	Ca mg/L	Cd mg/L	Co mg/L	Cr mg/L	Cu mg/L	Fe mg/L	Ga mg/L	Ge mg/L
C-0	< 0,1	< 0,5	87	2,1	0,2	< 0,1	11,2	< 1	< 0,2	< 0,2
C-1	< 0,1	< 0,5	61	1	0,1	< 0,1	5,7	< 1	< 0,2	< 0,2
C-2	< 0,1	< 0,5	22	0,4	< 0,1	< 0,1	2,8	< 1	< 0,2	< 0,2
C-3	< 0,1	< 0,5	8	0,1	< 0,1	< 0,1	1,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-4	< 0,1	< 0,5	6	0,2	< 0,1	< 0,1	1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-5	< 0,1	< 0,5	4	0,1	< 0,1	< 0,1	0,7	< 1	< 0,2	< 0,2
C-6	< 0,1	< 0,5	2	0,1	< 0,1	< 0,1	0,4	< 1	< 0,2	< 0,2
C-7	< 0,1	< 0,5	4	0,1	< 0,1	< 0,1	0,9	< 1	< 0,2	< 0,2
C-8	< 0,1	< 0,5	< 1	0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-9	< 0,1	< 0,5	< 1	0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-10	< 0,1	< 0,5	< 1	0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-11	< 0,1	< 0,5	3	0,1	< 0,1	< 0,1	1,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-12	< 0,1	< 0,5	3	0,1	< 0,1	< 0,1	1,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-13	< 0,1	< 0,5	7	0,2	< 0,1	< 0,1	1,7	< 1	< 0,2	< 0,2
C-14	< 0,1	< 0,5	2	0,1	< 0,1	< 0,1	0,8	< 1	< 0,2	< 0,2
C-15	< 0,1	< 0,5	5	0,1	< 0,1	< 0,1	1,3	3	< 0,2	< 0,2
C-16	< 0,1	< 0,5	3	0,1	< 0,1	< 0,1	1,2	< 1	< 0,2	< 0,2
C-17	< 0,1	< 0,5	1	0,1	< 0,1	< 0,1	1,4	< 1	< 0,2	< 0,2
C-18	< 0,1	< 0,5	2	0,1	< 0,1	< 0,1	1,4	< 1	< 0,2	< 0,2
C-19	< 0,1	< 0,5	2	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,7	< 1	< 0,2	< 0,2
C-20	< 0,1	< 0,5	4	0,2	< 0,1	< 0,1	2,2	< 1	< 0,2	< 0,2
C-21	< 0,1	< 0,5	3	0,1	< 0,1	< 0,1	2,4	< 1	< 0,2	< 0,2

Ciclos de lixiviación	Hg mg/L	K mg/L	La mg/L	Mg mg/L	Mn mg/L	Mo mg/L	Na mg/L	Ni mg/L	P mg/L	Pb mg/L
C-0	< 0,1	29	< 0,1	46	2,4	< 0,1	87	0,1	< 1	< 0,2
C-1	< 0,1	15	< 0,1	22	1,8	< 0,1	30	0,1	< 1	< 0,2
C-2	< 0,1	8	< 0,1	7	0,6	< 0,1	10	< 0,1	< 1	< 0,2
C-3	< 0,1	5	< 0,1	3	0,3	< 0,1	4	< 0,1	< 1	< 0,2
C-4	< 0,1	4	0,1	2	0,3	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-5	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	0,2	< 0,1	3	< 0,1	< 1	< 0,2
C-6	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-7	< 0,1	3	< 0,1	2	0,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	0,2
C-8	< 0,1	3	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-9	< 0,1	3	< 0,1	< 1	0,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-10	< 0,1	3	< 0,1	< 1	0,2	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2
C-11	< 0,1	2	< 0,1	1	0,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-12	< 0,1	3	< 0,1	1	0,2	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-13	< 0,1	4	< 0,1	2	0,3	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-14	< 0,1	1	0,1	1	< 0,2	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-15	< 0,1	4	< 0,1	2	0,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-16	< 0,1	1	< 0,1	1	0,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-17	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-18	< 0,1	<1	< 0,1	<1	0,2	< 0,1	<1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-19	< 0,1	1	< 0,1	< 1	0,2	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-20	< 0,1	2	< 0,1	1	0,3	< 0,1	1	< 0,1	< 1	0,2
C-21	< 0,1	2	< 0,1	1	0,2	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2

Ciclos de lixiviación	S mg/L	Sb mg/L	Sc mg/L	Se mg/L	Sn mg/L	Sr mg/L	Te mg/L	Th mg/L	Ti mg/L	Tl mg/L
C-0	165	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-1	88,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	0,2
C-2	32,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-3	16,4	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-4	12,2	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-5	9,4	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-6	4,6	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-7	9,1	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-8	7,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-9	8,2	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-10	8,6	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-11	7,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-12	8,1	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-13	12,8	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-14	5,6	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-15	6,8	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-16	6,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	0,2
C-17	7,1	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,5	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-18	7,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-19	8,6	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-20	8,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-21	8,8	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2

Ciclos de lixiviación	U mg/L	V mg/L	W mg/L	Zn mg/L
C-0	< 1	< 0,1	0,5	69
C-1	< 1	< 0,1	0,3	36,5
C-2	< 1	< 0,1	< 0,2	12,6
C-3	< 1	< 0,1	< 0,2	5,4
C-4	< 1	< 0,1	< 0,2	4,4
C-5	< 1	< 0,1	< 0,2	3,1
C-6	< 1	< 0,1	< 0,2	1,6
C-7	< 1	< 0,1	< 0,2	3,9
C-8	< 1	< 0,1	< 0,2	3
C-9	< 1	< 0,1	< 0,2	3
C-10	< 1	< 0,1	< 0,2	3,2
C-11	< 1	< 0,1	< 0,2	3,3
C-12	< 1	< 0,1	< 0,2	3
C-13	< 1	< 0,1	< 0,2	5,1
C-14	< 1	< 0,1	< 0,2	2,3
C-15	< 1	< 0,1	< 0,2	2,6
C-16	< 1	< 0,1	< 0,2	2,9
C-17	< 1	< 0,1	0,2	3,1
C-18	< 1	< 0,1	< 0,2	3,1
C-19	< 1	< 0,1	< 0,2	3,5
C-20	< 1	< 0,1	< 0,2	4,1
C-21	< 1	< 0,1	< 0,2	4,3

Muestra B

Ciclos de lixiviación	g de lixiviado	pH	CE $\mu\text{mho/cm}$	Eh mV	Acidez mg/L	Alcalinidad mg/L	SO4 mg/L	HCO3 mg/L	CO3 mg/L	OH mg/L	Cl mg/L
C-0	812,7	6,4	472	423	13	< 5	144	< 6	0	0	47
C-1	842,2	5,99	198	301	25	0	57	0	0	0	15
C-2	848,0	5,94	243	362	8	< 5	106	< 6	0	0	3
C-3	862,5	5,79	206	281	10	< 5	90	< 6	0	0	2
C-4	859,0	5,52	176	342	10	< 5	66	< 6	0	0	< 2
C-5	867,0	4,7	159	336	10	< 5	69	< 6	0	0	< 2
C-6	857,0	4,66	245,6	314	15	0	72	0	0	0	< 2
C-7	860,0	4,28	303	360	20	0	101	0	0	0	< 2
C-8	859,0	4,01	277	360	28	< 5	75	< 6	< 5	< 5	< 2
C-9	867,0	4,07	258	352	28	< 5	68	< 6	0	0	5
C-10	846,0	4,2	219	352	28	0	57	0	0	0	< 2
C-11	861,0	4,12	222	349	25	0	58	0	0	0	< 2
C-12	835,0	3,95	209	352	33	0	51	0	0	0	< 2
C-13	859,0	4,18	158	369	28	0	44	0	0	0	< 2
C-14	851,0	3,84	223	344	40	0	63	0	0	0	< 2
C-15	858,0	3,87	230	352	40	0	49	0	0	0	< 2
C-16	856,0	4,04	127	350	23	0	30	0	0	0	< 2
C-17	858,7	3,96	181	326	30	0	60	0	0	0	< 2
C-18	856,0	3,99	209	372	60	0	44	0	0	0	< 2
C-19	864,0	3,98	158	400	70	8	60	9	0	0	< 2
C-20	873,7	3,71	221	338	38	0	58	0	0	0	< 2
C-21	863,4	3,88	188	356	55	0	73	0	0	0	3
C-22	875,9	3,92	227	444	58	< 5	63	< 6	0	0	6
C-23	859,4	3,78	232	357	50	< 5	70	< 6	0	0	< 2
C-24	864,8	3,69	273	366	45	0	75	0	0	0	1
C-25	855,89	3,5	257	384,4	68	<0,2	71	<0,2	<0,2	<0,2	<5
C-26	636,9	3,28	387	447,5	42	<0,2	75	<0,2	<0,2	<0,2	<5
C-27	857,0	3,62	352	386,3	43	<0,2	116	<0,2	<0,2	<0,2	<5
C-28	816,5	3,07	913	463,3	43	<0,2	388	<0,2	<0,2	<0,2	<5
C-29	806,3	2,79	1541	503,7	46	<0,2	630	<0,2	<0,2	<0,2	5,38
C-30	798,1	3,18	536	474,3	42	<0,2	185	<0,2	<0,2	<0,2	<5

Ciclos de lixiviación	Fe+2 mg/L	Fe mg/L	Cu mg/L	As mg/L	Hg mg/L	Ag mg/L	Al mg/L	As mg/L	Ba mg/L	Be mg/L	Bi mg/L
C-0	< 1	< 0,05	0,7	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-1	< 1	< 0,05	0,23	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-2	< 1	< 0,05	0,38	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-3	< 1	< 0,05	0,55	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-4	< 1	0,15	0,62	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-5	< 1	0,25	0,81	0,6	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-6	< 1	0,55	0,96	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-7	< 1	1,1	1,6	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-8	1.0	1,5	1,6	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-9	< 1	1,3	1,4	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-10	< 1	1,2	1,1	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-11	< 1	2,09	1,6	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-12	< 1	2,31	1,33	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-13	1,6	1,71	1,1	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-14	2.0	2,47	1,35	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-15	< 1	3,3	1,6	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-16	< 1	1,7	0,97	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-17	3.0	3,12	1,48	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-18	3.0	3,2	1,4	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-19	<1	5,37	1,85	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	< 0,1	< 0,1	< 0,5
C-20	6.0	6,3	2,1	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-21	4.0	5.0	1,6	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-22	6.0	6,1	1,86	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1	< 0,1	< 0,5
C-23	8.0	8,1	2,1	< 0,5	< 0,001						
C-24	3.0	7,7	2,1	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,6	0,1	< 0,5
C-25	8,55	9,85	1,87	0,003	< 0,001	<0,01	1,49	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
C-26	7,56	7,13	1,59	0,002	<0,001	<0,01	0,72	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
C-27	8,45	15.0	2,91	0,003	<0,001	<0,01	2,97	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
C-28	4,73	32.0	11.0	0,01	<0,001	<0,01	16	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
C-29	6,35	61.00	23.0	0,012	<0,001	<0,01	26	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
C-30	4,86	17.00	5,91	0,004	<0,001	<0,01	5,78	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01

Ciclos de lixiviación	Ca mg/L	Cd mg/L	Co mg/L	Cr mg/L	Cu mg/L	Fe mg/L	Ga mg/L	Ge mg/L	Hg mg/L	K mg/L	La mg/L
C-0	29	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,6	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	11	< 0,1
C-1	13	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,2	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	6	< 0,1
C-2	18	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,4	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	7	< 0,1
C-3	14	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,5	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	6	< 0,1
C-4	11	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,8	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	5	0,1
C-5	10	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,8	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1
C-6	10	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,9	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	< 1	< 0,1
C-7	21	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,9	2	< 0,2	< 0,2	< 0,1	5	< 0,1
C-8	8	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	3	< 0,1
C-9	5	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	2	0,1
C-10	7	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	2	< 0,1
C-11	9	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,6	2	< 0,2	< 0,2	< 0,1	2	< 0,1
C-12	7	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,3	2	< 0,2	< 0,2	< 0,1	2	< 0,1
C-13	17	< 0,1	< 0,1	< 0,1	2,5	4	< 0,2	< 0,2	< 0,1	4	< 0,1
C-14	7	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,4	3	< 0,2	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1
C-15	8	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,7	3	< 0,2	< 0,2	< 0,1	3	< 0,1
C-16	6	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1	1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1
C-17	5	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,5	2	< 0,2	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1
C-18	5	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,3	1	< 0,2	< 0,2	< 0,1	<1	< 0,1
C-19	5	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,6	3	< 0,2	< 0,2	< 0,1	< 1	< 0,1
C-20	8	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,8	7	< 0,2	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1
C-21	5	< 0,1	0,1	< 0,1	1,5	4	< 0,2	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1
C-22	7	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,9	7	< 0,2	< 0,2	< 0,1	1	< 0,1
C-23											
C-24	5	0,1	< 0,1	< 0,1	2,1	8	< 0,2	0,2	0,1	1	< 0,1
C-25	5,59	<0,01	<0,01	<0,01	2,18	9,73	<0,2	<0,2	<0,01	0,91	<0,1
C-26	4,94	<0,01	<0,01	<0,01	1,59	7,14	<0,2	<0,2	<0,01	<0,1	<0,1
C-27	7,08	<0,01	<0,01	<0,01	3	15	<0,2	<0,2	<0,01	0,51	<0,1
C-28	14	<0,01	<0,01	<0,01	11	32	<0,2	<0,2	<0,01	0,95	<0,1
C-29	13	0,1	<0,01	<0,01	23	63	<0,2	<0,2	<0,01	1,89	<0,1
C-30	3,85	<0,01	<0,01	<0,01	5,83	16	<0,2	<0,2	<0,01	0,05	<0,1

Ciclos de lixiviación	Mg mg/L	Mn mg/L	Mo mg/L	Na mg/L	Ni mg/L	P mg/L	Pb mg/L	S mg/L	Sb mg/L	Sc mg/L	Se mg/L
C-0	16	1,3	< 0,1	30	< 0,1	< 1	< 0,2	43,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-1	5	0,8	< 0,1	8	< 0,1	< 1	< 0,2	22	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-2	8	1,2	< 0,1	8	< 0,1	1	< 0,2	29,3	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-3	6	1,1	< 0,1	4	< 0,1	< 1	< 0,2	27,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-4	6	1,1	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	23,8	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-5	1	0,9	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2	22	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-6	1	0,9	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2	22,1	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-7	9	1,7	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2	38,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-8	< 1	1	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	26,1	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-9	< 1	0,9	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	20,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-10	1	0,9	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2	22,3	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-11	5	0,8	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2	22,3	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-12	4	0,7	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	19,2	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-13	7	1,3	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	36,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-14	4	0,7	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	19,3	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-15	5	0,8	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2	21,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-16	2	0,5	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2	14,3	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-17	3	0,6	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2	19,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-18	1	0,5	< 0,1	<1	< 0,1	< 1	< 0,2	17,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-19	2	0,6	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	21,4	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-20	4	0,7	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2	23,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-21	3	0,4	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2	20,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-22	4	0,6	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2	23,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-23											
C-24	3	0,6	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2	26,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5
C-25	3,84	0,45	<0,01	2,36	<0,01	<1	<0,01	25	<0,01	<0,1	<0,01
C-26	2,56	0,4	<0,01	0,22	<0,01	<1	<0,01	20	<0,01	<0,1	<0,01
C-27	4,48	0,48	<0,01	2,44	0,16	<1	<0,01	39	<0,01	<0,1	<0,01
C-28	9,54	0,97	<0,01	5,05	0,21	<1	<0,01	126	<0,01	<0,1	<0,01
C-29	13	0,96	<0,01	5,08	0,16	<1	<0,01	213	<0,01	<0,1	<0,01
C-30	4,54	0,2	<0,01	0,99	0,18	<1	<0,01	59	<0,01	<0,1	<0,01

Ciclos de lixiviación	Sn mg/L	Sr mg/L	Te mg/L	Th mg/L	Ti mg/L	Tl mg/L	U mg/L	V mg/L	W mg/L	Zn mg/L
C-0	< 0,2	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	4,4
C-1	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	1,5
C-2	< 0,2	0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,3
C-3	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2
C-4	< 0,2	0,1	0,6	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,2
C-5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2
C-6	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,1
C-7	< 0,2	0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	4,6
C-8	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,8
C-9	< 0,2	< 0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,4
C-10	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,5
C-11	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,6
C-12	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,1
C-13	< 0,2	0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	4,1
C-14	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2
C-15	< 0,2	< 0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,4
C-16	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	1,5
C-17	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2
C-18	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	1,7
C-19	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2
C-20	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,5
C-21	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	1,9
C-22	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,6
C-23										
C-24	< 0,2	< 0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 1	< 0,1	< 0,2	2,4
C-25	<0,01	<0,01	<0,2	<0,2	<0,2	<0,01	<1	<0,01	<0,2	2,35
C-26	<0,01	<0,01	<0,2	<0,2	<0,2	<0,01	<1	<0,01	<0,2	1,96
C-27	<0,01	<0,01	<0,2	<0,2	<0,2	<0,01	<1	<0,01	<0,2	3,21
C-28	<0,01	<0,01	<0,2	<0,2	<0,2	<0,01	<1	<0,01	<0,2	7,43
C-29	<0,01	<0,01	<0,2	<0,2	<0,2	<0,01	<1	<0,01	<0,2	8,65
C-30	<0,01	<0,01	<0,2	<0,2	<0,2	<0,01	<1	<0,01	<0,2	4,37

Muestra C

Ciclos de lixiviación	g de lixiviado	pH	CE $\mu\text{mho/cm}$	Eh mV	Acidez mg/L	Alcalinidad mg/L	SO4 mg/L	HCO3 mg/L	CO3 mg/L	OH mg/L
C-0	800.0	6.00	844	394	80	< 5	295	< 6	0	0
C-1	826,3	5,7	813	311	78	< 5	294	< 6	0	0
C-2	825.0	6,13	441	366	13	< 5	181	< 6	0	0
C-3	812,3	5,99	242	309	10	5	100	6	0	0
C-4	811.0	6,13	184	358	8	< 5	73	< 6	0	0
C-5	805.0	5,87	118	346	8	< 5	49	< 6	0	0
C-6	800.0	4,94	145	311	8	< 5	39	< 6	0	0
C-7	839.0	5,79	118	376	5	< 5	33	< 6	0	0
C-8	833.0	5,57	154	364	10	< 5	40	< 6	< 5	< 5
C-9	835.0	5,85	193	350	15	< 5	54	< 6	0	0
C-10	830.0	5,68	157	336	18	< 5	42	< 6	0	0
C-11	840.0	5,71	152	317	10	< 5	40	< 6	0	0
C-12	830.0	5,57	167	309	10	< 5	45	< 6	0	0
C-13	835.0	5,65	181	372	18	< 5	63	< 6	0	0
C-14	822.0	5,48	212	273	20	< 5	77	< 6	0	0
C-15	831.0	5,29	212	313	25	< 5	63	< 6	0	0
C-16	836.0	5,15	179	339	20	< 5	69	< 6	0	0
C-17	842,7	5,65	229	277	43	5	95	6	0	0
C-18	842.0	5,72	192	408	35	<5	72	<6	0	0
C-19	829,4	5,31	195	344	48	< 5	86	< 6	0	0
C-20	904,8	5,12	246	291	33	< 5	102	< 6	0	0
C-21	820,6	5,93	179	314	23	< 5	73	< 6	0	0

Ciclos de lixiviación	Cl mg/L	Fe+2 mg/L	Fe mg/L	Cu mg/L	As mg/L	Hg mg/L	Ag mg/L	Al mg/L	As mg/L	Ba mg/L
C-0	78	< 1	< 0,05	7	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-1	80	< 1	< 0,05	5	< 0,5	< 0,001	< 0,02	1	< 0,5	0,1
C-2	17	< 1	< 0,05	2,4	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-3	5	< 1	< 0,05	1,8	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-4	3	< 1	< 0,05	0,96	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-5	< 2	< 1	< 0,05	0,79	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-6	< 2	< 1	< 0,05	0,69	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-7	< 2	< 1	< 0,05	0,74	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-8	< 2	< 1	< 0,05	1,2	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-9	< 2	< 1	< 0,05	1,7	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-10	< 2	< 1	< 0,05	1,3	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-11	< 2	< 1	< 0,05	1,8	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-12	< 2	< 1	< 0,05	2,03	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-13	< 2	< 1	0,18	2,9	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-14	< 2	< 1	0,09	1,34	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-15	< 2	< 1	0,05	4,2	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-16	< 2	< 1	< 0,05	4,08	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1
C-17	4	< 1	< 0,05	6,2	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-18	< 2	< 1	0,18	5,7	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-19	< 2	< 1	0,27	6,94	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-20	< 2	< 1	0,2	11	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	< 0,1
C-21	< 2	< 1	0,07	7,1	< 0,5	< 0,001	< 0,02	< 1	< 0,5	0,1

Ciclos de lixiviación	Be mg/L	Bi mg/L	Ca mg/L	Cd mg/L	Co mg/L	Cr mg/L	Cu mg/L	Fe mg/L	Ga mg/L	Ge mg/L
C-0	< 0,1	< 0,5	58	0,1	< 0,1	< 0,1	6,4	< 1	< 0,2	< 0,2
C-1	< 0,1	< 0,5	66	0,1	< 0,1	< 0,1	4,6	< 1	< 0,2	< 0,2
C-2	< 0,1	< 0,5	35	< 0,1	< 0,1	< 0,1	2,9	< 1	< 0,2	< 0,2
C-3	< 0,1	< 0,5	14	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,6	< 1	< 0,2	< 0,2
C-4	< 0,1	< 0,5	10	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1,4	< 1	< 0,2	< 0,2
C-5	< 0,1	< 0,5	6	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,9	< 1	< 0,2	< 0,2
C-6	< 0,1	< 0,5	5	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,7	< 1	< 0,2	< 0,2
C-7	< 0,1	< 0,5	7	< 0,1	< 0,1	< 0,1	1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-8	< 0,1	< 0,5	2	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-9	< 0,1	< 0,5	3	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-10	< 0,1	< 0,5	4	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 0,1	< 1	< 0,2	< 0,2
C-11	< 0,1	< 0,5	8	< 0,1	< 0,1	< 0,1	2	< 1	< 0,2	< 0,2
C-12	< 0,1	< 0,5	9	< 0,1	< 0,1	< 0,1	2,3	< 1	< 0,2	< 0,2
C-13	< 0,1	< 0,5	29	< 0,1	< 0,1	< 0,1	6,3	< 1	< 0,2	< 0,2
C-14	< 0,1	< 0,5	11	< 0,1	< 0,1	< 0,1	3,4	< 1	< 0,2	< 0,2
C-15	< 0,1	< 0,5	13	< 0,1	< 0,1	< 0,1	4,5	< 1	< 0,2	< 0,2
C-16	< 0,1	< 0,5	14	< 0,1	< 0,1	< 0,1	4,5	< 1	< 0,2	< 0,2
C-17	< 0,1	< 0,5	16	< 0,1	< 0,1	< 0,1	6,2	< 1	< 0,2	< 0,2
C-18	< 0,1	< 0,5	14	< 0,1	< 0,1	< 0,1	5,9	< 1	< 0,2	< 0,2
C-19	< 0,1	< 0,5	13	< 0,1	< 0,1	< 0,1	6,5	< 1	< 0,2	< 0,2
C-20	< 0,1	< 0,5	17	< 0,1	< 0,1	< 0,1	10,4	< 1	< 0,2	< 0,2
C-21	< 0,1	< 0,5	11	< 0,1	< 0,1	< 0,1	7,5	< 1	< 0,2	< 0,2

Ciclos de lixiviación	Hg mg/L	K mg/L	La mg/L	Mg mg/L	Mn mg/L	Mo mg/L	Na mg/L	Ni mg/L	P mg/L	Pb mg/L
C-0	< 0,1	18	< 0,1	26	2,6	< 0,1	47	< 0,1	< 1	< 0,2
C-1	< 0,1	13	< 0,1	28	3,7	< 0,1	33	< 0,1	< 1	< 0,2
C-2	< 0,1	9	< 0,1	14	2,1	< 0,1	16	< 0,1	< 1	< 0,2
C-3	< 0,1	6	< 0,1	6	1,1	< 0,1	8	< 0,1	< 1	< 0,2
C-4	< 0,1	5	0,1	5	0,9	< 0,1	1	< 0,1	1	< 0,2
C-5	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	0,5	< 0,1	4	< 0,1	< 1	< 0,2
C-6	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	0,4	< 0,1	3	< 0,1	< 1	< 0,2
C-7	< 0,1	5	< 0,1	3	0,5	< 0,1	3	< 0,1	< 1	< 0,2
C-8	< 0,1	4	< 0,1	< 1	0,5	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-9	< 0,1	4	< 0,1	< 1	0,6	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-10	< 0,1	3	< 0,1	< 1	0,6	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2
C-11	< 0,1	4	< 0,1	3	0,6	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-12	< 0,1	4	< 0,1	4	0,7	< 0,1	< 1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-13	< 0,1	11	< 0,1	9	1,8	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2
C-14	< 0,1	4	< 0,1	4	0,9	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-15	< 0,1	7	< 0,1	5	1,1	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-16	< 0,1	4	< 0,1	4	1	< 0,1	2	< 0,1	< 1	< 0,2
C-17	< 0,1	4	< 0,1	5	1,2	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-18	< 0,1	<1	< 0,1	3	1,1	< 0,1	<1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-19	< 0,1	3	0,1	4	1,1	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-20	< 0,1	3	< 0,1	7	1,6	< 0,1	1	< 0,1	< 1	< 0,2
C-21	< 0,1	3	< 0,1	5	1	< 0,1	< 1	< 0,1	1	< 0,2

Ciclos de lixiviación	S mg/L	Sb mg/L	Sc mg/L	Se mg/L	Sn mg/L	Sr mg/L	Te mg/L	Th mg/L	Ti mg/L	Tl mg/L
C-0	88,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-1	88,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-2	54,4	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-3	30,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-4	23,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-5	14,7	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-6	11,4	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-7	15	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-8	14,2	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-9	16,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-10	15,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-11	15,8	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-12	18,1	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-13	52,3	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-14	22,3	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,3	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-15	24,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-16	25,6	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,6	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-17	31,1	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	< 0,1	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-18	26,6	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-19	27,9	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	< 0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-20	34,5	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	0,4	< 0,2	< 0,2	< 0,2
C-21	25	< 0,5	< 0,1	< 0,5	< 0,2	0,1	0,2	< 0,2	< 0,2	< 0,2

Ciclos de lixiviación	U mg/L	V mg/L	W mg/L	Zn mg/L
C-0	< 1	< 0,1	< 0,2	23,2
C-1	< 1	< 0,1	0,2	24,8
C-2	< 1	< 0,1	< 0,2	11,6
C-3	< 1	< 0,1	< 0,2	5
C-4	< 1	< 0,1	< 0,2	3,9
C-5	< 1	< 0,1	< 0,2	2,2
C-6	< 1	< 0,1	< 0,2	1,7
C-7	< 1	< 0,1	< 0,2	2,7
C-8	< 1	< 0,1	< 0,2	2,6
C-9	< 1	< 0,1	< 0,2	3,1
C-10	< 1	< 0,1	< 0,2	3,1
C-11	< 1	< 0,1	< 0,2	3,2
C-12	< 1	< 0,1	< 0,2	3,5
C-13	< 1	< 0,1	< 0,2	8,8
C-14	< 1	< 0,1	< 0,2	4,1
C-15	< 1	< 0,1	< 0,2	5
C-16	< 1	< 0,1	< 0,2	4,7
C-17	< 1	< 0,1	< 0,2	5,7
C-18	< 1	< 0,1	< 0,2	4
C-19	< 1	< 0,1	< 0,2	5,1
C-20	< 1	< 0,1	< 0,2	7,5
C-21	< 1	< 0,1	< 0,2	5,2

III. Anexo C

	Elemento	Ag	Al	As	Ba	Be	Bi	Ca	Cd	Co	Cr
	Unidad	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm
Limite Detec		2	0,01	3	1	0,5	5	0,01	1	1	1
Etapa	Muestra										
1	A	-2	-0,01	-3	-1	-0,5	-5	0,02	1	-1	-1
2	A	-2	0,05	-3	7	-0,5	-5	-0,01	4	2	7
3	A	-2	0,02	-3	3	-0,5	-5	-0,01	-1	-1	-1
4	A	-2	0,33	147	23	-0,5	-5	0,04	4	-1	6
5	A	-2	-0,01	-3	2	-0,5	-5	0,01	2	1	-1
6	A	2	0,19	45	10	-0,5	-5	0,02	2	-1	8
7	A	-2	7,33	60	507	0,8	-5	0,15	-1	1	10
1	B	-2	-0,01	-3	-1	-0,5	-5	0,01	-1	-1	-1
2	B	-2	0,03	-3	18	-0,5	-5	-0,01	-1	-1	15
3	B	-2	0,01	-3	6	-0,5	-5	-0,01	-1	-1	6
4	B	-2	0,13	-3	18	-0,5	-5	0,03	-1	-1	14
5	B	-2	-0,01	-3	2	-0,5	-5	-0,01	-1	2	-1
6	B	-2	0,05	15	5	-0,5	-5	0,01	-1	3	6
7	B	-2	5,64	6	446	0,9	-5	0,18	-1	-1	11
1	C	-2	-0,01	-3	-1	-0,5	-5	0,02	-1	-1	-1
2	C	-2	0,06	-3	5	-0,5	-5	-0,01	-1	-1	14
3	C	-2	0,03	-3	3	-0,5	-5	-0,01	-1	-1	2
4	C	-2	0,38	-3	9	-0,5	-5	0,04	-1	-1	12
5	C	-2	0,02	-3	2	-0,5	-5	0,05	-1	4	2
6	C	-2	0,41	5	23	-0,5	-5	0,04	-1	6	10
7	C	-2	6,12	7	460	1,1	-5	0,32	-1	-1	22

	Elemento	Cu	Fe	K	La	Li	Mg	Mn	Mo	Na	Ni
	Unidad	ppm	%	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm
Limite Detec		0,5	0,01	0,01	0,5	1	0,01	1	1	0,01	1
Etapa	Muestra										
1	A	15,9	-0,01	0,02	-0,5	-1	-0,01	5	1	0,02	-1
2	A	1019,1	0,07	0,01	-0,5	-1	0,01	62	-1	-0,01	3
3	A	119,3	0,02	-0,01	-0,5	-1	-0,01	23	-1	-0,01	-1
4	A	223,4	1,32	0,01	2,1	-1	0,16	333	1	-0,01	1
5	A	837,7	-0,01	-0,01	-0,5	-1	0,02	77	1	-0,01	1
6	A	1051,6	0,97	19,57	1,5	-1	0,1	252	1	-0,01	3
7	A	49,4	0,45	2,51	12,6	-1	0,28	300	-1	0,41	7
1	B	-0,5	-0,01	0,02	-0,5	-1	-0,01	2	-1	0,01	-1
2	B	31,6	0,08	0,01	-0,5	-1	0,02	29	-1	-0,01	4
3	B	127	0,02	-0,01	-0,5	-1	-0,01	4	-1	-0,01	-1
4	B	1,9	0,12	0,01	2,4	-1	0,08	11	-1	-0,01	-1
5	B	132,3	0,16	-0,01	-0,5	-1	0,01	2	-1	-0,01	-1
6	B	91,1	1,79	27,27	-0,5	-1	0,03	4	-1	-0,01	4
7	B	5	0,52	2,13	9,7	2	0,35	26	3	2,26	1
1	C	3,8	-0,01	0,03	-0,5	-1	-0,01	4	-1	0,03	-1
2	C	290,2	0,24	0,03	-0,5	-1	0,05	75	-1	-0,01	3
3	C	56,4	0,21	-0,01	0,5	-1	0,01	10	-1	-0,01	-1
4	C	4,7	0,71	0,04	1,7	1	0,23	75	-1	0,01	1
5	C	855,8	0,11	-0,01	0,9	-1	0,09	67	-1	-0,01	3
6	C	605,2	2,76	20,26	-0,5	1	0,36	129	33	-0,01	4
7	C	8,9	1,08	2,24	12,3	1	0,64	148	15	2,5	4

	Elemento	P	Pb	S	Sb	Sc	Sn	Sr	Ti	V	W
	Unidad	%	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm
Limite Detec		0,01	2	0,01	5	0,5	10	0,5	0,01	2	10
Etapa	Muestra										
1	A	-0,01	-2	0,03	-5	-0,5	-10	1,2	-0,01	-2	-10
2	A	-0,01	26	-0,01	-5	0,5	-10	-0,5	-0,01	-2	-10
3	A	-0,01	5	-0,01	-5	-0,5	-10	0,6	-0,01	-2	-10
4	A	0,01	29	0,01	-5	0,9	-10	8,4	-0,01	14	-10
5	A	-0,01	-2	0,16	-5	-0,5	-10	0,8	-0,01	-2	-10
6	A	-0,01	105	0,23	-5	0,5	-10	7,6	-0,01	2	-10
7	A	0,07	427	0,13	-5	8,1	-10	93,6	0,17	55	10
1	B	-0,01	-2	0,02	-5	-0,5	-10	-0,5	-0,01	-2	-10
2	B	-0,01	4	-0,01	-5	-0,5	-10	0,6	-0,01	-2	-10
3	B	-0,01	2	-0,01	-5	-0,5	-10	0,5	-0,01	-2	-10
4	B	-0,01	-2	-0,01	-5	-0,5	-10	2,9	-0,01	-2	-10
5	B	-0,01	-2	0,47	-5	-0,5	-10	-0,5	-0,01	-2	-10
6	B	-0,01	-2	1,39	-5	-0,5	-10	0,6	-0,01	-2	-10
7	B	-0,01	4	0,02	-5	3,9	-10	58,2	0,06	31	19
1	C	-0,01	-2	0,04	-5	-0,5	-10	-0,5	-0,01	-2	-10
2	C	0,02	3	-0,01	-5	-0,5	-10	-0,5	-0,01	2	-10
3	C	-0,01	-2	-0,01	-5	-0,5	-10	-0,5	-0,01	3	-10
4	C	-0,01	3	-0,01	-5	1,1	-10	2,4	-0,01	13	-10
5	C	-0,01	-2	0,48	-5	-0,5	-10	1,4	-0,01	-2	-10
6	C	0,01	7	1,2	-5	2,2	-10	1,8	0,02	10	-10
7	C	-0,01	18	0,03	-5	13,4	-10	50,7	0,22	67	23

	Elemento	Y	Zn	Zr
	Unidad	ppm	ppm	ppm
Limite Detec,		0,5	0,5	0,5
Etapa	Muestra			
1	A	-0,5	46,6	-0,5
2	A	0,7	269,7	0,7
3	A	-0,5	29,4	-0,5
4	A	2,5	69,9	2,3
5	A	-0,5	277,4	-0,5
6	A	4,2	406,1	-0,5
7	A	8,3	270,2	58,3
1	B	-0,5	5,2	-0,5
2	B	-0,5	46,8	-0,5
3	B	-0,5	5	-0,5
4	B	1,1	20,8	-0,5
5	B	-0,5	10,6	-0,5
6	B	-0,5	-0,5	0,7
7	B	2,6	189,4	29,7
1	C	-0,5	13,9	-0,5
2	C	1,1	233,7	-0,5
3	C	0,6	22,4	-0,5
4	C	1,9	27,6	-0,5
5	C	-0,5	88,6	-0,5
6	C	3,3	49,2	-0,5
7	C	6,1	272,6	44,6