



# UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

---

---

## PROGRAMA DE POSGRADO EN CIENCIAS DE LA TIERRA

**“EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE DIFERENTES ROCAS,  
PARA EL CONTROL Y MANEJO DEL DRENAJE ÁCIDO,  
PRODUCIDO POR UNA MINA DE HIERRO”.**

T E S I S  
QUE COMO REQUISITO PARCIAL  
PARA OBTENER EL GRADO DE:  
MAESTRO EN CIENCIAS (GEOLOGÍA AMBIENTAL)  
P R E S E N T A:  
LEONEL LUNA CELIS

Jurado examinador:

- 1) Dr. Francisco Martin Romero
- 2) M.C. María Guadalupe Villaseñor Cabral
- 3) Dra. Blanca Lucia Prado Pano
- 4) Dr. José Antonio Hernández Espríu
- 5) Dra. Diana Meza Figueroa



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

## DEDICATORIA

*A mis padres por estar a mi lado siempre apoyándome y guiándome: Rosa Celis Hernández y José de Jesús Luna Hernández.*

*A mis hermanos: María Elena, Rosalba, José de Jesús, Héctor Javier, Carmen Julia, Armando e Ignacio. A mis cuñados y cuñadas por formar parte de este núcleo familiar.*

*A mis sobrinos: Juan Jorge, Christian Javier, Yesenia, Gloria Jazibeth, Iván, Emmanuel, Jonathan, Sergio Saúl, Javier, Lizbeth y Joshua.*

*A mis mejores amigos que han estado siempre a mi lado apoyándome, respetándome y aconsejándome: Oscar Valencia, Olinca Pérez, Iván Morales, Christian Agni, Alfredo Gelover, Reina Tepale, Bertha Iris Chuc. A mis amigos del CCH: Erick Hizar, Sergio Alcalá, Gerardo Gómez, Juan Carlos García, Yeni Cabrera.*

*A todas aquellas personas que compartieron algunos momentos especiales durante mi estancia en la facultad y que no mencione, pero que están presentes desde ayer y para siempre.*

*A todas aquellas personas con las cuales pase momentos muy agradables durante mi estancia en la maestría y a todos los que conocí gracias a haber estado en el posgrado.*

*A la familia Álvarez Resendiz por ser parte importante en mi vida, por haberlos conocido, disfrutado y convivido. En especial a Roberto por enseñarme tantas cosas y permitirme ser parte de su familia. A mis compadres y ahijadas.*

*A Bruce que me ha dado una lección de vida como nunca nada, ni nadie lo ha hecho. “La vida puede cambiar de un instante a otro”. Mejórate, esto es para ti con mucho cariño.*

*A mis amigos: Benito, Eric, Gabriel, Manuel, Arturo, Daniel, etc.*

*Al Lic. Fernando Hernández Bernardino por ser un gran ser humano, gracias por ser parte de mi vida, darme tantas lecciones, aprender conmigo y creer que el mundo puede ser mejor. Gracias!!!!*

*“Una vez más lo volví a hacer”. Para todos los que olvide mencionar pero que saben que son parte de mí.*

*“Hasta un reloj descompuesto  
consigue estar en lo cierto,  
dos veces, al día”*

## AGRADECIMIENTOS

A mi alma mater la Universidad Nacional Autónoma de México, a través del Colegio de Ciencias y Humanidades, la Facultad de Ingeniería y el Programa de Posgrado en Ciencias de la Tierra (Instituto de Geología).

A el Consejo Nacional de Ciencia y Tecnología (CONACyT) por haberme brindado una beca durante mi estancia en la maestría. Al Comité Académico del Posgrado en Ciencias de la Tierra por la beca otorgada para la conclusión de este trabajo.

A mi director de Tesis: Dr. Francisco Martín Romero, que no conforme con haber trabajado ya una vez conmigo, decidió hacerlo nuevamente. Gracias!!! Por todo el apoyo brindado desde ya hace algunos años, por la paciencia, entrega; pero sobre todo por su amistad.

A la M.C. Maria Guadalupe Villaseñor Cabral, por ser hoy en día uno de los pilares en mi formación académica y no solo en eso, si no en más cuestiones de la vida. Maestra muchas gracias por todo el apoyo brindado hasta el día de hoy, pero sobre todo por su paciencia, tolerancia y cariño.

Al Ing. Alfredo Victoria Morales por su amistad, por seguir apoyándome, aconsejándome y guiándome desde ayer y para siempre. Esto es en gran medida gracias a ti!!!

Al Dr. José Antonio Hernández Esprú, Dra. Blanca Lucia Prado Pano y Dra Diana Meza Figueroa, por su valiosa colaboración en la revisión de este trabajo. Gracias por sus observaciones que fueron fundamentales en la conclusión de la tesis.

A la Dra. Olivia Zamora Martínez, Q. Margarita Lemus, Dra. Teresa Pi i Puig, Ing. Carlos Linares, Dra. Lucy Mora Palomino, Dra. Christina Siebe, Dr. Rodolfo Zanella Specia, por la realización o préstamo de material y laboratorio, para los análisis físico-químicos realizados.

Y por último a todas las personas que contribuyeron de forma directa e indirecta en la realización de este trabajo.

## INDICE

<b>RESUMEN.....</b>	<b>9</b>
<b>INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>12</b>
<b>I.-ASPECTOS GEOGRAFICOS Y GEOLOGICO- MINEROS DEL ÁREA DE ESTUDIO.....</b>	<b>15</b>
• 1.1 Ubicación del área de estudio	
• 1.2 Vías de comunicación	
• 1.3 Historia minera en la región	
• 1.4 Fisiografía	
• 1.5 Clima	
• 1.6 Aspectos geológicos	
1.6.1 Geología local	
1.6.2 Geología estructural	
1.6.3 Yacimientos minerales	
• 1.7 Hidrología	
1.7.1 Hidrología superficial	
1.7.2 Hidrología subterránea	
<b>II.-REVISIÓN DOCUMENTAL.....</b>	<b>24</b>
• 2.1 Yacimientos Minerales en México	
2.1.1 Yacimientos de Hierro en México	
• 2.2 Residuos Mineros (Jales)	
2.2.1 Generación de jales	
2.2.2 Problemática ambiental asociada a los jales	
2.2.3 Geoquímica del Drenaje Ácido de Mina	
• 2.3 Procesos geoquímicos identificados en las presa de jales	
2.3.1 Oxidación de sulfuros metálicos	
2.3.2 Neutralización del Drenaje Ácido de Mina	
A) Disolución de Carbonatos	
B) Disolución de Hidróxidos	
C) Disolución de Aluminosilicatos	
• 2.4 Métodos para el Tratamiento del Drenaje Ácido de Mina	
2.4.1 Métodos activos	
2.4.2 Métodos pasivos	
A) Barreras geoquímicas	
B) Humedales anaerobios	

### III.- METODOLOGÍA.....42

- 3.1 Muestreo
  - 3.1.1 Muestreo en la presa de jales
    - A) Muestras de jales
  - 3.1.2 Muestreo de rocas en las zonas aledañas a la presa de jales
  - 3.1.3 Muestreo de aguas superficiales fuera de la zona de influencia de los jales
- 3.2 Pruebas y análisis de laboratorio
  - Muestras sólidas
    - 3.2.1 Jales
      - 3.2.1.1 Preparación de las muestras
      - 3.2.1.1 Parámetros generales (pH, CE,  $\text{SO}_4^{2-}$ )
      - 3.2.1.3 Caracterización química y mineralógica
        - A) Elementos Mayores
        - B) Elementos traza
        - C) Difracción de Rayos X
    - 3.2.2 Rocas
      - 3.2.2.1 Determinación del Potencial de Neutralización (PN)
      - 3.2.2.2 Determinación de la Capacidad de Intercambio Catiónico (CIC)
      - 3.2.2.3 Determinación del Punto de Carga Cero
- 3.3 Muestras Líquidas
  - 3.3.1 Preparación de lixiviados sintéticos ácidos
  - 3.3.2 Aguas superficiales fuera de la zona de influencia
  - 3.3.3 Elementos Potencialmente Tóxicos en muestras de lixiviados sintéticos y aguas superficiales
  - 3.3.4 Especiación de Fe II y Fe III
- 3.4 Pruebas en lotes para valorar la eficiencia de las rocas
  - 3.4.1 Valoración de las rocas
- 3.5 Modelación Hidrogeoquímica
  - A) Diagramas de Piper
  - B) Índice de Saturación
- 3.6 Microscopía Electrónica de Barrido

### IV.- RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....59

- 4.1 Muestras sólidas
  - 4.1.1 Jales
    - 4.1.1.1 Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE)
    - 4.1.1.2 Caracterización química y mineralógica
      - A) Caracterización química
      - B) Caracterización Mineralógica
        - B.1) Jales de Color gris visiblemente inalterados
        - B.2) Jales de Color rojo visiblemente oxidados
        - B.3) Sales fluorescentes
  - 4.1.2 Rocas

- 4.1.2.1 Valores de pH y Conductividad Electrica (CE)
- 4.1.1.2 Caracterización química y mineralógica
  - A) Caracterización química
  - B) Caracterización Mineralógica
  - C) Potencial de Neutralización
  - D) Capacidad de Intercambio Catiónico (CIC)
  - E) Punto de Carga Cero (PZC)
- 4.2 Muestras Líquidas
  - 4.2.1 Lixiviados ácidos sintéticos
    - 4.2.1.1 Valores de pH y Conductividad Electrica (CE)
    - 4.2.1.2 Caracterización química
    - 4.2.1.3 Especiación de Fe II y Fe III
  - 4.2.2 Aguas Superficiales fuera de la zona de influencia de los jales de estudio
    - 4.2.2.1 Valores de pH y Conductividad Electrica (CE)
    - 4.2.2.2 Caracterización química
  - 4.2.3 Clasificación hidrogeoquímica de los lixiviados sintéticos y de las muestras de aguas naturales superficiales
- 4.3 Evaluación de la eficiencia de las rocas seleccionadas para el tratamiento de los lixiviados ácidos de la presa de jales
  - 4.3.1 Neutralización
    - A) Lixiviados tratados del vaso
    - B) Lixiviados tratados del talud
  - 4.3.2 Retención de iones mayores
    - A) Sodio (Na) y Potasio (K)
    - B) Calcio (Ca), Bicarbonatos ( $\text{HCO}_3^-$ ) y Sulfatos ( $\text{SO}_4^{2-}$ )
    - C) Magnesio (Mg)
  - 4.3.3 Retención de otros EPT de interés
    - A) Hierro (Fe)
    - B) Aluminio (Al)
    - C) Cobre (Cu)
    - D) Zinc (Zn)
    - E) Silicio (Si)
  - 4.4.4 Deficiencia del material "Terrero Mina La Chula" para el tratamiento de los lixiviados ácidos del vaso de la presa de jales.

**V.- CONCLUSIONES.....98**

**BIBLIOGRAFÍA.....101**

**ANEXOS.....112**

## Índice de Figuras

Figura 1. Ubicación geográfica de la presa de jales

Figura 2. Temperatura media mensual para Minatitlan de 1977 a 2000.

Figura 3. Precipitación media anual para Minatitlan de 1977 a 2000.

Figura 4. Mapa Geológico de la zona de estudio y sus alrededores, tomado de la carta geológica minera Minatitlán E-13-B33

Figura 5. Distribución de las franjas mineralizadas en México.

Figura 6. Yacimientos de hierro en la franja paralela a la costa pacífica en México

Figura 7. Localización del muestreo en zonas aledañas a la presa de jales y dentro de la misma

Figura 8. Muestreo de jales y sales eflorescentes en las distintas zonas de la presa de jales

Figura 9. Muestreo de rocas de interés en afloramientos y material acumulado en el tajo de la mina, que se encuentran en sitios aledaños a la presa de jales

Figura 10. Muestreo de rocas de interés en afloramientos y material acumulado en el tajo de la mina, que se encuentran en sitios aledaños a la presa de jales

Figura 11. Ubicación de los sitios donde se tomaron muestras de agua superficiales para determinar las concentraciones naturales de fondo de los componentes mayores.

Figura 12. Grafica de CIC, por elemento para cada roca

Figura 13. Grafica de CIC total, para cada roca

Figura 14. Valores del Punto de Carga Cero (PZC), para las distintas rocas

Figura 15. (A) Diagrama de Piper para la clasificación hidrogeoquímica de muestras de aguas naturales superficiales de la zona de estudio y lixiviados ácidos de la presa de jales. (B) Guía para la interpretación del diagrama de Piper

Figura 16. Comportamiento del pH en los lixiviados del vaso tratados con las rocas de la región en diferentes tiempos de interacción durante 600 horas de agitación constante.

Figura 17. Comportamiento del pH en los lixiviados del talud tratados con las rocas de la región en diferentes tiempos de interacción durante 600 horas de agitación constante.

Figura 18. Análisis mediante DRX, de la roca caliza 2, antes y después del tratamiento

Figura 19. Imagen de análisis mediante MEB-EDS que muestran yeso bordeando a las partículas de las distintas rocas utilizadas en el tratamiento.

Figura 20. Comportamiento de la concentración de Ca,  $\text{HCO}_3^-$ , Mg y  $\text{SO}_4^{2-}$  en los lixiviados tratados con las distintas rocas

Figura 21. Imagen de análisis mediante MEB-EDS que muestran hierro bordeando a las partículas de las distintas rocas utilizadas en el tratamiento.

Figura 22. Imagen de análisis mediante MEB-EDS que muestran al aluminio bordeando a las partículas de las distintas rocas utilizadas en el tratamiento, así como la afinidad del Al y el Fe dentro del sistema.

Figura 23. Imagen de análisis mediante MEB-EDS que muestran A) partícula que corresponde probablemente a un aluminosilicato y B) partícula que corresponde probablemente a un olivino

Figura 24. Variación en la concentración de EPTs, antes y después del tratamiento del lixiviado ácido del talud con las distintas rocas.

Figura 25. Variación en la concentración de EPTs, antes y después del tratamiento del lixiviado ácido del vaso con las distintas rocas.

## Índice de Tablas

Tabla 1. Relación de muestras (jales y sales eflorescentes), ubicación dentro de la presa de jales, así como su ubicación geográfica

Tabla 2. Localización geográfica de los diferentes tipos de rocas colectadas

Tabla 3. Parámetros generales de las muestras de jales (valores de pH y CE)

Tabla 4a. Concentración total de elementos mayores de los jales

Tabla 4b. Concentración total de elementos traza en muestras de jales

Tabla 5a. Composición mineralógica de los jales de estudio

Tabla 5b. Composición mineralógica de arcillas y filosilicatos, en los jales oxidados (vaso y talud).

Tabla 6a. Composición mineralógica de las sales eflorescentes

Tabla 6b. Composición mineralógica de arcillas y otros filosilicatos, en las sales eflorescentes

Tabla 7. Parámetros generales (pH y CE) de las muestras de rocas que se utilizarán en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

Tabla 8. Concentración total de elementos mayores de las muestras de rocas que se utilizarán en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

Tabla 9a. Composición mineralógica de las distintas rocas que se utilizarán en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

Tabla 9b. Composición mineralógica de arcillas y otros filosilicatos, en las rocas que se utilizarán en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

Tabla 10. Valores del potencial de neutralización para las muestras de rocas

Tabla 11. Valores de CIC, por elemento y total para cada roca

Tabla 12. Valores de pH, Conductividad Eléctrica (CE), de los lixiviados sintéticos

Tabla 13a. Caracterización química de los lixiviados ácidos de los jales de estudio

Tabla 13b: Especiación de Fe II y Fe III en los lixiviados ácidos del vaso y talud

Tabla 14. Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE) de las muestras líquidas fuera de la zona de influencia de los jales (valores de fondo).

Tabla 15. Valores de los componentes mayores de las muestras líquidas fuera de la zona de influencia de los jales (valores de fondo)

Tabla 16. Composición química y % en peso obtenidos mediante MED-EDS; de las partículas de las distintas rocas después de haber interactuado con los lixiviados del vaso y talud

Tabla 17. Composición química y % en peso obtenidas mediante MED-EDS; de las partículas de las distintas rocas después de haber interactuado con los lixiviados del vaso y talud.

## RESUMEN

En este trabajo se presentan los resultados de la valoración de la eficiencia de diferentes tipos de rocas para el tratamiento pasivo del drenaje ácido que se genera en la presa de jales de una mina de hierro localizada en Colima, México.

Se identificaron dos tipos de lixiviados ácidos en los jales de estudio (lixiviado del vaso de la presa con  $\text{pH} = 2.56$ ; y lixiviado del talud de la presa con  $\text{pH} = 2.84$ ). En el lixiviado del vaso se determinaron las mayores concentraciones (mg/L) de: sulfatos = 2844, Ca = 634, Fe = 265, Al = 157, Mg = 192, Mn = 9.4, K = 0.446, Cu = 5.3, Na = 4.1, Si = 3.2 y Zn = 1.1. En el lixiviado del talud se determinaron las menores concentraciones (mg/L) de: sulfatos = 2014, Ca = 520, Fe = 21, Al = 70, Mg = 47.5, Mn = 4.9, K = 0.065, Cu = 2.8, Na = 1.05, Si = 3.7 y Zn = 0.4. La presencia de estos elementos, en los lixiviados ácidos, está asociada a la alteración y disolución de los minerales contenidos en los jales, entre los que destacan: yeso ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), jarosita ( $\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$ ), pirita ( $\text{FeS}_2$ ), cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) y esmectita ( $(\text{Al}, \text{Fe}, \text{Mg})_3 \text{Si}_4 \text{O}_{10}(\text{OH})_2$ ).

Ambos lixiviados se caracterizan por la ausencia de Elementos Potencialmente Tóxicos (EPT) como As, Ba, Cd, Cr, Hg, Ag, Pb y Se; lo que se debe a la ausencia de minerales que contengan estos elementos, en el yacimiento de Fe (magnetita) del que provienen estos jales.

De acuerdo a la geología reportada en los alrededores de la presa de jales; se muestrearon y caracterizaron 9 tipos de rocas de la zona, para valorar su eficiencia en el tratamiento del drenaje ácido producido en jales estudiados. Se seleccionaron 4 tipos de rocas que por su potencial de neutralización y composición mineralógica, se infiere que pueden ser las más eficientes para el tratamiento del drenaje ácido: Caliza 1, Caliza 2, Caliza-Lutita B y Terrero La Chula. Entre los minerales identificados en estas rocas destacan: calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), plagioclasa ( $(\text{Ca}, \text{Na})(\text{Al}, \text{Si})_2\text{Si}_2\text{O}_8$ ), cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), espinela ( $\text{MgAl}_2\text{O}_4$ ), magnesioferrita ( $\text{MgFe}_2\text{O}_4$ ), clorita ( $(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})_6(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$ ) y esmectita ( $(\text{Al}, \text{Fe}, \text{Mg})_3 \text{Si}_4 \text{O}_{10}(\text{OH})_2$ ).

El potencial de neutralización (PN), en kg  $\text{CaCO}_3/\text{ton}$ , de las rocas seleccionadas es relativamente alto:  $\text{PN}_{\text{Caliza 1}} = 387$ ,  $\text{PN}_{\text{Caliza 2}} = 472$ ,  $\text{PN}_{\text{Caliza-Lutita B}} = 335$  y  $\text{PN}_{\text{Terrero La Chula}} = 166$ .

Se realizaron pruebas en lotes para valorar la eficiencia de estas rocas para el tratamiento de los lixiviados ácidos de los jales de estudio. Los resultados obtenidos indican que el lixiviado ácido del vaso es eficientemente neutralizado, ( $\text{pH} = 5.5 - 7$ ) a partir de 4 horas de interacción con Caliza 1, Caliza 2 y Caliza-Lutita B, durante todo el tiempo de la prueba (25 días). En cambio, con el "Terrero La Chula", solamente se logra neutralizar el drenaje ácido, a partir de 3 - 4 horas de interacción, en los primeros 15 días de la prueba, y después pierde su capacidad de neutralización, debido, probablemente a la pasivación de los agentes neutralizadores. En el caso del lixiviado ácido del talud los cuatro tipos de rocas logran neutralizarlo eficientemente ( $\text{pH} 6 - 7$ ) a partir de 2 horas de interacción y no se pierde la capacidad de neutralización en todo el periodo de la prueba (25 días).

En general, se observó que las concentraciones de Ca y Mg en los lixiviados tratados son similares o superiores a las determinadas en los lixiviados ácidos (antes del tratamiento), lo que es evidencia del proceso de neutralización que tiene lugar en las pruebas, debido a la disolución de minerales alcalinos como  $\text{CaCO}_3$  y  $\text{MgFe}_2\text{O}_4$ , presentes en las rocas utilizadas en el tratamiento, lo cual explica la eficiencia de estas rocas para la neutralización del lixiviado ácido.

Las concentraciones de Na y K son menores en los lixiviados tratados que las determinadas en los lixiviados ácidos; lo que indica que estos elementos están siendo retenidos en la fase sólida y que además, las rocas utilizadas no lo aportan. Esta retención se debe probablemente al intercambio catiónico en los minerales contenidos en las rocas utilizadas en el tratamiento.

Por otro lado, las concentraciones de sulfatos ( $\text{SO}_4^{2-}$ ) en los lixiviados tratados son inferiores a las determinadas en los lixiviados ácidos, lo que indica que este anión

se está quedando retenido en las rocas utilizadas en el tratamiento. La modelación hidrogeoquímica, indica que los lixiviados tratados están sobresaturados con respecto al yeso ( $IS = 0.146 - 0.251$ ) lo que indica la posible precipitación de este mineral, el cual fue debidamente identificado por DRX en la superficie de las rocas utilizadas en el tratamiento.

En los lixiviados tratados, (pH cercano al neutro) las concentraciones de Fe, Al, Cu, Zn y Mn decrecen sustancialmente, debido probablemente a la precipitación de los óxidos e hidróxidos de estos metales, la cual se favorece a pH neutros. De acuerdo con los resultados de la modelación hidrogeoquímica, los lixiviados tratados están sobresaturados ( $IS > 0$ ) con respecto a varios óxidos e hidróxidos de Fe, al, Zn y Mn, lo que indica su posible precipitación durante el tratamiento.

## INTRODUCCIÓN

Las actividades mineras históricas y actuales han generado una gran cantidad de residuos en diferentes regiones de nuestro país; estos residuos pueden llegar a representar un riesgo potencial para el medio ambiente.

La concentración de los minerales con valor comercial, mediante procesos físico-químicos genera residuos de diferente granulometría denominados jales. Estos jales contienen grandes cantidades de sulfuros metálicos que se oxidan por acción del aire (oxígeno) y agua, lo que puede traer como consecuencia la generación de soluciones ácidas conocidas como Drenaje Ácido de Mina (DAM), que se caracterizan por presentar valores bajos de pH y altas concentraciones de sulfatos y Elementos Potencialmente Tóxicos (EPT) disueltos. (USEPA 1994a; Johnson *et al.*, 1999; Bain *et al.*, 2000; Roussel *et al.*, 2000; Romero *et al.*, 2007).

En relación al DAM existen informes alrededor de mundo sobre la afectación de suelos, sedimentos, aguas superficiales y subterráneas; asociado a esto la mortandad de peces y crustáceos en ríos, afecciones al ganado y destrucción de cultivos (López *et al.*, 2002). La contaminación que producen los drenajes ácidos de mina ha sido ampliamente descrita por numerosos investigadores (Nordstron y Alpers 1999; Morin y Hutt 2001; Mills, 1995).

La experiencia internacional indica que la implementación de medidas para el manejo y control de drenaje ácido se agrupan en los denominados “tratamientos activos y pasivos”.

Los “tratamientos activos” involucran el proceso de neutralización mediante el uso de reactivos químicos alcalinos. Una vez consumida la acidez, bajo las condiciones neutras, de los lixiviados tratados, se propicia la precipitación de los metales disueltos en la forma de óxidos, hidróxidos, carbonatos o sulfuros; y los metaloides como el arsénico se retienen en superficies de oxihidróxidos- óxidos de Fe, Al, etc., mediante procesos de sorción.

Los métodos de “tratamientos activos” involucran un alto costo de los reactivos alcalinos que se deben utilizar, así como un diseño de las instalaciones que deberá tomar en cuenta que el proceso de generación de drenaje ácido puede durar décadas y a veces hasta siglos (López *et al.*, 2002; Younger, 1997; Watzlaf, 1997).

A pesar de la efectividad demostrada de los “tratamientos activos”, es aceptado ampliamente que el mantenimiento de una planta de tratamiento químico en zonas mineras abandonadas es muy difícil, por lo que ha aumentado el interés por desarrollar opciones efectivas de “tratamiento pasivo”.

Los métodos de “tratamientos pasivos” se basan en el tratamiento "natural" de los lixiviados ácidos y pretenden funcionar con actividades mínimas de mantenimiento, por lo que son de bajo costo y fácil operación (Younger, 1997). Estos métodos se basan en procesos físico-químicos que tienen como objetivo modificar favorablemente ciertas características de las aguas ácidas contaminadas, a través de la neutralización del pH y la retención de EPT. Entre los métodos pasivos que más se han utilizado destacan los humedales aerobios, los humedales anaerobios, los drenajes anóxicos calizos (ALD, Anoxic Limestone Drains), los sistemas sucesivos de producción de alcalinidad (SAPS, Successive Alkalinity Producing Systems) y las barreras reactivas permeables construidas con rocas calizas (López *et al.*, 2002; Johnson *et al.*, 2005; Ziemkiewicz *et al.*, 2000; Wildeman *et al.*, 1993; Younger 1997 y 1998).

Entre los tratamientos pasivos más utilizados están las barreras reactivas permeables con roca caliza, debido a la abundancia natural de este tipo de rocas; pero su utilidad se limita a drenajes ácidos con bajos contenidos de  $\text{Fe}^{3+}$ ,  $\text{Al}^{3+}$  y oxígeno disuelto. Esto debido a que con altas concentraciones de estos componentes, bajo las condiciones de pH neutro, logrado durante el tratamiento, se propicia la precipitación de oxihidroxidos de estos Fe y Al, que forman costras alrededor de las rocas calizas con la subsecuente pasivación de las mismas y la disminución de la permeabilidad de la barrera, produciéndose (después de unos meses) la ineficiencia del sistema (Ulrich, 1999; Hamilton *et al.*, 1999).

En muchas zonas mineras de México han sido reportados problemas ambientales relacionados con la generación de drenaje ácido en los depósitos de residuos mineros y obras mineras abandonadas (Méndez y Armienta, 2003; Ongley *et al.*, 2001; Ramos *et al.*, 2004; Romero *et al.*, 2007; Rosas *et al.*, 2009).

Rosas *et al.*, (2009); reportan que los jales acumulados de una mina de hierro, localizada en Colima representan un riesgo para el ambiente, ya que son generadores potenciales de drenaje ácido, por lo cual se seleccionó esta zona para realizar la presente investigación que tiene como objetivo principal la evaluación de la eficiencia de diferentes tipos de rocas para el tratamiento pasivo del drenaje ácido que se genera en esta presa de jales. De acuerdo al mapa geológico en la zona de estudio (SGM, 2010), afloran diferentes tipos de rocas como caliza, lutita- calcárea que pueden ser utilizadas para cumplir con el objetivo de este trabajo.

En distintos trabajos ha sido ampliamente reportado que la roca caliza es uno de los materiales más eficientes para la neutralización del DAM (Simon *et al.*, 2005; Santomartino y Webb, 2007); otro tipo de rocas menos estudiadas pero que se ha reportado su eficiencia para el tratamiento del DAM en Taxco, Guerrero; es la lutita-calcárea (Romero *et al.*, 2010). El uso de las calizas y lutitas-calcáreas que afloran en los alrededores de la presa de jales de la mina de hierro en Colima, puede ser una excelente opción para el manejo y control del drenaje ácido que actualmente se produce en esta presa.

# I. ASPECTOS GEOGRÁFICOS Y GEOLÓGICOS- MINEROS DE LA REGIÓN DONDE SE LOCALIZA EL ÁREA DE ESTUDIO.

## 1.1 UBICACIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO: PRESA DE JALES DE UNA MINA DE HIERRO EN MINATITLÁN, COLIMA.

Los jales de estudio se ubican dentro de un distrito minero de hierro, que se localiza en la porción noroccidental del estado de Colima, dentro de el municipio de Minatitlan; dista 7 kilómetros de la población de Minatitlán y 64 kilómetros de la ciudad de Colima; limita al sur con los municipios de Manzanillo y Coquimatlán; al oriente con Villa de Álvarez y Comala; y al poniente con el Estado de Jalisco (figura 1).

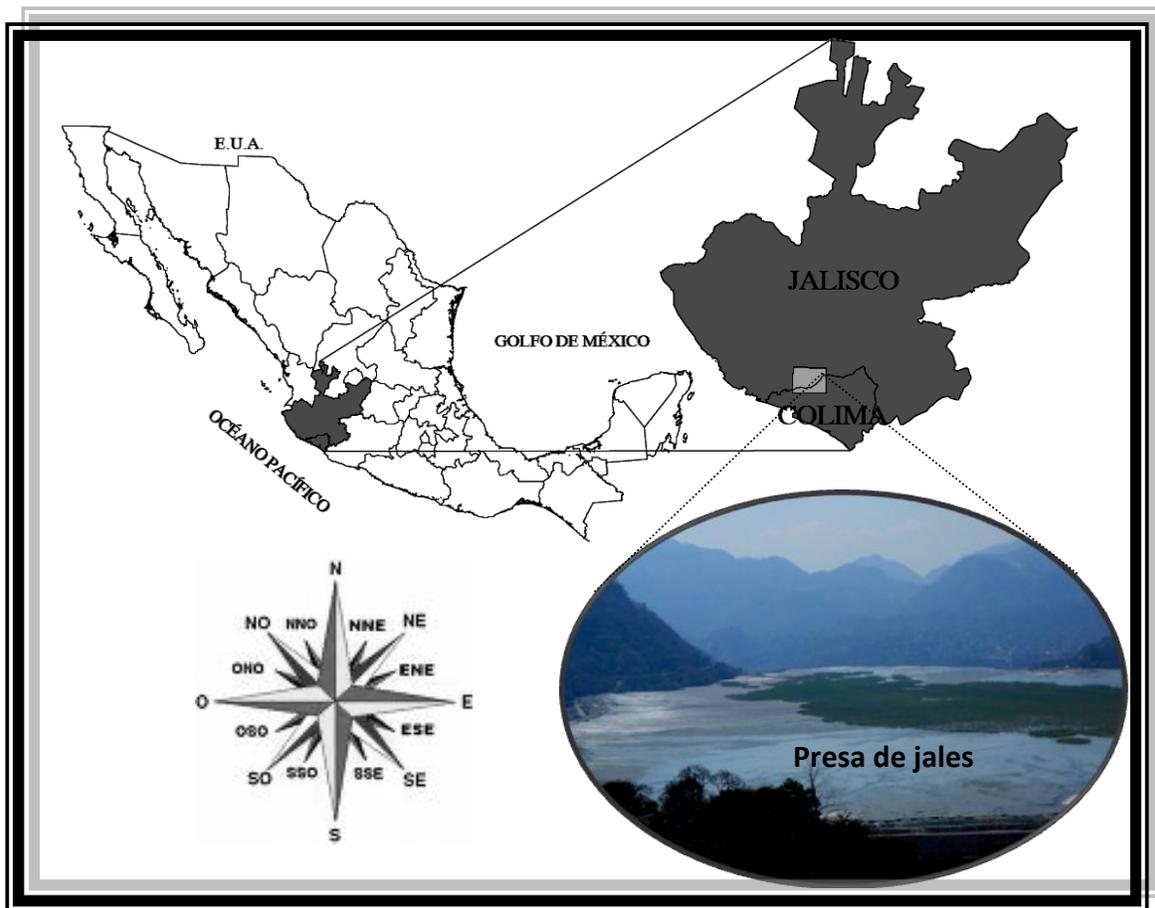


Figura 1. Ubicación geográfica de la presa de jales

## **1.2 VÍAS DE COMUNICACIÓN**

La carretera federal Manzanillo-Minatitlán, que cruza al municipio de sur a norte, y la carretera Minatitlán-Villa de Álvarez-Colima, representan las principales comunicaciones terrestres que enlazan a Minatitlán con Manzanillo y Colima. Con las demás localidades hay comunicación por medio de brechas y caminos rurales. Asimismo, en el municipio existe una aeropista (Zermeño, 2005).

## **1.3 HISTORIA MINERA DE LA REGION**

Este yacimiento de hierro era conocido desde tiempos de la colonia por los indígenas pobladores de la zona (Guzmán, 1973).

En el año de 1939, el Dr. Jenaro González Reina realizó las primeras investigaciones geográficas en la región.

Posteriormente en los años de 1956 y 1957 la compañía Impulsora de Industrias Básicas S.A; realizó estudios geológicos y perforaciones en los cuerpos de hierro del yacimiento.

De 1959 a 1965 el Consejo de Recursos Minerales (hoy Servicio Geológico Mexicano) realizó estudios geológicos, magnetométricos para evaluar el potencial del yacimiento y sus alrededores.

En 1967 se fundo la compañía minera e inicio el desarrollo e instalación de su mina y planta en 1972, empezando sus actividades de explotación y beneficio en 1975 e ininterrumpidamente hasta el día de hoy (CRM, 1994).

## **1.4 FISIOGRAFÍA**

La zona de estudio se ubica al Norte de la Provincia Fisiográfica denominada: Sierra Madre del Sur. Esta Provincia se caracteriza por tener un relieve variado que incluye Sierras, Valles y Llanuras Costeras. Las Sierras están ampliamente distribuidas en toda la Provincia y alcanzan elevaciones desde 500 metros sobre el nivel del mar (msnm), en la porción Centro-Occidental hasta más de 2,400 msnm, en la Nor-Occidental. Los Valles se encuentran en las partes bajas de las cuencas son

estrechos, las llanuras están diseminadas en la faja Costera separadas por cadenas montañosas que desde las Sierras se extienden hasta el Litoral (CNA, 2002).

## 1.5 CLIMA

En la mayor parte del municipio predomina el clima cálido subhúmedo, con lluvias en verano principalmente. La temperatura media anual asciende a 23.1°C, siendo el periodo más cálido el comprendido entre mayo y septiembre (Fig. 2). La precipitación pluvial es de 1,523.8 milímetros anuales, siendo los meses más lluviosos julio y agosto y (Fig. 3)

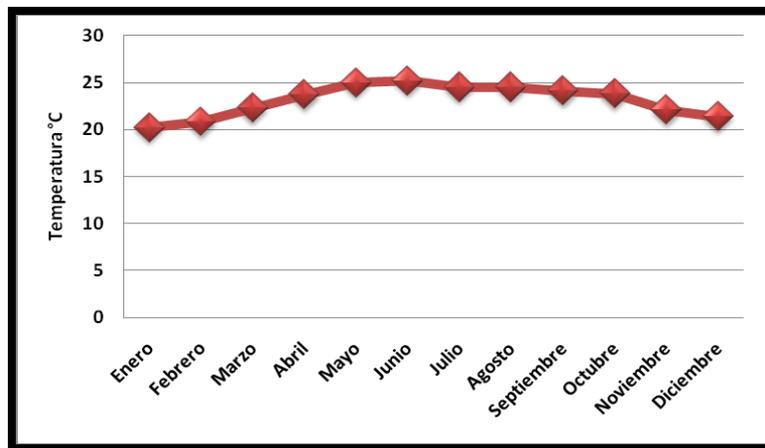


Figura 2. Temperatura media mensual para Minatitlán de 1977 a 2000. (CNA, 2010)

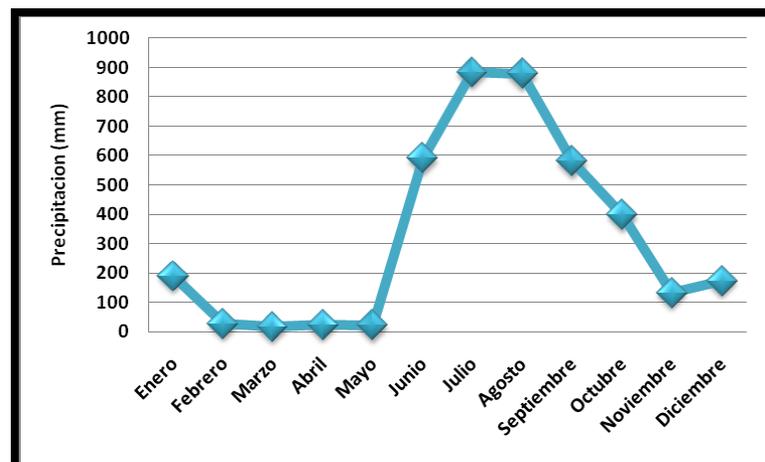


Figura 3. Precipitación media anual para Minatitlán de 1977 a 2000. (CNA, 2010)

## **1.6 ASPECTOS GEOLÓGICOS**

### **1.6.1 Geología Local**

La geología de la zona esta constituida por un paquete volcano-sedimentario compuesto por sedimentos pelitico-calcareos del cretácico inferior, el cual actúa como roca encajonante de los cuerpos de mineral de hierro intercalados con material volcánico. Toda la secuencia volcano-sedimentaria fue intrusionada por un cuerpo ígneo de tipo diorítico. A continuación se describe brevemente cada una de las formaciones que constituyen la geología de la zona:

#### ***Formación Tecalitlan***

La unidad más antigua es la Formación Tecalitlán (KbapA-BvA) de edad Barremiano- Aptiano constituida en la base, por esquistos de biotita, la mayor parte de la unidad consiste de derrames, aglomerados, tobas y brechas de composición andesítica a dacítica, infrayace concordantemente a la Formación Tepalcatepec Inferior (SGM, 2010).

#### ***Formación Tepalcatepec***

La Formación Tepalcatepec Inferior (KapaCz- Lu) de edad Aptiano-Albiano, la cual está constituida en su base por una alternancia de calizas arcillosas, escasos horizontes fosilíferos y lutitas, en la cima por limolitas, con intercalaciones de andesita. También del Aptiano-Albiano se tiene la Formación Tepalcatepec Superior (KapaTA-TDa) constituida en la base por aglomerados y derrames andesíticos, en la parte media predominan las tobas y brechas de composición dacítica-andesítica y algunas intercalaciones de lentes de calizas arrecifales, en la cima se tienen brechas volcánicas, asociadas a tobas dacíticas, tobas riolíticas y areniscas epiclásticas, variando a tobas riolíticas pseudoestratificadas (SGM, 2010).

Cubriendo concordantemente tanto a la Formación Tepalcatepec Superior se tiene al miembro Ixtapa Calcáreo (KaceCz) del Albiano- Cenomaniano constituido por calizas masivas con horizontes fosilíferos (SGM, 2010).

### ***Formación Cerro de la Vieja***

Cubriendo discordantemente a las formaciones Tepalcatepec Inferior y Tepalcatepec Superior se tiene a la Formación Cerro de la Vieja (KtcoCgp-Ar) de edad Turoniano-Coniaciano, constituida en su base por conglomerados pasando gradualmente a horizontes arenosos limolíticos (SGM, 2010).

### ***Conglomerado polimictico***

Sobreyaciendo discordante e indistintamente a las unidades anteriores se tiene un conglomerado polimictico (QptCgp) semiconsolidado con fragmentos subangulosos a redondeados de roca de diferente composición, alternados con arenas de diferente granulometría, se le asignó una edad de Pleistoceno (SGM, 2010).

### ***Aluvión***

Finalmente en los lechos de los ríos y arroyos se tiene aluvión (Qhoal) constituido por gravas, arenas y limos (SGM, 2010).

### ***Rocas Intrusivas***

Las rocas intrusivas de la región están asociadas a cuerpos granodioríticos con variaciones a diorita y microgranito (TpaGd-D) que constituyen el Batolito de Manzanillo con edades isotópicas entre 72 a 63.5 Ma, que la ubican dentro del rango Paleoceno, así como cuerpos más jóvenes de composición granítica con ligeras variaciones a diorita (To(?)Gr) del Oligoceno (SGM, 2010).

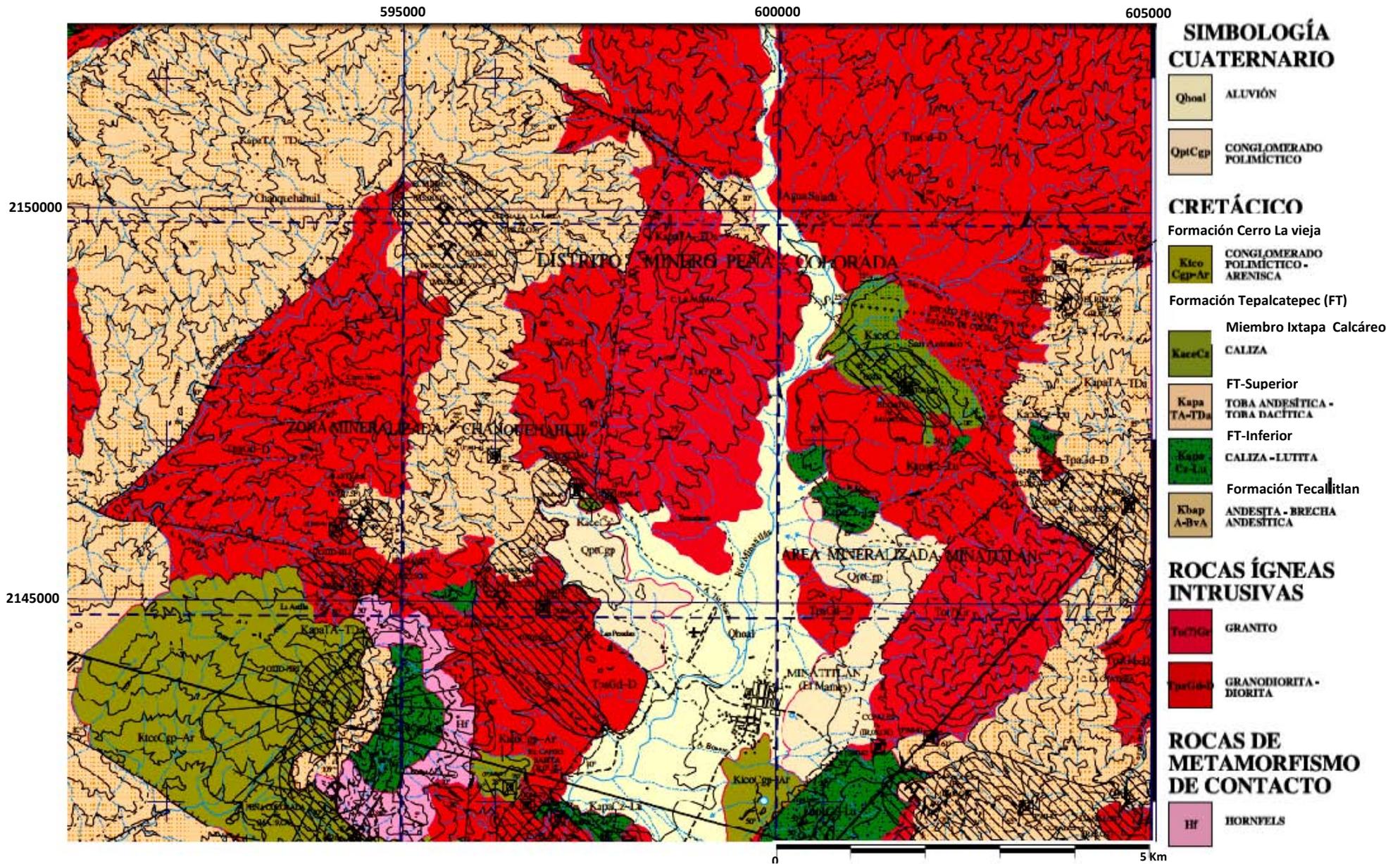


Figura 4. Mapa Geológico de la zona de estudio y sus alrededores, tomado de la carta geológica minera Minatitlán E-13-B33. Escala 1:50 000 (SGM, 2010).

## 1.6.2 Geología estructural

Las estructuras más importantes, localizadas en la zona son fallas normales y laterales conformando un sistema con dos direcciones NE-SW, NW-SE y algunas menos comunes de dirección N-S.

Las estructuras más consistentes corresponden a las de orientación NE-SW, las cuales generalmente son normales y algunas con componente lateral.

Las estructuras de orientación NW-SE son también de tipo normal y algunas de ellas con componente lateral. De las estructuras de orientación N-S la más importante es la falla Ayotitlán, de tipo normal con rumbo general S-W e inclinación de 55° al W y es interrumpida por la falla El Mamey (SGM, 2010).

## 1.6.3 Yacimientos Minerales

El yacimiento de hierro localizado en la zona esta constituido por tres tipos de mineralización característicos:

(1) Un cuerpo superior masivo de magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), de hasta 20 metros de espesor y más de 1000 m de continuidad lateral, subconcordante con la estratificación de la roca encajonante (flujos de andesita y calizas), mineralógicamente el cuerpo principal en esta zona esta dominado por magnetita (>85%) y en menor proporción por marmatita ( $\text{ZnFeS}$ ), hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), piroxeno ( $\text{Fe}_2\text{Mg}_2\text{Si}_2\text{O}_6$ ), clorita ( $\text{Mg}_5\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_8$ ), apatita ( $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)$ ) y carbonatos ( $\text{CaCO}_3$ ). La pirita ( $\text{FeS}_2$ ) es el principal sulfuro y se presenta en cristales diseminados en la masa de magnetita, la calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) es escasa y esta asociada a la pirita.

(2) Un cuerpo con magnetita diseminada, también subconcordante con la estratificación, situado por bajo del anterior y de un espesor de hasta 150m, constituido por alternancias rítmicas de pirita-magnetita-piroxeno junto con cristales de feldespato potásico.

(3) Una brecha polimíctica, con evidencias de fracturación, que corta a toda la serie estratigráfica local, su estructura, morfología y mineralogía varían de forma constante a lo largo de su desarrollo en vertical (Tritlla *et al.*, 2003).

En los cuerpos mineralizados se han identificado minerales hipogénicos como la magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), pirita ( $\text{FeS}_2$ ), pirrotita ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}_2$ ), calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ); y minerales supergénicos como la hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), calcedonia ( $\text{SiO}_2$ ) y especularita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). La ganga está compuesta por cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), granate ( $\text{Fe}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$ ), clorita ( $(\text{Mg,Fe,Al})_6(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$ ), epidota ( $\text{Ca}_2\text{Al}_2.4\text{Fe}_{0.6}\text{Si}_3\text{O}_{13}$ ), calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) y pirrotita ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}_2$ ). (SGM, 2010).

## **1.7 HIDROLOGÍA**

### **1.7.1 Hidrología superficial**

La zona de estudio se localiza en la región hidrológica denominada "Costa de Jalisco", que se concreta a dos sistemas: uno es el Río Minatitlán de corriente perenne, que nace en la falda este del Cerro del Zapote, de donde parte hacia el sur para desembocar en el Océano Pacífico. Los principales afluentes del río son los arroyos: Las Truchas, Los Cuates, El Gato, Copales, Las Pesadas y El Limoncito. El otro sistema lo forma el arroyo del Cañón, que posteriormente se une al San Palmar para desembocar en el Río Armería; ambos afluentes tienen su corriente de norte a sur en el municipio (CNA, 2002).

### **1.7.2 Hidrología subterránea**

De manera regional el Acuífero es de tipo libre, lo constituyen depósitos aluviales formados por mezclas de gravas y arenas en espesores que varían de 10 a 50m. Este acuífero se constituye a partir de que en la estribación Sur de la Sierra de Minatitlán nace el Río Minatitlán- Marabasco el cual 8 km aguas abajo cruza el Valle denominado Minatitlán, en el que toda el agua que llueve escurre hacia el centro incrementando el volumen de este; esto dentro de depósitos aluviales y fluviales (de gran permeabilidad) poco consolidados (GEOEX, 1996).

Las principales recargas provienen del Río Minatitlán y de sus afluentes; también recibe recarga de la precipitación pluvial directa. Su descarga se efectúa por salida de flujo de agua subterránea y extracción por bombeo de agua subterránea, (GEOEX, 1996).

Las configuraciones piezométricas proporcionan valiosa información acerca de la circulación del agua en el subsuelo. El agua ingresa a los acuíferos en las áreas de recarga – flancos montañosas, abanicos aluviales y cauces de corrientes, localizadas en las partes altas de valles y planicies; y transita hacia las áreas de descarga bajo el control de la geología subterránea (CNA, 2002).

Actualmente, la recarga, la descarga natural y el bombeo, provocan la oscilación continua de los niveles de agua. En general, estos descienden en los periodos de estiaje y ascienden durante las temporadas de lluvia. Se encuentran en su posición más baja en los meses de abril a mayo y en su posición más alta en los de octubre a noviembre. La magnitud de las oscilaciones es de varios metros, registrándose las mayores en las áreas de recarga y de bombeo, especialmente en aquellas donde el acuífero tienen baja capacidad de almacenamiento y de regulación (CNA, 2002).

## II. REVISION DOCUMENTAL

### 2.1 YACIMIENTOS MINERALES EN MEXICO

México es un país con abundantes recursos minerales (Figura 5), lo que ha marcado su tradición minera. Entre los principales tipos de yacimientos que se han explotado están: yacimientos epitermales (Taxco, Guanajuato, Pachuca, Zacatecas, Santa Bárbara, etc.), yacimientos tipo skarn (Charcas, Zimapán, La Paz, Concepción del Oro, etc), yacimientos del tipo sulfuros masivos vulcanogénicos (Tizapa, Rey de Plata, etc), yacimientos tipo pórfido cuprífero (La Caridad, Cananea, etc) y yacimientos de hierro (Cerro del Mercado, La Perla, Peña Colorada, El Encino, Aquila, etc).

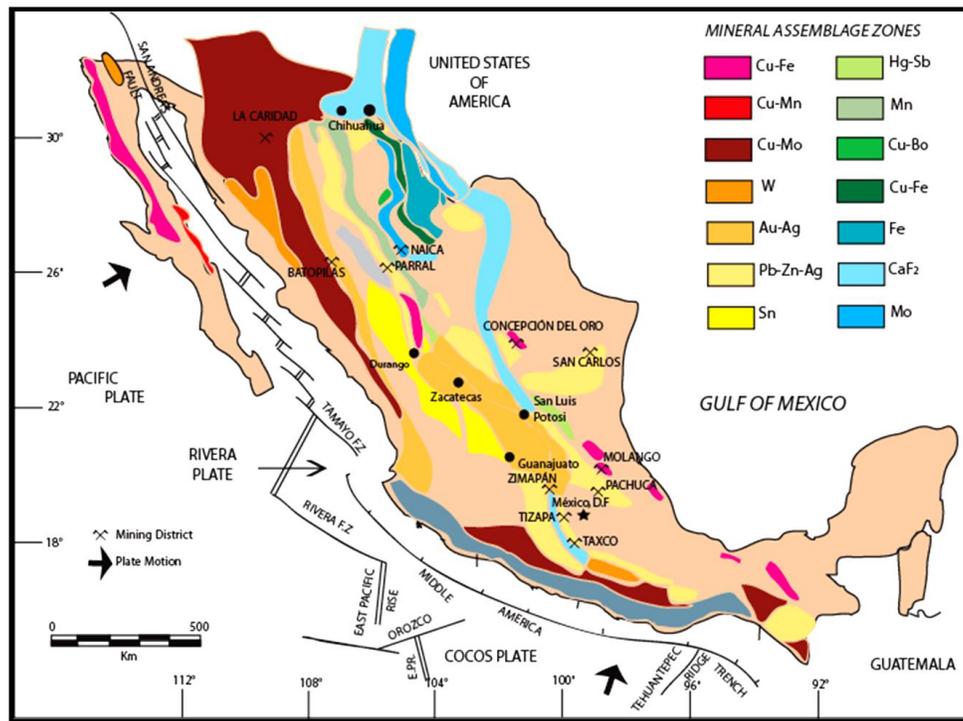


Figura 5. Distribución de las franjas mineralizadas en México (Clark *et al.*, 1982).

#### 2.1.1 Yacimientos de Hierro en México

En México, los depósitos de hierro se distribuyen en dos cinturones mineralizados principales: (1) el cinturón de hierro del NE del país que comprende a los depósitos de La Perla, Chihuahua; Cerro de Mercado, Durango y Hércules en

Coahuila. (2) el cinturón de hierro del SW del país que es paralelo a la margen del pacifico, que incluye los depósitos de Fe de Aquila, El encino, Cerro Náhuatl y Peña Colorada. (Figura 6) (Tritlla *et al.*, 2003; Corona, 2004).

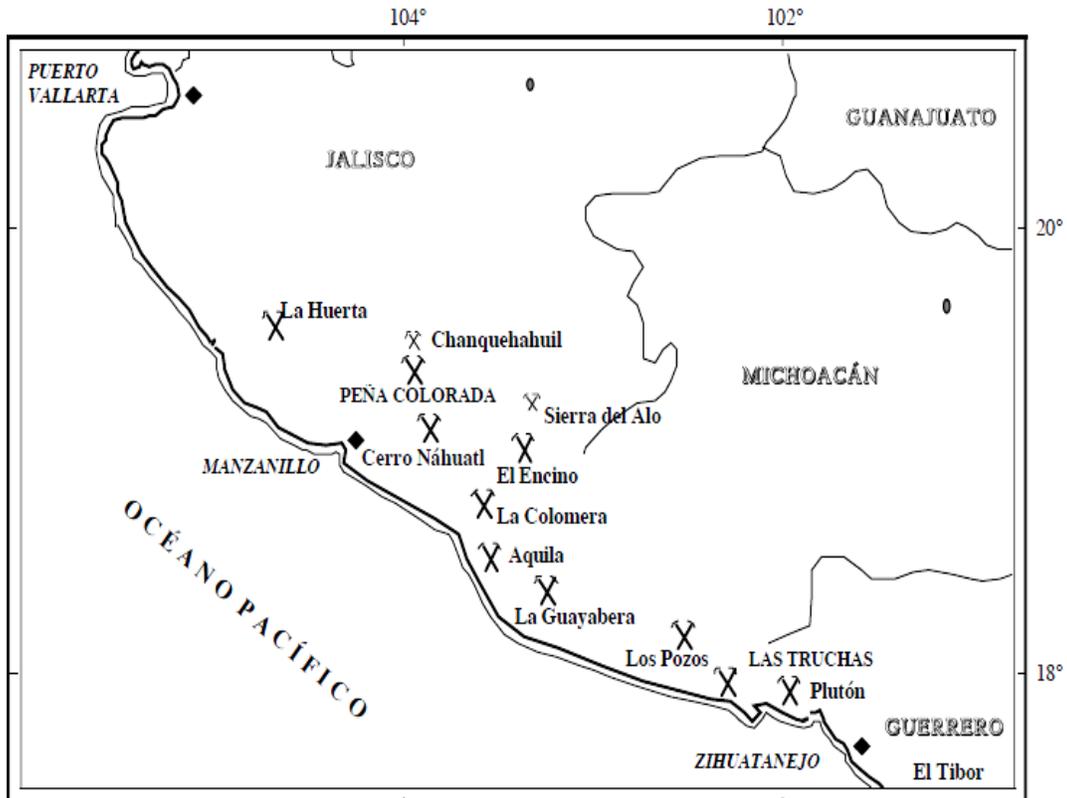


Figura 6. Yacimientos de hierro en la franja paralela a la costa pacífica en México (Tritlla *et al.*, 2003)

En cuanto a su génesis se concluye que ambos grupos se originan a partir de la evolución de un magma de mena de hierro con un alto contenido en volátiles (P, F, Cl), los cuales al disminuir el punto de fusión y densidad, permiten una mayor movilidad y un emplazamiento como cuerpos intrusivos y extrusivos; éste es el caso de Cerro Mercado, Durango; La Perla, Chihuahua; así como Peña Colorada, El Encino y Aquila (Tritlla *et al.*, 2003; Corona, 2004).

Otro tipo de yacimientos de hierro, sin importancia económica actual en México, son los sedimentarios bandeados asociados a vulcanismo submarino, como La Prosperidad en Baja California Norte; y La Huesca en Michoacán (Tritlla *et al.*, 2003; Corona, 2004).

## **2.2 RESIDUOS MINEROS (JALES)**

### **2.2.1 Generación de jales**

En los diferentes tipos de yacimientos ocurren tanto los minerales económicos como los no económicos y con el fin de separarlos son sometidos a diferentes procesos físicos y químicos. El avance de la tecnología en la industria minera mundial, propició la introducción en México de procesos de beneficio como la flotación y la cianuración a inicios del siglo XX, lo que ha permitido explotar mayores volúmenes de mineral con valor comercial, a la vez que propició la generación de mayor cantidad de residuos, entre los que destacan los denominados “jales”, que son los materiales de granulometría variada (arenas, limos) que contienen a los minerales sin valor económico que se separan de los que tienen valor comercial.

### **2.2.2 Problemática ambiental asociada a los jales**

a) Jales que provienen de la explotación de yacimientos de sulfuros metálicos

Los jales de procesos de concentración de yacimientos que contienen sulfuros metálicos, generalmente contienen cantidades residuales de pirita ( $\text{FeS}_2$ ), pirrotita ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ ), galena ( $\text{PbS}$ ), esfalerita ( $\text{ZnS}$ ), calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) y arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) que son fuente de Elementos Potencialmente Tóxicos (EPT) como el As, Cd, Pb, Cu, Zn, Fe, etc. (Romero *et al.*, 2007). Los sulfuros metálicos en los jales se pueden oxidar por la acción del aire y al agua y generar drenaje ácido de mina.

El principal problema ambiental de este tipo de jales se relaciona con la dispersión de los mismos hacia su entorno, debido a su contenido de EPT. En las zonas lluviosas, esta problemática ambiental está relacionada con la generación de drenaje ácido y su dispersión a través de los escurrimientos superficiales (dispersión hídrica); mientras que en las zonas áridas se relaciona con la dispersión provocada por el viento (dispersión eólica).

El drenaje ácido producido en los jales que provienen de yacimientos de sulfuros metálicos se caracteriza por tener valores bajos de pH y, por lo general, altas concentraciones de sulfatos y EPT disueltos (Johnson *et al.*, 2000; Lin, 1997; Moncour *et al.*, 2005; Roussel *et al.*, 2000) que al transportarse, pueden convertirse en un problema ambiental severo al contaminar suelos, sedimentos, aguas superficiales y subterráneas (Armienta *et al.*, 2001; Bain *et al.*, 2000; Jung, 2001).

b) Jales que provienen de la explotación de yacimientos de óxidos de hierro

En cuanto a los jales provenientes de la explotación de yacimientos de hierro (magnetita) existen pocos estudios sobre la evaluación ambiental. Rosas, *et al.*, 2009 reportan que los jales en una mina de hierro (magnetita) se caracterizan por tener bajas concentraciones totales de EPT; pero que pueden ser generadores de drenaje ácido, debido a la presencia de pirita ( $\text{FeS}_2$ ) en el yacimiento de magnetita y que es desechada a la presa de jales.

El drenaje ácido se genera por la oxidación de la pirita ( $\text{FeS}_2$ ), que ocurre debido a la interacción de este mineral con los agentes del intemperismo (aire y agua o atmósfera húmeda). Cuando ocurre la oxidación de los sulfuros metálicos, los jales presentan una coloración amarilla, café o roja.

Sin embargo, no siempre la oxidación de la pirita produce drenaje ácido, ya que la tendencia de los jales para generarlo es una función del balance entre los minerales productores de ácido (pirita) y los minerales con capacidad de neutralización (calcita). En general, cuando la capacidad de neutralización excede al potencial de generación de ácido, se consumirá toda la acidez generada y las soluciones que drenen del depósito de jales tendrán un pH cercano al neutro.

La oxidación es generalmente limitada durante la operación de la presa de jales por lo que los minerales en los jales permanecen visiblemente inalterados y se caracterizan por ser de color gris.

Actualmente no existe una estimación confiable acerca del tonelaje de jales distribuidos en el territorio de la República Mexicana. Ramírez (2001), estima que en México existen poco más de 80 almacenamientos de residuos mineros (presas de jales) en operación localizados en el norte y centro del país. Sin embargo no existe un inventario de la cantidad y situación de las presas de jales inactivas. Históricamente, los jales generados fueron depositados en los alrededores de las minas en sitios topográficamente bajos sin ninguna consideración ambiental, convirtiéndose en focos de potencial contaminación para la región.

Sin embargo, con la publicación de la Norma Oficial Mexicana NOM-141-SEMARNAT-2003<sup>1</sup> el 13 de septiembre de 2004, las empresas mineras están obligadas a depositar sus jales en presas diseñadas para reducir el riesgo para el medio ambiente.

En la actualidad existen zonas mineras en explotación en diversos estados de México tales como: Durango, Zacatecas, San Luis Potosí, Guerrero, Hidalgo, Sonora, Sinaloa, Coahuila, Guanajuato, Baja California, Michoacán, Oaxaca, Nayarit, Querétaro y Chihuahua. En la última década se han realizado distintos estudios para conocer el grado de contaminación asociado a su operación. Por ejemplo en Zimapán, Hidalgo, se han efectuado investigaciones acerca del origen del arsénico en el agua subterránea (Armienta *et al.*, 1997 a y b). En San Luis Potosí se han determinado las concentraciones de As y metales pesados en suelo y vegetales aledaños a depósitos de jales (Castro-Larragoitia *et al.*, 1997). En Baja California Sur se evaluó la potencial contaminación por arsénico de los desechos mineros de minas de oro y plata hacia el agua subterránea (Carrillo y Drever, 1998). En el distrito minero de Guanajuato se ha estudiado la presencia de metales pesados en ríos como resultado de la actividad minera (Ramos, 2004). En Taxco, Guerrero se ha estudiado el fenómeno de drenaje ácido en jales y su impacto en el entorno (Romero *et al.*, 2007). Etc.,

---

<sup>1</sup> Norma Oficial Mexicana que establece el procedimiento para caracterizar los jales, así como las especificaciones y criterios para la caracterización y preparación del sitio, proyecto, construcción, operación y postoperación de presas de jales

### **2.2.3 Geoquímica del Drenaje Ácido de Mina (DAM)**

La geoquímica del DAM es un fenómeno complejo que incluye diversos procesos físicos, químicos y biológicos que juegan un papel importante en la generación de ácido sulfúrico y la liberación, movilidad y retención de los contaminantes. En el trabajo de Nordstrom y Alpers (1999) se presenta una relación exhaustiva de procesos y condiciones específicas que se han estudiado y se ha comprobado que contribuyen en su conjunto en la geoquímica del DAM:

- 1) oxidación de la pirita
- 2) oxidación de otros sulfuros
- 3) oxidación e hidrólisis del hierro disuelto y otros metales
- 4) capacidad neutralizadora del mineral de ganga y la roca encajonante
- 5) capacidad de neutralización de las aguas bicarbonatadas
- 6) disponibilidad de oxígeno
- 7) disponibilidad de agua líquida o en forma vapor
- 8) localización y forma de zonas permeables en relación con las vías de flujo
- 9) variaciones climáticas (diarias, estacionales o episodios de tormentas)
- 10) formación de efluorescencias y su redisolución,
- 11) calentamiento por conducción y radiación del calor generado en diversas reacciones exotérmicas (oxidación de la pirita, disolución de sales solubles y la dilución de un ácido concentrado).
- 12) temperatura
- 13) acción de catálisis de las bacterias
- 15) precipitación y disolución de minerales durante el transporte
- 16) sorción y desorción de metales y metaloides durante el transporte
- 17) fotoreducción del hierro
- 18) formación de complejos orgánicos
- 19) procesos microambientales sobre superficies o entorno a organismos.

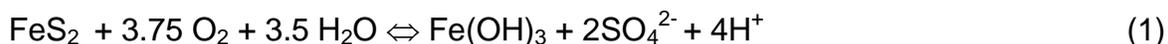
## 2.3 PROCESOS GEOQUÍMICOS IDENTIFICADOS EN LAS PRESAS DE JALES

### 2.3.1 Oxidación de sulfuros metálicos

Los sulfuros metálicos en los jales se pueden oxidar al estar expuestos a los fenómenos de intemperismo (interacción con oxígeno y agua). Los minerales se oxidan con mayor dificultad que los compuestos amorfos y los más importantes asociados a la generación de acidez son la pirita y pirrotita.

Diferentes autores han reportado las reacciones de oxidación de los principales sulfuros metálicos que se encuentran en los jales (Faure, 1980; Bain, *et al.* 2000; Jennings, *et al.*, 2000; Armienta, *et al.*, 2001; Costello, 2003). A continuación se presentan las reacciones de oxidación de algunos sulfuros metálicos:

Pirita ( $\text{FeS}_2$ )



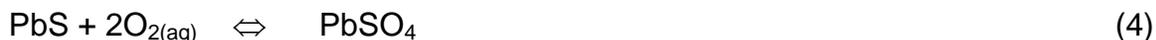
Pirrotita ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ )



Arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ )



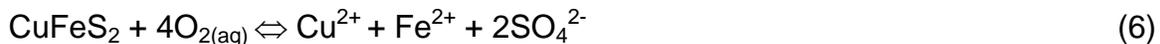
Galena ( $\text{PbS}$ )



Esfalerita ( $\text{ZnS}$ )



Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ )



La problemática ambiental derivada de la oxidación de los sulfuros metálicos, en los jales, está asociada a la generación de acidez, lo que favorece la liberación al ambiente de sulfatos ( $\text{SO}_4^{2-}$ ), arseniatos ( $\text{H}_n\text{AsO}_4^{3-n}$ ) y de los principales metales pesados ( $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Pb}^{2+}$ ,  $\text{Zn}^{2+}$  y  $\text{Cd}^{2+}$ ), que forman parte de la composición de los mismos sulfuros metálicos. Así mismo, bajo condiciones ácidas se favorece la disolución de otros minerales, presentes en los jales, como los carbonatos y los aluminosilicatos, lo que es la explicación de altas concentraciones de Al, Si, Ca, Na, K en el drenaje ácido de mina que se forma en los jales.

### **2.3.2 Neutralización del drenaje ácido de mina**

La oxidación de los sulfuros metálicos, en los jales, no siempre genera drenaje ácido de mina (DAM), ya que la tendencia de los jales para generar DAM es una función del balance entre los minerales productores potenciales de ácido (sulfuros) y los minerales consumidores potenciales de ácido (carbonatos, hidróxidos y aluminosilicatos).

El proceso mediante el cual se consume ácido se denomina "neutralización". En general, cuando la capacidad consumidora de ácido en los jales (potencial de neutralización) excede al potencial de generación de ácido, se consumirán todos los protones y el agua que drene del depósito tendrá un pH cercano al neutro. (Jambor, 1994).

De acuerdo con Jambor (1994), cuando los  $\text{H}^+$  son liberados por la oxidación de sulfuros, en contacto con carbonatos, hidróxidos y otras minerales con potencial de neutralización, se propician reacciones que consumen acidez. Los principales mecanismos de las reacciones de acido- neutralización, en los jales son:

#### ***A) Disolución de minerales del grupo de carbonatos***

La disolución de minerales del grupo de los carbonatos ( $\text{CaCO}_3$ ,  $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ ,  $\text{FeCO}_3$ ) libera cationes alcalinos y metálicos como Ca, Mg y Fe. Bajo las condiciones neutras o alcalinas, los cationes liberados tienden a precipitar como

minerales secundarios (sulfatos, carbonatos, hidróxidos), que posteriormente pueden disolverse y contribuir a la neutralización del drenaje ácido formado en los jales (Jambor, 1994; Dold, 2002).

Las reacciones que involucran la disolución de carbonatos en los jales pueden mantener las condiciones de pH cercanas a las neutras y limitar la movilidad de los EPT.

A continuación se describe el proceso de neutralización de la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ):



La disolución de la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ) consume la acidez ( $\text{H}^+$ ) liberada por la oxidación de la pirita y produce la liberación de  $\text{Ca}^{2+}$ , que en presencia de los sulfatos ( $\text{SO}_4^{2-}$ ), también liberados por la oxidación de la pirita, deriva en la precipitación del yeso ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ) a través de la siguiente reacción:



La disolución de la calcita se efectúa rápidamente; manteniendo condiciones de pH ente 6.5 y 7.5. Esta disolución incrementa la cantidad de carbonatos en solución (Jambor, 1994; Dold, 2002).

El orden propuesto por Jambor (1994) para la disolución de los carbonatos dentro de una presa de jales, es el siguiente:

Calcita>Dolomita>Ankerita >Siderita

### ***B) Disolución de Hidróxidos***

Los productos de las reacciones de oxidación y disolución de minerales, con el incremento del pH, producto de la neutralización, tienden a precipitar en forma de oxihidróxidos metálicos como: gibbsita, ferrihidrita, goethita o schwermanita (Jambor 1994; Dold 2002).





## 2.4 MÉTODOS PARA EL TRATAMIENTO DEL DRENAJE ÁCIDO DE MINA

Considerando que el drenaje ácido de mina (DAM) es un problema ambiental que representa un riesgo para los ecosistemas en las zonas mineras y sus alrededores; se han desarrollado una gran variedad de tratamientos para su manejo y control, entre los que destacan los denominados “tratamientos activos” y “tratamientos pasivos”.

### 2.4.1 Métodos de tratamiento activo

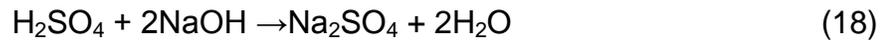
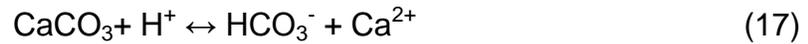
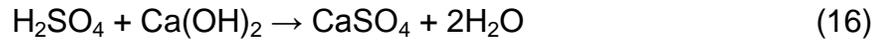
La tecnología ha demostrado que los “tratamientos activos” son procesos de neutralización química mediante el uso de reactivos básicos, donde se elimina la acidez de la solución mediante neutralización, lo que promueve la precipitación de los metales pesados en la forma de óxidos, hidróxidos o carbonatos; y los metaloides como el arsénico se retienen en superficies de oxihidróxidos de Fe, Al, etc., vía procesos de sorción (Coulton *et al.*, 2003).

La aplicación de los “tratamientos activos” involucra un alto costo de los reactivos alcalinos que se deben utilizar, así como un diseño de las instalaciones que deberá tomar en cuenta que el proceso de generación de drenaje ácido puede durar décadas y a veces hasta siglos.

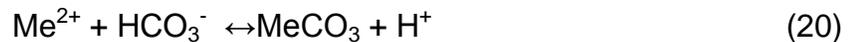
Entre los reactivos químicos básicos empleados en los tratamientos activos se encuentran el óxido de calcio (CaO), hidróxido de calcio (Ca(OH)<sub>2</sub>), carbonato de calcio (CaCO<sub>3</sub>), carbonato de sodio (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>), hidróxido de sodio (NaOH), óxido de magnesio (MgO) y amoníaco (NH<sub>4</sub>OH) (Johnson, 2000; Boonstra *et al.*, 1999).

Las reacciones de neutralización ocurren por el consumo de la acidez al disolverse el compuesto químico, pero produciendo un compuesto sólido secundario, que debe ser debidamente manejado. En el caso de la reacción del ácido sulfúrico,

característico del DAM y los reactivos alcalinos más usados, la reacción de neutralización ocurre de acuerdo a las siguientes reacciones:

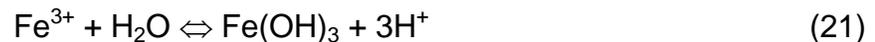


Independientemente del reactivo utilizado, las condiciones neutras y básicas que derivan de las reacciones de neutralización, propician las reacciones de precipitación de los metales pesados como hidróxidos o carbonatos, de acuerdo a las siguientes ecuaciones:



Donde  $\text{Me}^{2+}$  representa un catión divalente.

En el caso de los cationes trivalentes como el  $\text{Fe}^{3+}$ , que es uno de los mayores componentes del drenaje ácido de mina, su precipitación se da a través de la siguiente reacción de hidrólisis a valores de pH mayores a 3.5



Es importante hacer notar que la precipitación de  $\text{Fe}^{3+}$  implica la liberación de protones, lo que significa mayor gasto de reactivos alcalinos para el consumo de los protones producidos durante el tratamientos del DAM.

A pesar de la efectividad demostrada de los tratamientos activos, es aceptado ampliamente, que el mantenimiento de una planta de tratamiento químico en zonas mineras abandonadas es muy difícil, por lo que ha aumentado el interés por desarrollar opciones efectivas de tratamiento pasivo.

### **2.4.2 Métodos de tratamiento pasivo**

Los métodos de tratamiento pasivo del drenaje ácido de minas se basan en los mismos procesos físicos y químicos que tienen lugar en los tratamientos activos, pero de manera natural.

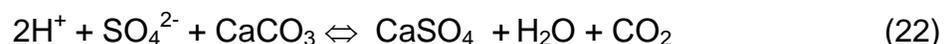
En la literatura se describen los siguientes métodos pasivos para el tratamiento del DAM: humedales aerobios, los humedales anaerobios, los Drenajes Anóxicos Calizos (ALD, Anoxic Limestone Drains), los Sistemas Sucesivos de Producción de Alcalinidad (SAPS, Successive Alkalinity Producing Systems) y las Barreras Reactivas Permeables construidas con Rocas Calizas (López, *et al.*, 2002; Johnson *et al.*, 2005; Ziemkiewicz, *et al.*, 2000; Wildeman, *et al.*, 1993; Younger, 1997 y 1998).

Entre los métodos pasivos que más se han utilizado destacan las barreras geoquímicas construidas con rocas calizas debido a su potencial de neutralización y retención de contaminantes, y los humedales anaerobios.

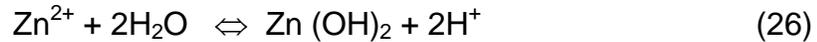
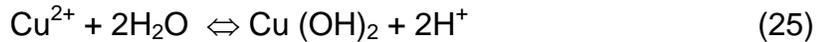
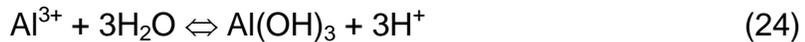
#### **A) Barreras geoquímicas construidas con rocas que tienen un alto potencial de neutralización y retención de contaminantes**

El material más utilizado en las barreras geoquímicas para el tratamiento del drenaje ácido de minas es la roca caliza, que contiene alrededor del 90% de calcita ( $\text{CaCO}_3$ ).

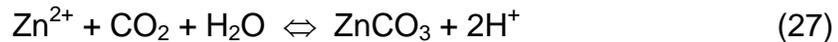
Cuando el lixiviado ácido de mina se hace fluir por estas barreras geoquímicas se lleva a cabo el consumo de acidez debido a la disolución de la calcita (Simon *et al.*, 2005), que a su vez produce la precipitación de yeso o anhidrita ( $\text{CaSO}_4$ ); lo que se visualiza a través de la siguiente reacción:



Bajo las condiciones neutras del lixiviado tratado, se favorece la precipitación de los hidróxidos metálicos con la subsecuente generación de más acidez (Lindsay 1979):



En el caso de que el pH alcanzado en el proceso de neutralización sea mayor de 8, es posible la precipitación de carbonatos como la smithsonita en el caso del Zn:



Los hidróxidos de Fe, precipitados bajo las condiciones neutras alcanzado en el tratamiento pueden eficientemente retener a los contaminantes aniónicos (como los arseniato) y catiónicos (metales pesados) por procesos de sorción

La sorción de los arseniatos ( $\text{As}^{5+}$ ) en las superficies de los oxihidróxidos de Fe ( $\equiv\text{FeOH}$ ) puede ser descrita a través de la siguiente reacción reportada por Wang y Reardon (2001)



La sorción del  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Pb}^{2+}$  y  $\text{Zn}^{2+}$  en las superficies de oxihidróxidos de Fe ( $\equiv\text{FeOH}$ ) puede ser descrita a través de las siguientes reacciones reportadas por Stumm (1992); Appelo y Postma (1993).



Los fenómenos de sorción incluyen la adsorción, la absorción y la coprecipitación. La adsorción indica que los solutos se adhieren a las superficies de sólidos; la absorción en cambio sugiere que los solutos se introducen dentro de las superficies de los sólidos; el intercambio iónico involucra la sustitución de un soluto por otro en la superficie del sólido y la coprecipitación indica la formación de un nuevo compuesto en la superficie de otros sólidos.

Factores que determinan la capacidad de sorción:

a) Punto de Carga Cero (PZC por sus iniciales en inglés)

La sorción de los aniones y cationes en las superficies de los sólidos depende de su carga superficial, que es una función del pH del medio. El pH del valor correspondiente a la “carga cero” es llamado punto isoeléctrico o punto de carga cero “PZC” por sus iniciales en inglés (Parks y De Bruyn, 1962). Cuando el pH del medio es inferior al PZC, los aniones pueden ser retenidos en la superficies de los sólidos vía sorción. Por otro lado los cationes pueden ser retenidos en la superficie de los sólidos cuando el pH del medio es superior al PZC.

b) Área superficial

El área superficial es inversamente proporcional del tamaño de la partícula y determina la magnitud e intensidad de la actividad de las partículas (entre más pequeña es la partícula, mayor será su área superficial y por lo tanto mayor será su actividad) . Todos los minerales pueden actuar como sorbentes, sin embargo los que tengan mayor área superficial sorberán mayor cantidad de solutos disueltos en el agua ya que el tamaño del sólido y su naturaleza determinan su capacidad sorbente. Los minerales que presentan mayor área superficial son las arcillas y los oxi-hidróxidos de Fe, Al y Mn (Appelo y Postma 1993).

La principal desventaja de este método de tratamiento con rocas calizas es que la vida útil de la barrera se ve disminuida debido a la pasivación del agente

neutralizador (calcita) por la formación de costras metálicas y de yeso alrededor de las mismas, que precipitan durante el tratamiento.

## **B) Humedales anaerobios**

De acuerdo a López *et al.*, 2002; en los humedales anaerobios, para favorecer las condiciones anóxicas que se requieren para su correcto funcionamiento, se requiere una lámina de agua > 30 cm, esta lámina cubre un sustrato permeable de un espesor de 30-60 cm formado mayoritariamente por material orgánico (70-90% de estiércol, composta, turba, heno, aserrín, etc.), que está entremezclado o bien dispuesto sobre una capa de caliza (agente neutralizador). La finalidad del sustrato orgánico es eliminar el oxígeno disuelto, reducir el  $Fe^{3+}$  a  $Fe^{2+}$ , y generar alcalinidad mediante procesos químicos o con intervención de microorganismos. Sobre el conjunto de este sustrato se desarrolla la vegetación emergente característica de los humedales, la cual ayuda a estabilizar el sustrato además de aportar materia orgánica adicional.

Estos sistemas operan en permanente inundación, fluyendo parte del agua horizontalmente a través del sustrato orgánico. En éste, se desarrollan bacterias anaerobias sulfo-reductoras (*Desulfovibrio* y *Desulfomaculum*) capaces de utilizar su reacción con la materia orgánica del sustrato ( $CH_2O$ ) y el sulfato disuelto en el DAM como fuente de energía para su metabolismo. Esta reducción bacteriana del sulfato genera ácido sulfhídrico, o azufre elemental, y alcalinidad, mediante las siguientes reacciones:



En el proceso de reducción bacteriana del sulfato en ambiente anóxico también se reduce la acidez mineral potencial debida al hierro y otros metales al precipitar como sulfuros:



El ambiente reductor que impera en el substrato mantiene al hierro en su estado reducido ( $\text{Fe}^{2+}$ ), impidiendo de este modo la formación de hidróxido férrico, muy insoluble al pH neutro alcanzado, evitando la pérdida del rendimiento de la caliza, como fuente generadora de alcalinidad, al no verse recubierta por este precipitado. El  $\text{Fe}^{2+}$  y otros cationes metálicos pueden ser inmovilizados como sulfuros en el ambiente reductor del substrato orgánico.

Los humedales anaerobios al generar alcalinidad admiten drenajes de mina con un  $\text{pH} < 4$ , y el ambiente reductor que impera en el substrato hace admisibles precipitados de  $\text{Fe}^{3+}$  y  $\text{Al}^{3+}$  con oxígeno disuelto.

La principal desventaja de este método de tratamiento pasivo es el requerimiento de grandes superficies de terreno, para lograr el mayor tiempo de retención del lixiviado a tratar en el sistema y permitir la adsorción y el intercambio iónico, así como la oxidación y precipitación de los metales.

### III. METODOLOGÍA

#### 3.1 Muestreo

El muestreo se realizó entre los días 01- 03 de Junio de 2009. La cantidad y ubicación de las muestras se definió con el fin de cumplir con los objetivos propuestos en este trabajo.

##### 3.1.1 Muestreo en la presa de jales

Se tomaron 4 muestras compuestas de jales de color gris (inalterados) y jales de color rojo (oxidados); en el talud y vaso de la presa de jales (tabla 1, Fig. 7 y 8). Cada muestra compuesta se conforma de 5 muestras simples.

En la parte del vaso y talud, donde los jales está oxidados, se tomaron 4 muestras selectivas de costras precipitadas sobre la superficie, denominadas sales eflorescentes (tabla 1, figuras 7 y 8).

Tabla 1. Relación de muestras (jales y sales eflorescentes), ubicación dentro de la presa de jales, así como su ubicación geográfica

Muestra -Descripción	Ubicación en la presa de jales	Coordenadas UTM WGS-84		Clave
		E	N	
Jal gris Talud	Talud oeste	596524	2140149	JG- T
Jal rojo Talud	Talud oeste	596359	2140077	JR-T
Jal gris Vaso	Vaso en la zona centro norte	597003	2140342	JG-V
Jal rojo Vaso	Vaso en la zona centro norte	597022	2140390	JR-V
Sal eflorescente Anaranjada	Vaso en la zona centro norte	597018	2140447	SE-A
Sal eflorescente Roja	Talud oeste	596378	2140011	SE-ROJ
Sal eflorescente Blanca-Anaranjada	Talud oeste	597019	2140452	SE- B-A
Sal eflorescente Rosa	Vaso en la zona centro norte	597013	2140352	SE-ROS

Las muestras de jales oxidados de color rojo se utilizaron para la preparación de lixiviados sintéticos para simular el drenaje ácido de los mismos, utilizando la metodología señalada en la NOM-141-SEMARNAT- 2003 (ver sección 2.2.2 de este documento).

### 3.1.2 Muestreo de rocas en las zonas aledañas a la presa de jales

Se colectaron 9 diferentes tipos de rocas que corresponden a afloramientos y material acumulado en la mina a cielo abierto de la zona de estudio (Figura 7):

“Caliza 1” y “Caliza 2”, que corresponden a bancos de material que se ubican en la mina y están localizados al noroeste de la presa de jales.

“Caliza Lutita A” y “Caliza Lutita B”, que corresponden a unos afloramientos que se ubican en la zona sureste de la presa de jales.

“Terreros 1” y “Terreros 2” de la Mina “La Chula”, que corresponden a bancos de material que se ubican en la mina y al noreste de la presa de jales.

“Conglomerado Rojo” y “Caolín”, que corresponden a afloramientos que se ubican en los alrededores de la presa de jales.

Tabla 2. Localización geográfica de los diferentes tipos de rocas colectadas

DESCRIPCIÓN	Coordenadas UTM WGS-84		CLAVE
	E	N	
CALIZA 1	594310	2143303	C1
CALIZA 2	594108	2143133	C2
CALIZA -LUTITA A	597786	2137811	CL-A
CALIZA- LUTITA B	597929	2138280	CL-B
CAOLIN	597163	2140496	CA
CONGLOMERADO ROJO	596328	2139926	CR
TERRERO "MINA LA CHULA"	593530	2142118	T-LCH
TERRERO 1	593210	2143059	T1
TERRERO 2	592943	2142851	T2

**SIMBOLOGÍA CUATERNARIO**

- Qboal** ALUVIÓN
- QptCgp** CONGLOMERADO POLIMICTICO

**CRETÁCICO**

Formación Cerro La vieja

- Klco Cgp-Ar** CONGLOMERADO POLIMICTICO - ARENISCA

Formación Tepalcatepec (FT)

- KaceCa** Miembro Ixtapa Calcáreo CALIZA
- Kapa TA-TDa** FT-Superior TOBA ANDESITICA - TOBA DACITICA
- Kape Ca-Ls** FT-Inferior CALIZA - LUTITA
- Khap A-BvA** Formación Tecallitlan ANDESITA - BRECHA ANDESITICA

**ROCAS ÍGNEAS INTRUSIVAS**

- To(7)Gr** GRANITO
- TpaGd-b** GRANODIORITA - DIORITA

**ROCAS DE METAMORFISMO DE CONTACTO**

- Hf** HORNFELS

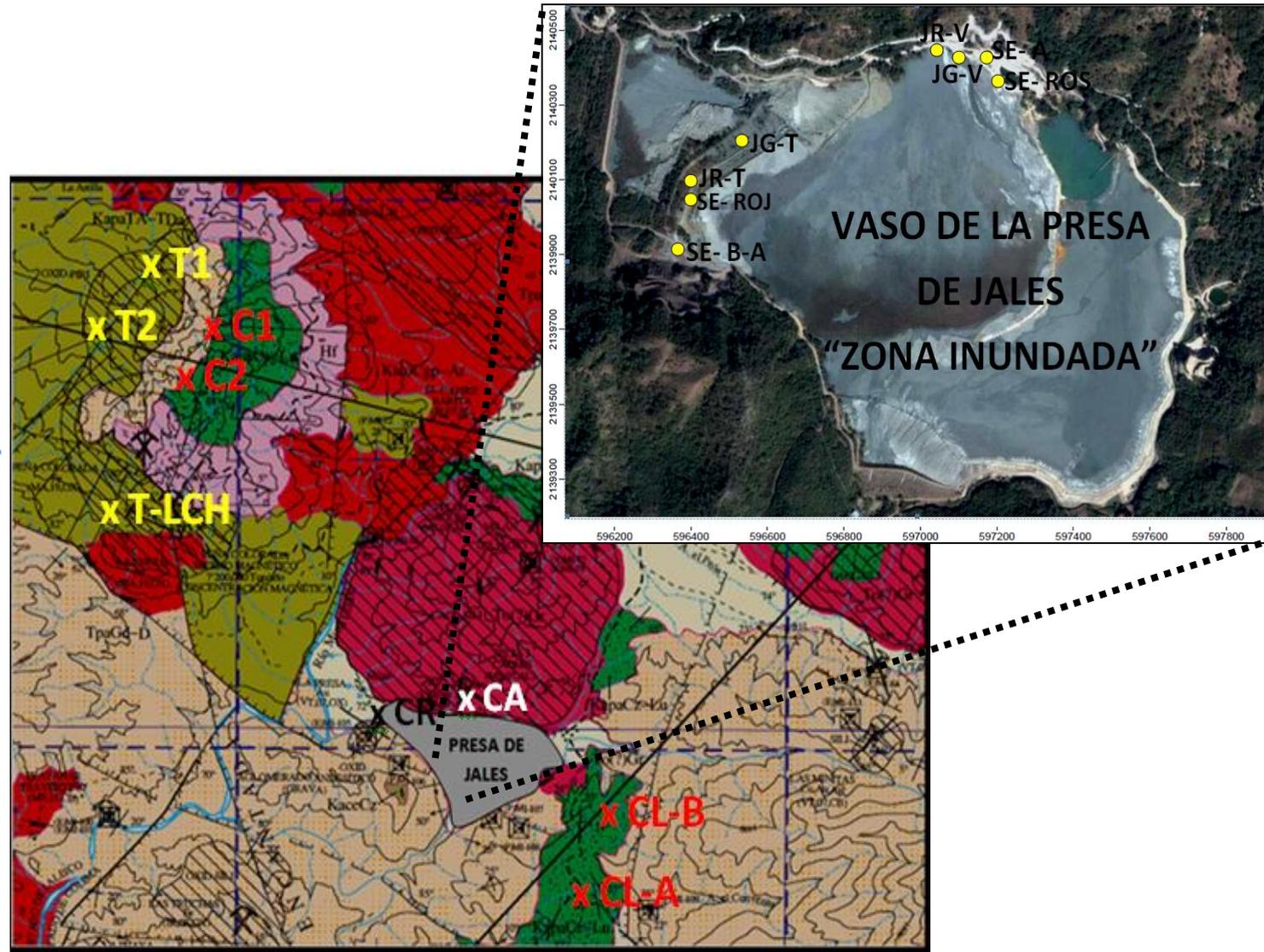


Figura 7. Localización del muestreo en zonas aledañas a la presa de jales y dentro de la misma



Jales grises en el vaso de la presa (JG-V)



Jales grises en el talud de la presa (JG-T)



Jales rojos en el vaso de la presa (JR-V)



Jales rojos en el talud de la presa (JR-T)



Sales eflorescentes en el vaso de la presa



Sales eflorescentes en el talud de la presa

Figura 8. Muestreo de jales y sales eflorescentes en las distintas zonas de la presa de jales



Figura 9. Muestreo de rocas de interés en afloramientos y material acumulado en el tajo de la mina, localizados en sitios aledaños a la presa de jales

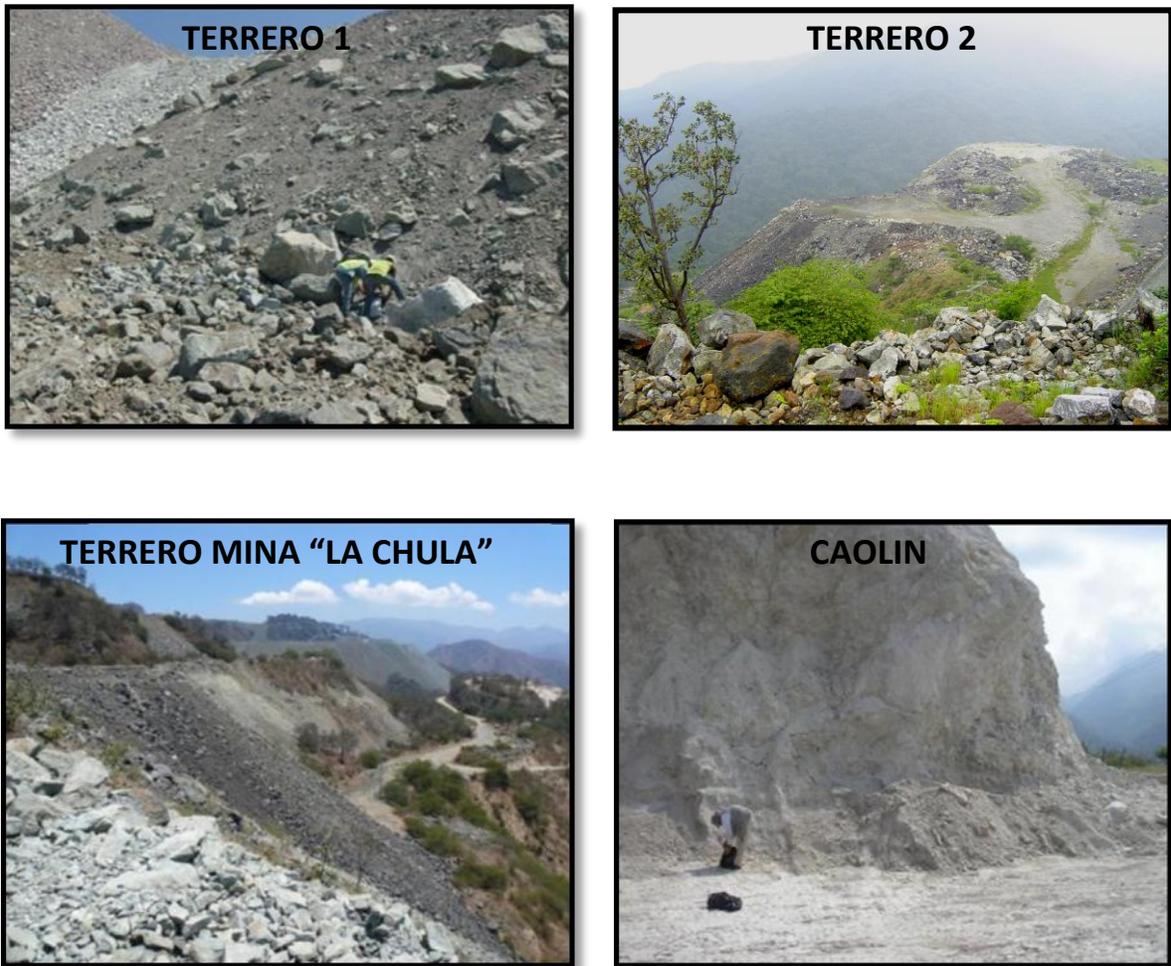


Figura 10. Muestreo de rocas de interés en afloramientos y material acumulado en el tajo de la mina, que se encuentran en sitios aledaños a la presa de jales

### 3.1.3 Muestreo de aguas superficiales fuera de la zona de influencia de los jales

La ubicación de las muestras de agua superficial para determinar los valores de referencia de las aguas superficiales de la zona de estudio se presentan en la figura 11. El objetivo de este muestreo es obtener los valores de referencia de componentes mayores del agua superficial, de la zona de estudio, que sirvan para evaluar la calidad del agua que resulte del tratamiento de los lixiviados ácidos de los jales estudiados.

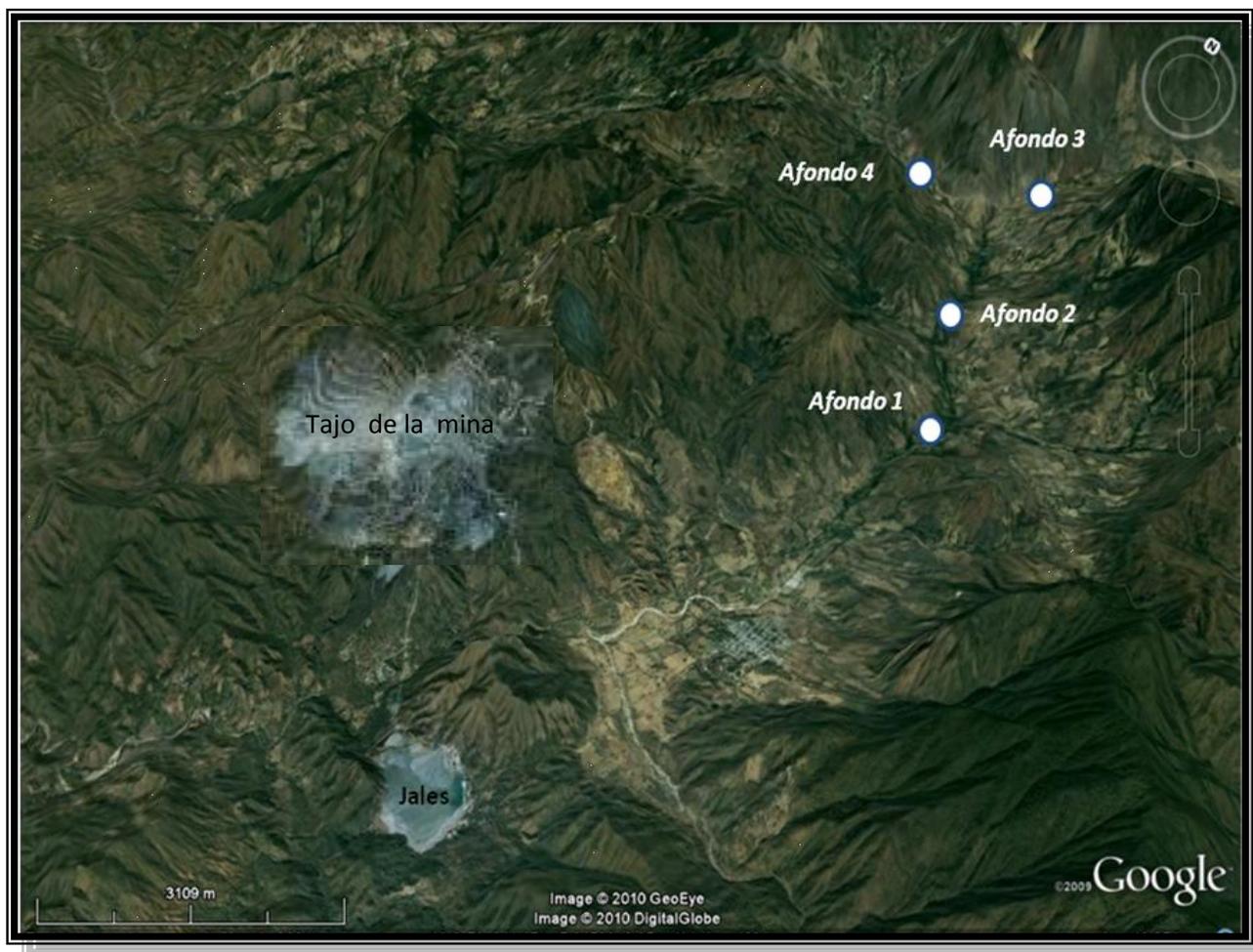


Figura 11. Ubicación de los sitios donde se tomaron muestras de agua superficial para determinar las concentraciones naturales de fondo de los componentes mayores.

### 3. 2 Pruebas y análisis de laboratorio

Las pruebas y análisis de laboratorio se realizaron en los siguientes laboratorios de la Universidad Nacional Autónoma de México: Laboratorio de Análisis Físicos y Químicos del Ambiente (LAFQA) del Instituto de Geografía; Laboratorio de Geoquímica Ambiental, Laboratorio de Difracción de Rayos X y Laboratorio de Edafología Ambiental del Instituto de Geología; Laboratorio de Materiales y Nanotecnología del Centro de Ciencias Aplicadas y Desarrollo Tecnológico (CCADET); Laboratorio de Petrología Universitaria (LUP) del Instituto de Geofísica y Laboratorio de Química Analítica de la Facultad de Química .

### **3.2.1 JALES**

#### **3.2.1.1 Preparación de las muestras**

Las muestras de jales fueron secadas a temperatura ambiente, se disgregaron y tamizaron (malla 10) para eliminar los fragmentos mayores de 2.0 mm, y posteriormente se homogenizaron y cuartearon para obtener una muestra representativa que fue utilizada para su caracterización química- mineralógica y la realización de los distintos experimentos.

#### **3.2.1.2 Parámetros generales (pH, CE)**

Para determinar el pH y la conductividad eléctrica (CE) se prepararon suspensiones de las muestras homogenizadas en una relación sólido-agua de 1:5. En el caso del pH, las suspensiones se agitaron durante 15 minutos, de acuerdo al método 9045C de la US-EPA (1995b), y para las lecturas se utilizó un potenciómetro BECKMAN modelo  $\Phi$  720. Para la determinación de CE, las suspensiones se agitaron durante 1 hora, de acuerdo al método descrito en SSSA Book Series No. 5 parte III (1996), y para las lecturas se utilizó un conductímetro CORNING 441.

#### **3.2.1.3 Caracterización química y mineralógica**

##### ***A) Elementos mayores***

Para determinar los elementos mayores, las muestras homogenizadas se pulverizaron en molino de bolas hasta obtener una granulometría inferior a 65  $\mu\text{m}$  (malla 230).

La concentración total de los elementos mayores se determinó por Fluorescencia de Rayos X, previa preparación de pastillas fundidas de acuerdo al procedimiento descrito por Lozano Santa Cruz (1995). Se determinaron las concentraciones totales (como óxidos) de Si, Ti, Fe, Al, Mn, Mg, Ca, Na, K y P. La pérdida por calcinación se determinó calentando 1 g de muestra a 950°C.

## ***B) Elementos traza***

Para determinar los elementos trazas, las muestras homogenizadas se pulverizaron en molino de bolas hasta obtener una granulometría inferior a 65  $\mu\text{m}$  (malla 230).

La concentración total de los elementos traza, previa digestión ácida en horno de microondas (método US-EPA 3051), se determinó por Espectroscopia de Emisión Atómica Inductivamente Acoplada a Plasma (ICP-AES), siguiendo el procedimiento general descrito en el método 6010b de la US-EPA.

Se determinaron las concentraciones totales de As, Ba, Cd, Cr, Hg, Ag, Pb, Se, Be, Ni, Tl, V, Cu y Zn.

## ***C) Composición mineralógica***

En las muestras molidas, la composición mineralógica se determinó por Difracción de Rayos X (DRX), utilizando un Difractómetro Shimadzu XRD-6000 equipado con filtro de Ni, tubo de cobre y monocromador.

En las muestras donde se identificaron filosilicatos, se procedió a realizar análisis en fracciones orientadas procediendo de la siguiente forma:

1. Una pequeña cantidad (aproximadamente 0.5g) de las muestras se colocó en un tubo de ensayo.
2. Se añadió agua destilada hasta  $\frac{3}{4}$  partes del tubo.
3. Para agitar la muestra, se tapó el tubo y se volteó sin interrupción por 30 veces.
4. Se dejó en suspensión la muestra por varios minutos.
5. Mediante un gotero se tomó la suspensión de la parte más alta del tubo y se colocó en portamuestras de vidrio por muestra.
6. Se dejaron secar las muestras a temperatura ambiente (24 horas aprox.).
7. Una fracción orientada de cada muestra, se analizó en el intervalo angular  $2\theta$  de 4 a 70° sin aplicarle ningún tratamiento.
8. La segunda fracción orientada de cada muestra, se glicoló y se analizó en el intervalo angular  $2\theta$  de 4 a 20°.

9. Finalmente la tercera fracción orientada se calentó (450°C-550°C) y se analizó también en el intervalo angular  $2\theta$  de 4 a 20°.

### **3.2.2 ROCAS**

En las muestras de roca, adicional a los análisis de parámetros generales, concentración total de elementos mayores, trazas y mineralogía, utilizando los mismos métodos descritos para jales, además se determinaron: el potencial de neutralización (PN), Capacidad de Intercambio Catiónico (CIC) y Punto de Carga Cero (PZC), que se explican a continuación:

#### **3.2.2.1 Determinación del Potencial de Neutralización (PN)**

El potencial de neutralización en las diferentes muestras de rocas se determinó por titulación potenciométrica. El procedimiento consistió en pesar 1 gramo de muestra, agregar 50 mL de agua destilada y en seguida un exceso de ácido clorhídrico. La mezcla se dejó en agitación por 18 horas. Al término de este tiempo se tituló por retroceso utilizando una disolución normalizada de hidróxido de sodio. El contenido de alcalinidad se reportó como Kg  $\text{CaCO}_3$ /Ton.

#### **3.2.2.2 Determinación de la Capacidad de Intercambio Catiónico (CIC)**

La mayoría de los métodos para determinar capacidad de Intercambio Catiónico (CIC), se basan en la saturación de las posiciones de intercambio del material a analizar, con un catión seleccionado expofeso, y mediante métodos adecuados, su posterior desplazamiento y cuantificación.

Las soluciones amortiguadoras más frecuentes usadas para la extracción son: acetato de amonio 1 N, pH 7; acetato de sodio 1 N pH 8.2 y cloruro de bario 0.5 N + trietanolamina a 0.2 N. Esta última solución es utilizada únicamente en suelos ácidos y cuando se requiere determinar la CIC y la cantidad de hidrogeno intercambiable. Para este trabajo se utilizó una solución de acetato de amonio 1 N, pH 7.

Donde se pesó 4 g de cada material (roca) y se colocaron en un tubo de centrifuga de 50 ml, se añaden 30 ml de acetato de amonio, se colocan los tubos en el agitador mecánico durante 5 minutos y se centrifugan hasta que el supernatante sea claro (a 2500 rpm), después se decanta el líquido y se realizan diluciones del líquido 1:1, 1:10 y 1:100. Y finalmente se determina las concentraciones de cationes por ICP-AES y flamometría (de acuerdo al procedimiento empleado por Ortiz, Sánchez y Gutiérrez, 2001).

### **3.2.2.3 Determinación del Punto de Carga Cero (PZC)**

Para calcular el PZC de los distintos materiales de interés se utilizó el método de titulación Ácido- Base. El principio de este método consiste en que mediante la titulación ácido-base se puede valorar la sorción de los iones  $\text{OH}^-$  o  $\text{H}^+$  por las superficie de los sólidos. El pH donde el valor del potencial Z es cero, será el PZC del material titulado.

Para este trabajo se utilizaron soluciones conocidas de NaOH 0.1 M, y HCl 0.1 M. Se peso 0.1 g de material y se agregaron 10 ml de agua, se midió el pH de cada una de estas soluciones y comenzó a titularse con las soluciones conocidas hasta ajustar el pH de las mismas en un rango de 2 hasta 12. Se pusieron a agitar estas soluciones durante una hora y se midió el pH, si este valor no era el esperado se repetía el procedimiento hasta alcanzar el valor deseado.

Una vez que el valor de pH era el deseable y estable, se realizaron las mediciones del potencial Z con un equipo Zetasizer Nano, en el cual se utiliza una celda capilar plegada (DTS 1060) y el software DTS (NANO).

Con las mediciones del potencial Z se graficaron los resultados obtenidos y se obtuvo el valor de PZC, para cada material.

### **3.3 MUESTRAS LÍQUIDAS**

Se analizaron dos tipos de muestras líquidas: i) lixiviados sintéticos de los jales, que se prepararon en el laboratorio a partir de las muestras sólidas descritas en la sección 3.1.1 de este documento. ii) aguas superficiales fuera de la zona de influencia de los jales, que se tomaron para tener los valores de referencia de la zona de estudio (ver sección 3.1.3 de este documento).

#### **3.3.1 Preparación de Lixiviados sintéticos de los jales**

Se prepararon lixiviados sintéticos a partir de las muestras de jales oxidados del vaso y talud. El procedimiento a seguir fue el referido en la NOM-141-SEMARNAT-2003 y consistió en: preparar suspensiones de los jales con agua en equilibrio con CO<sub>2</sub> (pH = 5.5 ± 0.2) en una relación 1: 20.

- Agitar durante 18.0 horas ± 0.25
- Separar la fase sólida del extracto mediante la centrifugación y filtración con membrana de 0.45 µm
- Determinar la concentración soluble de los EPT normados.
- El lixiviado fue almacenado en refrigeración a una temperatura de 4 °C hasta su utilización en los distintos experimentos.

#### **3.3.2 Análisis de elementos potencialmente tóxicos en muestras de lixiviados sintéticos y aguas superficiales**

Se cuantificaron las concentraciones solubles de los elementos potencialmente tóxicos regulados en la Normatividad Ambiental Mexicana en materia de jales (NOM-141-SEMARNAT-2003): arsénico (As), bario (Ba), cadmio (Cd), cromo (Cr), mercurio (Hg), plata (Ag), plomo (Pb) y selenio (Se).

Así mismo, se determinaron las concentraciones de elementos comunes en los minerales encontrados en la zona como hierro (Fe), calcio (Ca), magnesio (Mg) aluminio (Al), sodio (Na), manganeso (Mn) y potasio (K).

Los análisis se realizaron mediante Espectroscopia de Emisión Atómica Inductivamente Acoplada a Plasma (ICP-AES), siguiendo el procedimiento general descrito en el método 6010b de la USEPA (1996).

### **3.3.3 Especiación de Fe II y Fe III**

Para llevar a cabo la especiación de Fe se utilizaron las siguientes soluciones:

Solución Stock de Fe(III), disolviendo 0,8635 g de  $\text{FeNH}_4(\text{SO}_4)_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$  en 50 mL de 1:1  $\text{H}_2\text{SO}_4$  y diluyendo a 1000 mL con agua destilada.

Solución Stock de Fe(II), disolviendo 0,7022 g de  $\text{Fe}(\text{NH}_4)_2(\text{SO}_4)_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  en 50 mL de 1:1  $\text{H}_2\text{SO}_4$  y diluyendo a 1000 mL con agua destilada.

Las soluciones estándar de trabajo se prepararon realizando diluciones apropiadas de las anteriores; estas soluciones son las siguientes:

Solución de Fenantrolina 0,25 M

Solución Reguladora, pH 5

Solución transportadora NaCl 0,25 M

Además se utilizaron las siguientes resinas de Intercambio:

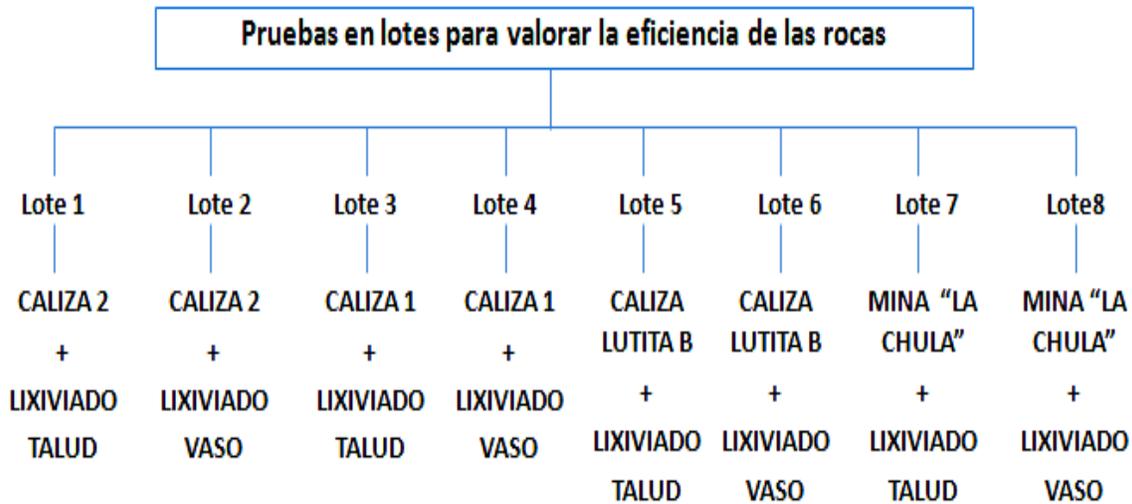
Sephadex QAE-A25 (Aldrich), la resina aniónica fue utilizada sin pretratamientos.

Sephadex SPC-C25 (Aldrich), la resina catiónica fue utilizada sin pretratamientos.

Y finalmente la absorbancia de los diferentes complejos coloreados, se midió en el rango del espectro visible, utilizando un espectrofotómetro de doble haz, marca Perkin Elmer Lambda 2-UV-Vis.

### 3.4 PRUEBAS EN LOTES PARA VALORAR LA EFICIENCIA DE LAS ROCAS EN EL TRATAMIENTO DEL DRENAJE ÁCIDO DE LOS JALES DE ESTUDIO

Utilizando las rocas con mayor potencial de neutralización, se realizaron las pruebas de tratamiento de los lixiviados sintéticos generados a partir de los jales oxidados, tanto del vaso como del talud de la presa. Las pruebas se hicieron en un total de 8 lotes, de acuerdo al siguiente diagrama



Las pruebas consistieron en la agitación de la suspensión lixiviado-roca durante 600 horas (25 días). Cada 24 horas (1 día) se recolectaron los lixiviados tratados para análisis químicos y se agregó lixiviado nuevo a la prueba; pero el material del tratamiento fue el mismo durante los 25 días de la prueba.

Diseño de las pruebas:

- En recipientes de plástico se prepararon suspensiones donde se colocaron 10 g de roca (menor a 2mm de diámetro) y 100 ml del lixiviado sintético de jales.
- Las suspensiones se mantuvieron en agitación continua en un agitador orbital a 220 revoluciones por minuto.

- Durante los 25 días de la prueba, cada día (24 horas) se realizaron mediciones de pH y CE a diferentes tiempos de interacción roca-lixiviado: 1 minuto, 1 hora, 2 horas, 3 horas, 4 horas, 5 horas y 24 horas
- Después de 24 horas de tratamiento, se extraía el lixiviado (que ya había interactuado con la roca) para análisis químicos (previa filtración con membrana de 0.45  $\mu\text{m}$ ) y se agregaba lixiviado nuevo a la prueba; pero el material del tratamiento fue el mismo durante los 25 días de la prueba.
- En los extractos obtenidos cada 24 horas de agitación (tratamiento) se determinaron las concentraciones de ( $\text{HCO}_3^-$ ,  $\text{Cl}^-$ ,  $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Na}^+$  y  $\text{K}^+$ ) por cromatografía iónica. También se determinaron algunos metales de interés como Fe, Al, Si, Zn, Cu mediante ICP-AES.

### 3.5 Hidrogeoquímica y modelación

#### A) Diagramas de Piper

Los Diagramas de Piper o triangulares se emplearon para la clasificación hidrogeoquímica de los lixiviados antes y después del tratamiento, utilizando el Software Rock Works 2006.

Los diagramas de Piper están formados por dos triángulos equiláteros, donde se representa, respectivamente, la composición aniónica ( $\text{Cl}^-$ ,  $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{CO}_3^{2-}$ ,  $\text{HCO}_3^-$ ) y catiónica del agua ( $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Na}^+$ ,  $\text{K}^+$ ). Un campo central romboidal en el que se representa la composición del agua a partir de aniones y cationes.

Par la construcción de los diagramas de Piper es necesario calcular el porcentaje de las concentraciones de los iones expresadas en  $\text{meq.L}^{-1}$  y sólo se pueden reunir en cada triángulo tres aniones y/o tres cationes. A cada vértice le corresponde el 100% de un anión o catión.

En este trabajo los diagramas de Piper se utilizaron para identificar las variaciones en la composición químicas (componente mayores) causadas por los procesos geoquímicos que tienen lugar durante el tratamiento de los lixiviados.

## **B) Índice de Saturación**

Con el fin de identificar a los minerales que tienen tendencia a precipitar a partir de las concentraciones solubles de los componentes químicos, analizados en los lixiviados, antes y después del tratamiento, se calcularon los índices de saturación (IS) que se presentan en los apéndices 8,9,10 y 11

El cálculo de los IS se realizó con el programa de cómputo Phreeqc Interactive (Parkhurst y Appelo, 2005); sin alterar su base de datos, por lo que los resultados presentados son limitados a los datos del programa. El IS puede indicar los minerales que tienden a precipitar a partir de datos termodinámicos y no considera aspectos cinéticos.

El IS se calcula a partir de la relación entre el producto de la actividad de los iones (PAI) de interés y la constante de equilibrio (K) del mineral que precipitará:

$$IS = \log [PAI / K]$$

Cuando el  $IS = 0$  (equilibrio entre los iones solubles y el mineral) y  $IS > 0$  (lixiviado sobresaturado con respecto a los iones de interés) significa que el mineral tiende a precipitar. Por el contrario, cuando  $IS < 0$ , significa que el lixiviado está insaturado y por lo tanto el mineral no tiende a la precipitación.

### **3.6 Difracción de rayos X (DRX) y Microscopia Electrónica de Barrido Acoplado con Espectrometría de Rayos X por Energía Dispersa (MEB-ERXED) en las muestras de rocas después del tratamiento**

Una vez concluidas las pruebas de tratamiento (después de haber interactuado las rocas con los lixiviados), se realizaron análisis de DRX y MEB-ERXED a distintas partículas previamente seleccionadas, esto con el objetivo de confirmar la presencia de minerales precipitados alrededor de las rocas utilizadas en el tratamiento que pudieran disminuir la vida útil de las mismas. Por MEB-ERXED a las partículas en las cuales se detectó la presencia de elementos químicos de

interés se les tomó una micrografía y se determinó la concentración cualitativa de los mismos (MEB-ERXED).

Para determinar la composición mineralógica se utilizó un Difractómetro Shimadzu XRD-6000 equipado con filtro de Ni, tubo de cobre y monocromador (ver sección 3.2.1.3 (C))

Para los análisis por MEB se utilizó un equipo JEOL JXA-8900R. La platina (para introducir muestras hasta de 100 mm X 100 mm X 50 mm) permite un área de análisis de 90 mm X 90 mm. Cuenta con cuatro tipos de cristales TAP (5.69 ~93.0 Å), PETJ (1.93 ~ 8.10 Å), LIF (0.889 ~ 3.73 Å) y LDE2 (23.2 ~ 88.0 Å) que combinados permiten medir concentraciones de elementos en un rango que va del Boro (B) al Uranio (U).

## IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### 4.1 Muestras Sólidas

#### 4.1.1 Jales

##### 4.1.1.1 Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE)

Los valores de pH y CE se presentan en la Tabla 3.

En las muestras de jales grises inalterados se determinaron valores de pH básico (pH = 8.32 y 8.34); mientras que en los jales rojos oxidados se determinaron valores de pH ácidos (pH = 2.54 -2.86). Además, en los jales oxidados se determinaron los valores más altos de conductividad eléctrica, que podrían indicar la presencia de compuestos solubles asociadas a las sales efluorescentes observadas en campo.

Estos resultados nos permitieron seleccionar a los jales oxidados ácidos para la formación de los lixiviados sintéticos para llevar a cabo el tratamiento pasivo de los mismos, en los distintos lotes (ver sección 3.4)

Tabla 3. Parámetros generales de las muestras de jales (valores de pH y CE)

Muestra	pH	CE ( $\mu\text{S}/\text{cm}$ )
Jal gris Talud	8.34	1097
Jal gris Vaso	8.32	1536
Jal rojo Talud	2.86	4730
Jal rojo Vaso	2.56	7840

##### 4.1.1.2 Caracterización química y mineralógica

###### A) Caracterización química

Las concentraciones totales de los elementos mayores y traza, de las muestras de jales, se presentan en la Tabla 4a y 4b, respectivamente.

En los jales grises (inalterados), las concentraciones de Si, Al, Mn, Mg y Na son mayores que las determinadas en los jales rojos (oxidados), lo que parece indicar

la pérdida de éstos debido, posiblemente, a que el pH de ácido de los jales oxidados propicia la disolución de los minerales del grupo de los aluminosilatos y por lo tanto la pérdida de los elementos químicos que los componen. En cambio, las concentraciones de Fe, Ca y K son similares en ambos tipos de jales, lo que parece indicar que estos elementos químicos, durante el proceso de oxidación, se han liberado y se han dado las condiciones para su precipitación en los jales rojos, formando minerales secundarios relativamente estables.

Tabla 4a. Concentración total de elementos mayores de los jales

Muestra	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	PxC
	%										
Jal gris talud	42.43	0.54	13.44	20.42	0.22	4.49	8.06	3.13	1.13	0.68	6.47
Jal gris vaso	43.21	0.60	13.13	20.37	0.28	3.34	8.45	2.44	1.69	1.27	6.52
Jal rojo vaso	23.80	0.53	6.42	16.40	0.16	2.60	7.49	1.00	1.57	0.56	19.70
Jal rojo talud	26.40	0.61	5.15	20.30	ND	1.83	11.10	0.85	2.24	0.78	13.40

PxC: Pérdida por calcinación, ND: No detectado

Por otro lado, la caracterización química indica que los jales de estudio se caracterizan por las bajas concentraciones de elementos traza y de naturaleza tóxica. Las concentraciones totales de As, Cr, Hg, Ag, Pb, Se, Be y Tl son inferiores al límite de detección de la técnica de análisis utilizada; mientras que las concentraciones de Ba (< LD- 15.7 mg/kg), Cd (< LD – 29.1 mg/kg), Ni (26 – 143 mg/kg), V (61 – 109 mg/kg), Cu (190 – 620 mg/kg) y Zn (30 – 161 mg/kg), son relativamente bajas.

Tabla 4b. Concentración total de elementos traza en muestras de jales

Clave	As	Ba	Cd	Cr	Hg	Ag	Pb	Se	Be	Ni	Tl	V	Cu	Zn
	mg/kg													
Jal gris Vaso	<LD	10.9	25.5	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	49	<LD	109	620	161
Jal gris Talud	<LD	<LD	27.2	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	60	<LD	108	520	151
Jal rojo Vaso	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	143	<LD	61	438	30
Jal rojo Talud	<LD	15.7	27.6	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	<LD	26	<LD	89	190	58
<b>Límite de detección</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>10</b>	<b>1.5</b>	<b>5</b>	<b>20</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>4</b>	<b>3</b>	<b>10</b>	<b>4</b>	<b>5</b>

## **B) Caracterización mineralógica**

### ***B.1) Jales de Color Gris inalterados***

La composición mineralógica de las muestras de jales de color gris visiblemente inalterados se presenta en la tabla 5a.

Los resultados del análisis mineralógico (mediante DRX) de los jales grises es muy similar e indican que estos residuos se caracterizan por la presencia de minerales primarios como: calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), pirita ( $\text{FeS}_2$ ), plagioclasa  $(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_4\text{O}_8$ ; y otros minerales de alteración como la clorita  $(\text{Mg,Fe,Al})_6(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$ . Adicionalmente se identificaron picos característicos del yeso  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ , lo que podría indicar una oxidación incipiente, no observable macroscópicamente, en estos jales, ya que el yeso es un mineral secundario, producto de la oxidación- neutralización en los jales (tabla 5a).

### ***B.2) Jales de Color Rojo oxidados***

La composición mineralógica de las muestras de jales de color rojo visiblemente oxidadas se presenta en las tablas 5a y 5b.

Los resultados del análisis mineralógico de los jales de color rojo oxidados indican que estos residuos se caracterizan por la presencia de minerales primarios y secundarios. Se identificaron minerales primarios como la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), pirita ( $\text{FeS}_2$ ) y Cuarzo:  $\text{SiO}_2$  (Tabla 5a). También se identificaron minerales secundarios como yeso ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ) (Tabla 5a), jarosita  $(\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6)$  (tabla 5a) y algunas arcillas entre las que destacan la illita  $[(\text{K,H}_3\text{O})(\text{Al, Mg, Fe})_2(\text{Si, Al})_4\text{O}_{10}[(\text{OH})_2,(\text{H}_2\text{O})]]$  y la esmectita  $((\text{Al, Fe, Mg})_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2)$  (tabla 5b).

El hecho de que en estos jales oxidados y ácidos se hay identificado calcita y pirita, permite suponer que estos minerales primarios han dejado de reaccionar debido a que se han vuelto inaccesibles a los agentes oxidantes, debido probablemente a costras de los minerales secundarios alrededor de ellos, como ha sido reportado en otros jales (Morales, 2011).

Tabla 5a. Composición mineralógica de los jales de estudio

MUESTRA	FASES IDENTIFICADAS
<p><b>Jal gris Talud</b></p>	<p><b>Plagioclasa</b> (Albita Cálcida) <math>(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_4\text{O}_8</math>  <b>Calcita:</b> <math>\text{CaCO}_3</math>  <b>Magnetita:</b> <math>\text{Fe}_3\text{O}_4</math>  <b>Pirita:</b> <math>\text{FeS}_2</math>  <b>Clorita:</b> (Clinocloro) <math>(\text{Mg,Fe,Al})_6(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8</math>  <b>Yeso:</b> <math>\text{CaSO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}</math>  <i>Posibles trazas de alunita y/o jarosita (ver tabla 5b)</i></p>
<p><b>Jal gris Vaso</b></p>	<p><b>Plagioclasa</b> (Albita Cálcida) <math>(\text{Na,Ca})(\text{Si,Al})_4\text{O}_8</math>  <b>Calcita:</b> <math>\text{CaCO}_3</math>  <b>Magnetita</b> <math>\text{Fe}_3\text{O}_4</math>  <b>Pirita:</b> <math>\text{FeS}_2</math> [6-710]  <b>Clorita:</b> (Clinocloro) <math>(\text{Mg,Fe,Al})_6(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8</math>  <b>Yeso:</b> <math>\text{CaSO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}</math>  <i>Posibles trazas de jarosita y/o anfíbol (ver tabla 5b)</i></p>
<p><b>Jal rojo Vaso</b></p>	<p><b>Calcita:</b> <math>\text{CaCO}_3</math>  <b>Yeso:</b> <math>\text{CaSO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}</math>  <b>Jarosita:</b> <math>\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6</math>  <b>Pirita:</b> <math>\text{FeS}_2</math> [6-710]  Filosilicatos (ver tabla 5b)</p>
<p><b>Jal rojo Talud</b></p>	<p><b>Calcita:</b> <math>\text{CaCO}_3</math>  <b>Yeso:</b> <math>\text{CaSO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}</math>  <b>Jarosita</b> <math>\text{KFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6</math>  <b>Pirita:</b> <math>\text{FeS}_2</math>  <b>Cuarzo:</b> <math>\text{SiO}_2</math>  Filosilicatos (ver tabla5b)</p>

Tabla 5b. Composición mineralógica de arcillas y filosilicatos, en los jales oxidados (vaso y talud).

MUESTRA	ARCILLAS IDENTIFICADAS Y/O FILOSILICATOS
<p><b>Jal rojo Talud</b></p>	<p>Interestratificado de illita <math>[(K,H_3O)(Al, Mg, Fe)_2(Si, Al)_4O_{10}[(OH)_2,(H_2O)]</math> – esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math> o mica-esmectita.</p> <p>Predominio de esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math></p> <p><i>Pequeñas trazas de clorita</i> <math>[(Mg,Fe,Al)_6(Si,Al)_4O_{10}(OH)_8]</math></p> <p><i>Pequeñas trazas de una fase del grupo de la caolinita</i> <math>[Al_2Si_2O_5(OH)_4]</math></p>
<p><b>Jal rojo Vaso</b></p>	<p>Interestratificado de illita <math>[(K,H_3O)(Al, Mg, Fe)_2(Si, Al)_4O_{10}[(OH)_2,(H_2O)]</math> – esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math> o mica-esmectita.</p> <p>Predominio de esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math></p> <p><i>Pequeñas trazas de clorita</i> <math>[(Mg,Fe,Al)_6(Si,Al)_4O_{10}(OH)_8]</math></p> <p><i>Pequeñas trazas de una fase del grupo de la caolinita</i> <math>[Al_2Si_2O_5(OH)_4]</math></p>

### B.3) Sales eflorescentes

La composición mineralógica de las sales eflorescentes se muestran en las tablas 6a y 6b.

Los resultados del análisis mineralógico de las sales eflorescentes, localizadas en zonas puntuales en los algunas partes del vaso y talud, de la presa donde los jales están oxidados, indican la presencia de yeso ( $CaSO_4 \times 2H_2O$ ), rozenita ( $FeSO_4 \cdot 4H_2O$ ), aluminocopiapita magnésica:  $(Mg,Al)(FeAl)_4(SO_4)_6(OH)_2 \cdot 20H_2O$ , siderotil  $FeSO_4 \cdot 5H_2O$ ; además de plagioclasa  $(Na,Ca)(Si,Al)_4O_8$ , esmectita  $((Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2)$  y caolinita  $Al_2Si_2O_5(OH)_4$ .

Tabla 6a. Composición mineralógica de las sales eflorescentes

MUESTRA	FASES IDENTIFICADAS
SE- A	<b>Aluminocopiapita magnésica:</b> $(\text{Mg,Al})(\text{FeAl})_4(\text{SO}_4)_6(\text{OH})_2 \cdot 20\text{H}_2\text{O}$ Filosilicatos (ver tabla 6b)
SE-B-A	<b>Rozenita</b> $\text{FeSO}_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ <b>Yeso:</b> $\text{CaSO}_4 \cdot x \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
SE-ROJ	<b>Plagioclasa</b> (Albita Cálctica) $(\text{Ca})(\text{Si,Al})_4\text{O}_8$ <b>Yeso:</b> $\text{CaSO}_4 \cdot x \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ <i>Posibles trazas de jarosita</i> Filosilicatos (ver tabla 6b)
SE-ROS	<b>Rozenita</b> $\text{FeSO}_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ <b>Siderotil</b> $\text{FeSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ <i>Posibles trazas de Aluminocopiapita magnésica:</i> $(\text{Mg,Al})(\text{FeAl})_4(\text{SO}_4)_6(\text{OH})_2 \cdot 20\text{H}_2\text{O}$

Tabla 6b. Composición mineralógica de arcillas y otros filosilicatos de las sales eflorescentes

MUESTRA	Arcillas Identificadas
SE-A	Esmectita; $[(\text{Al, Fe, Mg})_3 \text{Si}_4 \text{O}_{10}(\text{OH})_2]$ posiblemente no pura.  Pequeñas cantidades de material caolinítico: $[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4]$
SE-ROJ	Esmectita; $[(\text{Al, Fe, Mg})_3 \text{Si}_4 \text{O}_{10}(\text{OH})_2]$ posiblemente no pura.  Mineral del grupo de la caolinita: $[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4]$  <i>Pequeñas trazas de clorita:</i> $[(\text{Mg,Fe,Al})_6(\text{Si,Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8]$

## 4.1.2 Rocas

### 4.1.2.1 Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE)

Los valores de pH y CE se presentan en la tabla 7.

Los valores más altos de pH ( $\text{pH} \geq 9$ ) se determinaron en las muestras de rocas denominadas “Caliza1”, “Caliza 2”, “Caliza-Lutita B”, “Terrero La Chula” y “Terrero 2”. En cambio, en las muestras denominadas “Caliza-Lutita B” “Caolín” y “Conglomerado Rojo” se determinaron valores de pH de 7.3, 6.3 y 8.1, respectivamente (ver tabla 7).

Tabla 7. Parámetros generales (pH y CE) de las muestras de rocas que se utilizaron en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

Muestra	pH	CE ( $\mu\text{S}/\text{cm}$ )
Caliza 1	9.5	70.7
Caliza 2	9.7	58.9
Caliza-Lutita A	7.3	88.5
Caliza-Lutita B	9.0	113.2
Caolin	6.3	35.3
Conglomerado Rojo	8.1	40.2
Terrero Mina "La Chula"	9.6	121.8
Terrero 1	8.7	197
Terrero 2	9.1	98.2

### 4.1.2.2 Caracterización química y mineralógica

#### A) Caracterización química

Las concentraciones totales de los elementos mayores de las muestras de rocas se presentan en la tabla 8.

En las muestras de rocas con valores de  $\text{pH} \geq 9.0$ , la composición química está dominada por el Ca (como  $\text{CaO}$ ) con concentraciones desde 9.8 hasta 57%. En cambio en las muestras con relativamente valores bajos de  $\text{pH} \leq 8.7$ , la concentración de Ca es baja (0.1 y 2.2 %) y la composición química está dominada por silicio (como  $\text{SiO}_2$ ) y aluminio ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ).

Tabla 8. Concentración total de elementos mayores de las muestras de rocas que se utilizaron en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

Muestra	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	PxC
	%										
Caliza 1	7.8	0.1	1.3	0.7	ND	1.7	57.1	ND	0.3	0.1	30.2
Caliza 2	1.8	ND	0.5	0.1	ND	0.7	57.0	ND	0.1	0.1	39.5
Caliza-Lutita A	57.3	1.9	11.5	7.5	0.2	3.9	2.2	0.2	2.8	0.2	12.1
Caliza-Lutita B	19.0	0.5	5.1	1.6	0.1	2.1	40.3	0.2	1.9	ND	28.8
Terrero 1	52.0	1.8	14.0	4.4	0.2	7.6	9.8	3.1	0.5	0.4	6.0
Terrero 2	36.3	1.1	9.7	14.3	0.3	7.2	20.2	1.6	0.7	1.0	5.8
Terrero La Chula	28.7	0.8	8.3	3.8	0.2	6.3	36.3	1.3	0.8	0.3	13.0
Conglomerado rojo	56.3	2.2	16.9	7.0	0.2	5.5	2.1	3.2	2.2	0.4	4.0
Caolin	76.2	0.3	16.8	ND	ND	ND	0.1	4.1	0.8	ND	1.5

PxC: Pérdida por calcinación, ND: No detectado

## B) Caracterización mineralógica

La composición mineralógica de las rocas que se emplearon en el tratamiento del DAM, se muestran en las tablas 9a y 9b.

Mineralógicamente, las muestras denominadas “Caliza 1” y “Caliza 2” se caracterizan por contener solamente calcita “CaCO<sub>3</sub>” (tabla 9a), lo que es congruente con el hecho que la composición química de estas muestras está dominada por el Ca hasta en un 57 % como CaO (tabla 8).

En las muestras denominadas “Caliza-Lutita B”, “Terrero La Chula” y “Terrero 2”, en la composición mineralógica además de la calcita destaca la presencia de cuarzo (SiO<sub>2</sub>) y plagioclasas de composición intermedia ((Ca,Na)(Al,Si)<sub>2</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>8</sub>). Adicionalmente, en la muestra “Terrero 2”, se identificó la presencia de hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), que es congruente con la alta concentración de Fe (14.3 % como Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Es importante destacar la presencia de filosilicatos (arcillas) en estas muestras (tabla 9b). El análisis en fracción orientada permitió la identificación de esmectita, clorita y montmorillonita.

Tabla 9a. Composición mineralógica de las distintas rocas que se utilizaron en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

MUESTRA	FASES IDENTIFICADAS
Caliza 1	<b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub>
Caliza 2	<b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub>
Terrero 1	<b>Plagioclasa de composición intermedia:</b> (Ca,Na)(Al,Si) <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> <b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub> <b>Cuarzo:</b> SiO <sub>2</sub> <b>Magnetita</b> Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> <b>Magnesioferrita</b> MgFe <sub>2</sub> O <sub>4</sub> <b>Jarosita</b> KFe <sub>3</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> (OH) <sub>6</sub> Filosilicatos (ver tabla 9b)
Terrero 2	<b>Hematita:</b> Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub> <b>Plagioclasa de composición intermedia:</b> (Ca,Na)(Al,Si) <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> <b>Cuarzo:</b> SiO <sub>2</sub> <b>Espinela</b> [MgAl <sub>2</sub> O <sub>4</sub> ] <b>Alunita</b> (KNa)Al <sub>3</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> (OH) <sub>6</sub> Filosilicatos (ver tabla 9b)
Conglomerado rojo	<b>Plagioclasa de composición intermedia:</b> (Ca,Na)(Al,Si) <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> <b>Hematita:</b> Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <b>Cuarzo:</b> SiO <sub>2</sub> <b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub> <i>Trazas de Filosilicatos</i> (ver tabla 9b)
Caliza-lutita A	<b>Cuarzo:</b> SiO <sub>2</sub> <b>Plagioclasa de composición intermedia:</b> (Ca,Na)(Al,Si) <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> <b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub> Filosilicatos (ver tabla 9b)
Caliza lutita B	<b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub> <b>Cuarzo:</b> SiO <sub>2</sub> <b>Plagioclasa de composición intermedia:</b> (Ca,Na)(Al,Si) <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> <i>Trazas mínimas de Filosilicatos</i> (ver tabla 9b)
Terrero Mina "La Chula"	<b>Calcita:</b> CaCO <sub>3</sub> <b>Plagioclasa de composición intermedia:</b> (Ca,Na)(Al,Si) <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> <b>Cuarzo:</b> SiO <sub>2</sub> <b>Espinela:</b> [MgAl <sub>2</sub> O <sub>4</sub> ] <b>Magnesioferrita</b> MgFe <sub>2</sub> O <sub>4</sub> Filosilicatos a (ver tabla 9b)
Caolín	<b>Cuarzo:</b> SiO <sub>2</sub> <b>Plagioclasa de composición intermedia:</b> (Ca,Na)(Al,Si) <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> <i>Posibles trazas mínimas de mica</i> (ver tabla 9b)

Tabla 9b. Composición mineralógica de arcillas y otros filosilicatos, en las rocas que se utilizarán en el tratamiento del drenaje ácido de los jales de estudio

MUESTRA	FASES IDENTIFICADAS
<b>Terreno 1</b>	<p>Interestratificado de illita <math>[(K,H_3O)(Al, Mg, Fe)_2(Si, Al)_4O_{10}[(OH)_2,(H_2O)]]</math> – esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math>.</p> <p><i>Pequeñas trazas de clorita <math>[(Mg,Fe,Al)_6(Si,Al)_4O_{10}(OH)_8]</math></i></p> <p><i>Pequeñas trazas de una fase del grupo de la caolinita <math>[Al_2Si_2O_5(OH)_4]</math></i></p>
<b>Terreno 2</b>	<p>Clorita <math>[(Mg,Fe,Al)_6(Si,Al)_4O_{10}(OH)_8]</math> con intercalaciones de esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math>.</p>
<b>Caliza lutita A</b>	<p>Esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math> - probablemente Montmorillonita <math>[(Al, Mg.) Si_4 O_{10} (OH)_2 nH_2O]</math></p>
<b>Caliza lutita B</b>	<p><i>Esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math> - probablemente Montmorillonita <math>[(Al, Mg.) Si_4 O_{10} (OH)_2 nH_2O]</math></i></p>
<b>Terrero Mina La Chula</b>	<p>Clorita <math>[(Mg,Fe,Al)_6(Si,Al)_4O_{10}(OH)_8]</math> con intercalaciones de esmectita <math>[(Al, Fe, Mg)_3 Si_4 O_{10} (OH)_2]</math></p> <p>Mineral del grupo de la Caolinita <math>[Al_2Si_2O_5(OH)_4]</math></p>
<b>Caolín</b>	<p>Mineral del grupo de la Caolinita <math>[Al_2Si_2O_5(OH)_4]</math></p>

### C) Potencial de Neutralización (PN)

Se determinó el potencial de neutralización en las muestras de rocas con valores de  $\text{pH} > 7$  (ver tabla 7). Los resultados sobre PN se presentan en tabla 10.

Estos resultados indican que las rocas con mayor potencial de neutralización en la zona de estudio son: “Caliza 2”, “Caliza 1”, “Caliza-Lutita B” y “Terrero La Chula”:

Tabla 10. Valores del potencial de neutralización para las muestras de rocas

Muestra	kg $\text{CaCO}_3/\text{ton}$
Caliza 1	387.4
Caliza 2	471.9
Caliza lutita A	23.2
Caliza lutita B	334.7
Terrero 1	47.3
Terrero 2	63.7
Terrero La Chula	166.3
Conglomerado Rojo	7.5

Con base en estos resultados se seleccionaron las 4 muestras de rocas con el mayor potencial de neutralización (PN), esto con el fin de ser utilizadas en los experimentos en lotes para el tratamiento de drenaje ácido:

- Las muestras de roca “Caliza 2” y “Caliza 1”, que representan a las rocas con los valores más altos de PN (472 y 387 kg  $\text{CaCO}_3/\text{ton}$ ), en cuya composición mineralógica solamente se identificó calcita ( $\text{CaCO}_3$ ).
- Las muestras “Caliza-Lutita B” (PN = 334.7 kg  $\text{CaCO}_3/\text{ton}$ ) y “Terrero La Chula” (PN = 166.3 kg  $\text{CaCO}_3/\text{ton}$ ), que representan a las rocas con valores intermedios de potencial de neutralización, compuestas principalmente por calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), plagioclasa de composición intermedia  $(\text{Ca,Na})(\text{Al,Si})_2\text{Si}_2\text{O}_8$ , cuarzo  $\text{SiO}_2$ , espinela  $\text{MgAl}_2\text{O}_4$  y magnesioferrita  $\text{MgFe}_2\text{O}_4$ .

## D) Capacidad de Intercambio Catiónico (CIC)

Los valores de Capacidad de Intercambio Catiónico (CIC) se muestran en la tabla 11, figuras 12 y 13.

Los mayores valores de CIC total y para cada catión, corresponden a la “Caliza lutita B” (CIC total = 160 meq/100g) y “Terrero La Chula” (CIC total = 109 meq/100g), lo que se debe a la presencia de arcilla en estos dos tipos de roca (ver tabla 9b). En cambio, en las rocas “Caliza 2” y Caliza 1”, donde solamente se identificó a la calcita como componente único (ver tabla 9a), los valores de CIC total son relativamente bajos (84- 86 meq/100g)

Tabla 11. Valores de CIC, por elemento y total para cada roca

MUESTRA	Na	k	Ca	Mg	CIC TOTAL
	(meq/100g)				
Caliza 2	15.0	5.4	62.4	0.8	84
Caliza 1	13.9	4.9	66.8	0.6	86
Caliza lutita B	17.5	46.3	95.0	1.3	160
Terrero La Chula	18.4	17.9	71.9	0.4	109

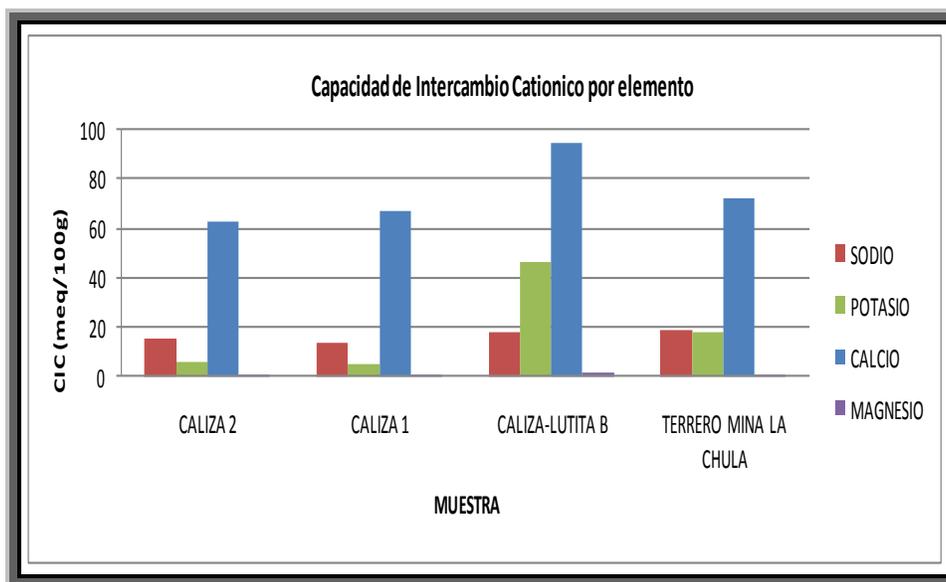


Figura 12. Grafica de CIC, por elemento para cada roca

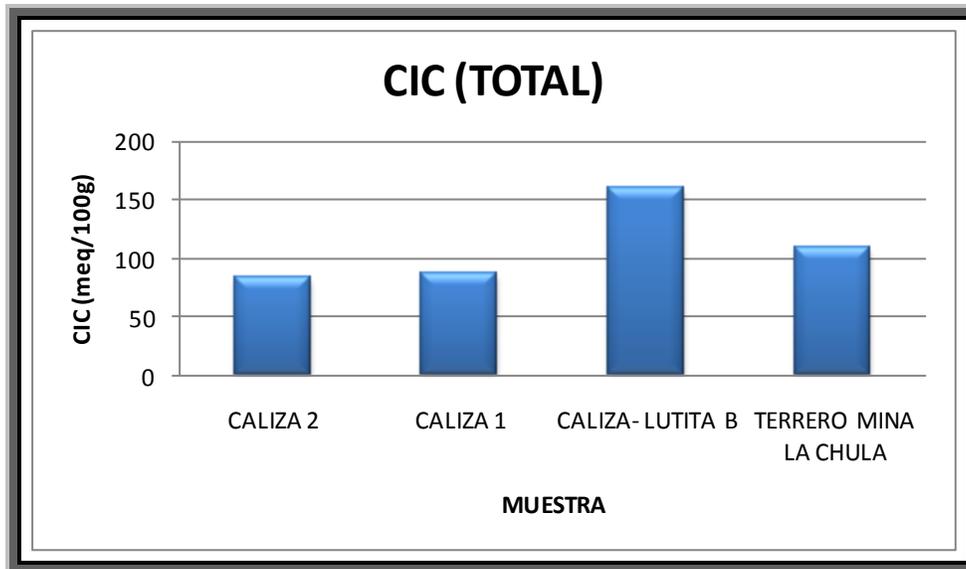


Figura 13. Grafica de CIC total para cada roca

### E) PUNTO DE CARGA CERO (PZC)

Los valores de punto de carga cero (PZC) se muestran en la figura 14.

Los valores de PZC de 9.3 se determinaron para las muestras “Caliza 1” “Caliza 2” que corresponde al PZC reportado para la calcita (Appelo y Postma, 1993), que es el único mineral identificado en estas muestras de rocas.

Para la muestra “Caliza-Lutita B” el valor de PZC es de 8.5 que también está dentro del intervalo de valores de PZC reportados para la calcita (Appelo y Postma, 1993) que es el principal mineral identificado en esta muestra.

Finalmente, para la muestra “Terrero La Chula”, el valor de PZC es 4.2, que podría deberse a la presencia de arcillas en esta muestra (ver tabla 9b). Appelo y Postma (1993) reportan un PZC de 4.6 para el mineral de arcilla denominado caolinita, el cual fue debidamente identificado en la muestra “Terrero La Chula” (ver tabla 9b).

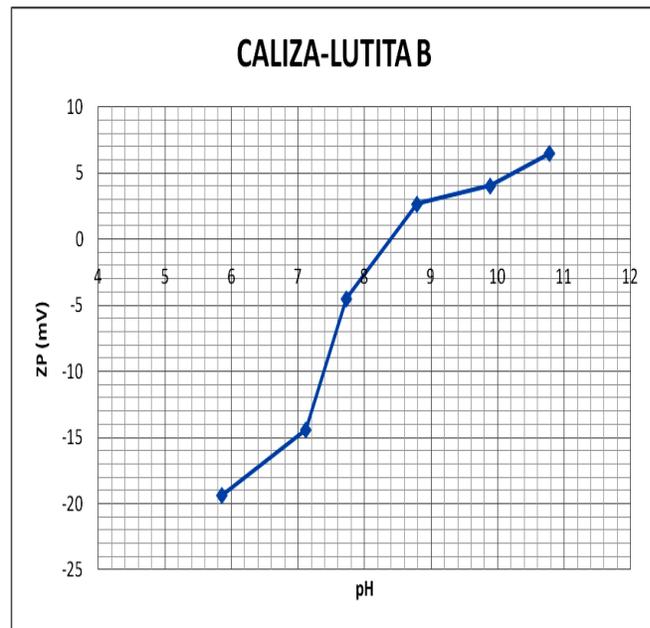
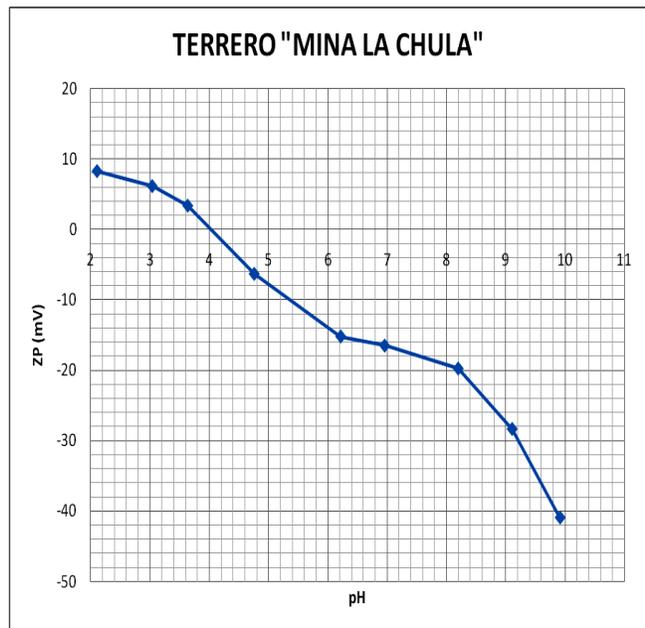
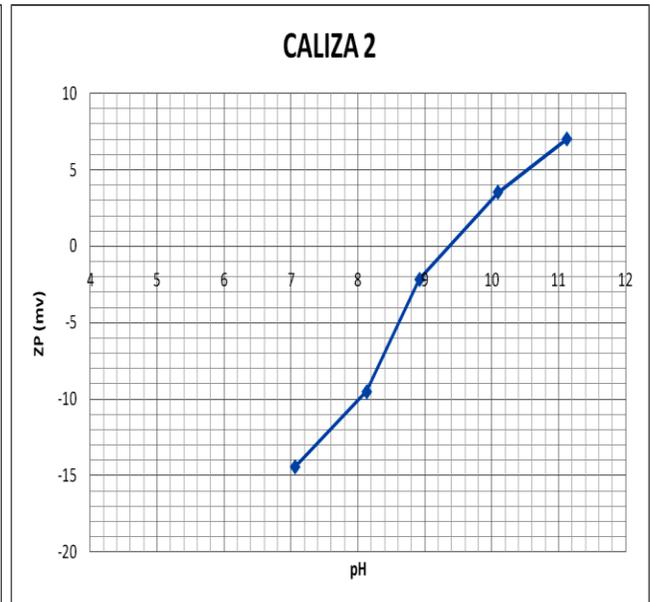
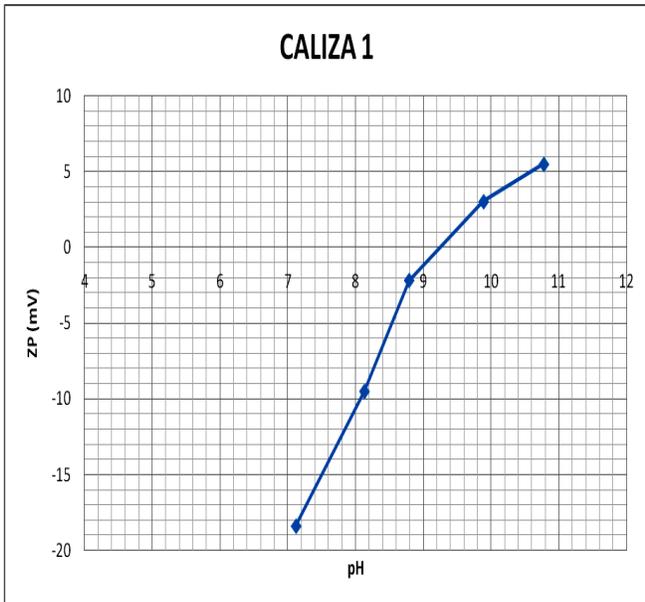


Figura 14. Valores del Punto de Carga Cero (PZC), para las distintas rocas

## 4.2 Muestras líquidas

### 4.2.1 Lixiviados ácidos sintéticos

#### 4.2.1.1 Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE)

Los valores de pH y CE se presentan en la tabla 12.

Los lixiviados sintéticos preparados con los jales oxidados del talud y del vaso son ácidos con valores de pH de 2.56 y 2.84, respectivamente (tabla 12), y se caracterizan por los altos valores de CE (3410 – 4220  $\mu\text{S}/\text{cm}$ ).

Tabla 12. Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE), de los lixiviados sintéticos

Muestra	pH	CE
		$\mu\text{S}/\text{cm}$
Lixiviado jal oxidado Vaso	2.56	3410
Lixiviado jal oxidado Talud	2.84	4220

#### 4.2.1.2 Caracterización química (concentraciones solubles)

La composición química de los lixiviados ácidos de los jales de estudio, se presentan en la tabla 13a.

Estos lixiviados se caracterizan por las altas concentraciones de algunos componentes mayores como  $\text{SO}_4^{2-}$ , Ca y Al; además de las concentraciones relativamente altas de Fe.

Las mayores concentraciones solubles de los aniones y metales de interés se determinaron para el lixiviado del vaso, que tiene un pH más ácido (pH = 2.56) que el lixiviado del talud (pH = 2.84), lo que parece indicar mayor agresividad del lixiviado del vaso para la disolución de los minerales presentes en los jales oxidados de los cuales se obtuvieron (ver tabla 5a y 5b) y la subsecuente liberación de sus componentes al lixiviado.

Tabla 13a. Caracterización química de los lixiviados ácidos de los jales de estudio

Parámetro	Lixiviado jal oxidado Talud	Lixiviado jal oxidado Vaso
Aniones, mg/L		
Cl <sup>-</sup>	ND	ND
SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	2014	2844
HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	< LD	< LD
Otros elementos de interés, mg/L		
Ag	< LD	< LD
Al	69.92	157.2
As	< LD	< LD
Be	< LD	< LD
Ca	519.6	634.4
Cd	< LD	< LD
Cu	2.874	5.316
Fe	21	265
Na	1.046	4.06
K	0.065	0.446
Mg	47.5	191.6
Mo	< LD	< LD
Pb	< LD	< LD
Si	3.719	3.232
Zn	0.37	1.115

<LD: inferior al límite de detección, mg/L: As = 0.02, Ba = 0.05, Cd = 0.03, Crtotal = 0.03, Hg = 0.05, Ag = 0.025, Pb = 0.12, Se = 0.05

#### 4.2.1.3 Especiación de Fe II y Fe III

Los resultados de la especiación del Fe se presentan en la tabla 13b.

Tabla 13b: Especiación de Fe II y Fe III en los lixiviados ácidos (iniciales) del vaso y talud

Clave muestra	Fe total	Fe II	Fe III
	mg/L		
Lixiviado jal oxidado Talud	21	3	18
Lixiviado jal oxidado Vaso	265	164	101

En el lixiviado del talud, de los 21 mg/L de Fe total, el 86 % (18 mg/L) está como Fe<sup>3+</sup>, mientras que el restante 14 % (3 mg/L) está como Fe<sup>2+</sup>. En el caso del lixiviado del vaso de los 265 mg/L de Fe total, solamente el 38% (101 mg/L) está como Fe<sup>3+</sup>; mientras que el restante 62% (164 mg/L) está como Fe<sup>2+</sup>.

Las concentraciones relativamente altas de  $Fe^{3+}$  y  $Fe^{2+}$  en los lixiviados del vaso de la presa de jales puede deberse a la disolución de las sales efluorescentes reportadas en la tabla 6a: rozenita ( $FeSO_4 \cdot 4H_2O$ ), aluminocopiapita magnésica:  $(Mg,Al)(FeAl)_4(SO_4)_6(OH)_2 \cdot 20H_2O$ , siderotil  $FeSO_4 \cdot 5H_2O$  y jarosita potásica  $KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$ .

#### 4.2.2 Aguas superficiales fuera de la zona de influencia de los jales de estudio

##### 4.2.2.1 Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE)

Los valores de pH y CE, se presentan en la tabla 14

Las aguas superficiales naturales localizadas fuera de la zona de influencia de los jales de estudio son prácticamente neutras y ligeramente básicas con valores de pH que varían entre 7.4 - 8.0; y valores de CE relativamente altas que varían entre 1040 y 1070  $\mu s/cm$  (tabla 14).

Tabla 14. Valores de pH y Conductividad Eléctrica (CE) de las muestras de agua superficial fuera de la zona de influencia de los jales (valores de fondo).

Clave	pH	CE
		$\mu s/cm$
Afondo 1	8	1070
Afondo 2	7.9	1100
Afondo 3	7.4	1040
Afondo 4	7.9	1040

##### 4.2.2.2 Caracterización química

Los resultados de los análisis químicos indican que las aguas superficiales naturales fuera de la zona de influencia de la presa de jales, se caracterizan por el predominio de las concentraciones de sulfatos, calcio, bicarbonatos y magnesio (tabla 15).

Tabla 15. Valores de los componentes mayores de las muestras de agua superficial fuera de la zona de influencia de los jales (valores de fondo)

Clave	Na <sup>+</sup>	K <sup>+</sup>	Ca <sup>2+</sup>	Mg <sup>2+</sup>	F <sup>-</sup>	Cl <sup>-</sup>	NO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	Error
	mg/L									
Afondo 1	11.0	0.9	301.8	15.4	0.3	2.0	8.0	753.2	194.6	-7,0
Afondo 2	11.0	1.2	258.9	12.0	0.4	2.1	3.3	806.7	197.7	-11.1
Afondo 3	12.9	1.0	274.5	16.4	0.4	2.4	2.7	653.2	263.4	-7,1
Afondo 4	9.0	1.2	301.3	11.9	0.3	1.8	ND	767.3	164.6	-7,6

### 4.3 Comparación y clasificación hidrogeoquímica de lixiviados sintéticos y de las muestras de aguas naturales superficiales

Los lixiviados sintéticos preparados con los jales oxidados del vaso y talud son ácidos con valores de pH de 2.5 y 2.8 (ver tabla 12) respectivamente; lo que confirma que los jales de estudio son generadores potenciales de drenaje ácido. En cambio las aguas naturales de la zona son ligeramente básicas (pH = 7.4 – 8.0) (ver tabla 14).

Por otro lado, los resultados de los análisis químicos indican que los lixiviados ácidos de los jales, se caracterizan por el predominio de las concentraciones de sulfatos, calcio y magnesio (ver tabla 13); lo que es similar a la composición de las aguas naturales superficiales fuera de la zona de influencia de los jales (ver tabla 15). Sin embargo, los lixiviados ácidos adicionalmente contienen cantidades importantes de hierro disuelto (265 y 21 mg/L) y se caracterizan por la ausencia de bicarbonatos.

Aunque de acuerdo al diagrama de Piper (figura 15), las muestras de los lixiviados ácidos de los jales se clasifican como aguas sulfatadas-cálcicas al igual que las aguas naturales superficiales de la región; los lixiviados ácidos contienen mayores concentraciones de magnesio y sulfatos (ver tablas 13 y 15).

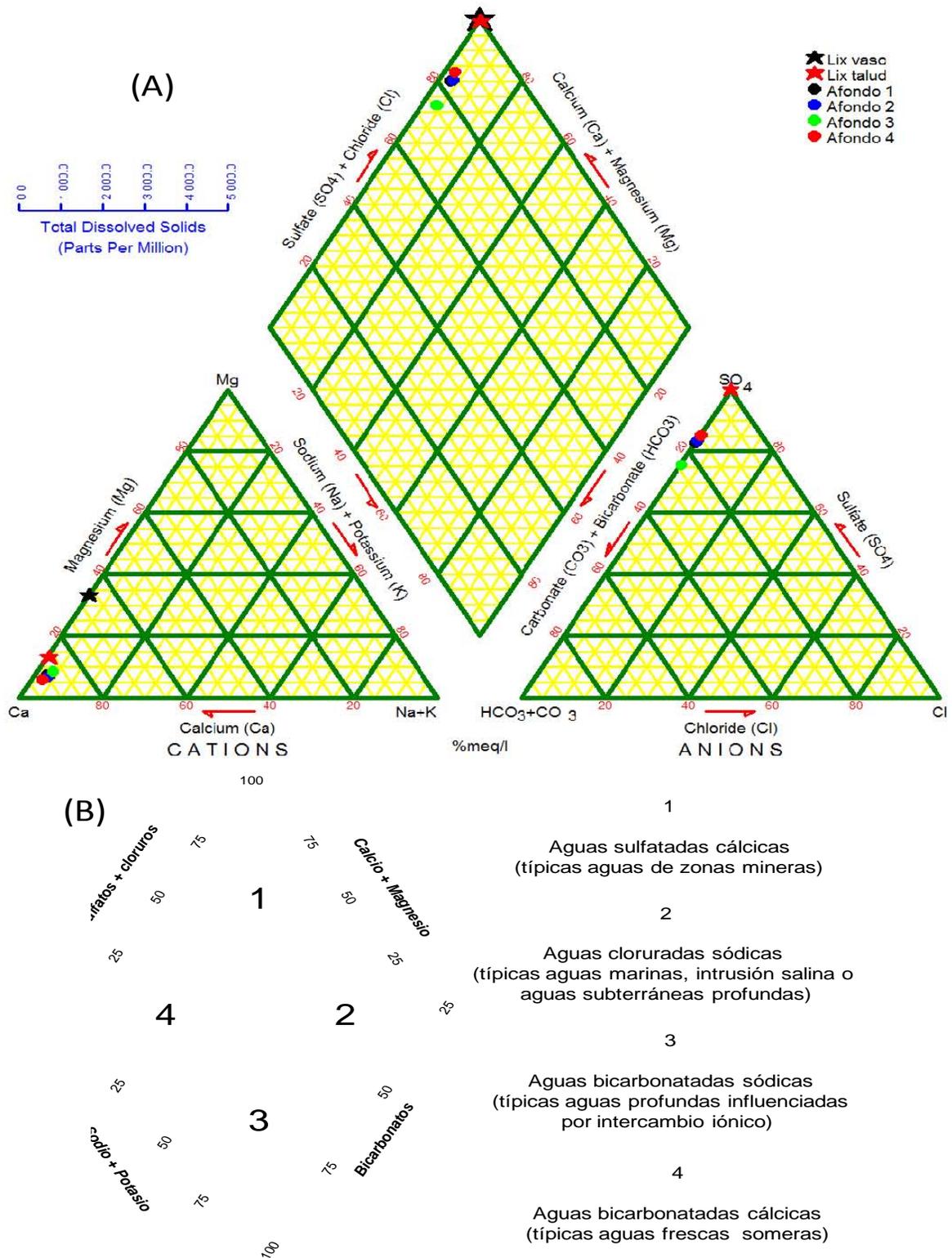


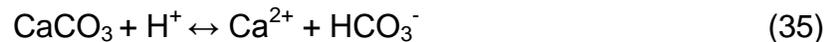
Figura 15. “(A) Diagrama de Piper para la clasificación hidrogeoquímica de muestras de aguas naturales superficiales de la zona de estudio y lixiviados ácidos de la presa de jales. (B) Guía para la interpretación del diagrama de Piper”

### 4.3 Evaluación general de la eficiencia de las rocas seleccionadas para el tratamiento de los lixiviados ácidos generados en la presa de jales.

#### 4.3.1 Neutralización

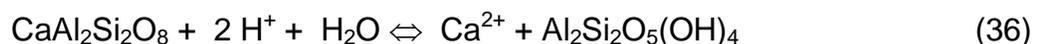
Los resultados de las mediciones de pH en los lixiviados tratados se presentan en los anexos 1, 2, 3 y 4. Estos resultados indican que los lixiviados ácidos del vaso (pH = 2.56) y talud (pH = 2.84) de los jales de estudio son eficientemente neutralizados por las rocas de la zona, elevando el pH hasta valores entre 5.5 – 7, en los lixiviados tratados, lo que se explica debido al alto potencial de neutralización determinados en las rocas seleccionadas para el tratamiento:  $PN_{\text{Caliza 1}} = 387 \text{ kg CaCO}_3/\text{ton}$ ,  $PN_{\text{Caliza 2}} = 472 \text{ kg CaCO}_3/\text{ton}$ ,  $PN_{\text{Caliza-Lutita B}} = 335 \text{ kg CaCO}_3/\text{ton}$  y  $PN_{\text{Terrero La Chula}} = 166 \text{ kg CaCO}_3/\text{ton}$  (ver tabla 10).

La eficiencia de las rocas, utilizadas para el tratamiento del drenaje ácido puede atribuirse a la disolución de la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ) que fue debidamente identificada mediante DRX en los 4 tipos de rocas utilizados en las pruebas (ver tabla 9a). El proceso de neutralización de los lixiviados se puede ejemplificar de acuerdo a la siguiente reacción:



De acuerdo a la reacción anterior, la disolución de la calcita permite la liberación de iones de  $\text{Ca}^{2+} + \text{HCO}_3^-$ , por lo que las concentraciones relativamente altas de  $\text{Ca}^{2+}$  y  $\text{HCO}_3^-$  en los lixiviados después del tratamiento realizado (ver figura 20, anexos 5 y 6), constituyen una evidencia indirecta del proceso de neutralización de los lixiviados ácidos.

En las muestras denominadas Caliza-Lutita B y Terrero La Chula, además de la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), se identificó un mineral perteneciente al grupo de las plagioclasas ( $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$ ) (ver tabla 9a), cuya disolución podría estar contribuyendo al proceso de neutralización de acuerdo a la siguiente reacción:



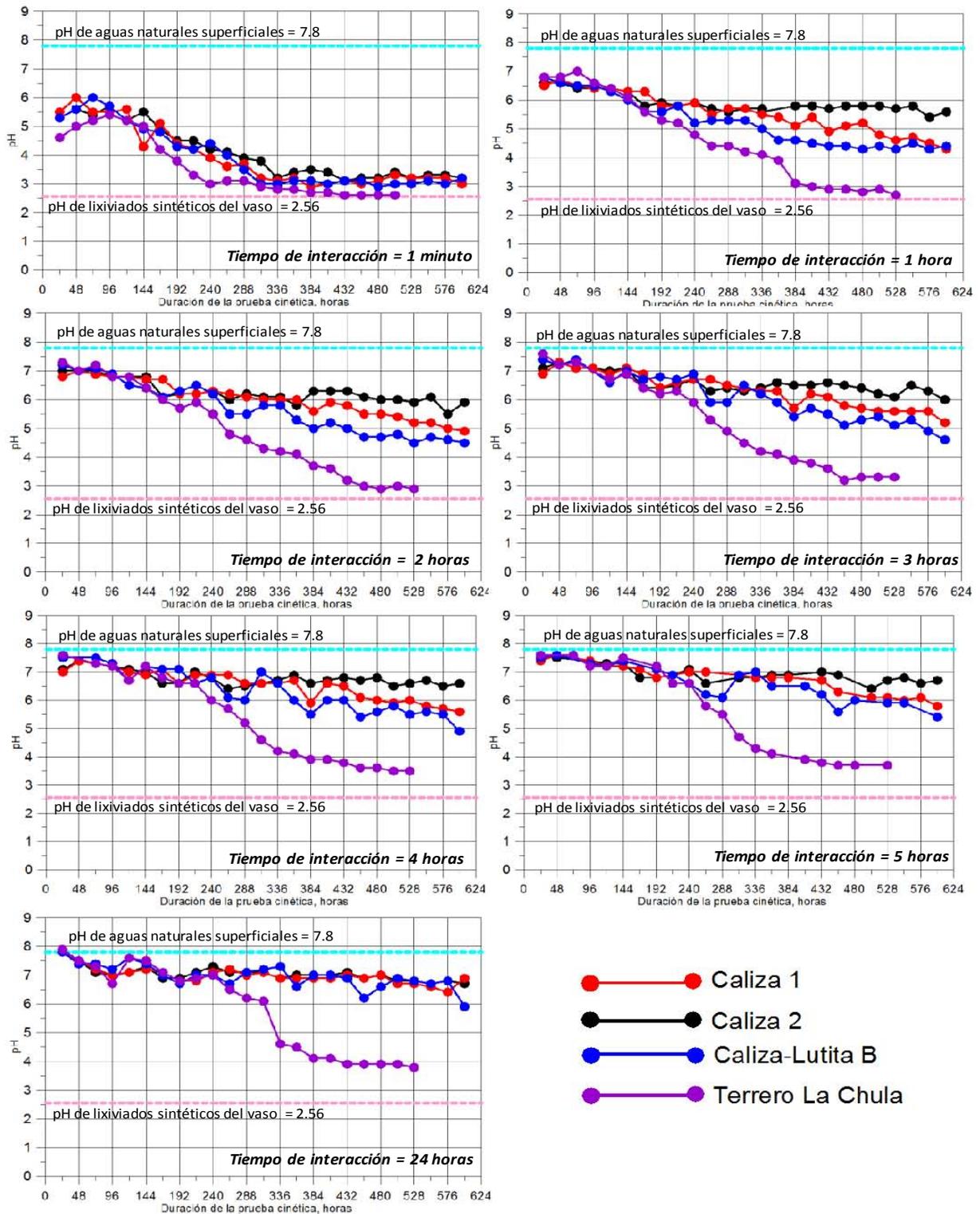


Figura 16 "Comportamiento del pH en los lixiviados del vaso tratados con las rocas de la región en diferentes tiempos de interacción durante 600 horas (25 días) de agitación constante.

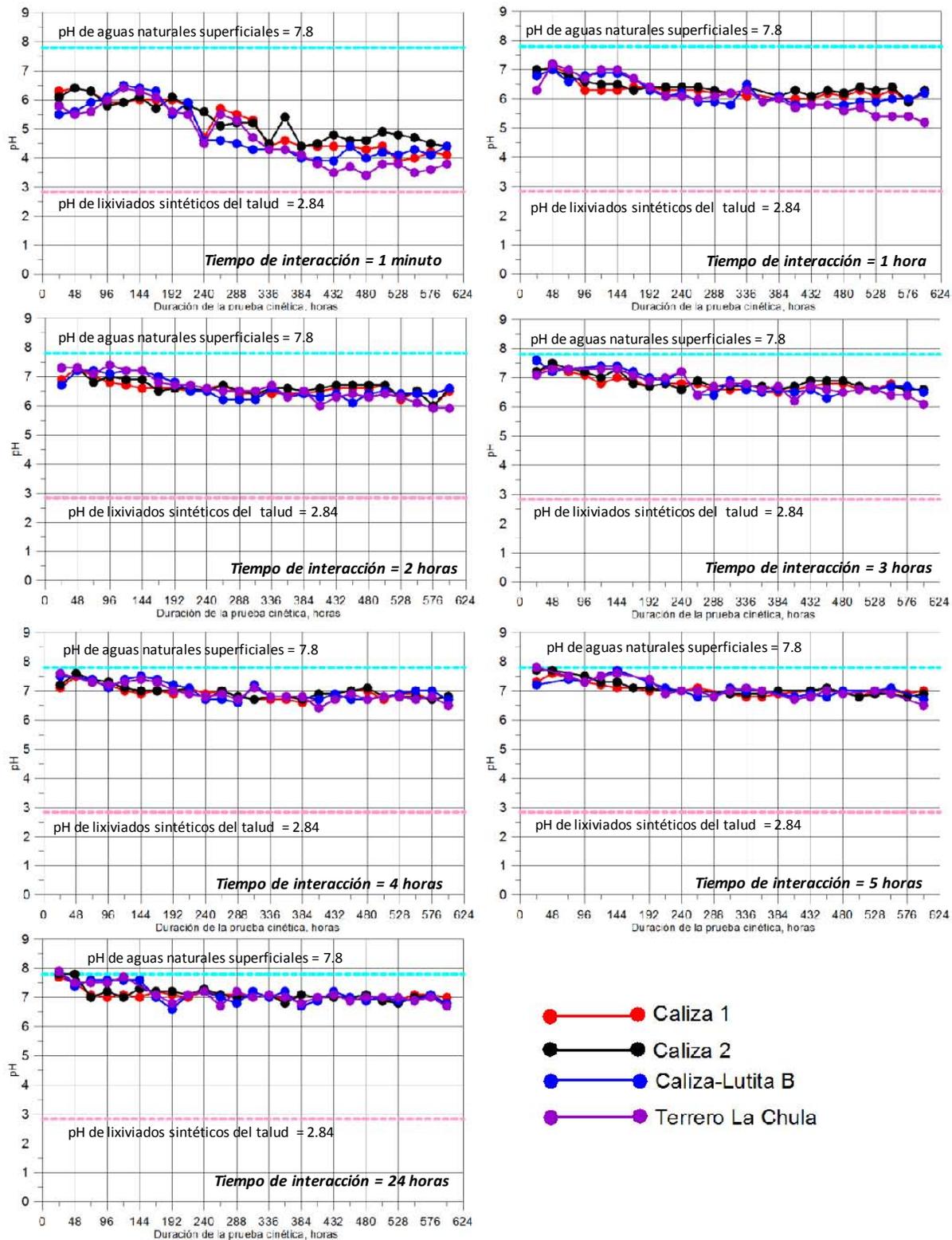


Figura 17 Comportamiento del pH en los lixiviados del talud tratados con las rocas de la región en diferentes tiempos de interacción durante 600 horas (25 horas) de agitación constante.

A continuación se detalla el proceso de neutralización de los lixiviados ácidos en función del tiempo de interacción con las rocas seleccionadas para el tratamiento durante el periodo de la prueba:

#### A) Lixiviados tratados del vaso

- Al minuto de interacción lixiviado-roca, la acción neutralizadora de los cuatro tipos de rocas es notoria, ya que se observa un incremento del pH de 2.56 (pH del lixiviado ácido de jales del vaso) hasta valores de pH entre 4.5 y 6. Sin embargo, la capacidad de neutralización disminuye a partir de las 120 horas de agitación. Finalmente, los cuatro tipos de rocas pierden capacidad de neutralización a partir de las 336 horas de agitación (ver figura 16).
  
- Cuando la interacción de los lixiviados y las rocas es de 1, 2 y 3 horas el comportamiento es similar. La acción neutralizadora de los cuatro tipos de rocas permite el incremento del pH hasta de 6.5 – 7.8. A partir de las 120 - 168 horas de agitación, las rocas comienzan a disminuir su capacidad de neutralización (ver figura 16). Sin embargo, es importante destacar que:
  - i) Las muestras de los “Terreros Mina La Chula” disminuyen su capacidad de neutralización hasta perderla completamente a las 384 horas de interacción (ver figura 16).
  
  - ii) Las otras rocas logran mantener el pH de los lixiviados tratados entre 5.5 – 6.0 (“Caliza 2”) y 4.5 – 5.0 (“Caliza 1” y “Caliza-Lutita B”) hasta el final de la prueba (600 horas de agitación) (ver figura 16).

## B) Lixiviados tratados del talud

- Al minuto de interacción lixiviado-roca, la acción neutralizadora de los cuatro tipos de rocas es notoria, ya que se observa un incremento del pH de 2.84 (pH del lixiviado ácido de jales del talud) hasta valores de pH entre 5.5 y 6.5. Sin embargo, la capacidad neutralizadora de las rocas disminuye a partir de las 168 horas de agitación (ver figura 17).
- Cuando la interacción de los lixiviados y las rocas es de 1, 2 y 3 horas el comportamiento es similar. La acción neutralizadora de los cuatro tipos de rocas permite el incremento del pH hasta de 6.5 – 7.9. Todas las rocas logran mantener el pH de los lixiviados tratados 5.5 y 6.5 hasta el final de la prueba (600 horas de agitación) (ver figura 17).
- A partir de la cuarta hora de interacción lixiviado-roca y en los siguientes tiempos de interacción considerados (5 y 24 horas) se observa los valores de pH se incrementan hasta valores entre 7.0 y 7.9; y los cuatro tipos de rocas logran mantener condiciones cercanas a la neutralidad hasta el final de la prueba (ver figura 17).

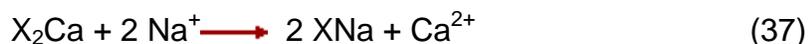
### 4.3.2 Retención de iones mayores

Los resultados de las determinaciones de los iones mayores en los lixiviados tratados (vaso y talud) se presentan en los anexos 5 y 6.

#### A) Comportamiento de las concentraciones de sodio ( $\text{Na}^+$ ) y potasio ( $\text{K}^+$ )

Las concentraciones de sodio ( $\text{Na}^+$ ) y potasio ( $\text{K}^+$ ) en los lixiviados tratados son inferiores al límite de detección “LD” ( $\text{LD}_{\text{Na}} = 0.4 \text{ mg/L}$  y  $\text{LD}_{\text{K}} = 0.3 \text{ mg/L}$ ) (ver anexos 5 y 6), que a su vez son menores a las concentraciones determinadas en los lixiviados ácidos no tratados de los jales (tabla 13a), lo que sugiere que estos iones están siendo retenidos en las rocas utilizadas en el tratamiento, que podría explicarse debido al fenómeno de intercambio

catiónico, ya que las rocas utilizadas en el tratamiento se caracterizan por su alta Capacidad de Intercambio Catiónico "CIC"(ver tabla 11, figuras 12 y 13). El intercambio catiónico que puede estar ocurriendo, durante la interacción de los lixiviados con las distintas rocas, puede ejemplificarse de acuerdo a la siguiente reacción:



De acuerdo a la ecuación anterior el calcio (Ca) presente en algunos minerales de las rocas del tratamiento puede ser sustituido por sodio (Na), con la subsecuente liberación de calcio (Ca) al medio. Este mismo fenómeno podría estar sucediendo para el caso del potasio (K).

Los resultados de la modelación hidrogeoquímica predicen índices de saturación negativo para los minerales que pueden contener sodio (Na) y potasio (K) (ver anexos 8,9,10 y 11): mica potásica  $[Al_3Si_3O_{10}(OH)_2]$  (IS = -9.79 a -8.229), carbonato de sodio  $[NaCO_3]$  (IS= -16.226 a -15.043); lo que indica que tanto el Na como el K deberían de estar en solución; sin embargo las muy bajas concentraciones de estos iones después del tratamiento (ver figura 20; y anexos 5 y6), parece corroborar la idea del intercambio catiónico como mecanismo de retención de estos cationes durante el tratamiento del drenaje ácido.

#### B) Comportamiento de las concentraciones de calcio (Ca) y sulfatos ( $SO_4^{2-}$ )

Las concentraciones de calcio (Ca) en los lixiviados tratados del talud son superiores a las determinadas en los lixiviados ácidos no tratados del talud (ver figura 20; y anexos 5 y 6).

Las altas concentraciones de calcio (Ca) en los lixiviados tratados reflejan el proceso de disolución de la calcita ( $CaCO_3$ ), lo que explica el incremento

del pH en los lixiviados tratados (ver figuras 16 y 17). Las altas concentraciones de calcio (Ca) se podrían explicar también mediante el fenómeno de intercambio catiónico con los iones de sodio (Na) y potasio (K), descritos anteriormente.

Las altas concentraciones de calcio (Ca) los lixiviados tratados son la evidencia del proceso de disolución del  $\text{CaCO}_3$  y posiblemente de las plagioclasas que al disolverse por el consumo de acidez, también liberan al medio calcio (Ca) (ver ecuación 35). Tanto la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ) como las plagioclasas ( $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$ ) fueron debidamente identificadas mediante DRX en las rocas utilizadas durante el tratamiento (ver tabla 9a).

La modelación hidrogeoquímica indica valores negativos para el Índice de Saturación (IS) con respecto a la calcita [ $\text{CaCO}_3$ ] (IS= -4.556- -2.214) (ver anexos 8,9,10 y 11), lo que implica que no es posible su precipitación a lo largo del tiempo que duraron las pruebas.

Sin embargo, en determinadas condiciones el calcio (Ca) liberado puede precipitar como yeso ( $\text{CaCO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ) debido a la abundancia de sulfatos en el medio, lo que explicaría la disminución de la concentración de calcio en los lixiviados tratados del vaso, las cuales son ligeramente inferiores a las determinadas en los lixiviados no tratados del vaso.

La precipitación de yeso ocurre a través de la siguiente reacción:



Las concentraciones de sulfatos en los lixiviados tratados (vaso y talud) son inferiores a las determinadas en los lixiviados no tratados (ver figura 20; anexos 5 y 6); lo que indica que la mayor parte de los sulfatos está siendo retenido durante el tratamiento.

De acuerdo a la modelación geoquímica los valores del Índice de Saturación (IS), reportados en los anexos 8,9,10 y 11, para el yeso  $[\text{CaCO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}]$  son positivos (IS= 0.146 - 0.251) lo que indicaría , que desde el punto de vista termodinámico, la precipitación del yeso es posible y esta ocurriendo.

La presencia de yeso después del tratamiento fue debidamente confirmada. Los resultados de los análisis de DRX (ver figura 18) indican la presencia de este mineral en las rocas después del tratamiento.

Por otro lado, los análisis de MEB-ERXED sugieren que el yeso está precipitando y acumulando alrededor de las partículas de rocas utilizadas en el tratamiento (ver figura 19). Este fenómeno puede ser negativo desde el punto de vista ambiental, ya que induciría a la pasividad de la roca y a la disminución de la porosidad y con esto disminuir la vida útil de las rocas empleadas para el tratamiento.

### C) Comportamiento de las concentraciones de bicarbonatos ( $\text{HCO}_3^-$ )

Las altas concentraciones de  $\text{HCO}_3^-$  (junto con las de  $\text{Ca}^{2+}$ ) reflejan el proceso de disolución de la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ), lo que explica el incremento del pH en los lixiviados tratados (ver figuras 16 y 17).

En cuanto al comportamiento de las concentraciones de bicarbonatos ( $\text{HCO}_3^-$ ) es importante destacar que:

En los casos de los lixiviados tratados (vaso y talud) con “Caliza 1”, “Caliza 2” y “Caliza-lutita B”, después de una ligera disminución en las concentraciones de  $\text{HCO}_3^-$  , se observa una tendencia general a la estabilización (ver anexos 5 y6; y figura 20), lo que indica que la capacidad de estos materiales para disolver calcita y por consiguiente su capacidad para neutralización no se agota durante los 25 días de la prueba, lo que

permite pronosticar que pueden mantener su capacidad de neutralización por mucho más tiempo que el utilizado en los experimentos.

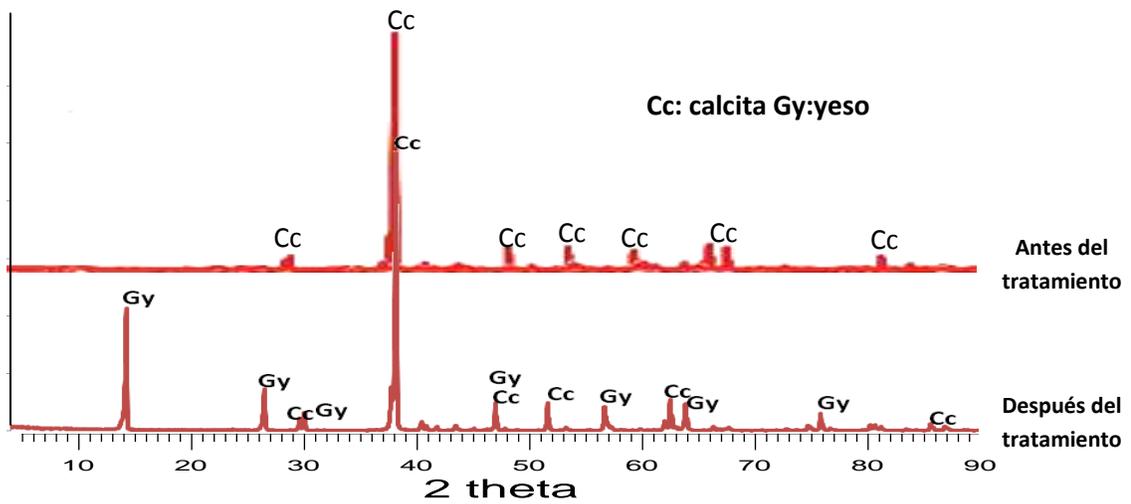


Figura 18. Análisis mediante DRX, de la roca caliza 2, antes y después del tratamiento

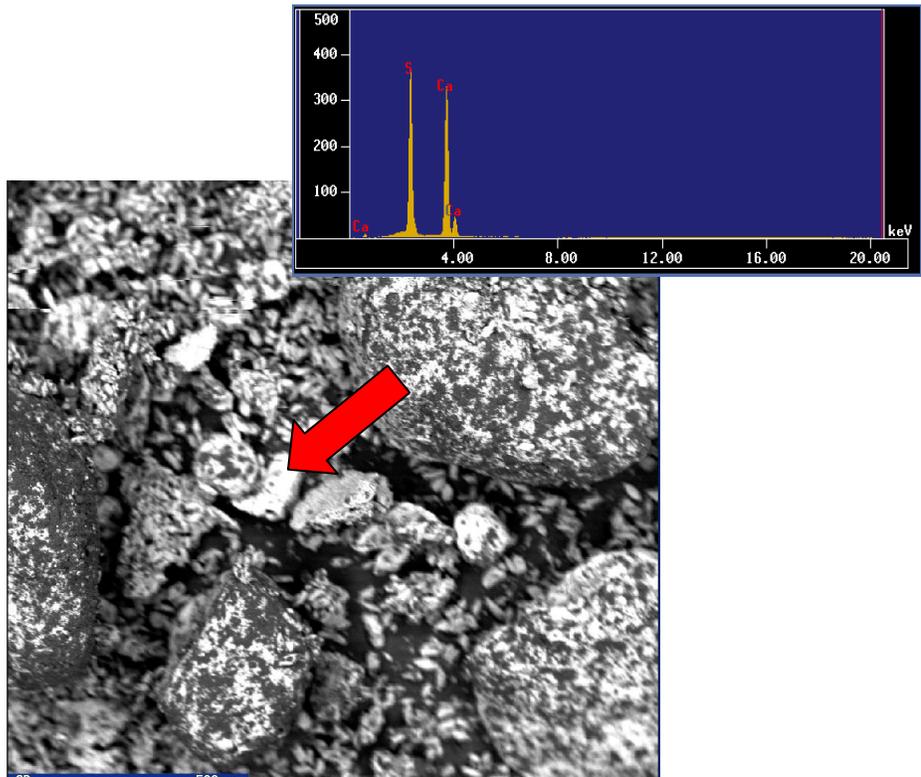


Figura 19. Imagen de análisis mediante MEB-ERXED que muestran yeso bordeando a las partículas de las distintas rocas utilizadas en el tratamiento.

En el caso de los lixiviados del vaso tratados con el material Terrero “La Chula”, las concentraciones de  $\text{HCO}_3^-$ , disminuyen drásticamente después de 11 días de tratamiento (ver anexos 5 y 6; y figura 20), lo que indica la pérdida de capacidad (del Terrero La Chula) para disolver la calcita ( $\text{CaCO}_3$ ) y por consiguiente la pérdida de capacidad de neutralización (ver figura 16).

### C) Comportamiento de las concentraciones de magnesio ( $\text{Mg}^{2+}$ )

Las concentraciones de  $\text{Mg}^{2+}$  en los lixiviados tratados del vaso son menores a las determinadas en los lixiviados no tratados del vaso (ver anexos 5 y 6; y figura 20), lo que indica la eficiencia de estas rocas para la retención de este ion. De acuerdo con la modelación hidrogeoquímica los valores del Índice de Saturación (IS), reportados en los anexos 8,9,10 y 11, son positivos (IS=3.929- 7.546) para la magnesiferrita [ $\text{MgFe}_2^{3+}\text{O}_4$ ], lo que indica que la retención de este elemento está gobernada por la precipitación de este mineral. Sin embargo la disminución en las concentraciones de este ion en los lixiviados tratados del vaso, también podría ser explicado por fenómenos de Intercambio Catiónico debido a la presencia de arcillas en las rocas empleadas, al igual que el sodio (Na) y potasio (K), ver sección 4.3.2 de este trabajo.

En los lixiviados tratados del talud, las concentraciones de  $\text{Mg}^{2+}$  son ligeramente mayores a las determinadas en los lixiviados no tratados del talud, (ver anexos 5 y 6; y figura 20), lo que indicaría un proceso de liberación del Mg a partir de las rocas utilizadas, esto puede deberse probablemente a la disolución del olivino [ $(\text{Fe}, \text{Mn}, \text{Mg})_2 \text{SiO}_4$ ] que se encuentra presente en las distintas rocas usadas en el tratamiento de los lixiviados. La liberación de  $\text{Mg}^{2+}$  puede darse según la siguiente reacción de disolución de olivino.



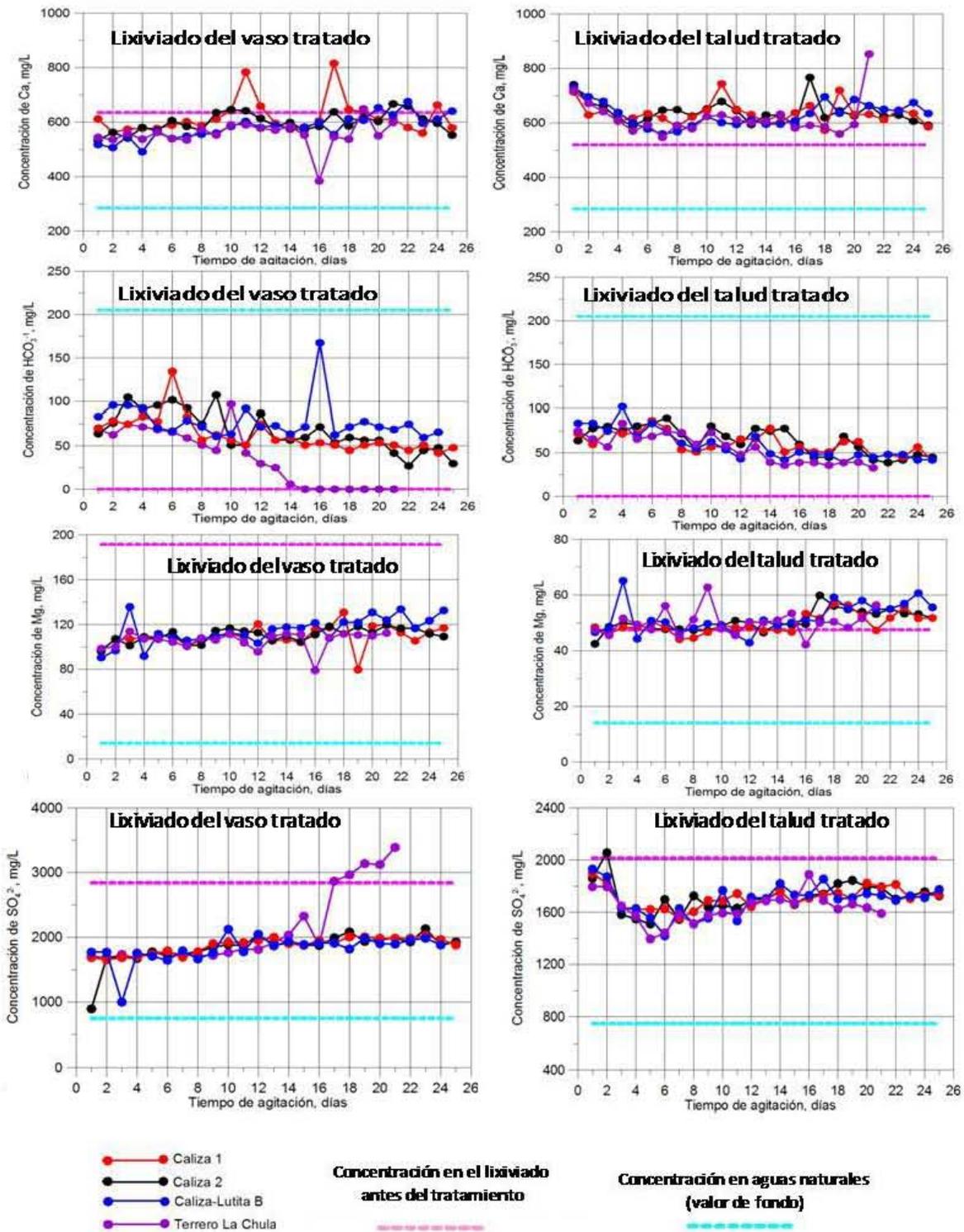


Figura 20. Comportamiento de la concentración de Ca, HCO<sub>3</sub><sup>-</sup>, Mg y SO<sub>4</sub><sup>2-</sup> en los lixiviados tratados con las distintas rocas

### 4.3.3 Retención de otros EPT de interés

En el anexo 7 se presentan los resultados de las concentraciones de Elementos Potencialmente Tóxicos (EPT) en los lixiviados tratados del vaso y talud, mismos que fueron detectados en los lixiviados ácidos antes del tratamiento: Fe, Al, Cu, Zn y Si.

Estos resultados indican que las distintas rocas utilizadas en el tratamiento muestran en general una alta eficiencia en la retención de los distintos iones analizados: hierro (Fe), aluminio (Al), cobre (Cu), zinc (Zn) y silicio (Si).

Las variaciones en las concentraciones indican que:

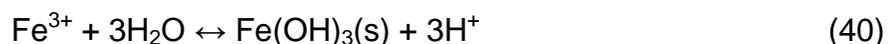
#### A) Hierro (Fe)

En los lixiviados ácidos del talud y del vaso (antes del tratamiento) se determinó la presencia de  $\text{Fe}^{2+}$  y  $\text{Fe}^{3+}$  (ver tabla 13 b).

Sin embargo, en los lixiviados tratados no se detectó la presencia de Fe (ver figuras 24 y 25), lo que indica que está siendo retenido en un 100%.

Como ya se mencionó anteriormente, los lixiviados ácidos han sido eficientemente neutralizados por las rocas utilizadas, elevando el pH hasta valores entre 5.5 – 7, en los lixiviados tratados (ver figuras 16 y 17)

Bajo las condiciones neutras, es posible la hidrólisis del  $\text{Fe}^{3+}$ , con la subsecuente precipitación de hidróxido de Fe de acuerdo a la siguiente reacción:



Considerando que en los lixiviados tratados no se detectó la presencia de Fe, a pesar de que gran parte de este metal se detectó como  $\text{Fe}^{2+}$ , se puede inferir que durante el tratamiento, el  $\text{Fe}^{2+}$  que se detectó en los lixiviados no tratados se oxidó a  $\text{Fe}^{3+}$  de acuerdo a la siguiente ecuación:



De acuerdo a la modelación hidrogeoquímica, los valores del Índice de Saturación (IS) para los distintos minerales que contienen Fe son positivos (ver anexos 8,9,10 y 11), lo que indica que los minerales de Fe pueden estar precipitando durante el tratamiento. Los posibles minerales de Fe que se pueden precipitar son: magnetita [ $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ] (IS=16.881- 20.500), hematita [ $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ] (IS=15.953-17.954), jarosita [ $\text{KFe}_3^{3+}(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$ ] (IS=7.981-11.132), lepidocrocita [ $\alpha\text{-Fe}^{3+}\text{OOH}$ ] (IS=5.897-6.897) y ferrehidrita [ $\text{Fe}^{3+}_4?5(\text{OH},\text{O})_{12}$ ] (IS= 4.068-5.068), entre otros (ver anexos 8,9,10 y 11).

Por otra parte, está reportado que la precipitación de Fe-oxihidróxidos, puede contribuir de forma directa en la retención de algunos otros iones (McGregor *et al.*, 1998; Romero, 2007). De acuerdo a los valores de PZC reportados para los Fe-ohidróxidos (PCZ= 6.5-6.8) (Appelo, 1993) y considerando el pH (> 7.0) de los lixiviados tratados, se infiere que éstos pueden estar cargados negativamente y por lo tanto atraer y retener a distintos cationes disueltos, mediante procesos de sorción.

La precipitación de compuestos de hierro puede también inferirse por las observaciones y análisis MEB-ERXED (figura 21). En esta imagen se puede observar partículas donde predomina el Fe, que se interpreta como Fe-oxihidróxidos. La presencia de Si, Al y Ca en las partículas asociadas a los Fe-oxihidróxidos, permite especular que los minerales del grupo de los aluminosilicatos están sirviendo como nucleos para atraer preferentemente los precipitados de oxihidróxidos- Fe, con lo cual se disminuye la posibilidad de la pasivación de los agentes neutralizantes (calcita) por la formación de costras de los productos precipitados durante el tratamiento.

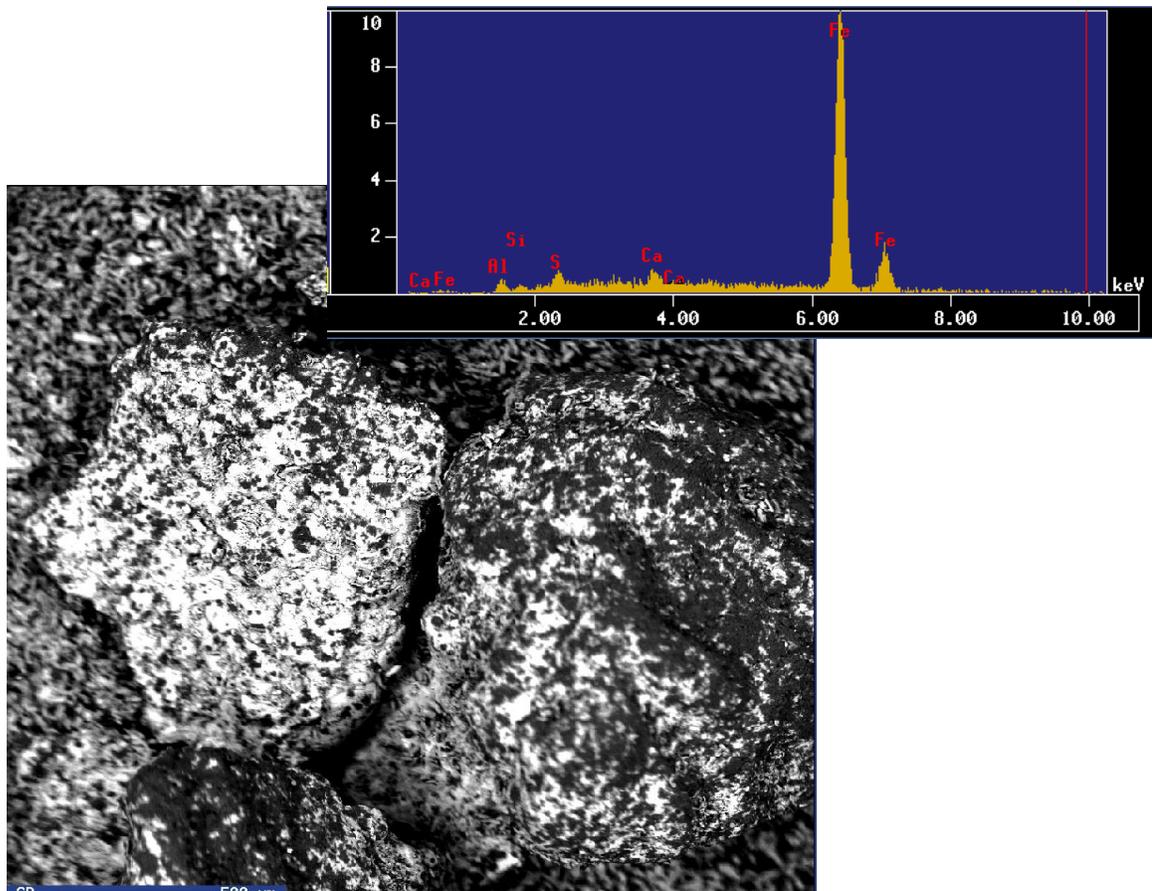


Figura 21. Imagen de análisis mediante MEB-ERXED que muestran Fe- oxihidroxidos, bordeando a las partículas de las distintas rocas utilizadas en el tratamiento.

## B) Aluminio (Al)

En los lixiviados tratados del talud y del vaso, las concentraciones de Al son menores que las determinadas en los lixiviados ácidos (no tratados), lo que indica que este metal está siendo retenido en la fase sólida del sistema (ver figuras 22, 24 y 25; y anexo 7).

De acuerdo a la modelación hidrogeoquímica, los valores del Índice de Saturación son positivos, e indican la posible precipitación de minerales que contienen Al: alunita  $[KAl(OH)_6(SO_4)_2]$  (IS=5.878-10.109), basaluminita  $[Al_4(OH)_{10}SO_4]$  (IS=2.083-10.856), gibsita  $[Al(OH)_3]$  (IS=1.171-3.995) y

jurbanita  $[\text{Al}(\text{OH})\text{SO}_4]$  (IS= 1.279-1.87), entre otros (ver apéndices 8,9,10 y 11). La precipitación de los minerales que contienen Al, puede ser la explicación de las bajas concentraciones de este metal en los lixiviados después del tratamiento con las distintas rocas utilizadas (ver figura 24 y 25; anexo 7).

Por otro lado, los análisis de MEB-ERXED indican la presencia de partículas en cuya composición sobresale el Al y Fe, lo que parece indicar la retención del Al en los Fe-oxihidróxidos, debido a la capacidad de sorción de cationes que tienen éstos últimos.

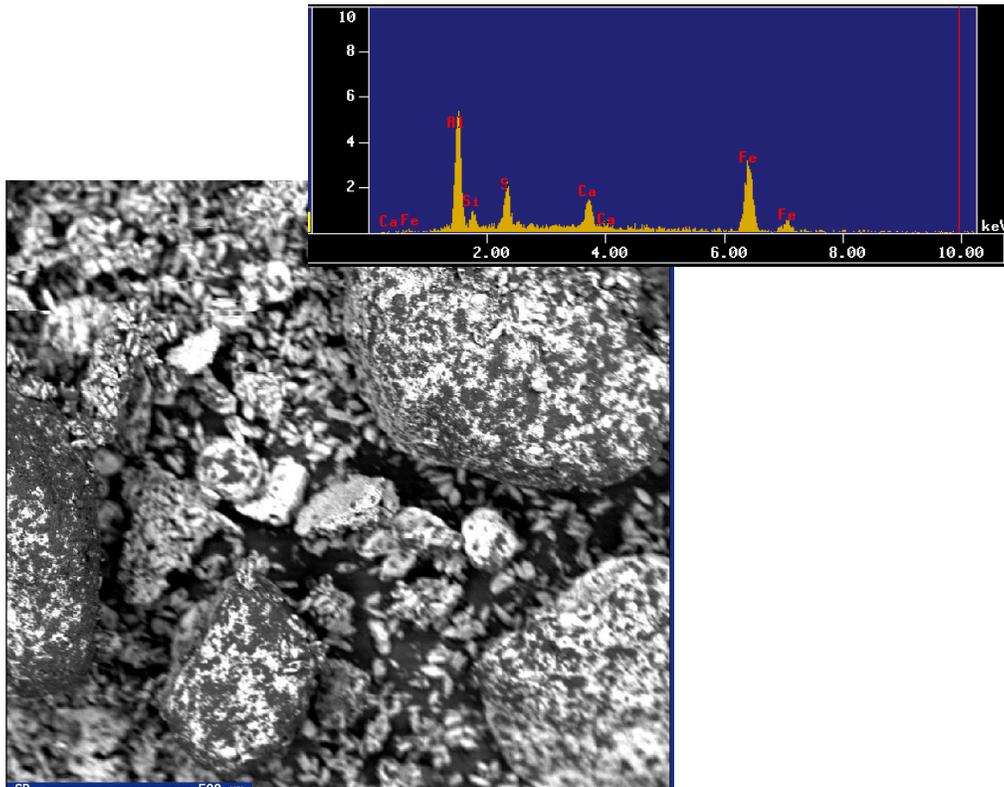


Figura 22. Imagen de análisis mediante MEB-ERXED que muestran películas bordeando a las partículas de las distintas rocas utilizadas en el tratamiento, así como la afinidad del Al y el Fe dentro del sistema.

### C) Cobre (Cu)

En los lixiviados tratados del talud y del vaso, no se detectó la presencia de Cu, lo que indica que este metal está siendo retenido en la fase sólida del sistema (ver figuras 24 y 25, anexos 7).

De acuerdo a la modelación hidrogeoquímica, los valores positivos del Índice de Saturación (IS), reportados en los anexos 8, 9,10 y 11, indican la precipitación de ferrita cúprica  $[\text{CuOFe}_2\text{O}_3]$  (IS=12.768-16.396), lo que podría explicar la ausencia de este metal en los lixiviados después del tratamiento.

Por otro lado, los análisis de MEB-ERXED indican la presencia de este metal (Cu) en cantidades mínimas (como traza) asociado a partículas donde predomina el Fe (Fe-oxihidróxidos) lo que parece indicar la retención del Cu en los Fe-oxihidróxidos, debido a la capacidad de sorción de cationes que tienen éstos últimos.

Tabla 16. Composición química y % en peso obtenidos mediante MED-EDS; de las partículas de las distintas rocas después de haber interactuado con los lixiviados del vaso y talud.

Elemento \ Lixiviado	Vaso	Talud
	% en peso	
Fe	54.847	8.071
Cu	4.524	1.656

### D) Zinc (Zn)

Las concentraciones de Zn en los lixiviados antes del tratamiento, tanto para el talud como para el vaso son relativamente bajas (0.37- 1.115 mg/L, tabla 13a). Después del tratamiento, las concentraciones de este metal son

aún más bajas (ver anexo 7). Estos resultados indican que el Zn está siendo retenido en la fase sólida del sistema.

De acuerdo a la modelación hidrogeoquímica, los valores del Índice de Saturación negativos, reportados en los anexos 8,9,10 y 11, indican que no es posible la precipitación de minerales que contienen Zn, tales como: hidróxido de zinc  $[\text{Zn}(\text{OH})_2]$  (IS= -7.659 - -6.204); smithsonita  $[\text{ZnCO}_3]$  (IS= -5.329- -3.412); lo que implicaría que estos minerales están en solución; lo cual no corrobora las bajas concentraciones determinadas en los lixiviados una vez tratados (ver anexo 7).

Aunque no se obtuvieron evidencias, mediante los análisis de MEB-ERXED, sobre la retención del Zn en los Fe-óxidos, podemos especular que las bajas concentraciones en los lixiviados tratados se a la capacidad de sorción de cationes que tienen éstos últimos (Fe- oxihidróxidos), bajo las condiciones de pH de los lixiviados tratados.

#### E) Silicio (Si)

En general, las concentraciones de Si, son menores en los lixiviados tratados, lo que implica que este ión está siendo retenido en la fase sólida del sistema (figuras 24 y 25, anexo 7).

De acuerdo a la modelación hidrogeoquímica, los valores del Índice de Saturación (IS) positivos, reportados en los apéndices 8, 9,10 y 11, indican la posible precipitación de minerales que contienen Si como el cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), halloysite ( $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ ), ilmogolite ( $\text{Al}_2\text{SiO}_3(\text{OH})_4$ ) y caolinita ( $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ ).

Los análisis MEB-ERXED, muestran partículas en cuya composición predomina el Si y Al, que podrían estar asociadas a la precipitación de minerales que contengan estos elementos, esto explicaría las bajas concentraciones de Si en los lixiviados tratados.

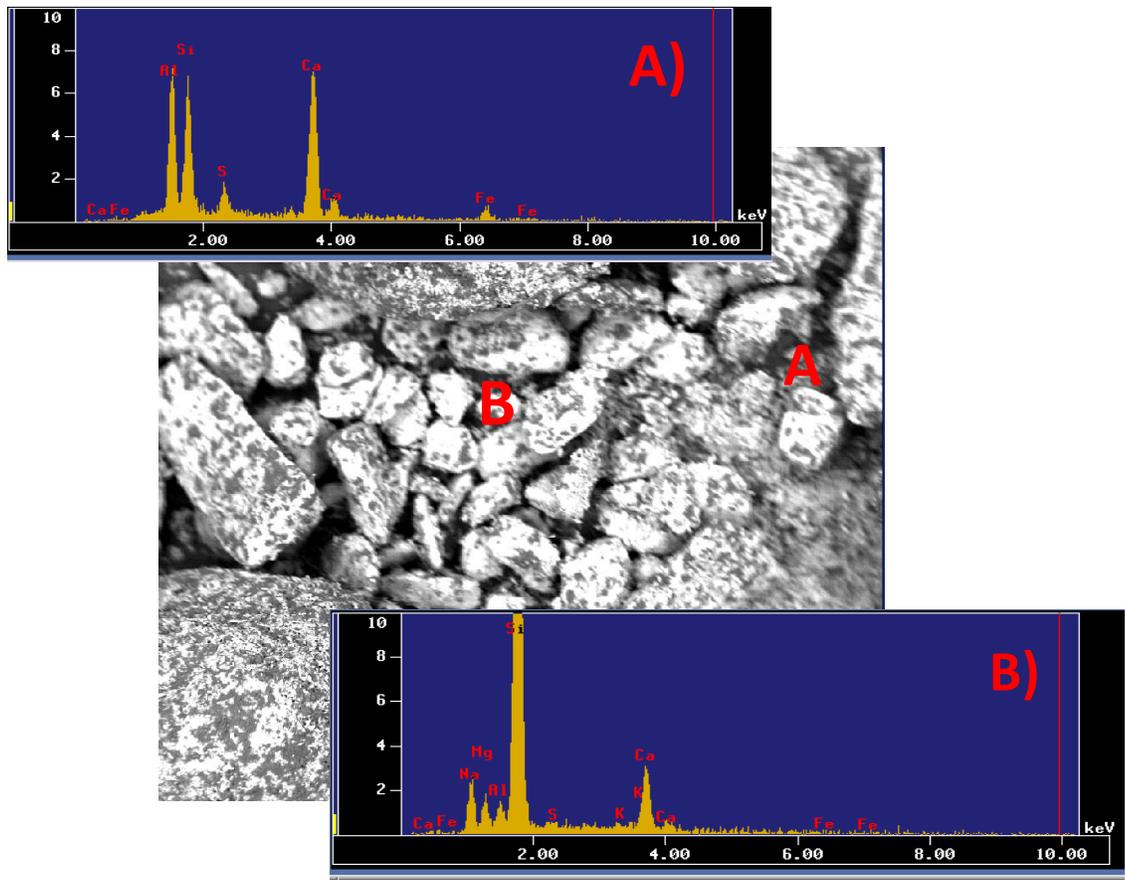


Figura 23. Imagen de análisis mediante MEB-ERXED que muestran A) partícula que corresponde probablemente a un aluminosilicato y B) partícula que corresponde probablemente a un olivino?

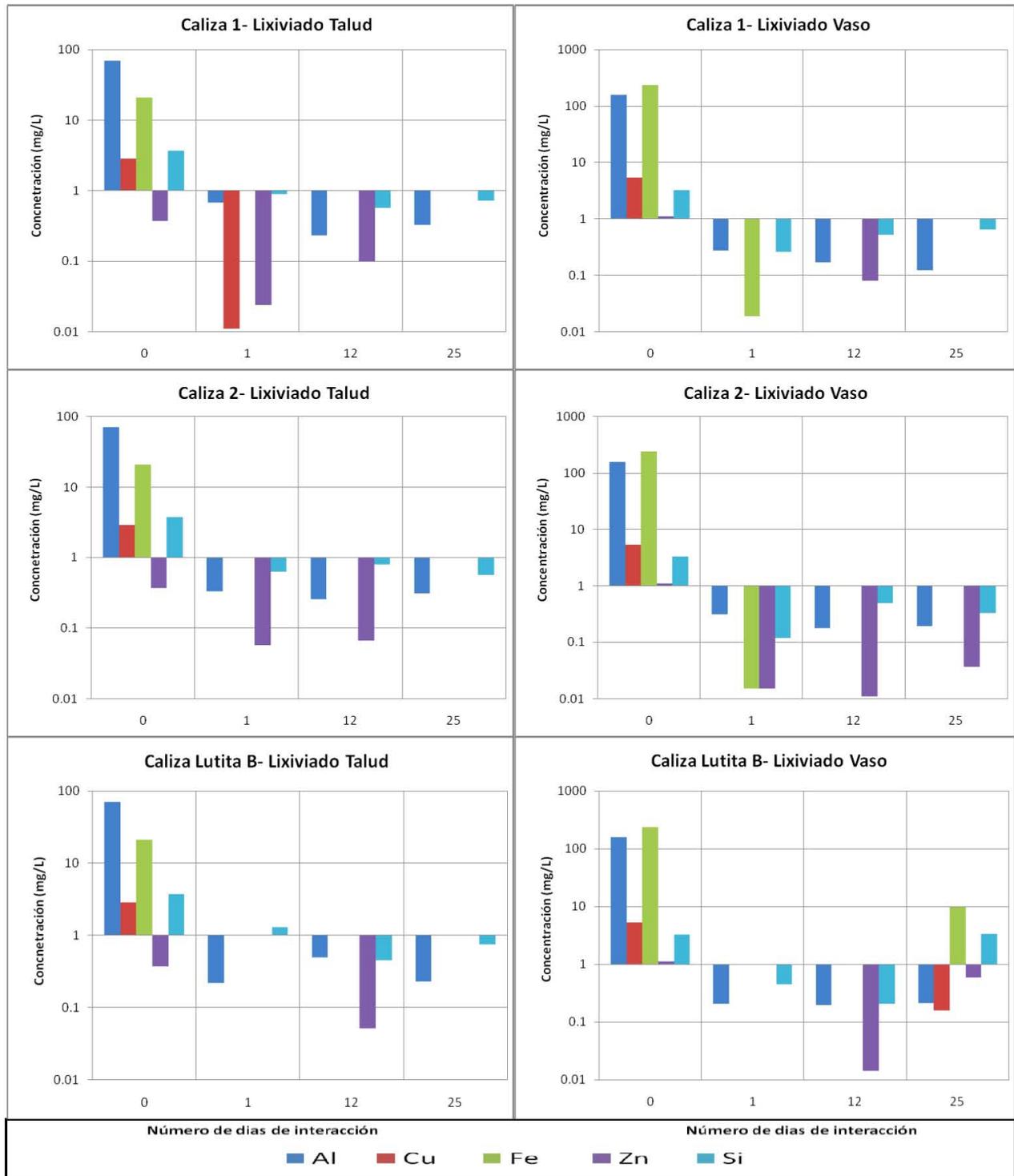


Figura 24. Variación en las concentraciones de los iones antes, durante y después del tratamiento con las distintas rocas utilizadas

Con base en todos los resultados anteriores podemos concluir que las rocas “Caliza 1”, “Caliza 2” y “Caliza-Lutita B” son las más eficientes para neutralizar el drenaje ácido y retener a metales como el Fe, Al, Cu, Zn y Si, cuya precipitación no parece inhibir su potencial de neutralización. En cambio la capacidad de neutralización y retención de metales en las muestras del “Terrero La Chula”, disminuye después de los 19 días de agitación.

#### 4.4 Deficiencia del material “Terrero Mina la Chula” para el tratamiento de los lixiviados ácidos del vaso de la presa de jales

Se pudo observar que para el lixiviado del vaso tratado con el material “Terrero Mina la Chula” después de 19 días de interacción existe la presencia de Fe, Al, Cu, Zn y Si en la fase acuosa del sistema (anexo 7), lo que indica que este material además de perder capacidad de neutralización con el tiempo (pH=3.8, figura 16), también pierde la capacidad de retención de estos metales (figura 25).

Esto se puede atribuir probablemente a la pasivación de los agentes de neutralización y retención, mediante la formación de películas de Oxi-hidroxidos de Fe en los alrededores de estas partículas.

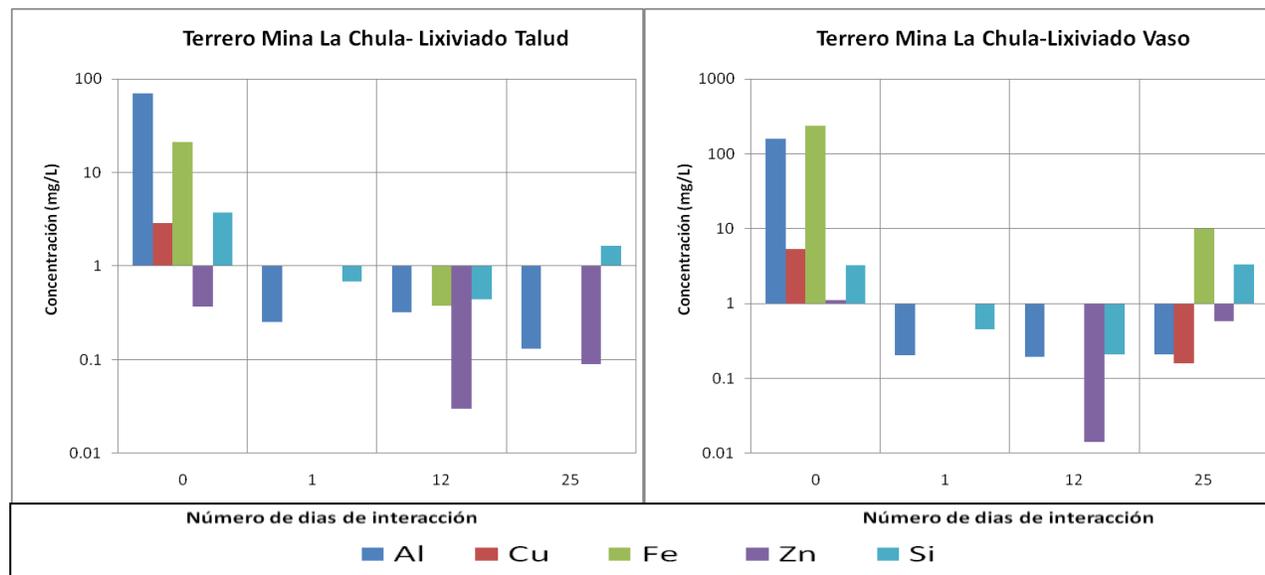


Figura 25. Variación en las concentraciones de los iones antes, durante y después del tratamiento con la roca Terrero Mina La Chula

## V. CONCLUSIONES

### 5.1 Peligrosidad de los jales

- Por su toxicidad los jales estudiados se clasifican como NO PELIGROSOS; ya que las concentraciones solubles de los constituyentes tóxicos son inferiores a las concentraciones máximas permisibles (solubles) que hacen a los jales peligrosos de acuerdo a la NOM-141-SEMARNAT-2003.

Las muy bajas concentraciones solubles de los EPT se deben a que de acuerdo a la mineralogía reportada para el yacimiento de donde provienen estos jales no existe la abundante presencia de minerales que pudieran contener estos elementos.

- De acuerdo a la NOM – 141 – SEMARNAT – 2003, los jales estudiados se clasifican como PELIGROSOS debido a su capacidad para la generación de drenaje ácido. En las muestras de los lixiviados sintéticos producidos a partir de jales oxidados, tanto del vaso, como del talud los valores de pH van de 2.6 y 2.8; lo que indica que actualmente hay generación de acidez.

### 5.2 Valoración de las rocas para ser utilizadas en el tratamiento del drenaje ácido

- Los resultados obtenidos indican que 4 tipos de rocas (Caliza 1, Caliza 2, Caliza-Lutita B y Terrero La Chula), cuyos bancos se localizan en los alrededores de la presa de jales estudiada, tienen un alto potencial de neutralización PN, en kg CaCO<sub>3</sub>/ton (PN<sub>Caliza 1</sub> = 387, PN<sub>Caliza 2</sub> = 472, PN<sub>Caliza-Lutita B</sub> = 335 y PN<sub>Terrero La Chula</sub> = 166.) . En estas rocas, la calcita es el principal mineral que desempeña el papel de agente de neutralización, cuya rápida disolución permite que el pH en los lixiviados tratados aumente hasta valores neutros y ligeramente básicos.

- El lixiviado ácido del vaso es eficientemente neutralizado, ( $\text{pH} = 5.5 - 7$ ) y los contaminantes retenidos, a partir de 4 horas de interacción con Caliza 1, Caliza 2 y Caliza-Lutita B, durante todo el tiempo de la prueba (25 días). En cambio, con el “Terrero La Chula”, solamente se logra neutralizar el drenaje ácido y retener a los contaminantes, a partir de 3 - 4 horas de interacción, en los primeros 15 días de la prueba, y después pierde su capacidad de neutralización y retención de contaminantes, debido, probablemente a la pasivación de los agentes neutralizadores. En el caso del lixiviado ácido del talud los cuatro tipos de rocas logran neutralizarlo eficientemente ( $\text{pH} 6 - 7$ ) a partir de 2 horas de interacción y no se pierde la capacidad de neutralización en todo el periodo de la prueba (25 días).
- En general, se observó que las concentraciones de Ca y Mg en los lixiviados tratados son similares o superiores a las determinadas en los lixiviados ácidos (antes del tratamiento), lo que es evidencia del proceso de neutralización que tiene lugar en las pruebas, debido a la disolución de minerales alcalinos como  $\text{CaCO}_3$  y  $\text{MgFe}_2\text{O}_4$ , presentes en las rocas utilizadas en el tratamiento, lo cual explica la eficiencia de estas rocas para la neutralización del lixiviado ácido.
- Las concentraciones de Na y K son menores en los lixiviados tratados que las determinadas en los lixiviados ácidos; lo que indica que estos elementos están siendo retenidos en la fase sólida y que además, las rocas utilizadas no lo aportan. Esta retención se debe probablemente al intercambio catiónico en los minerales contenidos en las rocas utilizadas en el tratamiento.
- Las concentraciones de sulfatos ( $\text{SO}_4^{2-}$ ) en los lixiviados tratados son inferiores a las determinadas en los lixiviados ácidos, lo que indica que este anión se está quedando retenido en las rocas utilizadas en el tratamiento debido probablemente a la precipitación de yeso.

- En los lixiviados tratados, (pH cercano al neutro) las concentraciones de Fe, Al, Cu, Zn y Mn decrecen sustancialmente, debido probablemente a la precipitación de los óxidos e hidróxidos de estos metales, la cual se favorece a pH neutros.

Finalmente podemos concluir que las rocas “Caliza 1”, “Caliza 2” y “Caliza-Lutita B” son las más eficientes para neutralizar el drenaje ácido y retener a los metales como el Fe, Al, Cu, Zn y Mn, cuya precipitación no parece inhibir su potencial de neutralización. En cambio la capacidad de neutralización y retención de metales del “Terrero La Chula”, disminuye después de los 15 días de agitación, debido probablemente a la pasivación de los agentes de neutralización y retención.

## **RECOMENDACIONES**

1. Realizar pruebas de laboratorio en columnas, para verificar los resultados de este estudio del tratamiento de los lixiviados ácidos de jales en lotes
  - a) Con las rocas que resultaron ser eficientes para la neutralización y retención de metales.
  - b) Con mezclas de los diferentes tipos de rocas que resultaron ser eficientes para la neutralización y retención de metales, con el fin de valora la posibilidad de aumentar la eficiencia de las rocas de los alrededores.
2. Evaluación de la estabilidad del tratamiento bajo diferentes condiciones ambientales (mayor o menor humedad, mayor o menor concentración de iones, etc.)

## BIBLIOGRAFÍA

- Appelo C, Potsma D. 1993. *Geochemistry, groundwater and pollution*. A.A. Balkema, Rotterdam.
- Armienta, M.A., Rodríguez, R. and Cruz, O. 1997a. Arsenic content in hair of people exposed to natural arsenic polluted groundwater at Zimapán, México, *Bulletin of Environmental Contamination and Toxicology*, Vol. 59, pp.583–589.
- Armienta, M.A., Rodríguez, R., Aguayo, A., Cenicerros, N. and Villaseñor, G. 1997b. Arsenic contamination of groundwater at Zimapán, México, *Hydrogeology Journal*, Vol. 5, pp.39–46.
- Armienta, M.A., Villaseñor, G., Rodríguez, R., Ongley, L.K., Mango, H., 2001, The role of arsenic-bearing rocks in groundwater pollution at Zimapan Valley, Mexico. *Environmental Geology*, Vol 40(4-5), pp. 571-581.
- Bain, J.G., Blowes, D.W., Robertson, W.D., Frind, E.O., 2000, Modelling of sulfide oxidation with reactive transport at a mine drainage site. *Journal of Contaminant Hydrology*, Vol 41(1-2), pp. 23-47.
- Boonstra J, van Lier R, Janssen G, Dijkman H, Buisman CJN., 1999. Biological treatment of acid mine drainage. In: Amils R, Ballester A, editors. *Biohydrometallurgy and the Environment Toward the Mining of the 21st Century*, vol. 9B. Elsevier: Amsterdam;. p. 559– 67.
- Bowell, R.J. 1994. Sorption of arsenic by iron oxides and oxyhydroxides in soils. *Applied Geochemistry*, Vol. 9, pp.279–286.
- Carrillo, A. and Drever, J.I., 1998a. Adsorption of arsenic by natural aquifer material in the San Antonio – El Triunfo mining area, Baja California, México. *Environmental Geology*, Vol. 35, pp.251–257.

- Castro- Larragoitia, Javier; Utz Kramar y Harald Puchelt. 1997. 200 years of mining activities at La Paz/San Luis Potosí/Mexico — Consequences for environment and geochemical exploration. *Journal of Geochemical Exploration*  
Volumen 58, Número 1, Pp 81-91
- Clark Kenneth F., Foster C. Thomas and Damon Paul E. 1982. Cenozoic mineral deposits and subduction-related magmatic arcs in Mexico. *GSA bulletin*; v. 93; No. 6; p. 533-544
- Comisión Nacional del Agua (CNA). 2002. Determinación de la disponibilidad de agua en el acuífero Minatitlán, Estado de Colima.
- Comisión Nacional del Agua (CNA). 2010. [www.cna.gob.mx](http://www.cna.gob.mx)
- Consejo de Recursos Minerales (CRM). 1994. Monografía Geológico-Minera del Estado de Colima. México. Pp 49-60.
- Corona Esquivel Rodolfo. 2004. Modelo Magmático del Yacimiento de Hierro Peña Colorada, Colima, y su relación con la exploración de otros yacimientos de hierro en México. Tesis Doctoral. Instituto de Geología. UNAM. Boletín No113. Pp 97.
- Costello, C., 2003. Acid mine drainage: Innovative treatment technologies. Washington. D.C., United States Environmental Protection Agency, Technology Innovation Office, pp. 52.
- Coulton R, Bullen C, Dolan J, Hallet C, Wright J, Marsden C. 2003. Wheal Jane mine water active treatment plant-design, construction and operation. *Land Contam Reclam*;11:245– 52.
- Dold, B., 2002, Basic Concepts of Environmental Geochemistry of Sulfide Mine Waste, Curso de Posgrado, Universidad Nacional Autónoma de México, 22- 28 Abril. pp. 1-38

- Dorr, J.V.N., 1969, Physiographic, stratigraphic and structural development of the Quadrilatero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil: U.S. Geological Survey Professional Paper 641-A, 110 p.
- Dott, R.H., y Lyman, R.B., 1988, Evolution of the Earth: Nueva York, McGraw-Hill, 617 p.
- Faure, G. 1980. Principles and applications of Inorganic Geochemistry. Macmillan Publishing Company, Canada.
- Foster, A.L., Brown Jr., G.E., Tingle, T.N. and Parks, G.A. 1998. Quantitative arsenic speciation in mine tailings using X-ray absorption spectroscopy. American Mineralogist. Vol. 83, pp. 553–568.
- Fuller CC, Davis JA, Waychunas GA (1993) Surface chemistry of ferrihydrite: Part2. Kinetics of arsenate adsorption and coprecipitation. Geochim Cosmochim Acta 57:2271-2282.
- Geoex, S. de CV. 1996. Estudio Geohidrológico de la Cuenca del Río Minatitlán municipio de Minatitlán, Colima. Area Peñitas. Informe Técnico.
- Goldberg, S. 1986. Chemical modeling of arsenate adsorption on aluminium and iron oxide minerals. Soil Sci Soc Am J 50:1154 -1157
- Gómez-Arroyo, S., Armienta, M.A., Cortés-Eslava, J. and Villalobos-Pietrini, R. 1997. Sister chromatide exchanges in *Vicia Faba* induced by arsenic-contaminated drinking water from Zimapán, Hidalgo, Mexico. Mut. Res., Vol. 394, pp.1–7.
- González-Reyna, Jenaro. 1956. Riqueza Minera y Yacimientos Minerales de México: México. D.F., Banco de México. Pp. 235-242
- González -Reyna y Meave. 1954. Estudio de Interpretación Geológico-Económico en los municipios de Pihuamo y Ciudad Guzmán, Jalisco y Villa

de Álvarez, Colima. Instituto Nacional de Investigaciones de Recursos Minerales. México.

- Guzmán N. Ricardo. 1973. Colima en la Historia de México; V III. La Colonia. Archivo del Gobierno de Colima. Palacio de Gobierno. p 67.
- Hamilton, Lamb, Hallett y Proctor. 1999. Passive treatment systems for the remediation of acid mine drainage at Wheal Jane, Cornwall. Journal of the Chartered Institution of Water and Environmental Management, 13, pp 93-103.
- Hauck A., 1990, Petrogenesis and tectonic setting of Middle Proterozoic iron oxide-rich ore deposit - an ore deposit model for Olympic Dam-type mineralization, in Pratt, W.P., y Sims, P.K., eds., The midcontinent of the United States permissive terrane for an Olympic Dam-type deposit?: U.S. Geological Survey Bulletin 1932, p. 4–39. (parte de yacimientos de hierro).
- Ingeniería Civiles y Geólogos Asociados, S.A; Consultores. 1975. Ampliación del Estudio Geohidrológico de los Valles Costeros cercanos a Manzanillo, en el Estado de Colima. Informe Técnico.
- Instituto Nacional de Estadística Geografía e Informática (INEGI). 2010. Carta Geológica- Minera “Minatitlan”, Escala 1:50 000. Clave E-13-B33.
- Jambor, J.L and D. W. Blowes, 1994, Short Course Handbook in Environmental Geochemistry of Sulfide Mine Wastes, Mineralogical Association of Canada, Chapter 3,4,9 y 10, pp. 58 -292.
- Jambor J.L, 2003, Mine- Waste Mineralogy and Mineralogical Perspectives of Acid- Base Accounting, in Environmental Aspects of Mine Waste, Ed J. L. Jambor, D.W.Blowes and A.I.M. Rutchie, Short Course Series, Vol. 31, Mineralogical Association of Canada, Vancouver British Columbia, Series Editor Robert Raeside, pp. 117 - 146.

- Jennings SR, Dollhopf DJ, Inskeep WP. 2000. Acid production from sulfide minerals using hydrogen peroxide weathering. *Appl Geochem* 15: 235 – 243.
- Johnson, R.H., Blowes, D.W., Robertson, W.D. and Jambor, J.L. 2000. The hydrogeochemistry of the Nickel Rim mine tailings impoundment, Sudbury, Ontario. *Journal of Contaminant Hydrology*, Vol. 41, pp. 49–80.
- Jung, M.C., 2001. Heavy metal contamination of soils and waters in and around the Imcheon Au-Ag mine, Korea. *Applied Geochemistry*. 16(11-12), pp 1369-1375.
- Lawrence, R.W., 1990, Prediction of the behaviour of mining and processing wastes in the environment, in Western Regional Symposium on Mining and Mineral Processing Waste. Proceedings, May 30- June 1, Berkeley, California. Littleton, Colorado, USA, American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers and Society for Mining Metallurgy and Exploration, Inc., pp. 115-121.
- Lawrence RW, Wang Y.1997. Determination of neutralization potential in the prediction of acid rock drainage, In: Fourth International Conference on acid rock drainage. Vancouver, BC. Canada
- Lin, Z., 1997, Mobilization and retention of heavy metals in mill-tailings from Garpenberg sulfide mines, Sweden. *Science of the Total Environment*, 198(1), pp 13-31.
- Lindsay, W. L. 1979. *Chemical equilibrium in soils*. New York. John Wiley Sons. Pp 449.
- López Pamo, E., Aduvire, O., Baretino, D. 2002. Tratamientos pasivos de drenajes ácidos de mina: estado actual y perspectivas de futuro. *Boletín Geológico y Minero*, 113 (1). p 3-21.

- Lozano-Santa Cruz, R. Verma, S.P y Girón, P. 1995. Calibración preliminar de fluorescencia de rayos X para análisis cuantitativo de elementos mayores en rocas ígneas. Actas INAGEM.
- Luna-Celis, Leonel. 2008. Mineralogía y Geoquímica de los Jales de la Unidad Minera Charcas, San Luis Potosí. Tesis de licenciatura. UNAM
- McGregor, R.G., Blowes, D.W., Jambor, J.L. and Robertson, W.D. 1998. The solid-phase controls on the mobility of heavy metals at the Copper Cliff tailings area, Sudbury, Ontario, Canada. Journal of Contaminant Hydrology. Vol. 33, pp. 247–271.
- Méndez, M., y Armienta, M.A., 2003, Arsenic phase distribution in Zimapán mine tailings, Mexico: Geofísica Internacional, 42(1), 131-140.
- Mills, C. 1995. Acid base accounting (ABA), metal leaching tests procedures and kinetic testwork interpretation. Seminar on Acid Rock Drainage of Mining Association of British Columbia, Vancouver, Canada, 33 pp.
- Moncour, M.C., C.J. Ptacek, D. W. Blowes and J.L Jambor, 2005, Release, Transport and Attenuation of Metals Form and Old Tailings Impoundment, Applied Geochemistry, Vol. 20, Num. 3, pp. 639 – 659
- Morales- Arredondo, J.I. 2011. Estudio comparativo de la peligrosidad de jales en dos zonas mineras de México: Implicaciones ambientales. Tesis de Maestría. Posgrado en Ciencias de la Tierra. UNAM. (Inédita)
- Morin, K.A. y Hutt, N.M. 2001. Description and assessment of drainage geochemistry. En: MDAG Publishing (ed.), Environmental geochemistry of minesite drainage: practical theory and case studies. Vancouver, British Columbia, Canada. Capitulo 4, 63-138.

- Nordstrom, D.K. y Alpers, C.N. 1999. Geochemistry of acid mine waters. En: Plumlee, G.S., Logsdon, M.J. (eds), The environmental geochemistry of mineral deposits. Reviews in Economic Geology, SEG, Littleton, CO. USA. (6A), p 133-156.
- Ongley, L.K., Armienta, M.A., Heggeman, K., Lathrop, S.A., Mango, H., Miller, W., Pickelner, S., 2001, Arsenic removal from contaminated water by the Soyatal Formation, Zimapan Mining District, Mexico; A potential low-cost low-tech remediation system: Geochemistry: Exploration, Environment, Analysis, 1, 23-31.
- Ortiz- Hernández, M.L; Sánchez-Salinas, E; Gutiérrez- Ruiz M. Eugenia. 1993. Analisis de Suelos. Fundamentos y Técnicas. Parte II. Universidad Autónoma del Estado de Morelos. Pp (1-35).
- Parkhurst, D.L., Appelo, C.A.J., 2005. PHREEQC-2 version 2.12: A hydrochemical transport model. <<http://wwwbrr.cr.usgs.gov>>.
- Parks, George A; De Bruyn, P. L. 1962. The zero point of charge of oxides. *Journal. Physical. Chemistry.*, V66 (6), Pp 967–973
- Postma D. 1993. The reactivity of iron oxides in sediments: A kinetic approach. *Geochimica et Cosmochimica Acta.* V 57, (21-22) , Pp 5027-5034
- Ramos, Y. R. A. 2004, Caracterización Geoquímica de Depósitos de Jales del Distrito de Guanajuato. Tesis de Doctorado. Instituto de Geología, UNAM, pp. 221.
- Ramírez, E.R., 2001. Tailings Dams in Mexico. Seminario: Almacenamiento de Residuos Mineros en México. Sociedad Mexicana de Mecánica de Suelos. pp 111- 114.

- Rodríguez O. y Rodríguez A. 2002. Comparación de la CIC en dos suelos, utilizando Acetato de Amonio, Acetato de Sodio y Cloruro de Amonio. Revista. Facultad de Agronomía. v.19 n.4
- Romero, F M; Armienta, M.A; González, G.H., 2007. Solid-phase control on the mobility of potentially toxic elements in an abandoned lead/zinc mine tailings impoundment, Taxco, Mexico. Applied Geochemistry. 22. pp109-127.
- Romero F M., Gutiérrez M.E. 2010. Problemática ambiental asociada a jales en dos zonas localizadas en el centro y sur de México. Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana. V 62. (1). Pp 43-53
- Romero F M, Núñez-Alvarez L, Gutiérrez M E, Armienta M A, Ceniceros A. 2010. Evaluation of the potential of indigenous calcareous shale for neutralization and removal of arsenic and heavy metals of acid mine drainage in Taxco mining area, Mexico. Archives of Environmental Contamination and Toxicology. V 60. (2). Pp 191-203
- Rosas–Gómez, Heriberto; Martínez-Jardines, Gerardo; Gutiérrez-Ruiz, Margarita; Romero, Francisco Martín. 2009. Evaluación del riesgo ambiental, ocasionado por jales provenientes de la explotación de yacimientos de hierro. GEOS. V29 (1).
- Rötting, Tobias S; Caraballo, Manuel A; Serrano, José A; Ayora, Carlos y Carrera, Jesús. 2008. Field application of calcite Dispersed Alkaline Substrate (calcite-DAS) for passive treatment of acid mine drainage with high Al and metal concentrations. Applied Geochemistry. V 23, (6), Pp 1660-1674
- Roussel, C., Néel, C. and Bril, H. 2000. Minerals controlling arsenic and lead solubility in an abandoned gold mine tailings. The Science of the Total Environment. 263, pp.209–219.

- Santomartino, Silvana y Webb, John A. 2007. Estimating the longevity of limestone drains in treating acid mine drainage containing high concentrations of iron. *Applied Geochemistry*. Volumen 22, Número 11. Pp 2344-2361
- Seal, Robert R. II and Jane M. Hammarstrom, 2003. *Geoenvironmental Models of Mineral Deposits: Examples From Massive Sulfide and Gold Deposits in Environmental Aspects of Mine Waste*, Ed J. L. Jambor, D.W.Blowes and A.I.M. Rutchie, Short Course Series, Vol. 31, Mineralogical Association of Canada, Vancouver British Columbia, Series Editor Robert Raeside, pp.11 – 50
- Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales (SEMARNAT), 2004, Norma Oficial Mexicana NOM-141-SEMARNAT-2003, que establece el procedimiento para caracterizar los jales así como las especificaciones y criterios para la caracterización y preparación del sitio, proyecto, construcción, operación y pos-operación de presas de jales. *Diario Oficial de la Federación*. México, D.F.
- Secretaría de Medio Ambiente y Recursos Naturales (SEMARNAT), 2005. Norma Oficial Mexicana NOM-052-2005, que establece las características de los residuos peligrosos, el listado de los mismos y los límites que hacen a un residuo peligroso por su toxicidad. *Diario Oficial de la Federación*, México. D.F.
- Servicio Geológico Mexicano. 2010. [www.sgm.gob.mx](http://www.sgm.gob.mx)
- Simón, M., Martín, F., García, I., Bouza, P., Dorronsoro, C., Aguilar, J. 2005. Interaction of limestone grains and acidic solutions from the oxidation of pyrite tailings. *Environmental Pollution*. 135-1., p. 65-72.
- Soil Science Society of America. (SSSA). 1996. *Methods of Soil Analysis, Part 3, Chemical Methods*, Book Series No: 5.

- Stumm, W. 1992. Chemistry of the solid-water interface: Processes at the mineral-water and particle-water interface in natural systems. New York. John Wiley Sons. Pp 438.
- Tritlla, Jordi; Camprubí, Antoni; Centeno-García, Elena; Corona-Esquivel, Rodolfo; Iriondo, Alexander; Sánchez-Martínez, Salvador; Gasca-Durán, Abel; Cienfuegos-Alvarado, Edith; Morales-Puente, Pedro. 2003. Estructura y edad del depósito de hierro de Peña Colorada (Colima): un posible equivalente fanerozoico de los depósitos de tipo IOCG. *Revista Mexicana de Ciencias Geológicas*, v. 20, núm. 3, p. 182-201
- Ulrich, M. 1999. Non-metallic carbonous minerals in the passive treatment of mining wastewater in Slovenia. *Chemical Engineering and Processing*, 38, pp. 249-258.
- United States Environmental Protection Agency (US-EPA). 1994. Method 3051: Microwave assisted acid digestion/sludges, soils, *in* SW- 846, Test Methods for Evaluating Solid Waste, Physical/Chemical Methods: United States Environmental Protection Agency, pp. 5.
- United States Environmental Protection Agency (US-EPA). 1995a. Method 9045C: Solid and waste pH, *in* SW-846, Test Methods for Evaluating Solid Waste, Physical/Chemical Methods: United States Environmental Protection Agency, pp. 5.
- United States Environmental Protection Agency (US-EPA). 1995b. Method 1312. Synthetic Precipitation Leaching Procedures. Test Methods for Evaluating Solid Waste, Physical/Chemical Methods: United States Environmental Protection Agency, pp 5.
- United States Environmental Protection Agency (US-EPA). 1996. Method 6010b: Inductively Coupled Plasma-Atomic Emission Spectrometry, SW-846. United States Environmental Protection Agency, pp 5.

- Wang, Yanxin y Reardon, Eric J. 2001. A Limestone Reactor for Fluoride Removal from Wastewaters. *Environ. Sci. Technol.*, V 34 (15), Pp 3247–3253
- Watzlaf, G. 1997b. Passive treatment acid mine drainage in down- flow limestone systems. U.S. Department of Energy Tecnology Center, Pittsburgh, 233-244.
- Wildeman, T., Dietz, J., Gusek, J., Morea, S. y Bates, E. 1993. Handbook for constructed wetlands receiving acid mine dranaige. Risk Reduction Engineering Laboratory Office of Research and Development, U.S. EPA, Cincinnati, Ohio. EPA/5401R-93/523.
- Younger, P.L.1997. The longevity of minewater pollution: a basis for decision-making. *The Science of the Total Environment*, 194/195, 457-466.
- Younger, P.L. 1998. Design, construction and initial operation of full-scale compost-based passive systems for treatment of coal mine drainage and spoil leachate in the UK. IMWA Symposium, Johannesburg, 413-424.
- Zermeño, A. 2005. Caleidoscopio: jóvenes-TIC-desarrollo. Colima: FONCA, Universidad de Colima y Cátedra UNESCO. Pp 15.
- Ziemkiewicz, P., Skousen, J. y Simmons, J. 2000. Cost benefit of passive treatment systems. The National Mine Land Reclamation Center, West Virginia University, 18 pp.

## ***ANEXOS 1, 2, 3 Y 4***

***Mediciones de  
pH y conductividad eléctrica (CE)  
en las pruebas cinéticas en lotes***

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
día	horas	horas	pH	CE	pH	CE
1	24	0.02	5.5	3.1	6.3	2.47
2	48	0.02	6	2.88	6.4	2.59
3	72	0.02	5.5	3.08	6.3	2.57
4	96	0.02	5.5	3.04	5.9	2.6
5	120	0.02	5.6	2.89	5.9	2.52
6	144	0.02	4.3	2.84	6	2.5
7	168	0.02	5.1	2.76	6	2.46
8	192	0.02	4.4	2.78	6	2.47
9	216	0.02	4.2	2.84	5.8	2.51
10	240	0.02	3.9	2.88	4.7	2.43
11	264	0.02	3.6	2.86	5.7	2.4
12	288	0.02	3.7	2.88	5.5	2.37
13	312	0.02	3.2	2.96	5.3	2.36
14	336	0.02	3.1	3.02	4.4	2.31
15	360	0.02	3.2	2.89	4.6	2.29
16	384	0.02	2.9	2.98	4.4	2.23
17	408	0.02	3	3.01	4.4	2.35
18	432	0.02	3.1	2.84	4.4	2.25
19	456	0.02	3	2.98	4.4	2.21
20	480	0.02	3.1	2.97	4.3	2.2
21	504	0.02	3.3	3.01	4.4	2.25
22	528	0.02	3.2	3.01	3.9	2.25
23	552	0.02	3.2	3.03	4	2.33
24	576	0.02	3.2	2.85	4.2	2.28
25	600	0.02	3	3.16	4.1	2.38
1	24	1	6.5	3.29	7	2.57
2	48	1	6.7	2.96	7.1	2.66
3	72	1	6.5	2.88	6.9	2.52
4	96	1	6.4	2.61	6.3	2.56
5	120	1	6.4	2.67	6.3	2.53
6	144	1	6.3	2.78	6.3	2.52
7	168	1	6.3	2.7	6.4	2.43
8	192	1	5.8	2.71	6.4	2.38
9	216	1	5.8	2.82	6.3	2.42
10	240	1	5.9	2.92	6.3	2.39
11	264	1	5.5	2.91	6.3	2.46
12	288	1	5.7	2.96	6.2	2.47
13	312	1	5.7	2.85	6.2	2.46
14	336	1	5.5	2.88	6.1	2.46
15	360	1	5.4	2.84	6.2	2.39
16	384	1	5.1	2.9	6	2.37
17	408	1	5.4	2.92	6	2.43
18	432	1	4.9	2.88	6	2.41
19	456	1	5.1	2.81	6.2	2.41
20	480	1	5.2	2.79	6.1	2.56
21	504	1	4.8	2.85	6.3	2.37
22	528	1	4.6	2.76	6.1	2.38
23	552	1	4.7	2.77	6.3	2.42
24	576	1	4.5	2.71	5.9	2.34
25	600	1	4.3	2.75	6.2	2.33

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
día	horas	horas	pH	CE	pH	CE
1	24	2	6.8	3.24	6.9	3.24
2	48	2	7	2.7	7.3	2.63
3	72	2	6.9	2.7	7	2.49
4	96	2	6.8	2.5	6.8	2.54
5	120	2	6.8	2.47	6.7	2.36
6	144	2	6.7	2.61	6.6	2.4
7	168	2	6.7	2.59	6.6	2.39
8	192	2	6.2	2.58	6.6	2.34
9	216	2	6.2	2.69	6.5	2.34
10	240	2	6.3	2.8	6.6	2.38
11	264	2	6.2	2.91	6.7	2.44
12	288	2	6.1	2.8	6.4	2.42
13	312	2	6	2.72	6.4	2.35
14	336	2	6	2.77	6.4	2.41
15	360	2	6	2.75	6.4	2.41
16	384	2	5.6	2.76	6.4	2.36
17	408	2	5.9	2.74	6.5	2.39
18	432	2	5.8	2.76	6.6	2.4
19	456	2	5.5	2.74	6.6	2.4
20	480	2	5.5	2.68	6.6	2.39
21	504	2	5.4	2.7	6.7	2.37
22	528	2	5.2	2.66	6.2	2.37
23	552	2	5.2	2.62	6.5	2.39
24	576	2	5	2.61	6	2.31
25	600	2	4.9	2.63	6.5	2.24
1	24	3	6.9	3.33	7.2	2.61
2	48	3	7.3	2.55	7.4	2.64
3	72	3	7.1	2.57	7.2	2.46
4	96	3	7.1	2.42	7.1	2.5
5	120	3	6.9	2.37	6.8	2.31
6	144	3	7.1	2.48	7	2.36
7	168	3	6.9	2.43	6.9	2.31
8	192	3	6.4	2.46	6.7	2.27
9	216	3	6.6	2.57	6.8	2.3
10	240	3	6.7	2.69	6.8	2.37
11	264	3	6.7	2.86	6.8	2.43
12	288	3	6.5	2.7	6.6	2.4
13	312	3	6.4	2.62	6.6	2.35
14	336	3	6.3	2.66	6.6	2.39
15	360	3	6.3	2.61	6.5	2.41
16	384	3	5.7	2.58	6.5	2.38
17	408	3	6.2	2.61	6.6	2.36
18	432	3	6.1	2.63	6.7	2.39
19	456	3	5.8	2.58	6.8	2.4
20	480	3	5.7	2.55	6.8	2.37
21	504	3	5.6	2.58	6.6	2.31
22	528	3	5.6	2.53	6.6	2.34
23	552	3	5.6	2.55	6.8	2.3
24	576	3	5.6	2.52	6.6	2.26
25	600	3	5.2	2.56	6.6	2.22

Anexo 1 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con el material Caliza I

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	EC
1	24	4	7	3.22	7.1	2.6
2	48	4	7.4	2.41	7.5	2.58
3	72	4	7.3	2.48	7.3	2.41
4	96	4	7.2	2.38	7.2	2.45
5	120	4	7	2.36	7	2.35
6	144	4	6.9	2.44	6.9	2.36
7	168	4	7.1	2.4	7	2.27
8	192	4	6.6	2.39	6.9	2.24
9	216	4	6.9	2.46	7.1	2.25
10	240	4	6.9	2.61	6.9	2.29
11	264	4	6.9	2.72	7	2.33
12	288	4	6.6	2.67	6.8	2.34
13	312	4	6.6	2.52	6.7	2.31
14	336	4	6.6	2.55	6.7	2.38
15	360	4	6.7	2.54	6.7	2.34
16	384	4	5.9	2.55	6.6	2.37
17	408	4	6.6	2.55	6.7	2.34
18	432	4	6.5	2.55	6.9	2.36
19	456	4	6.1	2.51	7	2.32
20	480	4	6	2.52	7	2.34
21	504	4	5.9	2.5	6.7	2.28
22	528	4	6	2.45	6.9	2.31
23	552	4	5.8	2.46	6.9	2.25
24	576	4	5.7	2.47	6.7	2.23
25	600	4	5.6	2.52	6.8	2.21
1	24	5	7.4	3.14	7.3	2.61
2	48	5	7.6	2.48	7.6	2.58
4	96	5	7.4	2.38	7.3	2.37
5	120	5	7.2	2.37	7.2	2.3
6	144	5	7.2	2.39	7.1	2.3
7	168	5	7.1	2.3	7.1	2.23
8	192	5	6.8	2.37	7	2.21
9	216	5	6.9	2.44	7.1	2.23
10	240	5	7	2.52	7	2.27
11	264	5	7	2.56	7.1	2.28
13	312	5	6.9	2.47	6.9	2.29
14	336	5	6.8	2.52	6.8	2.35
15	360	5	6.8	2.47	6.8	2.32
16	384	5	6.8	2.49	6.9	2.33
18	432	5	6.7	2.49	7	2.32
19	456	5	6.3	2.48	7.1	2.3
21	504	5	6.1	2.44	6.8	2.25
22	528	5	6.1	2.37	7	2.25
23	552	5	6	2.41	7	2.23
24	576	5	6.1	2.4	6.9	2.2

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	EC	pH	CE
1	24	24	7.8	2.27	7.7	2.49
2	48	24	7.5	2.22	7.5	2.39
3	72	24	7.2	2.27	7.1	2.23
4	96	24	7	2.26	7	2.16
5	120	24	7.1	2.31	7.1	2.13
6	144	24	7.2	2.28	7	2.15
7	168	24	7.1	2.26	7.2	2.09
8	192	24	6.8	2.25	7.1	2.09
9	216	24	6.8	2.3	7	2.11
10	240	24	7.1	2.29	7.2	2.12
11	264	24	7.2	2.29	7.1	2.12
12	288	24	7	2.34	7.1	2.14
13	312	24	7.1	2.3	7	2.13
14	336	24	6.9	2.27	7.1	2.2
15	360	24	6.9	2.32	6.9	2.12
16	384	24	6.9	2.31	7.1	2.14
17	408	24	6.9	2.29	7	2.12
18	432	24	7	2.3	7	2.09
19	456	24	6.9	2.3	7	2.13
20	480	24	7	2.24	7.1	2.1
21	504	24	6.7	2.32	6.9	2.05
22	528	24	6.7	2.26	6.9	2.09
23	552	24	6.6	2.21	7.1	2.03
24	576	24	6.4	2.27	7.1	2.05
25	600	24	6.9	2.28	7	2.07

*Anexo 1 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con el material Caliza 1 (continuación)*

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	0.02	5.3	3.05	6.1	2.44
2	48	0.02	5.6	3.05	6.4	2.6
3	72	0.02	5.4	3.09	6.3	2.62
4	96	0.02	5.7	3	5.8	2.46
5	120	0.02	5.2	2.95	5.9	2.51
6	144	0.02	5.5	2.88	6.1	2.39
7	168	0.02	4.9	2.73	5.7	2.44
8	192	0.02	4.5	2.73	6.1	2.43
9	216	0.02	4.5	2.94	5.8	2.53
10	240	0.02	4.2	2.89	5.6	2.42
11	264	0.02	4.1	2.84	5.1	2.4
12	288	0.02	3.9	2.92	5.2	2.39
13	312	0.02	3.8	2.9	5.2	2.39
14	336	0.02	3.2	2.94	4.5	2.33
15	360	0.02	3.4	2.82	5.4	2.2
16	384	0.02	3.5	2.89	4.4	2.3
17	408	0.02	3.4	2.93	4.5	2.4
18	432	0.02	3.1	2.76	4.8	2.25
19	456	0.02	3.2	2.84	4.6	2.23
20	480	0.02	3.2	2.84	4.6	2.27
21	504	0.02	3.4	2.92	4.9	2.26
22	528	0.02	3.2	2.75	4.8	2.19
23	552	0.02	3.3	2.88	4.7	2.35
24	576	0.02	3.3	2.68	4.5	2.3
25	600	0.02	3.2	3.03	4.4	2.43
1	24	1	6.6	3.28	7	2.58
2	48	1	6.6	2.93	7	2.65
3	72	1	6.4	2.89	6.8	2.5
4	96	1	6.4	2.65	6.6	2.5
5	120	1	6.4	2.75	6.5	2.46
6	144	1	6.3	2.71	6.5	2.54
7	168	1	5.8	2.74	6.3	2.46
8	192	1	5.9	2.72	6.4	2.44
9	216	1	5.8	2.8	6.4	2.47
10	240	1	5.9	2.94	6.4	2.38
11	264	1	5.7	2.98	6.4	2.45
12	288	1	5.6	3.03	6.3	2.48
13	312	1	5.7	2.98	6.2	2.48
14	336	1	5.7	3.02	6.3	2.46
14	336	1	5.6	2.98	6.4	2.33
16	384	1	5.8	2.82	6.1	2.44
17	408	1	5.8	2.98	6.3	2.48
18	432	1	5.7	2.96	6.1	2.41
19	456	1	5.8	2.9	6.3	2.39
20	480	1	5.8	2.9	6.2	2.51
21	504	1	5.8	2.95	6.4	2.39
22	528	1	5.7	2.85	6.3	2.4
23	552	1	5.8	2.83	6.4	2.47
24	576	1	5.4	2.88	5.9	2.44
25	600	1	5.6	2.85	6.3	2.42

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	2	7	3.12	7.3	2.59
2	48	2	7	2.72	7.3	2.63
3	72	2	7	2.6	6.8	2.55
4	96	2	6.8	2.58	7	2.54
5	120	2	6.8	2.52	6.9	2.4
6	144	2	6.8	2.64	6.9	2.37
7	168	2	6.1	2.64	6.5	2.4
8	192	2	6.2	2.6	6.6	2.33
9	216	2	6.2	2.71	6.6	2.39
10	240	2	6.3	2.81	6.5	2.36
11	264	2	6	2.88	6.7	2.43
12	288	2	6.2	2.88	6.5	2.43
13	312	2	6.1	2.84	6.4	2.41
14	336	2	6.1	2.91	6.6	2.39
15	360	2	5.8	2.89	6.6	2.35
16	384	2	6.3	2.8	6.5	2.41
17	408	2	6.3	2.78	6.6	2.44
18	432	2	6.3	3.84	6.7	2.41
19	456	2	6.1	2.79	6.7	2.39
20	480	2	6	2.78	6.7	2.4
21	504	2	6	2.79	6.7	2.42
22	528	2	5.9	2.74	6.3	2.42
23	552	2	6.1	2.67	6.5	2.42
24	576	2	5.5	2.72	6	2.38
25	600	2	5.9	2.66	6.6	2.34
1	24	3	7.1	3.31	7.2	2.63
2	48	3	7.3	2.65	7.5	2.62
3	72	3	7.1	2.56	7.3	2.51
4	96	3	7.1	2.45	7.2	2.51
5	120	3	7	2.43	7	2.42
6	144	3	7.1	2.47	7.3	2.34
7	168	3	6.4	2.47	6.8	2.34
8	192	3	6.4	2.52	6.7	2.33
9	216	3	6.5	2.57	6.8	2.34
10	240	3	6.7	2.7	6.6	2.31
11	264	3	6.3	2.81	6.9	2.39
12	288	3	6.4	2.81	6.7	2.39
13	312	3	6.3	2.78	6.7	2.4
14	336	3	6.4	2.81	6.7	2.36
15	360	3	6.6	2.82	6.7	2.33
16	384	3	6.5	2.7	6.6	2.39
17	408	3	6.5	2.66	6.7	2.36
18	432	3	6.6	2.74	6.9	2.39
19	456	3	6.5	2.69	6.9	2.37
20	480	3	6.4	2.67	6.9	2.38
21	504	3	6.2	2.67	6.7	2.34
22	528	3	6.1	2.6	6.6	2.36
23	552	3	6.5	2.56	6.7	2.35
24	576	3	6.3	2.61	6.6	2.32
25	600	3	6	2.56	6.6	2.28

*Anexo 2 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con Caliza 2*

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	4	7.1	3.26	7.2	2.59
2	48	4	7.4	2.4	7.6	2.59
3	72	4	7.3	2.48	7.4	2.46
4	96	4	7.2	2.34	7.3	2.44
5	120	4	7.1	2.35	7.1	2.4
6	144	4	7	2.44	7	2.4
7	168	4	6.6	2.44	7	2.3
8	192	4	6.6	2.44	7	2.28
9	216	4	7	2.43	7.1	2.25
10	240	4	6.8	2.56	6.7	2.3
11	264	4	6.4	2.61	7	2.33
12	288	4	6.5	2.79	6.8	2.34
13	312	4	6.6	2.67	6.7	2.34
14	336	4	6.7	2.69	6.8	2.36
15	360	4	6.9	2.71	6.8	2.3
16	384	4	6.6	2.65	6.7	2.37
17	408	4	6.7	2.55	6.9	2.31
18	432	4	6.8	2.63	6.9	2.34
19	456	4	6.7	2.6	7	2.32
20	480	4	6.8	2.59	7.1	2.35
21	504	4	6.5	2.56	6.8	2.29
22	528	4	6.6	2.49	6.8	2.32
23	552	4	6.7	2.47	6.8	2.3
24	576	4	6.5	2.51	6.7	2.3
25	600	4	6.6	2.5	6.8	2.24
1	24	5	7.5	2.87	7.7	2.59
2	48	5	7.5	2.42	7.7	2.62
4	96	5	7.4	2.37	7.5	2.31
5	120	5	7.3	2.37	7.3	2.36
6	144	5	7.3	2.36	7.3	2.33
7	168	5	6.8	2.47	7.1	2.24
8	192	5	6.8	2.36	7.1	2.25
9	216	5	6.9	2.44	7	2.28
10	240	5	7.1	2.45	7	2.28
11	264	5	6.6	2.51	7	2.29
13	312	5	6.8	2.6	6.9	2.31
14	336	5	6.8	2.63	6.9	2.34
15	360	5	6.9	2.61	6.9	2.27
16	384	5	6.9	2.56	7	2.31
18	432	5	7	2.56	7	2.32
19	456	5	6.9	2.53	7.1	2.28
21	504	5	6.4	2.49	6.8	2.25
22	528	5	6.7	2.43	6.9	2.28
23	552	5	6.8	2.42	6.9	2.26
24	576	5	6.6	2.44	6.8	2.24
25	600	5	6.7	2.42	6.9	2.21

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	24	7.8	2.28	7.8	2.42
2	48	24	7.5	2.22	7.8	2.39
3	72	24	7.1	2.3	7	2.29
4	96	24	7	2.3	7.2	2.28
5	120	24	7.1	2.29	7	2.17
6	144	24	7.3	2.19	7.3	2.31
7	168	24	6.9	2.28	7.2	2.11
8	192	24	6.9	2.26	7.2	2.07
9	216	24	7.1	2.27	7.1	2.1
10	240	24	7.3	2.3	7.3	2.13
11	264	24	7.1	2.28	7.1	2.12
12	288	24	7.1	2.38	7	2.18
13	312	24	7.1	2.33	7	2.14
14	336	24	6.9	2.3	7.1	2.13
15	360	24	7	2.32	6.8	2.13
16	384	24	7	2.32	7.1	2.15
17	408	24	7	2.26	7	2.12
18	432	24	7.1	2.31	7	2.16
19	456	24	6.9	2.31	7	2.13
20	480	24	7	2.22	7.1	2.09
21	504	24	6.8	2.32	6.9	2.13
22	528	24	6.8	2.29	6.8	2.14
23	552	24	6.7	2.28	7	2.09
24	576	24	6.8	2.3	7.1	2.06
25	600	24	6.7	2.27	6.7	2.09

*Anexo 2 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con Caliza 2 (Continuación)*

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	0.02	5.3	2.92	5.5	2.54
2	48	0.02	5.6	3.13	5.6	2.53
3	72	0.02	6	2.83	5.9	2.59
4	96	0.02	5.7	2.76	6.1	2.45
5	120	0.02	5.2	2.67	6.5	2.35
6	144	0.02	4.9	2.73	6.4	2.41
7	168	0.02	4.8	3.08	6.3	2.53
8	192	0.02	4.3	2.7	5.5	2.5
9	216	0.02	4.2	2.79	5.9	2.47
10	240	0.02	4.4	2.68	4.6	2.36
11	264	0.02	4	2.69	4.6	2.28
12	288	0.02	3.5	2.77	4.5	2.24
13	312	0.02	3	3.11	4.3	2.4
14	336	0.02	3	3.04	4.3	2.29
15	360	0.02	3.1	2.95	4.3	2.24
16	384	0.02	3.1	3.08	4	2.34
17	408	0.02	3	3.03	3.9	2.32
18	432	0.02	3.1	3.02	3.9	2.28
19	456	0.02	3.1	2.92	4.4	2.3
20	480	0.02	2.9	3.03	4	2.26
21	504	0.02	3	3.02	4.2	2.34
22	528	0.02	3	3	4.1	2.31
23	552	0.02	3.1	2.95	4.3	2.25
24	576	0.02	3	2.97	4.1	2.23
25	600	0.02	3.2	3.03	4.4	2.21
1	24	1	6.8	3.35	6.8	2.66
2	48	1	6.6	2.98	7	2.62
3	72	1	6.5	2.66	6.6	2.57
4	96	1	6.5	2.59	6.8	2.5
5	120	1	6.3	2.61	6.9	2.35
6	144	1	6	2.58	6.9	2.24
7	168	1	5.6	2.71	6.7	2.54
8	192	1	5.6	2.65	6.3	2.47
9	216	1	5.8	2.61	6.1	2.44
10	240	1	5.2	2.65	6.2	2.46
11	264	1	5.3	2.62	5.9	2.34
12	288	1	5.3	2.65	5.9	2.43
13	312	1	5.3	2.88	5.8	2.46
14	336	1	5	3.01	6.5	2.39
15	360	1	4.6	2.97	5.9	2.4
16	384	1	4.6	2.96	6.1	2.43
17	408	1	4.5	2.85	5.8	2.52
18	432	1	4.4	2.88	5.8	2.41
19	456	1	4.4	2.78	5.8	2.38
20	480	1	4.3	2.83	5.8	2.38
21	504	1	4.4	2.85	5.9	2.4
22	528	1	4.3	2.83	5.9	2.4
23	552	1	4.5	2.76	6	2.37
24	576	1	4.3	2.8	6	2.42
25	600	1	4.4	2.84	6.2	2.33

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	2	7.2	3.15	6.7	2.61
2	48	2	7	2.79	7.2	2.62
3	72	2	7.1	2.59	7.2	2.54
4	96	2	6.9	2.41	7.1	2.39
5	120	2	6.5	2.48	7.2	1.96
6	144	2	6.4	2.46	7.2	2.25
7	168	2	6.1	2.54	7	2.33
8	192	2	6.3	2.43	6.8	2.4
9	216	2	6.5	2.52	6.5	2.26
10	240	2	6.2	2.55	6.5	2.39
11	264	2	5.5	2.53	6.2	2.31
12	288	2	5.5	2.54	6.2	2.37
13	312	2	5.8	2.76	6.2	2.41
14	336	2	5.8	2.86	6.6	2.41
15	360	2	5.3	2.89	6.3	2.45
16	384	2	5	2.84	6.4	2.43
17	408	2	5.2	2.76	6.3	2.46
18	432	2	5	2.77	6.4	2.44
19	456	2	4.7	2.73	6.1	2.37
20	480	2	4.7	2.7	6.4	2.26
21	504	2	4.8	2.68	6.5	2.38
22	528	2	4.5	2.74	6.4	2.39
23	552	2	4.7	2.68	6.4	2.36
24	576	2	4.6	2.71	6.4	2.32
25	600	2	4.5	2.74	6.6	2.3
1	24	3	7.4	3.3	7.6	2.57
2	48	3	7.2	2.63	7.2	2.58
3	72	3	7.4	2.35	7.3	2.44
4	96	3				
5	120	3	6.6	2.43	7.4	2.48
6	144	3	7	2.35	7.4	2.13
7	168	3	6.7	2.46	7.2	2.32
8	192	3	6.8	2.31	7	2.39
9	216	3	6.7	2.44	6.9	2.25
10	240	3	6.9	2.46	7.2	2.35
11	264	3	5.9	2.43	6.4	2.22
12	288	3	5.9	2.47	6.4	2.34
13	312	3	6.5	2.66	6.9	2.37
14	336	3	6.2	2.8	6.6	2.4
15	360	3	5.9	2.79	6.5	2.44
16	384	3	5.4	2.8	6.6	2.38
17	408	3	5.7	2.68	6.5	2.46
18	432	3	5.5	2.61	6.6	2.45
19	456	3	5.1	2.67	6.3	2.4
20	480	3	5.3	2.66	6.5	2.36
21	504	3	5.4	2.62	6.6	2.36
22	528	3	5.1	2.62	6.6	2.39
23	552	3	5.3	2.61	6.7	2.33
24	576	3	4.9	2.65	6.7	2.27
25	600	3	4.6	2.63	6.5	2.24

**Anexo 3 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con Caliza-Lutita B**

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
día	horas	horas	pH	CE	pH	CE
1	24	4	7.5	3.1	7.5	2.58
2	48	4	ND	ND	ND	ND
3	72	4	7.5	2.35	7.4	2.54
4	96	4	7.3	2.24	7.1	2.17
5	120	4	6.7	2.35	7.4	2.42
6	144	4	7.2	2.42	7.5	2.24
7	168	4	7.1	2.31	7.4	2.33
8	192	4	7.1	2.34	7.2	2.33
9	216	4	6.6	2.38	7.1	2.27
10	240	4	6.8	2.46	6.7	2.31
11	264	4	6.1	2.4	6.7	2.23
12	288	4	6	2.4	6.6	2.3
13	312	4	7	2.54	7.2	2.34
14	336	4	6.6	2.67	6.8	2.36
15	360	4	6	2.67	6.8	2.36
16	384	4	5.5	2.79	6.8	2.36
17	408	4	6	2.58	6.7	2.43
18	432	4	6	2.59	6.9	2.42
19	456	4	5.4	2.58	6.7	2.36
20	480	4	5.6	2.6	6.7	2.35
21	504	4	5.8	2.56	6.8	2.35
22	528	4	5.5	2.6	6.9	2.36
23	552	4	5.6	2.56	7	2.31
24	576	4	5.5	2.59	7	2.26
25	600	4	4.9	2.59	6.7	2.21
1	24	5	7.5	2.94	7.2	2.39
2	48	5	7.6	2.29	7.4	2.42
4	96	5	7.3	2.31	7.3	2.32
5	120	5	7.2	2.26	7.5	1.93
6	144	5	7.4	2.33	7.7	2.26
8	192	5	7.1	2.35	7.3	2.17
9	216	5	6.9	2.34	7.1	2.26
10	240	5	6.6	2.44	7	2.29
11	264	5	6.2	2.36	6.8	2.21
12	288	5	6.1	2.35	6.8	2.23
13	312	5	6.9	2.52	7.1	2.34
14	336	5	7	2.61	7	2.32
15	360	5	6.5	2.58	7	2.29
17	408	5	6.5	2.52	6.8	2.41
18	432	5	6.2	2.55	6.9	2.4
19	456	5	5.6	2.53	6.8	2.34
20	480	5	6	2.53	7	2.29
22	528	5	5.9	2.54	7	2.31
23	552	5	5.9	2.48	7.1	2.28
25	600	5	5.4	2.54	6.7	2.18

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
día	horas	horas	pH	CE	pH	CE
1	24	24	7.8	2.34	7.9	2.56
2	48	24	7.4	2.24	7.4	2.38
3	72	24	7.4	2.06	7.6	2.19
4	96	24	7.2	2.32	7.6	2.24
5	120	24	7.6	2.18	7.6	1.6
6	144	24	7.4	2.08	7.6	1.13
7	168	24	7	2.05	7	0.97
8	192	24	6.7	2.33	6.6	1.92
9	216	24	7	2.12	7.1	2.04
10	240	24	7	2.37	7.2	2.17
11	264	24	6.7	2.3	7	2.11
12	288	24	7.1	2.29	6.8	2.08
13	312	24	7.2	2.33	7.2	2.16
14	336	24	7.3	2.25	7	2.14
15	360	24	6.6	2.32	7.2	2.13
16	384	24	7	2.39	6.7	2.2
17	408	24	7	2.3	6.9	2.16
18	432	24	6.9	2.34	7.2	2.11
19	456	24	6.2	2.32	7	2.13
20	480	24	6.6	2.35	6.9	2.13
21	504	24	6.9	2.3	7	2.16
22	528	24	6.8	2.29	6.9	2.07
23	552	24	6.7	2.29	6.9	2.1
24	576	24	6.8	2.26	7.1	2.11
25	600	24	5.9	2.32	6.8	2.05

*Anexo 3 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con Caliza-Lutita B (Continuación)*

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	0.02	4.6	2.63	5.8	2.62
2	48	0.02	5	2.92	5.5	2.54
3	72	0.02	5.2	3.04	5.6	2.5
4	96	0.02	5.4	2.65	6	2.17
5	120	0.02	5.2	2.39	6.4	2.12
6	144	0.02	5	2.69	6.3	2.37
7	168	0.02	4.2	2.33	6.1	2.46
8	192	0.02	3.8	2.79	5.6	2.4
9	216	0.02	3.3	3.06	5.5	2.49
10	240	0.02	3	3.06	4.5	2.37
11	264	0.02	3.1	2.93	5.5	2.42
12	288	0.02	3.1	2.87	5.3	2.35
13	312	0.02	2.9	3.14	4.7	2.38
14	336	0.02	2.8	3.17	4.3	2.19
15	360	0.02	2.8	3.15	4.3	2.2
16	384	0.02	2.7	2.33	4.1	2.26
17	408	0.02	2.7	3.23	3.8	2.3
18	432	0.02	2.6	3.41	3.5	2.32
19	456	0.02	2.6	3.34	3.7	2.24
20	480	0.02	2.6	3.25	3.4	2.28
21	504	0.02	2.6	3.39	3.8	2.33
22	528	0.02	2.6	3.4	3.8	2.26
23	552	0.02	Fin	Fin	3.5	2.21
24	576	0.02	Fin	Fin	3.6	2.26
25	600	0.02	Fin	Fin	3.8	2.29
1	24	1	6.8	3.33	6.3	2.63
2	48	1	6.8	2.41	7.2	2.32
3	72	1	7	2.67	7	2.49
4	96	1	6.6	2.3	6.7	2.08
5	120	1	6.4	2.53	7	2.43
6	144	1	6.1	2.47	7	2.33
7	168	1	5.6	2.38	6.7	2.42
8	192	1	5.3	2.58	6.4	2.4
9	216	1	5.2	2.59	6.1	2.35
10	240	1	4.8	2.77	6.1	2.38
11	264	1	4.4	2.72	6	2.3
12	288	1	4.4	2.68	6.1	2.3
13	312	1	4.2	2.92	6.2	2.35
14	336	1	4.1	2.94	6.3	2.33
15	360	1	3.9	2.96	5.9	2.34
16	384	1	3.1	3.21	6	2.36
17	408	1	3	3.14	5.7	2.39
18	432	1	2.9	3.22	5.8	2.35
19	456	1	2.9	3.16	5.8	2.3
20	480	1	2.8	3.14	5.6	2.22
21	504	1	2.9	3.27	5.7	2.3
22	528	1	2.7	3.29	5.4	2.24
23	552	1	Fin	Fin	5.4	2.22
24	576	1	Fin	Fin	5.4	2.22
25	600	1	Fin	Fin	5.2	2.21

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	2	7.3	3.26	7.3	2.62
2	48	2	7	2.33	7.3	2.54
3	72	2	7.2	2.2	7.1	2.49
4	96	2	6.8	2.36	7.4	2.32
5	120	2	6.8	2.43	7.2	2.39
6	144	2	6.4	2.24	7.2	2.34
7	168	2	6	2.39	6.8	2.36
8	192	2	5.7	2.51	6.7	2.34
9	216	2	5.9	2.53	6.7	2.09
10	240	2	5.5	2.65	6.6	2.36
11	264	2	4.8	2.63	6.5	2.26
12	288	2	4.6	2.63	6.5	2.26
13	312	2	4.3	2.81	6.5	2.32
14	336	2	4.2	2.89	6.7	2.29
15	360	2	4.1	3.01	6.3	2.33
16	384	2	3.7	3.11	6.5	2.31
17	408	2	3.6	3.01	6	2.31
18	432	2	3.2	3.17	6.3	2.45
19	456	2	3	3.19	6.4	2.3
20	480	2	2.9	3.14	6.3	2.29
21	504	2	3	3.26	6.4	2.27
22	528	2	2.9	3.27	6.3	2.21
23	552	2	Fin	Fin	6.1	2.13
24	576	2	Fin	Fin	5.9	2.19
25	600	2	Fin	Fin	5.9	2.2
1	24	3	7.6	2.86	7.1	2.63
2	48	3	7.2	2.44	7.3	2.35
3	72	3	7.3	2.32	7.3	2.2
3	72	3	ND	ND	ND	ND
5	120	3	6.7	2.38	7.3	2.42
6	144	3	6.9	2.31	7.3	2.21
7	168	3	6.4	2.24	7.1	2.28
8	192	3	6.2	2.43	6.9	2.25
9	216	3	6.3	2.5	7	2.25
10	240	3	5.9	2.57	7.2	2.31
11	264	3	5.3	2.49	6.4	2.19
12	288	3	4.9	2.57	6.7	2.21
13	312	3	4.5	2.7	6.8	2.28
14	336	3	4.2	2.87	6.8	2.22
15	360	3	4.1	3	6.6	2.3
16	384	3	3.9	3.06	6.7	2.28
17	408	3	3.8	2.98	6.2	2.32
18	432	3	3.6	3.13	6.7	2.29
19	456	3	3.2	3.12	6.6	2.26
20	480	3	3.3	3.07	6.5	2.21
21	504	3	3.3	3.14	6.6	2.21
22	528	3	3.3	3.19	6.6	2.18
23	552	3	Fin	Fin	6.4	2.16
24	576	3	Fin	Fin	6.4	2.18
25	600	3	Fin	Fin	6.1	2.14

**Anexo 4 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con Terrero La Chula**

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	4	7.6	2.86	7.6	2.44
2	48	24	ND	ND	ND	ND
3	72	4	7.3	2.35	7.3	2.42
4	96	4	7.2	2.12	7.2	2
5	120	4	6.7	2.31	7.3	2.36
6	144	4	7.2	2.29	7.4	2.25
7	168	4	6.8	2.37	7.3	2.18
8	192	4	6.6	2.36	7	2.21
9	216	4	6.6	2.44	6.9	2.21
10	240	4	6	2.5	6.8	2.26
11	264	4	5.7	2.49	6.9	2.17
12	288	4	5.2	2.54	6.7	2.17
13	312	4	4.6	2.62	7.1	2.22
14	336	4	4.2	2.78	6.8	2.22
15	360	4	4.1	2.92	6.8	2.24
16	384	4	3.9	3.06	6.8	2.26
17	408	4	3.9	2.94	6.4	2.28
18	432	4	3.8	3.06	6.7	2.2
19	456	4	3.6	3.06	6.9	2.24
20	480	4	3.6	3.03	6.7	2.2
21	504	4	3.5	3.11	6.8	2.18
22	528	4	3.5	3.12	6.8	2.17
23	552	4	Fin	Fin	6.7	2.14
24	576	4	Fin	Fin	6.8	2.14
25	600	4	Fin	Fin	6.5	2.12
1	24	6	7.6	2.98	7.8	2.48
3	72	6	7.6	2.25	7.5	2.42
4	96	5	7.2	2.23	7.3	2.28
5	120	5	7.2	2.28	7.5	2.34
6	144	5	7.5	2.29	7.6	2.17
8	192	5	7.2	2.32	7.4	2.26
9	216	5	6.6	2.39	6.9	2.2
10	240	5	6.6	2.43	7	2.22
11	264	5	5.8	2.44	7	2.14
12	288	5	5.5	2.46	6.8	2.15
13	312	5	4.7	2.51	7	2.22
14	336	5	4.3	2.74	7.1	2.18
15	360	5	4.1	2.84	7	2.19
17	408	5	3.9	2.92	6.7	2.25
18	432	5	3.8	3.09	6.8	2.21
19	456	5	3.7	2.08	7	2.23
20	480	5	3.7	3.02	6.9	2.19
22	528	5	3.7	3.08	7	2.14
23	552	5	Fin	Fin	6.9	2.13
24	576	5	Fin	Fin	6.5	2.11

Tiempo de agitación		Tiempo de Medición	Lixiviado tratado			
día	horas		Vaso		Talud	
		horas	pH	CE	pH	CE
1	24	24	7.9	2.21	7.9	2.5
2	48	24	7.5	2.26	7.5	2.4
3	72	24	7.3	2.11	7.5	2.11
4	96	24	6.7	2.3	7.5	2.18
5	120	24	7.6	2.14	7.7	2.04
6	144	24	7.5	2.18	7.06	2.03
7	168	24	7.1	2.19	7.1	2.03
8	192	24	6.8	2.28	6.8	2.1
9	216	24	6.9	2.29	7.1	2.09
10	240	24	7	2.31	7.2	2.14
11	264	24	6.5	2.28	6.7	2.08
12	288	24	6.2	2.29	7.2	2.08
13	312	24	6.1	2.29	7	2.11
14	336	24	4.6	2.32	7.1	2.09
15	360	24	4.5	2.55	7	2.09
16	384	24	4.1	2.8	6.8	2.12
17	408	24	4.1	2.72	7	2.09
18	432	24	3.9	3.86	7.1	2.14
19	456	24	3.9	2.89	6.9	2.07
20	480	24	3.9	2.83	7	2.08
21	504	24	3.9	2.89	7	2.08
22	528	24	3.8	2.86	7	2.08
23	552	24	Fin	Fin	6.9	2.08
24	576	24	Fin	Fin	7	2.1
25	600	24	Fin	Fin	6.7	2.02

**Anexo 4 Valores de pH y conductividad eléctrica (CE, mS/cm) de lixiviados tratados con Terrero La Chula (Continuación)**

## ***ANEXOS 5 y 6***

***Mediciones de concentraciones  
Iones mayores (Na, K, Ca, Mg,  $SO_4^{2-}$  Y  $HCO_3^-$ )  
en las pruebas cinéticas en lotes***

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Caliza 1							
1.0	BLD	BLD	611.1	97.1	3.3	64.1	896.8
2.0	BLD	BLD	562.0	106.9	1.9	76.3	1687.3
3.0	BLD	BLD	574.2	106.9	1.6	104.8	1684.8
4.0	BLD	BLD	577.6	108.9	BLD	91.3	1680.3
5.0	BLD	BLD	576.4	109.0	BLD	95.8	1768.8
6.0	BLD	BLD	588.5	110.1	BLD	101.8	1754.8
7.0	BLD	BLD	601.2	100.9	BLD	92.8	1744.0
8.0	BLD	BLD	587.2	106.0	BLD	74.8	1777.7
9.0	BLD	BLD	611.5	109.5	BLD	107.8	1845.2
10.0	BLD	BLD	641.7	111.7	BLD	50.9	1887.8
11.0	BLD	BLD	783.3	108.7	BLD	50.9	1869.3
12.0	BLD	BLD	658.3	120.5	BLD	86.8	2039.9
13.0	BLD	BLD	595.5	105.7	BLD	56.9	1879.5
14.0	BLD	BLD	573.5	106.5	BLD	56.9	1910.7
15.0	BLD	BLD	573.5	104.1	BLD	59.9	1876.3
16.0	BLD	BLD	604.1	115.2	BLD	71.8	1877.0
17.0	BLD	BLD	815.8	117.3	BLD	53.9	1994.1
18.0	BLD	BLD	646.2	130.8	BLD	59.9	2080.7
19.0	BLD	BLD	637.0	79.7	BLD	56.9	1939.4
20.0	BLD	BLD	609.5	118.9	BLD	56.9	1972.4
21.0	BLD	BLD	611.5	120.2	BLD	41.9	1988.4
22.0	BLD	BLD	580.5	112.8	BLD	26.9	1932.4
23.0	BLD	BLD	559.5	105.5	BLD	44.9	2130.3
24.0	BLD	BLD	662.8	113.3	BLD	47.9	1878.3
25.0	BLD	BLD	579.6	117.0	BLD	29.9	1933.6

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Caliza 2							
1.0	BLD	BLD	533.7	96.3	2.3	70.6	1685.4
2.0	BLD	BLD	562.0	107.4	1.4	79.0	1649.8
3.0	BLD	BLD	542.0	101.2	1.7	74.8	1686.0
4.0	BLD	BLD	579.7	109.2	BLD	83.8	1701.3
5.0	BLD	BLD	569.1	107.7	BLD	77.8	1732.5
6.0	BLD	BLD	605.1	113.6	BLD	134.7	1788.5
7.0	BLD	BLD	584.4	101.5	BLD	83.8	1695.6
8.0	BLD	BLD	569.7	101.7	BLD	56.9	1775.1
9.0	BLD	BLD	634.7	114.7	BLD	62.9	1903.1
10.0	BLD	BLD	645.6	116.5	BLD	56.9	1922.2
11.0	BLD	BLD	642.1	114.3	BLD	50.9	1919.6
12.0	BLD	BLD	614.0	113.0	BLD	74.8	1950.8
13.0	BLD	BLD	585.3	105.8	BLD	56.9	1999.2
14.0	BLD	BLD	598.1	109.6	BLD	59.9	1905.6
15.0	BLD	BLD	571.9	104.7	BLD	50.9	1872.5
16.0	BLD	BLD	585.0	111.1	BLD	53.9	1954.0
17.0	BLD	BLD	637.3	118.6	BLD	50.9	1906.3
18.0	BLD	BLD	586.6	111.7	BLD	44.9	2009.4
19.0	BLD	BLD	618.5	118.6	BLD	50.9	2006.8
20.0	BLD	BLD	602.8	112.8	BLD	53.9	1983.3
21.0	BLD	BLD	666.6	119.5	BLD	50.9	1986.5
22.0	BLD	BLD	658.6	116.5	BLD	44.9	1984.5
23.0	BLD	BLD	613.0	116.8	BLD	50.9	2024.6
24.0	BLD	BLD	596.1	111.9	BLD	41.9	1967.4
25.0	BLD	BLD	553.1	109.5	BLD	47.9	1878.3

**Anexo 5. Composición química (iones mayores) de los lixiviados del vaso tratados**

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Caliza-Lutita B							
1.0	BLD	BLD	518.0	90.7	3.3	83.8	1768.8
2.0	BLD	BLD	507.2	96.7	1.9	95.8	1769.4
3.0	BLD	BLD	548.3	135.8	1.9	95.8	996.1
4.0	BLD	BLD	490.9	92.0	1.7	92.8	1752.9
5.0	BLD	BLD	565.6	111.8	1.9	70.6	1707.7
6.0	BLD	BLD	540.3	108.1	1.5	67.1	1644.0
7.0	BLD	BLD	548.5	105.9	2.0	79.0	1789.8
8.0	BLD	BLD	555.6	107.3	3.5	71.8	1667.6
9.0	BLD	BLD	559.0	109.8	2.0	61.1	1761.8
10.0	BLD	BLD	585.0	112.5	BLD	63.5	2123.3
11.0	BLD	BLD	603.2	110.6	BLD	92.2	1773.9
12.0	BLD	BLD	580.8	103.6	BLD	71.8	2048.2
13.0	BLD	BLD	587.2	116.0	BLD	73.0	1870.0
14.0	BLD	BLD	578.6	117.8	BLD	63.5	1938.7
15.0	BLD	BLD	582.4	117.0	BLD	71.8	1891.6
16.0	BLD	BLD	598.4	121.4	BLD	167.6	1908.2
17.0	BLD	BLD	553.4	108.1	BLD	62.9	1911.3
18.0	BLD	BLD	612.4	122.2	BLD	71.8	1815.2
19.0	BLD	BLD	606.7	121.9	BLD	77.8	1984.5
20.0	BLD	BLD	653.2	130.8	BLD	71.8	1904.3
21.0	BLD	BLD	626.4	124.0	BLD	68.9	1894.8
22.0	BLD	BLD	674.9	133.6	BLD	74.8	1961.0
23.0	BLD	BLD	595.8	117.1	BLD	59.9	1987.1
24.0	BLD	BLD	610.5	123.7	BLD	65.9	1882.7
25.0	BLD	BLD	640.5	132.8	BLD	0.0	2067.9

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Terreros La Chula							
1.0	BLD	BLD	544.5	98.5	4.2	68.9	1714.7
2.0	BLD	BLD	536.5	100.4	1.7	62.9	1669.5
3.0	BLD	BLD	558.3	113.9	1.7	74.8	1735.7
4.0	BLD	BLD	536.6	107.3	1.7	71.8	1672.0
5.0	BLD	BLD	561.9	106.9	1.5	68.9	1779.6
6.0	BLD	BLD	538.2	104.7	2.2	65.9	1707.7
7.0	BLD	BLD	534.7	100.5	3.8	59.3	1726.8
8.0	BLD	BLD	573.4	107.9	3.1	50.9	1713.4
9.0	BLD	BLD	552.0	106.1	1.6	44.9	1724.9
10.0	BLD	BLD	589.5	111.4	BLD	97.0	1760.5
11.0	BLD	BLD	590.7	103.8	BLD	41.9	1816.5
12.0	BLD	BLD	577.7	95.9	BLD	29.9	1814.6
13.0	BLD	BLD	571.0	109.8	BLD	25.1	1924.7
14.0	BLD	BLD	583.7	111.9	BLD	6.0	2035.5
15.0	BLD	BLD	552.2	111.1	BLD	N	2328.9
16.0	BLD	BLD	384.1	79.2	BLD	N	1872.5
17.0	BLD	BLD	545.8	108.2	BLD	N	2868.0
18.0	BLD	BLD	537.8	111.7	BLD	N	2964.7
19.0	BLD	BLD	648.4	110.6	BLD	N	3137.8
20.0	BLD	BLD	549.3	110.1	BLD	N	3128.3
21.0	BLD	BLD	598.7	112.5	BLD	N	3393.7

**Anexo 5. Composición química (iones mayores) de los lixiviados del vaso tratados (Continuación)**

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Caliza 1							
1.0	BLD	BLD	740.9	42.6	2.7	64.1	1861.1
2.0	BLD	BLD	672.3	48.6	1.5	77.8	2056.5
3.0	BLD	BLD	662.5	50.0	1.9	80.2	1585.5
4.0	BLD	BLD	613.9	49.3	2.0	74.8	1549.2
5.0	BLD	BLD	590.4	48.0	BLD	80.8	1512.3
6.0	BLD	BLD	614.6	47.8	BLD	83.8	1697.5
7.0	BLD	BLD	646.5	47.8	BLD	89.8	1544.7
8.0	BLD	BLD	648.4	47.3	BLD	71.8	1726.8
9.0	BLD	BLD	625.5	47.2	BLD	53.9	1640.2
10.0	BLD	BLD	651.9	48.9	BLD	80.8	1652.9
11.0	BLD	BLD	679.4	50.8	BLD	68.9	1631.3
12.0	BLD	BLD	645.2	50.2	BLD	59.9	1698.1
13.0	BLD	BLD	593.9	46.5	BLD	77.8	1701.9
14.0	BLD	BLD	629.3	49.9	BLD	74.8	1763.7
15.0	BLD	BLD	627.7	49.2	BLD	77.8	1661.8
16.0	BLD	BLD	592.0	49.6	BLD	59.9	1730.0
17.0	BLD	BLD	767.3	59.9	BLD	44.9	1739.5
18.0	BLD	BLD	619.1	56.1	BLD	44.9	1821.6
19.0	BLD	BLD	644.3	54.8	BLD	68.9	1843.9
20.0	BLD	BLD	625.8	54.0	BLD	56.9	1797.4
21.0	BLD	BLD	663.7	53.2	BLD	41.9	1787.9
22.0	BLD	BLD	625.5	55.0	BLD	38.9	1703.2
23.0	BLD	BLD	629.3	53.4	BLD	41.9	1726.8
24.0	BLD	BLD	607.3	53.2	BLD	47.9	1756.7
25.0	BLD	BLD	592.0	51.8	BLD	44.9	1728.0

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Caliza 2							
1.0	BLD	BLD	714.1	48.4	2.3	71.8	1898.0
2.0	BLD	BLD	629.0	46.1	1.5	59.9	1824.1
3.0	BLD	BLD	642.4	48.3	1.8	74.8	1637.0
4.0	BLD	BLD	607.0	48.5	BLD	71.8	1621.7
5.0	BLD	BLD	617.8	50.5	BLD	71.8	1623.7
6.0	BLD	BLD	634.4	48.3	BLD	86.8	1624.3
7.0	BLD	BLD	617.8	44.1	BLD	77.8	1556.8
8.0	BLD	BLD	587.2	44.6	BLD	53.9	1603.9
9.0	BLD	BLD	622.3	46.7	BLD	50.9	1692.4
10.0	BLD	BLD	647.8	49.1	BLD	56.9	1687.3
11.0	BLD	BLD	743.8	48.3	BLD	56.9	1743.3
12.0	BLD	BLD	650.7	48.3	BLD	65.9	1642.1
13.0	BLD	BLD	629.9	47.2	BLD	65.9	1698.1
14.0	BLD	BLD	600.0	47.5	BLD	77.8	1759.2
15.0	BLD	BLD	602.8	46.9	BLD	50.9	1668.2
16.0	BLD	BLD	637.6	53.4	BLD	56.9	1708.9
17.0	BLD	BLD	663.7	51.6	BLD	50.9	1731.9
18.0	BLD	BLD	573.2	56.9	BLD	50.9	1749.0
19.0	BLD	BLD	719.2	56.4	BLD	62.9	1709.6
20.0	BLD	BLD	629.9	52.4	BLD	62.9	1824.1
21.0	BLD	BLD	631.9	47.3	BLD	44.9	1797.4
22.0	BLD	BLD	612.4	51.8	BLD	47.9	1815.2
23.0	BLD	BLD	646.8	55.6	BLD	44.9	1705.1
24.0	BLD	BLD	635.0	51.6	BLD	56.9	1730.0
25.0	BLD	BLD	586.6	51.8	0.0	41.9	1732.5

**Anexo 6. Composición química (iones mayores) de los lixiviados del talud tratados**

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Caliza-Lutita							
1.0	BLD	BLD	730.4	46.7	4.4	83.8	1931.7
2.0	BLD	BLD	695.9	48.0	3.5	83.8	1873.8
3.0	BLD	BLD	678.5	65.2	2.5	74.8	1632.6
4.0	BLD	BLD	638.5	44.3	2.3	101.8	1630.0
5.0	BLD	BLD	601.7	50.9	7.3	68.3	1557.5
6.0	BLD	BLD	577.4	50.3	2.1	83.8	1421.3
7.0	BLD	BLD	559.4	46.2	4.2	73.6	1628.8
8.0	BLD	BLD	568.1	48.1	4.2	61.1	1511.6
9.0	BLD	BLD	589.8	49.7	1.7	55.1	1556.2
10.0	BLD	BLD	623.2	49.2	BLD	62.9	1768.8
11.0	BLD	BLD	600.9	45.9	BLD	53.9	1535.2
12.0	BLD	BLD	594.6	42.9	BLD	43.1	1717.2
13.0	BLD	BLD	610.5	51.0	BLD	68.9	1704.5
14.0	BLD	BLD	595.2	49.1	BLD	49.1	1821.0
15.0	BLD	BLD	595.2	50.2	BLD	41.9	1734.4
16.0	BLD	BLD	608.9	51.0	BLD	50.9	1731.2
17.0	BLD	BLD	635.0	50.7	BLD	47.9	1856.6
18.0	BLD	BLD	696.6	59.1	BLD	47.9	1701.3
19.0	BLD	BLD	635.7	55.1	BLD	38.9	1713.4
20.0	BLD	BLD	686.4	58.0	BLD	47.9	1744.0
21.0	BLD	BLD	663.1	54.8	BLD	44.9	1730.0
22.0	BLD	BLD	649.4	55.0	BLD	47.9	1691.8
23.0	BLD	BLD	644.3	56.9	BLD	47.9	1726.1
24.0	BLD	BLD	674.9	60.7	BLD	41.9	1712.8
25.0	BLD	BLD	634.7	55.6	BLD	41.9	1774.5

Tiempo	Na	K	Ca	Mg	Cl	HCO <sub>3</sub> <sup>-1</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>
días	mg/L						
Terreros La Chula							
1.0	BLD	BLD	720.5	47.5	5.8	74.8	1795.5
2.0	BLD	BLD	672.0	45.6	2.0	65.9	1794.9
3.0	BLD	BLD	641.4	51.6	1.6	56.9	1650.4
4.0	BLD	BLD	609.3	49.4	2.0	83.8	1571.5
5.0	BLD	BLD	571.1	47.7	7.1	65.9	1394.5
6.0	BLD	BLD	592.4	56.2	1.7	68.9	1441.0
7.0	BLD	BLD	547.1	45.3	1.7	74.2	1584.2
8.0	BLD	BLD	591.3	51.3	2.3	73.0	1515.5
9.0	BLD	BLD	579.1	62.8	2.5	59.9	1575.9
10.0	BLD	BLD	623.2	48.0	BLD	73.0	1593.7
11.0	BLD	BLD	628.7	45.6	BLD	58.4	1586.1
12.0	BLD	BLD	612.4	50.4	BLD	47.9	1674.6
13.0	BLD	BLD	600.9	50.2	BLD	56.9	1689.2
14.0	BLD	BLD	607.3	51.0	BLD	39.5	1698.8
15.0	BLD	BLD	631.5	53.5	BLD	35.9	1670.8
16.0	BLD	BLD	582.1	42.2	BLD	38.9	1889.1
17.0	BLD	BLD	591.7	50.0	BLD	38.9	1691.1
18.0	BLD	BLD	585.0	50.4	BLD	35.9	1627.5
19.0	BLD	BLD	559.2	48.3	BLD	38.9	1662.5
20.0	BLD	BLD	594.2	51.6	BLD	39.5	1637.0
21.0	BLD	BLD	853.4	56.4	BLD	32.9	1589.3
22.0	BLD	BLD	606.7	53.4	BLD	44.9	1666.3
23.0	BLD	BLD	606.4	53.5	BLD	41.9	1687.9
24.0	BLD	BLD	715.1	53.2	BLD	29.9	1708.3
25.0	BLD	BLD	612.7	52.9	BLD	23.9	1708.3

**Anexo 6. Composición química (iones mayores) de los lixiviados del talud tratados (continuación)**

## **ANEXO 7**

***Mediciones de concentraciones  
de elementos traza (Al, Fe, Cu, Zn y Si) en las pruebas cinéticas en lotes***

	Día	pH	Al	Cu	Fe	Zn	Si
<b>Muestra</b>				<b>mg/L</b>			
<b>Talud lixiviado inicial</b>	<b>0</b>	<b>2.56</b>	<b>69.92</b>	<b>2.874</b>	<b>20.94</b>	<b>0.37</b>	<b>3.719</b>
Caliza 1	1	7.7	0.683	0.011	BLD	0.024	0.898
Caliza 2	1	7.8	0.333	BLD	BLD	0.057	0.635
Terrero la Chula	1	7.9	0.255	BLD	BLD	BLD	0.678
Caliza-Lutita B	1	7.9	0.221	BLD	BLD	BLD	1.283
Caliza 1	12	7.1	0.233	BLD	BLD	0.098	0.565
Caliza 2	12	7.1	0.257	BLD	BLD	0.066	0.793
Terrero la Chula	12	7.1	0.319	BLD	0.38	0.03	0.44
Caliza-Lutita B	12	6.8	0.49	BLD	BLD	0.051	0.449
Caliza 1	25	7	0.324	BLD	BLD	BLD	0.726
Caliza 2	25	6.7	0.309	BLD	BLD	BLD	0.572
Terrero la Chula	19	6.7	0.131	BLD	BLD	0.09	1.638
Caliza-Lutita B	25	6.8	0.23	BLD	BLD	BLD	0.751
<b>Vaso lixiviado inicial</b>	<b>0</b>	<b>2.85</b>	<b>157.2</b>	<b>5.316</b>	<b>237.8</b>	<b>1.115</b>	<b>3.232</b>
Caliza 1	1	7.8	0.276	BLD	0.019	BLD	0.257
Caliza 2	1	7.8	0.309	BLD	0.015	0.015	0.119
Terrero la Chula	1	7.9	0.208	BLD	BLD	BLD	0.865
Caliza-Lutita B	1	7.8	0.205	BLD	BLD	BLD	0.447
Caliza 1	12	7	0.17	BLD	BLD	0.08	0.516
Caliza 2	12	6.2	0.178	BLD	BLD	0.011	0.495
Terrero la Chula	12	7.2	0.132	BLD	BLD	0.042	0.33
Caliza-Lutita B	12	7.1	0.196	BLD	BLD	0.014	0.208
Caliza 1	25	6.9	0.121	BLD	BLD	BLD	0.644
Caliza 2	25	6.7	0.193	BLD	BLD	0.036	0.33
Terrero la Chula	19	3.9	148.5	5.357	153.3	1.653	8.442
Caliza-Lutita B	25	5.9	0.211	0.159	9.883	0.584	3.349

*Anexo 7. Composición química (elementos traza) de los lixiviados antes y después del tratamiento (talud y vaso)*

## ***ANEXOS 8, 9, 10 y 11***

### ***Modelación geoquímica sobre Índices de Saturación (IS) en las pruebas cinéticas en lotes***

	CALIZA 1					
	LIXIVIADO TALUD			LIXIVIADO VASO		
	DIA 1	DIA 12	DIA 25	DIA 1	DIA 12	DIA 25
Posibles Minerales	Indice de Saturación (IS)					
Al(OH)3 (Soil)	3.31	3.282	3.178	2.728	2.837	2.448
Al2O3(s)	3.547	3.491	3.284	2.383	2.601	1.823
Al4(OH)10SO4(s)	10.534	10.464	10.196	9.01	9.331	8.134
AlOHSO4(s)	1.665	1.679	1.722	1.887	1.881	1.85
Alunite	9.639	9.619	9.527	9.953	10.109	9.477
Anhydrite	-0.103	-0.103	-0.104	0	0.001	-0.002
Antlerite	-3.231	-3.316	-3.607	-3.983	-3.751	-4.473
Aragonite	-2.627	-2.684	-2.892	-2.945	-2.785	-3.275
Artinite	-13.392	-13.491	-13.846	-13.369	-13.093	-13.945
Azurite	-3.21	-3.364	-3.924	-3.998	-3.565	-4.901
Bianchite	-6.151	-6.151	-6.151	-5.684	-5.684	-5.683
Bixbyite	24.817	24.688	24.245	23.015	23.367	22.274
Boehmite	3.022	2.994	2.89	2.44	2.549	2.16
Brochantite	-3.424	-3.552	-3.989	-4.695	-4.348	-5.43
Brucite	-9.163	-9.206	-9.353	-9.343	-9.227	-9.589
CaCO3xH2O(s)	-3.819	-3.875	-4.083	-4.137	-3.977	-4.467
Calcite	-2.484	-2.54	-2.748	-2.801	-2.641	-3.131
Chalcanthite	-4.284	-4.284	-4.284	-3.999	-3.998	-4
Chalcedony	-0.33	-0.331	-0.331	-0.393	-0.393	-0.392
Chrysotile	-16.15	-16.279	-16.722	-16.817	-16.467	-17.552
Cristobalite	-0.53	-0.531	-0.531	-0.593	-0.593	-0.592
Cu(OH)2(s)	-3.049	-3.092	-3.238	-3.568	-3.452	-3.813
CuCO3(s)	-1.925	-1.981	-2.188	-2.06	-1.901	-2.389
CuOCuSO4(s)	-10.987	-11.029	-11.175	-11.22	-11.104	-11.466
Cupric Ferrite	15.955	15.868	15.57	16.143	16.385	15.626
CuSO4(s)	-9.864	-9.864	-9.863	-9.578	-9.578	-9.579
Diaspore	4.727	4.699	4.595	4.145	4.254	3.865
Dolomite (disordered)	-6.152	-6.265	-6.681	-6.267	-5.947	-6.927
Dolomite (ordered)	-5.602	-5.715	-6.131	-5.717	-5.397	-6.377
Epsomite	-3.101	-3.102	-3.103	-2.478	-2.477	-2.48
Ettringite	-20.931	-21.117	-21.767	-23.89	-23.32	-25.192
Fe(OH)2 (am)	-7.188	-7.231	-7.378	-6.239	-6.123	-6.484
Fe(OH)2 (c)	-6.588	-6.631	-6.778	-5.639	-5.523	-5.884
Fe2(SO4)3(s)	-20.058	-19.974	-19.688	-16.94	-17.158	-16.481
Fe3(OH)8(s)	1.782	1.695	1.396	3.438	3.681	2.921
Ferrihydrite	4.651	4.629	4.553	5.005	5.068	4.869
Ferrihydrite (aged)	5.161	5.139	5.063	5.515	5.578	5.379
Gibbsite (C)	3.86	3.832	3.728	3.278	3.387	2.998
Goethite	7.36	7.338	7.262	7.714	7.777	7.578
Goslarite	-5.905	-5.905	-5.905	-5.438	-5.438	-5.437
Greenalite	-9.665	-9.794	-10.237	-6.943	-6.594	-7.678
Gypsum	0.147	0.147	0.146	0.25	0.251	0.248
Halloysite	5.864	5.807	5.598	4.574	4.793	4.016
Hematite	17.121	17.076	16.924	17.827	17.954	17.555
Hercynite	6.608	6.509	6.155	6.394	6.728	5.588
H-Jarosite	2.614	2.633	2.697	5.282	5.242	5.361
Huntite	-16.182	-16.408	-17.239	-15.89	-15.251	-17.211
Hydromagnesite	-30.212	-30.481	-31.46	-29.58	-28.825	-31.147
Hydrozincite	-21.788	-22.028	-22.879	-22.703	-22.044	-24.086
Imogolite	6.319	6.263	6.055	5.092	5.311	4.533
K-Alum	-9.79	-9.754	-9.639	-8.312	-8.375	-8.229
Kaolinite	8.004	7.947	7.738	6.714	6.933	6.156

K-Jarosite	7.994	7.992	7.981	11.114	11.132	11.069
Langite	-5.691	-5.818	-6.255	-6.961	-6.614	-7.696
Lepidocrocite	6.48	6.458	6.382	6.834	6.897	6.698
Lime	-23.997	-24.04	-24.187	-24.698	-24.582	-24.944
Maghemite	9.317	9.272	9.12	10.023	10.15	9.751
Magnesioferrite	6.78	6.693	6.393	7.306	7.549	6.788
Magnesite	-4.269	-4.325	-4.533	-4.066	-3.906	-4.396
Magnetite	18.602	18.514	18.215	20.257	20.5	19.74
Malachite	-1.716	-1.814	-2.167	-2.369	-2.095	-2.943
Melanterite	-4.654	-4.654	-4.655	-2.901	-2.9	-2.903
Mg(OH)2 (active)	-10.857	-10.9	-11.047	-11.037	-10.921	-11.283
MgCO3:5H2O(s)	-7.189	-7.245	-7.453	-6.986	-6.826	-7.316
Mirabilite	-9.613	-9.613	-9.615	-8.397	-8.395	-8.401
Mn2(SO4)3(s)	-9.612	-9.613	-9.616	-9.002	-8.995	-9.012
Na-Jarosite	3.763	3.76	3.75	6.636	6.655	6.592
Natron	-15.917	-15.973	-16.182	-15.121	-14.96	-15.454
Nesquehonite	-7.059	-7.115	-7.323	-6.856	-6.696	-7.186
Periclase	-13.647	-13.69	-13.837	-13.828	-13.711	-14.073
Portlandite	-14.002	-14.044	-14.191	-14.703	-14.587	-14.948
Quartz	0.12	0.119	0.119	0.057	0.057	0.058
Sepiolite	-11.527	-11.613	-11.91	-12.076	-11.843	-12.566
Sepiolite (A)	-14.547	-14.633	-14.93	-15.096	-14.863	-15.586
Siderite	-2.774	-2.831	-3.038	-1.441	-1.282	-1.771
SiO2 (am,gel)	-1.17	-1.171	-1.171	-1.233	-1.233	-1.232
SiO2 (am,ppt)	-1.14	-1.141	-1.141	-1.203	-1.203	-1.202
Smithsonite	-3.517	-3.573	-3.78	-3.47	-3.312	-3.797
Spinel	-5.711	-5.81	-6.164	-7.056	-6.721	-7.861
Tenorite(am)	-2.249	-2.292	-2.438	-2.768	-2.652	-3.013
Tenorite(c)	-1.399	-1.442	-1.588	-1.918	-1.802	-2.163
Thenardite	-11.049	-11.049	-11.051	-9.833	-9.83	-9.837
Thermonatrite	-17.865	-17.921	-18.13	-17.069	-16.908	-17.402
Vaterite	-3.05	-3.106	-3.314	-3.367	-3.208	-3.698
Zincite	-5.981	-6.024	-6.17	-6.318	-6.203	-6.56
Zincosite	-11.846	-11.846	-11.845	-11.379	-11.379	-11.378
Zn(OH)2 (am)	-7.225	-7.268	-7.414	-7.562	-7.447	-7.804
Zn(OH)2 (beta)	-6.505	-6.548	-6.694	-6.842	-6.727	-7.084
Zn(OH)2 (delta)	-6.595	-6.638	-6.784	-6.932	-6.817	-7.174
Zn(OH)2 (epsilon)	-6.285	-6.328	-6.474	-6.622	-6.507	-6.864
Zn(OH)2 (gamma)	-6.485	-6.528	-6.674	-6.822	-6.707	-7.064
Zn2(OH)2SO4(s)	-10.167	-10.21	-10.356	-10.037	-9.923	-10.278
Zn3O(SO4)2(s)	-29.497	-29.539	-29.685	-28.899	-28.786	-29.14
Zn4(OH)6SO4(s)	-20.57	-20.697	-21.135	-21.112	-20.769	-21.839
Zn-Al LDH(s)	-7.566	-7.686	-8.111	-8.629	-8.269	-9.437
ZnCO3(s)	-3.617	-3.673	-3.88	-3.57	-3.412	-3.897
ZnCO3:1H2O(s)	-4.157	-4.213	-4.42	-4.11	-3.952	-4.437
ZnSO4:1H2O(s)	-7.278	-7.278	-7.278	-6.811	-6.811	-6.81

**Anexo 8. Cálculos sobre Índice de Saturación mediante modelación geoquímica de los lixiviados del talud y del vaso- Caliza 1, durante las pruebas cinéticas.**

	CALIZA 2					
	LIXIVIADO TALUD			LIXIVIADO VASO		
	DIA 1	DIA 12	DIA 25	DIA 1	DIA 12	DIA 25
	pH= 7.8	pH= 7.1	pH= 6.7	pH= 7.8	pH= 6.2	pH= 6.7
Posibles Minerales	Indice de Saturación (IS)					
Al(OH)3 (Soil)	3.361	3.322	3.156	2.762	2.783	2.624
Al2O3(s)	3.651	3.571	3.239	2.452	2.493	2.175
Al4(OH)10SO4(s)	10.66	10.563	10.137	9.113	9.174	8.692
AlOHSO4(s)	1.635	1.658	1.729	1.886	1.886	1.88
Alunite	9.673	9.648	9.504	10.005	10.035	9.786
Anhydrite	-0.102	-0.103	-0.104	0.001	0.001	-0.001
Antlerite	-3.07	-3.194	-3.665	-3.913	-3.87	-4.179
Aragonite	-2.524	-2.603	-2.935	-2.897	-2.867	-3.08
Artinite	-13.207	-13.349	-13.919	-13.286	-13.234	-13.602
Azurite	-2.925	-3.143	-4.04	-3.867	-3.786	-4.365
Bianchite	-6.151	-6.151	-6.151	-5.684	-5.684	-5.683
Bixbyite	25.063	24.873	24.158	23.121	23.187	22.718
Boehmite	3.073	3.034	2.868	2.474	2.495	2.336
Brochantite	-3.182	-3.369	-4.075	-4.59	-4.525	-4.988
Brucite	-9.081	-9.144	-9.382	-9.308	-9.287	-9.442
CaCO3xH2O(s)	-3.716	-3.795	-4.127	-4.088	-4.058	-4.271
Calcite	-2.381	-2.46	-2.792	-2.753	-2.723	-2.936
Chalcanthite	-4.285	-4.284	-4.284	-3.999	-3.999	-3.999
Chalcedony	-0.33	-0.33	-0.332	-0.393	-0.393	-0.393
Chrysotile	-15.903	-16.093	-16.809	-16.711	-16.646	-17.111
Cristobalite	-0.53	-0.53	-0.532	-0.593	-0.593	-0.593
Cu(OH)2(s)	-2.968	-3.031	-3.266	-3.533	-3.512	-3.666
CuCO3(s)	-1.823	-1.901	-2.232	-2.012	-1.982	-2.194
CuOCuSO4(s)	-10.907	-10.968	-11.203	-11.185	-11.163	-11.318
Cupric Ferrite	16.12	15.993	15.511	16.216	16.261	15.937
CuSO4(s)	-9.864	-9.864	-9.863	-9.578	-9.578	-9.579
Diaspore	4.778	4.739	4.573	4.179	4.2	4.041
Dolomite (disordered)	-5.946	-6.104	-6.769	-6.17	-6.11	-6.536
Dolomite (ordered)	-5.396	-5.554	-6.219	-5.62	-5.56	-5.986
Epsomite	-3.101	-3.101	-3.103	-2.478	-2.477	-2.479
Ettringite	-20.582	-20.851	-21.898	-23.715	-23.608	-24.395
Fe(OH)2 (am)	-7.107	-7.17	-7.407	-6.204	-6.182	-6.337
Fe(OH)2 (c)	-6.507	-6.57	-6.807	-5.604	-5.582	-5.737
Fe2(SO4)3(s)	-20.218	-20.095	-19.632	-17.005	-17.046	-16.756
Fe3(OH)8(s)	1.948	1.82	1.336	3.511	3.557	3.232
Ferrihydrite	4.693	4.661	4.538	5.024	5.036	4.951
Ferrihydrite (aged)	5.203	5.171	5.048	5.534	5.546	5.461
Gibbsite (C)	3.911	3.872	3.706	3.312	3.333	3.174
Goethite	7.402	7.37	7.247	7.733	7.745	7.66
Goslarite	-5.905	-5.905	-5.905	-5.438	-5.438	-5.437
Greenalite	-9.419	-9.609	-10.324	-6.838	-6.773	-7.237
Gypsum	0.148	0.147	0.146	0.251	0.251	0.249
Halloysite	5.968	5.888	5.554	4.643	4.685	4.367
Hematite	17.205	17.14	16.894	17.865	17.889	17.719
Hercynite	6.793	6.651	6.082	6.497	6.56	6.088
H-Jarosite	2.578	2.606	2.709	5.27	5.262	5.314
Huntite	-15.77	-16.086	-17.415	-15.697	-15.577	-16.429
Hydromagnesite	-29.719	-30.097	-31.664	-29.352	-29.21	-30.218
Hydrozincite	-21.339	-21.684	-23.053	-22.504	-22.381	-23.261
Imogolite	6.423	6.343	6.01	5.161	5.203	4.885
K-Alum	-9.86	-9.806	-9.618	-8.33	-8.341	-8.271

Kaolinite	8.108	8.028	7.694	6.783	6.825	6.507
K-Jarosite	7.999	7.995	7.979	11.119	11.123	11.096
Langite	-5.449	-5.635	-6.342	-6.857	-6.792	-7.255
Lepidocrocite	6.522	6.49	6.367	6.853	6.865	6.78
Lime	-23.915	-23.978	-24.216	-24.663	-24.641	-24.796
Maghemite	9.401	9.336	9.09	10.061	10.085	9.915
Magnesioferrite	6.946	6.818	6.334	7.379	7.425	7.1
Magnesite	-4.166	-4.245	-4.577	-4.017	-3.987	-4.2
Magnetite	18.767	18.64	18.156	20.331	20.376	20.051
Malachite	-1.533	-1.673	-2.239	-2.286	-2.235	-2.601
Melanterite	-4.654	-4.654	-4.655	-2.901	-2.9	-2.902
Mg(OH)2 (active)	-10.775	-10.838	-11.076	-11.002	-10.981	-11.136
MgCO3:5H2O(s)	-7.086	-7.165	-7.497	-6.937	-6.907	-7.12
Mirabilite	-9.612	-9.613	-9.615	-8.397	-8.396	-8.399
Mn2(SO4)3(s)	-9.61	-9.611	-9.617	-9	-8.998	-9.006
Na-Jarosite	3.768	3.764	3.748	6.642	6.646	6.619
Natron	-15.813	-15.893	-16.226	-15.073	-15.043	-15.257
Nesquehonite	-6.956	-7.035	-7.367	-6.807	-6.777	-6.99
Periclase	-13.565	-13.628	-13.866	-13.793	-13.771	-13.926
Portlandite	-13.92	-13.983	-14.22	-14.668	-14.646	-14.801
Quartz	0.12	0.12	0.118	0.057	0.057	0.057
Sepiolite	-11.362	-11.489	-11.969	-12.006	-11.962	-12.273
Sepiolite (A)	-14.382	-14.509	-14.989	-15.026	-14.982	-15.293
Siderite	-2.671	-2.75	-3.082	-1.393	-1.363	-1.576
SiO2 (am,gel)	-1.17	-1.17	-1.172	-1.233	-1.233	-1.233
SiO2 (am,ppt)	-1.14	-1.14	-1.142	-1.203	-1.203	-1.203
Smithsonite	-3.415	-3.493	-3.824	-3.422	-3.393	-3.603
Spinel	-5.526	-5.668	-6.238	-6.952	-6.889	-7.362
Tenorite(am)	-2.168	-2.231	-2.466	-2.733	-2.712	-2.866
Tenorite(c)	-1.318	-1.381	-1.616	-1.883	-1.862	-2.016
Thenardite	-11.048	-11.048	-11.051	-9.832	-9.832	-9.835
Thermonatrite	-17.761	-17.841	-18.174	-17.021	-16.991	-17.205
Vaterite	-2.947	-3.026	-3.358	-3.319	-3.289	-3.502
Zincite	-5.9	-5.963	-6.199	-6.283	-6.262	-6.415
Zincosite	-11.846	-11.846	-11.845	-11.379	-11.379	-11.378
Zn(OH)2 (am)	-7.144	-7.207	-7.443	-7.527	-7.506	-7.659
Zn(OH)2 (beta)	-6.424	-6.487	-6.723	-6.807	-6.786	-6.939
Zn(OH)2 (delta)	-6.514	-6.577	-6.813	-6.897	-6.876	-7.029
Zn(OH)2 (epsilon)	-6.204	-6.267	-6.503	-6.587	-6.566	-6.719
Zn(OH)2 (gamma)	-6.404	-6.467	-6.703	-6.787	-6.766	-6.919
Zn2(OH)2SO4(s)	-10.086	-10.149	-10.384	-10.002	-9.981	-10.133
Zn3O(SO4)2(s)	-29.416	-29.479	-29.713	-28.865	-28.844	-28.995
Zn4(OH)6SO4(s)	-20.326	-20.514	-21.221	-21.009	-20.945	-21.402
Zn-Al LDH(s)	-7.341	-7.514	-8.199	-8.519	-8.451	-8.945
ZnCO3(s)	-3.515	-3.593	-3.924	-3.522	-3.493	-3.703
ZnCO3:1H2O(s)	-4.055	-4.133	-4.464	-4.062	-4.033	-4.243
ZnSO4:1H2O(s)	-7.278	-7.278	-7.278	-6.811	-6.811	-6.81

**Anexo 9. Cálculos sobre Índice de Saturación mediante modelación geoquímica de los lixiviados del talud y del vaso- Caliza 2, durante las pruebas cinéticas.**

	CALIZA- LUTITA B					
	LIXIVIADO TALUD			LIXIVIADO VASO		
	DIA 1	DIA 12	DIA 25	DIA 1	DIA 12	DIA 25
	pH= 7.9	pH= 6.8	pH= 6.8	pH= 7.8	pH=7.1	pH= 5.9
Posibles Minerales	Indice de Saturación (IS)					
Al(OH)3 (Soil)	3.445	3.165	3.156	2.824	2.824	0.621
Al2O3(s)	3.817	3.257	3.239	2.575	2.575	-1.83
Al4(OH)10SO4(s)	10.856	10.161	10.137	9.294	9.294	2.083
AlOHSO4(s)	1.582	1.726	1.729	1.882	1.882	1.279
Alunite	9.719	9.513	9.504	10.092	10.092	5.878
Anhydrite	-0.102	-0.104	-0.104	0.001	0.001	-0.004
Antlerite	-2.8	-3.642	-3.665	-3.78	-3.78	-6.987
Aragonite	-2.363	-2.918	-2.935	-2.805	-2.805	-4.71
Artinite	-12.908	-13.89	-13.919	-13.127	-13.127	-16.638
Azurite	-2.469	-3.993	-4.04	-3.619	-3.619	-9.025
Bianchite	-6.152	-6.151	-6.151	-5.684	-5.684	-5.682
Bixbyite	25.475	24.193	24.158	23.323	23.323	18.493
Boehmite	3.157	2.877	2.868	2.536	2.536	0.333
Brochantite	-2.778	-4.041	-4.075	-4.391	-4.391	-9.2
Brucite	-8.944	-9.37	-9.382	-9.242	-9.242	-10.847
CaCO3xH2O(s)	-3.554	-4.109	-4.127	-3.997	-3.997	-5.901
Calcite	-2.219	-2.774	-2.792	-2.661	-2.661	-4.566
Chalcanthite	-4.286	-4.284	-4.284	-3.999	-3.999	-4.001
Chalcedony	-0.329	-0.332	-0.332	-0.393	-0.393	-0.385
Chrysotile	-15.49	-16.774	-16.809	-16.511	-16.511	-21.31
Cristobalite	-0.529	-0.532	-0.532	-0.593	-0.593	-0.585
Cu(OH)2(s)	-2.833	-3.255	-3.266	-3.467	-3.467	-5.069
CuCO3(s)	-1.663	-2.214	-2.232	-1.921	-1.921	-3.823
CuOCuSO4(s)	-10.773	-11.192	-11.203	-11.119	-11.119	-12.723
Cupric Ferrite	16.396	15.534	15.511	16.355	16.355	12.768
CuSO4(s)	-9.866	-9.863	-9.863	-9.578	-9.578	-9.58
Diaspore	4.862	4.582	4.573	4.241	4.241	2.038
Dolomite (disordered)	-5.623	-6.733	-6.769	-5.987	-5.987	-9.797
Dolomite (ordered)	-5.073	-6.183	-6.219	-5.437	-5.437	-9.247
Epsomite	-3.101	-3.103	-3.103	-2.477	-2.477	-2.482
Ettringite	-20.003	-21.846	-21.898	-23.39	-23.39	-32.624
Fe(OH)2 (am)	-6.97	-7.395	-7.407	-6.137	-6.137	-7.742
Fe(OH)2 (c)	-6.37	-6.795	-6.807	-5.537	-5.537	-7.142
Fe2(SO4)3(s)	-20.487	-19.654	-19.632	-17.131	-17.131	-14.316
Fe3(OH)8(s)	2.226	1.36	1.336	3.651	3.651	0.062
Ferrihydrite	4.764	4.544	4.538	5.06	5.06	4.068
Ferrihydrite (aged)	5.274	5.054	5.048	5.57	5.57	4.578
Gibbsite (C)	3.995	3.715	3.706	3.374	3.374	1.171
Goethite	7.473	7.253	7.247	7.769	7.769	6.777
Goslarite	-5.905	-5.905	-5.905	-5.438	-5.438	-5.436
Greenalite	-9.007	-10.289	-10.324	-6.638	-6.638	-11.434
Gypsum	0.148	0.146	0.146	0.251	0.251	0.246
Halloysite	6.137	5.572	5.554	4.767	4.767	0.378
Hematite	17.346	16.906	16.894	17.938	17.938	15.953
Hercynite	7.097	6.111	6.082	6.687	6.687	0.678
H-Jarosite	2.515	2.704	2.709	5.247	5.247	5.469
Huntite	-15.123	-17.344	-17.415	-15.331	-15.331	-22.951
Hydromagnesite	-28.935	-31.582	-31.664	-28.919	-28.919	-38.145
Hydrozincite	-20.608	-22.983	-23.053	-22.127	-22.127	-30.714
Imogolite	6.591	6.028	6.01	5.285	5.285	0.888

K-Alum	-9.981	-9.626	-9.618	-8.366	-8.366	-8.174
Kaolinite	8.277	7.712	7.694	6.907	6.907	2.518
K-Jarosite	8.006	7.98	7.979	11.13	11.13	10.547
Langite	-5.044	-6.307	-6.342	-6.658	-6.658	-11.466
Lepidocrocite	6.593	6.373	6.367	6.889	6.889	5.897
Lime	-23.778	-24.204	-24.216	-24.596	-24.596	-26.201
Maghemite	9.542	9.102	9.09	10.134	10.134	8.149
Magnesioferrite	7.224	6.358	6.334	7.519	7.519	3.929
Magnesite	-4.004	-4.559	-4.577	-3.926	-3.926	-5.831
Magnetite	19.045	18.179	18.156	20.47	20.47	16.881
Malachite	-1.237	-2.21	-2.239	-2.129	-2.129	-5.633
Melanterite	-4.654	-4.655	-4.655	-2.9	-2.9	-2.905
Mg(OH)2 (active)	-10.638	-11.064	-11.076	-10.936	-10.936	-12.541
MgCO3:5H2O(s)	-6.924	-7.479	-7.497	-6.846	-6.846	-8.751
Mirabilite	-9.611	-9.615	-9.615	-8.395	-8.395	-8.406
Mn2(SO4)3(s)	-9.608	-9.617	-9.617	-8.996	-8.996	-9.026
Na-Jarosite	3.774	3.749	3.748	6.653	6.653	6.07
Natron	-15.651	-16.209	-16.226	-14.98	-14.98	-16.891
Nesquehonite	-6.794	-7.349	-7.367	-6.716	-6.716	-8.621
Periclase	-13.428	-13.854	-13.866	-13.726	-13.726	-15.331
Portlandite	-13.783	-14.209	-14.22	-14.601	-14.601	-16.206
Quartz	0.121	0.118	0.118	0.057	0.057	0.065
Sepiolite	-11.085	-11.945	-11.969	-11.872	-11.872	-15.058
Sepiolite (A)	-14.105	-14.965	-14.989	-14.892	-14.892	-18.078
Siderite	-2.51	-3.064	-3.082	-1.301	-1.301	-3.206
SiO2 (am,gel)	-1.169	-1.172	-1.172	-1.233	-1.233	-1.225
SiO2 (am,ppt)	-1.139	-1.142	-1.142	-1.203	-1.203	-1.195
Smithsonite	-3.254	-3.806	-3.824	-3.332	-3.332	-5.229
Spinel	-5.222	-6.208	-6.238	-6.762	-6.762	-12.772
Tenorite(am)	-2.033	-2.455	-2.466	-2.667	-2.667	-4.269
Tenorite(c)	-1.183	-1.605	-1.616	-1.817	-1.817	-3.419
Thenardite	-11.047	-11.051	-11.051	-9.831	-9.831	-9.842
Thermonatrite	-17.599	-18.157	-18.174	-16.928	-16.928	-18.839
Vaterite	-2.785	-3.34	-3.358	-3.228	-3.228	-5.132
Zincite	-5.764	-6.187	-6.199	-6.218	-6.218	-7.815
Zincosite	-11.846	-11.845	-11.845	-11.379	-11.379	-11.377
Zn(OH)2 (am)	-7.008	-7.431	-7.443	-7.462	-7.462	-9.059
Zn(OH)2 (beta)	-6.288	-6.711	-6.723	-6.742	-6.742	-8.339
Zn(OH)2 (delta)	-6.378	-6.801	-6.813	-6.832	-6.832	-8.429
Zn(OH)2 (epsilon)	-6.068	-6.491	-6.503	-6.522	-6.522	-8.119
Zn(OH)2 (gamma)	-6.268	-6.691	-6.703	-6.722	-6.722	-8.319
Zn2(OH)2SO4(s)	-9.95	-10.373	-10.384	-9.937	-9.937	-11.532
Zn3O(SO4)2(s)	-29.28	-29.702	-29.713	-28.8	-28.8	-30.393
Zn4(OH)6SO4(s)	-19.918	-21.187	-21.221	-20.812	-20.812	-25.603
Zn-Al LDH(s)	-6.973	-8.164	-8.199	-8.314	-8.314	-13.861
ZnCO3(s)	-3.354	-3.906	-3.924	-3.432	-3.432	-5.329
ZnCO3:1H2O(s)	-3.894	-4.446	-4.464	-3.972	-3.972	-5.869
ZnSO4:1H2O(s)	-7.279	-7.278	-7.278	-6.811	-6.811	-6.809

**Anexo 10. Cálculos sobre Índice de Saturación mediante modelación geoquímica de los lixiviados del talud y del vaso- Caliza Lutita B, durante las pruebas cinéticas.**

	TERRERO MINA LA CHULA					
	LIXIVIADO TALUD			LIXIVIADO VASO		
	DIA 1	DIA 12	DIA 25	DIA 1	DIA 12	DIA 25
	pH= 7.9	pH= 7.1	pH= 6.7	pH= 7.9	pH= 7.2	pH= 3.9
Posibles Minerales	Indice de Saturación (IS)					
Al(OH)3 (Soil)	3.382	3.2	2.992	2.753	2.448	0.621
Al2O3(s)	3.691	3.327	2.911	2.434	1.823	-1.83
Al4(OH)10SO4(s)	10.708	10.253	9.666	9.087	8.134	2.083
AlOHSO4(s)	1.623	1.715	1.751	1.887	1.85	1.279
Alunite	9.685	9.548	9.289	9.992	9.477	5.878
Anhydrite	-0.102	-0.103	-0.105	0	-0.002	-0.004
Antlerite	-3.005	-3.55	-4.038	-3.931	-4.473	-6.987
Aragonite	-2.484	-2.849	-3.238	-2.909	-3.275	-4.71
Artinite	-13.134	-13.774	-14.409	-13.307	-13.945	-16.638
Azurite	-2.812	-3.81	-4.829	-3.901	-4.901	-9.025
Bianchite	-6.151	-6.151	-6.15	-5.684	-5.683	-5.682
Bixbyite	25.162	24.333	23.594	23.094	22.274	18.493
Boehmite	3.094	2.912	2.704	2.465	2.16	0.333
Brochantite	-3.084	-3.903	-4.635	-4.617	-5.43	-9.2
Brucite	-9.048	-9.324	-9.57	-9.317	-9.589	-10.847
CaCO3xH2O(s)	-3.676	-4.04	-4.429	-4.101	-4.467	-5.901
Calcite	-2.34	-2.705	-3.094	-2.765	-3.131	-4.566
Chalcanthite	-4.285	-4.284	-4.284	-3.999	-4	-4.001
Chalcedony	-0.33	-0.331	-0.332	-0.393	-0.392	-0.385
Chrysotile	-15.804	-16.635	-17.373	-16.738	-17.552	-21.31
Cristobalite	-0.53	-0.531	-0.532	-0.593	-0.592	-0.585
Cu(OH)2(s)	-2.936	-3.209	-3.453	-3.542	-3.813	-5.069
CuCO3(s)	-1.783	-2.145	-2.533	-2.024	-2.389	-3.823
CuOCuSO4(s)	-10.874	-11.146	-11.39	-11.194	-11.466	-12.723
Cupric Ferrite	16.187	15.629	15.128	16.197	15.626	12.768
CuSO4(s)	-9.865	-9.863	-9.863	-9.578	-9.579	-9.58
Diaspore	4.799	4.617	4.409	4.17	3.865	2.038
Dolomite (disordered)	-5.866	-6.595	-7.373	-6.195	-6.927	-9.797
Dolomite (ordered)	-5.316	-6.045	-6.823	-5.645	-6.377	-9.247
Epsomite	-3.101	-3.102	-3.104	-2.478	-2.48	-2.482
Ettringite	-20.441	-21.636	-22.792	-23.76	-25.192	-32.624
Fe(OH)2 (am)	-7.073	-7.349	-7.594	-6.213	-6.484	-7.742
Fe(OH)2 (c)	-6.473	-6.749	-6.994	-5.613	-5.884	-7.142
Fe2(SO4)3(s)	-20.283	-19.744	-19.269	-16.988	-16.481	-14.316
Fe3(OH)8(s)	2.015	1.455	0.953	3.493	2.921	0.062
Ferrihydrite	4.71	4.568	4.44	5.019	4.869	4.068
Ferrihydrite (aged)	5.22	5.078	4.95	5.529	5.379	4.578
Gibbsite (C)	3.932	3.75	3.542	3.303	2.998	1.171
Goethite	7.419	7.277	7.149	7.728	7.578	6.777
Goslarite	-5.905	-5.905	-5.904	-5.438	-5.437	-5.436
Greenalite	-9.32	-10.15	-10.888	-6.865	-7.678	-11.434
Gypsum	0.148	0.147	0.145	0.25	0.248	0.246
Halloysite	6.01	5.642	5.224	4.626	4.016	0.378
Hematite	17.239	16.954	16.697	17.856	17.555	15.953
Hercynite	6.867	6.227	5.566	6.471	5.588	0.678
H-Jarosite	2.563	2.684	2.788	5.273	5.361	5.469
Huntite	-15.609	-17.068	-18.625	-15.746	-17.211	-22.951
Hydromagnesite	-29.525	-31.26	-33.062	-29.41	-31.147	-38.145
Hydrozincite	-21.16	-22.708	-24.213	-22.555	-24.086	-30.714
Imogolite	6.464	6.098	5.681	5.144	4.533	0.888
K-Alum	-9.889	-9.661	-9.504	-8.325	-8.229	-8.174

Kaolinite	8.15	7.782	7.364	6.766	6.156	2.518
K-Jarosite	8.001	7.984	7.964	11.118	11.069	10.547
Langite	-5.351	-6.169	-6.901	-6.884	-7.696	-11.466
Lepidocrocite	6.539	6.397	6.269	6.848	6.698	5.897
Lime	-23.882	-24.158	-24.403	-24.672	-24.944	-26.201
Maghemite	9.435	9.15	8.893	10.052	9.751	8.149
Magnesioferrite	7.013	6.452	5.95	7.36	6.788	3.929
Magnesite	-4.126	-4.49	-4.88	-4.03	-4.396	-5.831
Magnetite	18.835	18.274	17.772	20.312	19.74	16.881
Malachite	-1.46	-2.095	-2.727	-2.307	-2.943	-5.633
Melanterite	-4.654	-4.655	-4.656	-2.901	-2.903	-2.905
Mg(OH)2 (active)	-10.742	-11.018	-11.264	-11.011	-11.283	-12.541
MgCO3:5H2O(s)	-7.046	-7.41	-7.8	-6.95	-7.316	-8.751
Mirabilite	-9.612	-9.615	-9.618	-8.397	-8.401	-8.406
Mn2(SO4)3(s)	-9.609	-9.616	-9.622	-9	-9.012	-9.026
Na-Jarosite	3.769	3.752	3.732	6.641	6.592	6.07
Natron	-15.773	-16.139	-16.53	-15.085	-15.454	-16.891
Nesquehonite	-6.916	-7.28	-7.67	-6.82	-7.186	-8.621
Periclase	-13.532	-13.808	-14.054	-13.802	-14.073	-15.331
Portlandite	-13.887	-14.162	-14.408	-14.677	-14.948	-16.206
Quartz	0.12	0.119	0.118	0.057	0.058	0.065
Sepiolite	-11.295	-11.852	-12.346	-12.024	-12.566	-15.058
Sepiolite (A)	-14.315	-14.872	-15.366	-15.044	-15.586	-18.078
Siderite	-2.631	-2.996	-3.384	-1.405	-1.771	-3.206
SiO2 (am,gel)	-1.17	-1.171	-1.172	-1.233	-1.232	-1.225
SiO2 (am,ppt)	-1.14	-1.141	-1.142	-1.203	-1.202	-1.195
Smithsonite	-3.375	-3.737	-4.125	-3.434	-3.797	-5.229
Spinel	-5.452	-6.092	-6.754	-6.978	-7.861	-12.772
Tenorite(am)	-2.136	-2.409	-2.653	-2.742	-3.013	-4.269
Tenorite(c)	-1.286	-1.559	-1.803	-1.892	-2.163	-3.419
Thenardite	-11.048	-11.05	-11.053	-9.832	-9.837	-9.842
Thermonatrite	-17.721	-18.087	-18.478	-17.033	-17.402	-18.839
Vaterite	-2.907	-3.271	-3.66	-3.332	-3.698	-5.132
Zincite	-5.867	-6.141	-6.385	-6.292	-6.56	-7.815
Zincosite	-11.846	-11.846	-11.845	-11.379	-11.378	-11.377
Zn(OH)2 (am)	-7.111	-7.385	-7.629	-7.536	-7.804	-9.059
Zn(OH)2 (beta)	-6.391	-6.665	-6.909	-6.816	-7.084	-8.339
Zn(OH)2 (delta)	-6.481	-6.755	-6.999	-6.906	-7.174	-8.429
Zn(OH)2 (epsilon)	-6.171	-6.445	-6.689	-6.596	-6.864	-8.119
Zn(OH)2 (gamma)	-6.371	-6.645	-6.889	-6.796	-7.064	-8.319
Zn2(OH)2SO4(s)	-10.053	-10.327	-10.57	-10.011	-10.278	-11.532
Zn3O(SO4)2(s)	-29.383	-29.656	-29.899	-28.874	-29.14	-30.393
Zn4(OH)6SO4(s)	-20.228	-21.049	-21.779	-21.035	-21.839	-25.603
Zn-Al LDH(s)	-7.251	-8.026	-8.792	-8.547	-9.437	-13.861
ZnCO3(s)	-3.475	-3.837	-4.225	-3.534	-3.897	-5.329
ZnCO3:1H2O(s)	-4.015	-4.377	-4.765	-4.074	-4.437	-5.869
ZnSO4:1H2O(s)	-7.278	-7.278	-7.277	-6.811	-6.81	-6.809

**Anexo 11. Cálculos sobre Índice de Saturación mediante modelación geoquímica de los lixiviados del talud y del vaso- Terrero Mina La Chula, durante las pruebas cinéticas.**