



## TÍTULO

PROTOCOLO DE CARACTERIZACIÓN PARA LA PREDICCIÓN DE  
DRENAJE ÁCIDO EN DEPÓSITOS DE RELAVES MINEROS

## AUTORA

**Paula Martínez Ramírez**

**Esta edición electrónica ha sido realizada en 2019**

Directora

María Dolores Yesares Ortiz

Tutor:

Manuel Antonio Caraballo Monge

Curso

*Máster Oficial en Geología y Gestión Ambiental de los Recursos Minerales  
(2017/18)*

ISBN

978-84-7993-512-2

©

Paula Martínez Ramírez

©

De esta edición: Universidad Internacional de Andalucía

Fecha

2018

documento



#### Reconocimiento-No comercial-Sin obras derivadas

##### Usted es libre de:

- Copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra.

##### Bajo las condiciones siguientes:

- **Reconocimiento.** Debe reconocer los créditos de la obra de la manera especificada por el autor o el licenciador (pero no de una manera que sugiera que tiene su apoyo o apoyan el uso que hace de su obra).
- **No comercial.** No puede utilizar esta obra para fines comerciales.
- **Sin obras derivadas.** No se puede alterar, transformar o generar una obra derivada a partir de esta obra.
- *Al reutilizar o distribuir la obra, tiene que dejar bien claro los términos de la licencia de esta obra.*
- *Alguna de estas condiciones puede no aplicarse si se obtiene el permiso del titular de los derechos de autor.*
- *Nada en esta licencia menoscaba o restringe los derechos morales del autor.*



# **Protocolo de Caracterización para Predicción de Drenaje Ácido en Depósitos de Relaves Mineros**

Trabajo de Final de Máster

Máster Oficial en Geología y Gestión Ambiental de Recursos Minerales

Alumna: Paula Martínez Ramírez

Tutores: Lola Yesares Ortiz, Manuel Caraballo Monge

**Diciembre 2018**

## Resumen

El drenaje ácido de mina (DAM), es el producto del proceso de meteorización de minerales sulfurados, que tiene lugar cuando desechos mineros son expuestos a condiciones atmosféricas oxidantes. Para predecir su aparición se realizan ensayos químicos estandarizados, que usualmente no consideran otras propiedades, tales como características mineralógicas y/o texturales. El presente trabajo integra los resultados de uno de los ensayos predictivos de DAM más comunes utilizados en la industria minera (test ABA modificado), con análisis mineralógicos, texturales y químicos realizados a muestras de relaves mineros. A partir de ello, se propone un protocolo de caracterización para relaves, que puede ser aplicado a distintos contextos geo-minero-metalúrgicos para predecir el potencial de generación de acidez.

Para lograr lo anterior, se han analizado ocho muestras de relaves procedentes de distintos tipos de yacimientos minerales, incluidos depósitos de sulfuros masivos (Faja Pirítica Ibérica, España), carbonatitas de cobre (Complejo Ígneo de Palabora, Sudáfrica) y un pórfido cuprífero (Andes Chilenos). Se realizaron estudios de microscopía óptica, SEM-EDAX, XRD, fluorescencia portable de rayos X y un análisis mediante procesamiento de imágenes. Según los resultados obtenidos, los relaves analizados fueron clasificados en tres categorías: (i) Muestras que expuestas a la interacción con el medio ambiente generarán drenaje ácido, (ii) Muestras que no deberían generar drenaje ácido y (iii) Muestras neutralizadoras de acidez.

El protocolo de caracterización que se ha generado consta de cinco etapas: (i) Obtención de muestras, identificación del contexto geológico, minero, metalúrgico y revisiones bibliográficas; (ii) Primera fase de análisis: caracterización mineralógica, identificación de asociaciones mineralógicas, estudios texturales y morfológicos; (iii) Segunda fase de análisis: análisis químicos elementales, difracción de rayos X, otros ensayos disponibles y aplicación de tests clásicos predictivos de DAM; (iv) Conciliación y correlación de información, e identificación de los principales factores de riesgo en cada caso, y (v) Asignación de riesgo potencial de generación de acidez. Para asignar el riesgo potencial, se proponen tres categorías, teniendo en cuenta toda la información anterior: alto potencial de generación de acidez, potencial medio a bajo de generación de acidez o potencial bajo a nulo de generación de acidez.

## Agradecimientos

Son muchas las personas que han contribuido en diferentes ámbitos durante el periodo de realización del presente trabajo de fin de master. En los siguientes párrafos espero poder reconocer el apoyo recibido por parte de cada una de ellas:

En primer lugar agradezco a mis Profesores Tutores Lola Yesares y Manuel Carballo, por su excelente disposición en todo momento y por haber transmitido sus conocimientos, solucionando siempre las numerosas consultas que fueron surgiendo durante este tiempo de trabajo en conjunto. Les agradezco su apoyo, sus correcciones y comentarios, que permitieron idear, elaborar y mejorar el presente tfm.

Agradezco a quienes me ayudaron durante la realización de los análisis y estudios realizados en la Universidad de Huelva: Lola Yesares, José Miguel Nieto, Francisco Macías (por la realización de los análisis de microscopía óptica, electrónica, difracción y fluorescencia de rayos X), Alba Gómez, Reinaldo Sáez, Rafael Pérez (por aportar con las muestras utilizadas en el presente estudio) y Gloria Blanco (por los análisis de microscopía electrónica). Muchas gracias a quienes me ayudaron también en la Universidad de Chile: Manuel Carballo, Mario Jara (por los estudios de microscopía óptica), Viviana Lorca (por la ayuda con la preparación de las soluciones químicas), Eduardo Díaz, Javier Merrill (por su asistencia con los análisis de los datos XRD y procesamiento de imágenes), Marco Cáceres, Alfonso Larraguibel (por su ayuda durante la realización de los test ABA) y proyecto Fondecyt Iniciación 11150002 (por financiar parte de los análisis realizados y la presentación de este trabajo en el XV Congreso Geológico Chileno).

Gracias a la Fundación Carolina, UNIA, UHU y a los directores del máster en su versión 2017-2018, por otorgarme la beca que financió mi periodo de estudios en España. Esta sin duda ha sido una experiencia única y me siento profundamente afortunada de todo lo aprendido y vivido. Agradezco inmensamente la oportunidad de haber conocido a tantas personas increíbles de distintas nacionalidades, todas ellas con las mismas ganas que yo tenía de estudiar, aprender y conocer un poco más del mundo. Sin duda he ganado muchos buenos amigos para el resto de la vida.

Gracias a mi madre por apoyarme siempre en mis proyectos y en particular por apoyar esta aventura, incentivándome siempre a ser una mejor persona y a hacer las cosas de la mejor manera posible.

## Tabla de Contenido

Resumen.....	2
Agradecimientos.....	3
Índice de Figuras.....	6
Índice de Tablas.....	7
1. Introducción.....	8
1.1 Antecedentes Generales.....	8
1.1.1 Relaves mineros.....	8
1.1.2 Generación de drenaje ácido.....	8
1.1.3 Predicción de drenaje ácido.....	10
1.2 Investigación Propuesta.....	11
1.3 Objetivos del Estudio.....	11
2. Muestras Estudiadas.....	12
2.1 Faja Pirítica Ibérica (FPI).....	12
2.2 Complejo Ígneo Palabora (CIP).....	13
2.3 Andes Chilenos.....	14
3. Metodologías de Análisis.....	16
3.1 Preparación de Muestras.....	16
3.2 Microscopía Óptica.....	16
3.3 Procesamiento de Imágenes.....	16
3.4 Microscopía Electrónica.....	18
3.5 Difracción de Rayos X.....	18
3.6 Fluorescencia de Rayos X Portable.....	19
3.7 Test ABA modificado.....	19
4. Resultados.....	21
4.1 Caracterización mineralógica y textural de muestras de relave.....	21
4.1.1 Muestra Cola 25 (Las Cruces).....	21
4.1.1 Muestra Relave 2 (Las Cruces).....	23
4.1.2 Muestra AEL-33 (Almagrera).....	25
4.1.3 Muestra ACL-49 (Almagrera).....	27
4.1.4 Muestra Tailing CM (Cueva de la Mora).....	30
4.1.5 Muestra Tailing PAL (Palabora).....	31

4.1.6	Muestra Tailing FOS (Foskor).....	34
4.1.7	Muestra Tailing CAU (El Teniente-Cauquenes) .....	35
4.2	Fluorescencia de Rayos X portable (p-XRF).....	38
4.3	Test ABA modificado .....	39
5.	Discusión.....	40
5.1	Clasificación mineralógico-textural de muestras, según potencial de generación de drenaje ácido .....	40
5.2	Protocolo de Caracterización para Predicción de Drenaje Ácido en Depósitos de Relaves Mineros.....	43
5.3	Limitaciones del presente trabajo y sugerencias .....	45
5.4	Evaluación de riesgo ambiental para depósitos de relaves: Proyección a futuro.....	46
6.	Conclusiones .....	48
7.	Referencias .....	49
	ANEXO .....	53

## Índice de Figuras

Figura 1: Modelo esquemático de la investigación propuesta .....	11
Figura 2: Faja Pirítica Ibérica. Se han señalado con puntos rojos las ubicaciones de Cobre Las Cruces, Almagrera y Cueva de la Mora .....	12
Figura 3: Localización del Complejo Ígneo de Palabora .....	14
Figura 4: Localización del depósito El Teniente (punto rojo) en los Andes Chilenos .....	15
Figura 5: Preparación de probetas en UHU.....	16
Figura 6: Microscopía óptica en UHU.....	16
Figura 7: Procesamiento de imágenes .....	17
Figura 8: Ejemplo de clasificación de una imagen RGB a partir de algoritmo de clasificación no supervisada.....	17
Figura 9: Microscopía electrónica en UHU.....	18
Figura 10: Difracción de rayos X en UHU .....	18
Figura 11: XRF portable Niton XL3t (Thermo Scientific™).....	19
Figura 12: Ensayos químicos en Universidad de Chile .....	20
Figura 13: Procesamiento de imágenes de muestra Cola 25 .....	21
Figura 14: Fotomicrografías muestra Cola 25 .....	23
Figura 15: Procesamiento de imágenes de muestra Relave 2 .....	24
Figura 16: Fotomicrografías muestra Relave 2.....	25
Figura 17: Procesamiento de imágenes de muestra AEL-33.....	26
Figura 18: Fotomicrografías muestra AEL-33 .....	27
Figura 19: Procesamiento de imágenes de muestra ACL-49.....	28
Figura 20: Fotomicrografías muestra ACL-49.....	29
Figura 21: Procesamiento de imágenes muestra Tailing CM.....	30
Figura 22: Fotomicrografías muestra Tailing CM .....	31
Figura 23: Procesamiento de imágenes muestra Tailing PAL .....	32
Figura 24: Fotomicrografías muestra Tailing PAL.....	33
Figura 25: Procesamiento de imágenes muestra Tailing FOS .....	34
Figura 26: Fotomicrografías muestra Tailing FOS .....	35
Figura 27: Procesamiento de imágenes muestra Tailing CAU .....	36
Figura 28: Fotomicrografías muestra Tailing CM .....	36
Figura 29: Elementos mayores detectados mediante p-XRF .....	38
Figura 30: Metales (1) detectados mediante p-XRF en las muestras.....	38
Figura 31: Metales traza detectados mediante p-XRF en las muestras.....	39
Figura 32: Ejemplos de distintos tipos de texturas a identificar en sulfuros de muestras de relaves .....	44
Figura 33: Diagrama de flujo esquemático para aplicación del protocolo de caracterización para muestras de relaves .....	45
Figura 34: Propuesta global para evaluación ambiental en depósitos de relaves mineros.....	47

## Índice de Tablas

Tabla 1: Principales sulfuros existentes en depósitos minerales y su reactividad respecto a O <sub>2</sub> y Fe <sup>3+</sup> .....	10
Tabla 2: Resumen de muestras analizadas para el presente estudio .....	15
Tabla 3: Rangos para clasificar muestras según Test ABA modificado .....	20
Tabla 4: Resumen de mineralogía óptica de probetas .....	37
Tabla 5: Mineralogía mayoritaria y estimación de abundancias, obtenidas mediante modelamiento de los datos XRD .....	37
Tabla 6: Resultados Test ABA modificado .....	39
Tabla 7: Asignación de potencial de generación de acidez para relaves mineros .....	45
Tabla 8: Volumen de HCl 1N a adicionar en t=0 horas y t=2 horas, según Fizz Rate asignado..	60

# 1. Introducción

## 1.1 Antecedentes Generales

### 1.1.1 Relaves mineros

La flotación es un método común aplicado en la industria minera metálica, destinado a recuperar las especies valiosas contenidas en un depósito y rechazar las especies que no son de interés económico en forma de relaves (Gaudin, 1957; Wills y Napier-Munn, 2006; Sandoval y Montes, 2012). Durante esta operación se genera una pulpa o suspensión, adicionando agua a partículas minerales que han sido previamente molidas. Esta pulpa es tratada en celdas de flotación, en las cuales se aprovechan las propiedades superficiales de distintos minerales para separar los elementos químicos, al potenciar su carácter hidrofílico (afinidad por moléculas de agua) o hidrofóbico (repulsión a moléculas de agua). Las partículas hidrofílicas permanecen en suspensión en la pulpa, humedeciéndose hasta hundirse en la celda de flotación y formando la cola o relave. Las partículas hidrofóbicas en cambio, se adhieren a burbujas de aire que son inyectadas al sistema, ascendiendo hasta las zonas superiores de las celdas y formando una espuma que constituye el concentrado.

Dada la naturaleza acuosa de los relaves, estos se comportan de manera fluida pudiendo ceder ante gradientes gravitatorios, por lo que deben ser confinados en depósitos adecuados. Estos suelen ser tranques, embalses o balsas (naturales o contruidos), que aprovechan algún espacio existente entre cerros o montañas, el cual es cerrado por un muro de contención. En estos depósitos, es común que grandes volúmenes de material se encuentren constantemente expuestos a meteorización (Engels, 2006).

### 1.1.2 Generación de drenaje ácido

El drenaje ácido es el producto del proceso de meteorización de minerales sulfurados, que ocurre cuando las rocas que contienen este tipo de minerales son expuestas a condiciones atmosféricas oxidantes. Esto puede deberse ya sea a procesos geológicos naturales (drenaje ácido de rocas, DAR), o a actividades humanas que impliquen remoción de material rocoso, como la minería (drenaje ácido de minas, DAM). Este tipo de actividad industrial crea condiciones que facilitan la interacción del aire y el agua con grandes volúmenes de rocas que originalmente se encontraban bajo la superficie (Jenkins et al., 2000). El resultado final de ello es la generación de soluciones con altos niveles de acidez y contenidos elevados de metales y sulfatos disueltos, que alteran el entorno (Nordstrom y Alpers, 1999; Nordstrom, 2011).

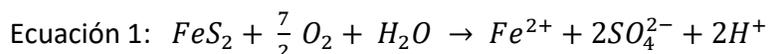
En minería, la producción de drenaje ácido afecta una proporción importante de los residuos producidos por la extracción y procesamiento del mineral, afectando principalmente a escombreras de roca estéril, escombreras de pilas de lixiviación, stock piles y depósitos de relaves.

Los minerales más propensos a generar drenaje ácido son los sulfuros, siendo la pirita el más relevante entre ellos, al poseer una cinética de oxidación más acelerada que otros sulfuros (produce DAM con más facilidad y en menos tiempo) y constituir el mineral sulfurado más abundante en la corteza terrestre (Bayliss, 1989; Chandra y Gerson, 2010; Rickard, 2015). Volúmenes de roca con altos contenidos de pirita, buena circulación de aire y agua y hábitos minerales que expongan una superficie mayor, serán más propensos a generar DAM que otros

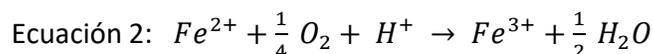
(Fey, 2003; Chandra y Gerson, 2010). Los depósitos de relaves suelen presentar granulometrías finas y homogéneas debido a que han sido sometidos a los procesos de molienda y flotación, por lo que las áreas superficiales expuestas a meteorización son muy elevadas. Esto los convierte en lugares muy favorables para la generación de DAM, sobre todo si la mineralogía de ganga asociada incluye altos contenidos de pirita.

Ferguson y Erickson (1987), indican tres etapas en la formación del drenaje ácido:

**Etapas 1:** Oxidación química por el contacto entre  $O_2$  atmosférico y minerales sulfurados. En esta etapa se genera acidez que es rápidamente neutralizada por minerales consumidores de ácido presentes, permitiendo que el pH se mantenga cercano a la neutralidad durante cierto tiempo. Para un entorno donde el mineral sulfurado corresponde a pirita, la ecuación que describe la principal reacción química ocurriendo en esta etapa es:

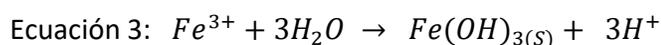


Si el potencial redox se mantiene alto y el  $pH \geq 7$ , el Fe (II) será oxidado a Fe (III), consumiendo parte de la acidez:



Cuando los minerales consumidores de ácido dejan de actuar, el pH sigue disminuyendo y se alcanza la siguiente etapa.

**Etapas 2:** Al alcanzarse un  $pH \leq 4.5$  dominará la oxidación mediada por microorganismos. En esta segunda fase, la velocidad de reacción de la ecuación 2 se ve acelerada por la presencia de bacterias catalizadoras, alcanzándose un pH que permite que parte del Fe (III) se hidrolice formando un hidróxido férrico y aportando más acidez al sistema, tal como se muestra en la ecuación 3:



Al alcanzarse valores de pH entre 3 y 4.5, la oxidación del sistema comienza a ser de tipo biótica, catalizada por distintos tipos de bacterias, tales como *Acidimicrobium ferrooxidans* y *Sulfobacillus acidophilus*, entre otras (Bahamondes, 2012; Wakeman et al., 2008). Al alcanzarse finalmente un valor de  $pH < 3.5$ , se inicia la tercera etapa.

**Etapas 3:** En esta fase los iones férricos ya no son hidrolizados y comienzan a actuar como agentes oxidantes, tal como el  $O_2$ . Esto provoca que la velocidad de reacción sea aún mayor que en las etapas anteriores y la oxidación causada por el ion férrico empieza a atacar otros minerales sulfurados que antes no reaccionaban. Para el caso de la pirita, la principal ecuación que describe esta etapa es:



A valores de pH bajos, el Fe (III) continúa en parte disuelto, mientras que el Fe (II) puede seguir siendo sucesivamente oxidado a Fe (III), tal como indica la ecuación 2.

La Tabla 1 muestra algunos de los principales minerales sulfurados existentes en depósitos minerales y se indica si estos generan ácido al contacto con  $O_2$  (a partir de la primera etapa), o

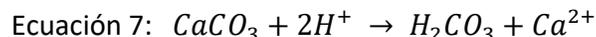
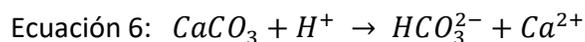
si requieren al ion férrico como agente oxidante para producir acidez (su oxidación comenzaría en la tercera etapa descrita).

Tabla 1: Principales sulfuros existentes en depósitos minerales y su reactividad respecto a O<sub>2</sub> y Fe<sup>3+</sup> (Bahamondes, 2012; Dold 2017).

Genera acidez en presencia de O <sub>2</sub>		Genera acidez en presencia de Fe <sup>3+</sup>	
Pirita	FeS <sub>2</sub>	Esfalerita	ZnS
Pirrotina	Fe <sub>1-x</sub> S	Galena	PbS
Bornita	Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub>	Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>
Arsenopirita	FeAsS	Covelina/Calcosina	CuS/Cu <sub>2</sub> S
Enargita/Famatinita	Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub> /Cu <sub>3</sub> SbS <sub>4</sub>	Cinabrio	HgS
Rejalgar	AsS	Millerita	NiS
Oropimente	As <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	Pentlandita	(Fe,Ni) <sub>9</sub> S <sub>8</sub>
Estibnita	Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	Greenockita	CdS

El drenaje ácido puede no ocurrir en presencia de mineralogías que combinadas contengan suficiente capacidad de neutralización. En teoría se consumirá toda la acidez de la solución cuando el potencial de neutralización sea mayor que el potencial de acidificación del sistema (Fey, 2003). Aquellos minerales capaces de neutralizar acidez son principalmente carbonatos y en menor medida óxidos, hidróxidos y silicatos (Reed, 1997).

Para el caso de la calcita, las reacciones asociadas al consumo de acidez son:



Una característica importante de los drenajes ácidos son los altos niveles de metales disueltos que transportan. Aún durante reacciones de neutralización, se aportan a las soluciones elementos como Fe y Al, siendo algunos de estos metales solubles incluso a pH neutro o alcalino (por ejemplo: As y Mo). En depósitos en los cuales se alcanza la tercera etapa mencionada, comienzan a lixivarse además sulfuros que aportan otros elementos como Pb, Zn, Hd o Cd.

### 1.1.3 Predicción de drenaje ácido

Actualmente los protocolos ambientales de predicción de DAM incluyen la realización de pruebas estandarizadas de laboratorio, tales como ensayos estáticos (pH en pasta, balance ácido-base, Sobek et al., 1978, o test de generación neta de acidez) o cinéticos (celdas de humedad estándares o modificadas).

Sin embargo, según Parbhakar et al. (2011), existe una problemática asociada a estas prácticas, ya que para poder predecir de forma confiable el comportamiento ambiental de un depósito de residuos mineros, se deberían realizar evaluaciones que incluyan también observaciones de campo (a escala local y regional), descripciones de rocas intactas y caracterizaciones mineralógico-texturales. No obstante, este tipo de análisis están usualmente ausentes, sobre todo estudios mineralógicos y texturales, por lo que los test químicos no siempre reflejan lo que ocurre en realidad. Dold y Weibel (2013), indican que prácticas como la desestimación de características mineralógicas, la realización de estudios a escalas temporales irreales y la omisión de riesgos geo-ambientales en terreno, conllevan a que los resultados de estas pruebas no aporten información suficientemente confiable.

La generación de DAM en depósitos de relaves ha sido estudiada de forma local por distintos autores (e.g.: Shaw et al., 1998; Dold y Fontboté, 2001; Oyarzún et al., 2012; Martínez et al., 2016; Yurkevich et al., 2017; Martín-Crespo et al., 2018), sin embargo, no se encontró publicado a la fecha ningún protocolo de caracterización que incluya y correlacione todos estos parámetros mencionados.

### 1.2 Investigación Propuesta

Se propone integrar metodologías clásicas de predicción de drenaje ácido en depósitos de relaves mineros (ensayos químicos estandarizados), con una aproximación de tipo “GMT” (Geoquímica-Mineralógica-Textural). Ello permitirá crear un protocolo para predicción de DAM, aplicable al estudio de depósitos de relaves en distintos contextos mineros. En la Figura 1 se muestra de forma esquemática el modelo de investigación propuesto.

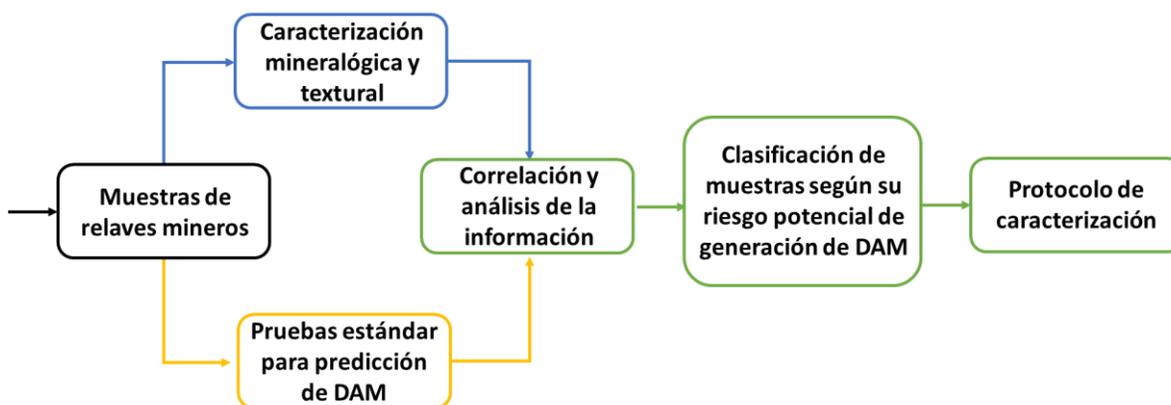


Figura 1: Modelo esquemático de la investigación propuesta.

### 1.3 Objetivos del Estudio

**Objetivo General:** Creación de un protocolo de caracterización, que permita clasificar muestras procedentes de distintos relaves mineros según su potencial de generación de DAM, correlacionando propiedades mineralógicas, texturales y geoquímicas.

**Objetivos específicos:**

- Obtención de muestras y revisión bibliográfica sobre su contexto Geo-Minero-Metalúrgico.
- Caracterización mineralógica, textural y elemental de muestras.
- Clasificación de muestras según metodología ABA.
- Correlación de la información y selección de variables más relevantes para su clasificación.
- Asignación de potencial de generación de DAM.

## 2. Muestras Estudiadas

Para llevar a cabo el presente estudio se han seleccionado ocho muestras de relaves mineros de distintos depósitos minerales explotados vía flotación. Se han buscado muestras con diferentes características mineralógicas y texturales, para abarcar la mayor variabilidad posible. Las muestras provienen de empresas que explotan sulfuros masivos (Faja Pirítica Ibérica, España), carbonatitas (Complejo Ígneo Palabora, Sudáfrica) y pórfidos cupríferos (Andes Chilenos). A continuación se presenta una breve descripción del contexto geológico y minero de cada una de ellas.

### 2.1 Faja Pirítica Ibérica (FPI)

La faja pirítica ibérica (FPI) es una provincia metalogénica ubicada en el extremo occidental del Mediterráneo, al sur de la Península Ibérica, que incluye una de las concentraciones de depósitos tipo sulfuro masivo (VMS) más grandes del mundo (Leistel et al., 1998; Tornos, 2008). Tiene una anchura media de 50 km, una longitud de 230 km y se extiende desde el noroeste de la provincia de Sevilla, cruzando la provincia de Huelva y alcanzando Portugal por Alentejo.

La explotación en la FPI data del año 3000 AC (Nocete et al., 2014), sufriendo auges y pausas a lo largo de su historia. A fines del siglo XIX, compañías mineras británicas y francesas se instalaron en la zona debido al uso de la pirita como fuente de ácido sulfúrico, provocando un fuerte impulso a la actividad minera. El año 2003, la actividad minera se vio disminuida casi en su totalidad al decaer el precio de los metales. A la fecha, las empresas operando están dedicadas a la explotación de depósitos de gran tamaño, con zonas ricas en metales base (Cu, Pb y Zn), así como cantidades explotables de oro y/o depósitos con enriquecimiento supergénico. En el presente trabajo se han estudiados muestras de Cobre Las Cruces, Almagrera y Cueva de la Mora (Figura 2).

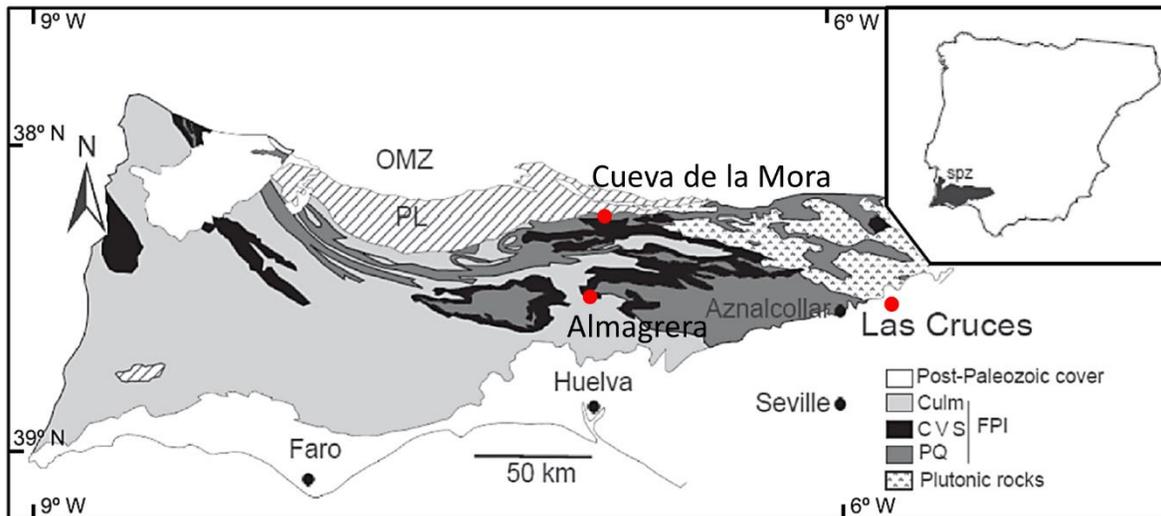


Figura 2: Faja Pirítica Ibérica. Se han señalado con puntos rojos las ubicaciones de Cobre Las Cruces, Almagrera y Cueva de la Mora (imagen modificada de Yesares et al., 2015).

**Cobre Las Cruces:** El proyecto minero de Cobre Las Cruces (*First Quantum Minerals Ltd.*), consiste en una mina a cielo abierto y un complejo hidrometalúrgico, dedicado principalmente a la explotación de cobre. Se sitúa al noreste de la Faja Pirítica Ibérica, 20 kilómetros al noroeste

de la ciudad de Sevilla. El depósito mineral fue descubierto en la década de los noventa y la empresa comenzó su explotación el año 2009, siendo actualmente la segunda mayor mina a cielo abierto activa y segunda mayor productora de cobre en Europa (Baquero, 2018).

La zona de sulfuros masivos polimetálicos del depósito presenta una mineralogía predominante dada por pirita y cantidades variables de esfalerita, galena, calcopirita, tetraedrita-tennantita y arsenopirita. Suprayacente, se encuentra un perfil de alteración supérgena en el cual la mineralización principal está formada por calcosina y covelina, con cantidades menores de bornita y enargita. Además, el yacimiento presenta una zona de gossan rica en siderita, calcita, sulfuros de hierro y galena, con cantidades variables de metales preciosos (Yesares et al., 2015).

Actualmente Cobre Las Cruces explota únicamente los minerales pertenecientes a la zona de alteración supergénica, estando en proceso de evaluación la explotación de minerales primarios (Baquero, 2018). Para el presente trabajo se cuenta con una muestra derivada de flotación (Relave 2) y otra correspondiente a un residuo de lixiviación de Cobre Las Cruces (Cola 25).

**Almagrera:** Complejo industrial fuera de actividad, ubicado en Calañas, Provincia de Huelva. Hasta el año 2001 recibió sulfuros polimetálicos extraídos desde las minas de Sotiel-Coronada y Aguas Teñidas, procesándose allí el mineral vía flotación. Además, se produjo ácido sulfúrico, óleos y sulfatos de cobre, mediante tostación de pirita (Álvarez-Valero et al., 2009).

Las principales menas procesadas en este complejo industrial estaban compuestas por pirita, con cantidades menores de esfalerita, galena, calcopirita y como minerales accesorios se reportan arsenopirita, tetraedrita-tennantita, cubanita, pirrotina, marcasita, enargita, entre otros. Los principales minerales de ganga descritos en Almagrera son cuarzo, cloritas y carbonatos como ankerita o siderita (Álvarez-Valero et al., 2009; García de Miguel, 1990).

Los residuos de estos procesos mineros fueron acumulados en dos tranques o balsas diferentes: una para los relaves de flotación y otra para las cenizas de tostación. Para el presente trabajo se dispone de una muestra de cada una (AEL-33 y ACL-49, respectivamente).

**Cueva de la Mora:** Complejo minero-industrial fuera de actividad, ubicado en Almonaster la Real, Provincia de Huelva. Llegó a contar con una planta de procesamiento vía flotación y una fundición. Su funcionamiento cesa totalmente en la década de los años treinta, aunque parte del mineral remanente continuó siendo procesado vía flotación por AZSA (Asturiana de Zinc S.A.U.), en la década de los sesenta.

Las principales menas procesadas por flotación en Cueva de la Mora, estaban compuestas por pirita, con cantidades variables de calcopirita, esfalerita y galena. Para el presente estudio se cuenta con una muestra de relave de Cueva de la Mora (Tailing CM).

## 2.2 Complejo Ígneo Palabora (CIP)

El Complejo Ígneo de Palabora (CIP) se ubica en Phalaborwa, provincia de Limpopo, al noreste de Sudáfrica (Figura 3). Consiste en una serie de intrusiones magmáticas de composiciones alcalinas, que constituyen un depósito carbonatítico único en su tipo, por su alto contenido de cobre (Milani et al., 2017). Este complejo ígneo es actualmente explotado por dos empresas mineras: Palabora Mining Company Ltd. y Foskor (Pty) Ltd.

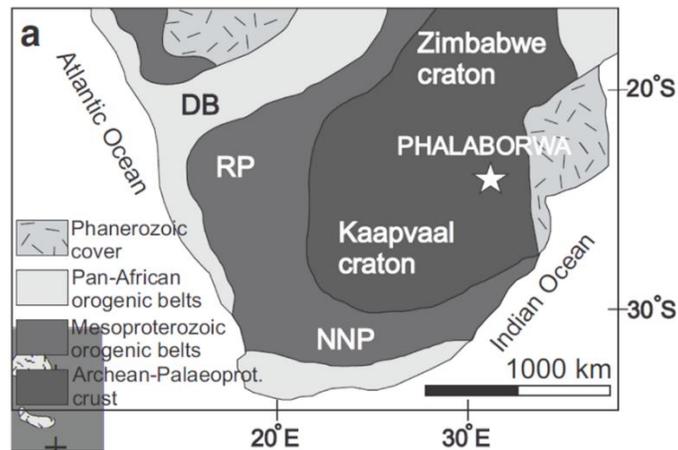


Figura 3: Localización del Complejo Ígneo de Palabora (Milani et al., 2017).

**Palabora:** Palabora Mining Company Ltd., es una empresa minera dedicada a la explotación de cobre a cielo abierto y ha estado en operación desde su constitución en 1956. Este complejo industrial incluye una planta de procesamiento mineral vía flotación, una fundición y un depósito menor de vermiculita, explotado también a cielo abierto. Las principales menas de cobre halladas en las carbonatitas de Palabora son calcopirita y bornita, con cantidades variables de calcosina (Palabora Mining Company, 2018). Para el presente trabajo se cuenta con una muestra procedente de la flotación de minerales de cobre de Palabora (Tailing PAL).

**Foskor:** Foskor (Pty) Ltd., es un productor de fosfatos, ácido fosfórico y fertilizantes. Esta empresa explota dos minas a cielo abierto desde el año 1951 (Corta Piroxenita Norte y Corta Piroxenita Sur), dedicadas a la extracción de apatito como principal mena. Este mineral es procesado vía flotación para separar el fosfato y generar con ello los subproductos mencionados (Giesekke y Harris, 1994; Foskor Pty., 2017). Para el presente trabajo se cuenta con una muestra procedente de los relaves de flotación de Foskor (Tailing FOS).

### 2.3 Andes Chilenos

Los Andes chilenos corresponden a un cinturón montañoso desarrollado a lo largo de un margen de placa convergente, donde es posible hallar múltiples depósitos minerales de origen hidrotermal (pórfidos, depósitos epitermales y sistemas IOCG). En esta zona se reportan más de 150 yacimientos, distribuidos a lo largo de más de 2000 kilómetros, en fajas metalogénicas de distintas edades que son paralelas al orógeno (Maksaev et al., 2007).

La explotación y utilización de cobre en los Andes Chilenos se remonta a cientos de años AC. Entre los siglos XVI y XVIII, la explotación de distintos metales en Chile comenzó a crecer e industrializarse. Desde la segunda mitad del siglo XIX y viviendo su auge a comienzos del Siglo XX, la explotación a gran escala del cobre se convirtió en el principal producto minero de la zona, siendo impulsada en un comienzo por empresas estadounidenses y luego por capital nacional (Ministerio de Minería de Chile, 2018).

**El Teniente:** Es un megadepósito de tipo pórfido cuprífero de los Andes Chilenos, con leyes económicas de cobre y molibdeno (Camus, 2003). Su explotación comenzó el año 1904 por parte de la empresa Braden Copper Company, siendo propiedad estatal de CODELCO desde el año 1967. La mena principal explotada en Teniente es la calcopirita, con cantidades menores

de bornita. Los principales minerales de ganga asociados corresponden a cuarzo, sericita, feldespato potásico, magnetita y biotita, con cantidades menores de pirita, clorita, yeso y anhidrita (Brzovic y Villaescusa, 2007). En la Figura 4 se muestra la ubicación de este depósito.

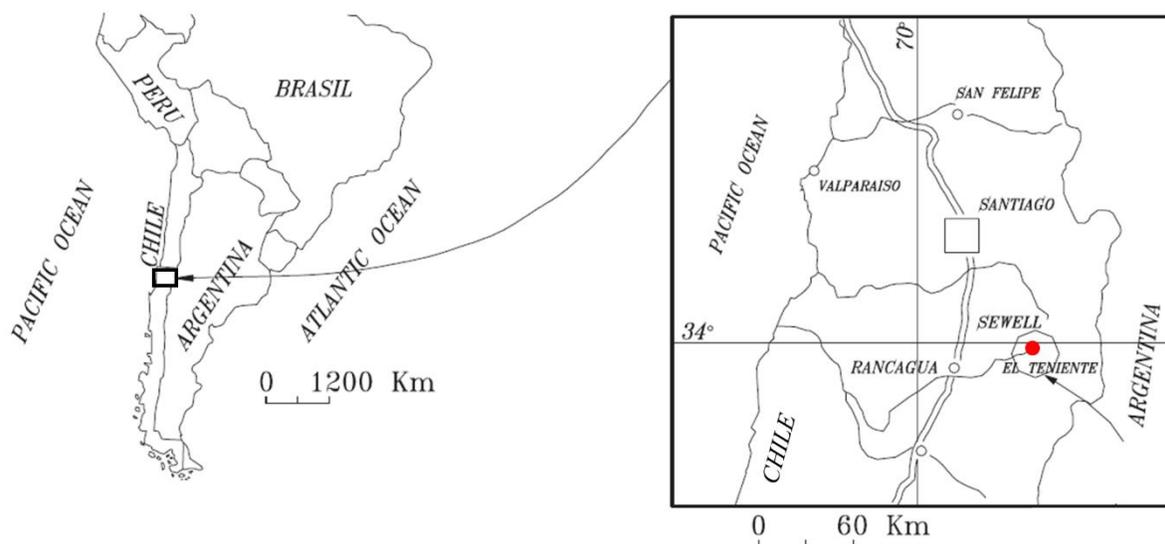


Figura 4: Localización del depósito El Teniente (punto rojo; imagen modificada de Brzovic y Villaescusa, 2007).

El Teniente es explotado de forma subterránea desde el año 1905, siendo desde la década del ochenta aplicado el método de hundimiento gravitacional o panel caving. El complejo industrial de esta faena minera cuenta con una planta de procesamiento vía flotación, cuyos relaves son acumulados en el tranque de relaves Cauquenes. Para el presente estudio se dispone de una muestra perteneciente a dicho tranque (Tailing CAU).

En síntesis, las muestras que forman parte del presente trabajo corresponden a las presentadas en la Tabla 2.

Tabla 2: Resumen de muestras analizadas para el presente estudio.

Nombre	Minera	Tipo proceso	Depósito de Procedencia	País de Procedencia
Cola 25	Cobre Las Cruces	Lixiviación	VMS	España
Relave 2	Cobre Las Cruces	Flotación	VMS	España
AEL-33	Almagrera	Flotación	VMS	España
ACL-49	Almagrera	Flotación-Tostación	VMS	España
Tailing CM	Cueva de la Mora	Flotación	VMS	España
Tailing PAL	Palabora	Flotación	Carbonatita	Sudáfrica
Tailing FOS	Foskor	Flotación	Carbonatita/Fosforita	Sudáfrica
Tailing CAU	El Teniente	Flotación	Pórfido Cuprífero	Chile

### 3. Metodologías de Análisis

#### 3.1 Preparación de Muestras

Las muestras de relaves están compuestas por material particulado (Figura 5 A), por lo que es necesario preparar probetas pulidas para su análisis mediante microscopía. En primer lugar se secaron las muestras en un horno a no más de 40°C para remover la humedad de ellas. Luego, una parte representativa de cada una se mezcló con resina epoxi y endurecedor, y se dispusieron en moldes plásticos (Figura 5 B). Al endurecer las mezclas (después de aproximadamente 24 horas), las muestras se removieron de los moldes y fueron tratadas con una serie sucesiva de abrasivos (proceso de devastado y pulido, Figura 5 C), hasta obtenerse una superficie pulida apta para análisis mediante microscopía.

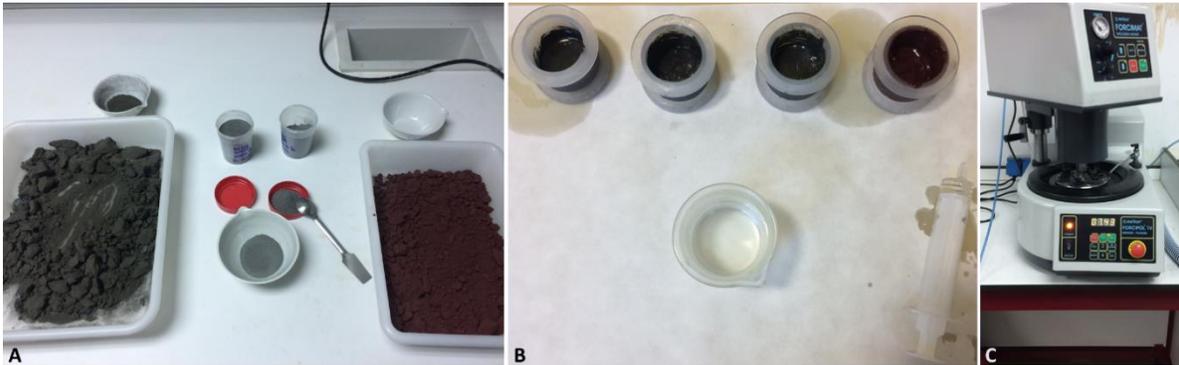


Figura 5: Preparación de probetas en UHU. (A) Material particulado que compone las muestras de relaves. (B) Muestras mezcladas con resina epoxi y endurecedor en moldes plásticos. (C) Proceso de devastado y pulido de muestras.

#### 3.2 Microscopía Óptica

El estudio de microscopía óptica mediante luz reflejada se llevó a cabo usando un microscopio *NIKON Eclipse LV 100 POL* (Figura 6), conectado a una cámara de video acoplada a un ordenador, permitiendo la obtención de imágenes digitales de alta resolución. Dicho estudio fue realizado en el laboratorio de petrografía del grupo de investigación Tharsis, en el Departamento de Ciencias de la Tierra, Universidad de Huelva.



Figura 6: Microscopía óptica en UHU. (A) Microscopio *NIKON Eclipse LV 100 POL*. (B) Probetas pulidas de cada muestra.

#### 3.3 Procesamiento de Imágenes

Fue llevado a cabo mediante un algoritmo de clasificación no supervisada, desarrollado en *Python* por Merrill (2018), para estimar el contenido de las distintas fases presentes en cada probeta. Para ello se fotografió un área representativa de cada muestra con un microscopio

*Nikon Labophot 2* y una cámara *Moticam 2300*, instalados en el laboratorio de microscopía óptica del Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile.

Para cada caso se construyó un mosaico a partir de 80 imágenes sucesivas tomadas con aumento mínimo (5X, nícoles paralelos), generando un cuadro lo más representativo posible de cada probeta. Los mosaicos fueron montados con el programa *Photoshop* versión *CS6* y fueron posteriormente procesados con el algoritmo de clasificación mencionado (tal como se muestra en la Figura 7).

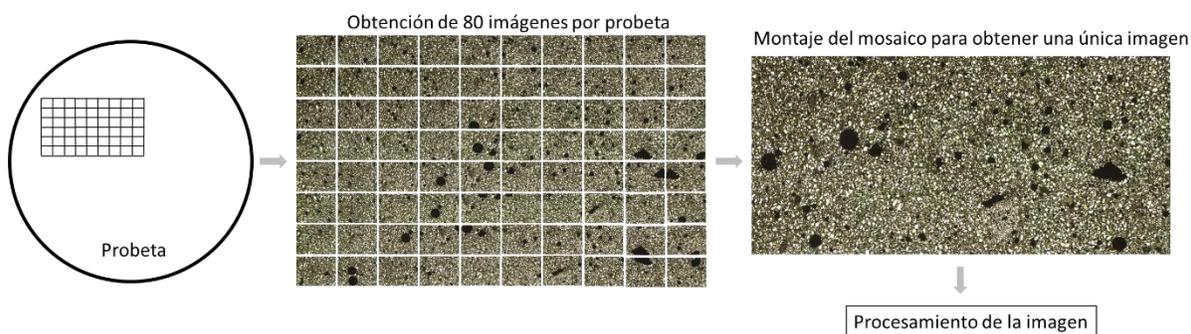


Figura 7: Procesamiento de imágenes. Representación esquemática de la captura de imágenes mediante microscopía óptica y montaje de un mosaico representativo de la superficie de las probetas estudiadas.

Para clasificar los datos se aplicó un algoritmo estadístico tipo *k-means* (Wagstaff et al., 2001), teniendo como referencia la información visual de microscopía óptica. Una vez que los datos fueron clasificados, se etiquetaron y codificaron usando colores aleatorios.

Debido a la escala de trabajo (granulometrías muy finas) y al tipo de imágenes (obtenidas mediante luz reflejada), no es posible estimar de esta forma las abundancias de especies que se encuentran en muy bajas cantidades, ni de minerales transparentes. El objetivo fue por lo tanto obtener una estimación de la cantidad de minerales opacos mayoritarios y menores, a partir de la cantidad de píxeles que ellos ocupan en la imagen. También se determinó el porcentaje de píxeles ocupados por burbujas (espacios vacíos) y este fue descontado de la estimación total, para obtener una aproximación más certera. La ventaja de este método es que las abundancias se obtienen a partir de la información espectral, por lo que son mucho más objetivas que las obtenidas a partir de una estimación visual directa. En la Figura 8 se muestra un ejemplo del procesamiento realizado.

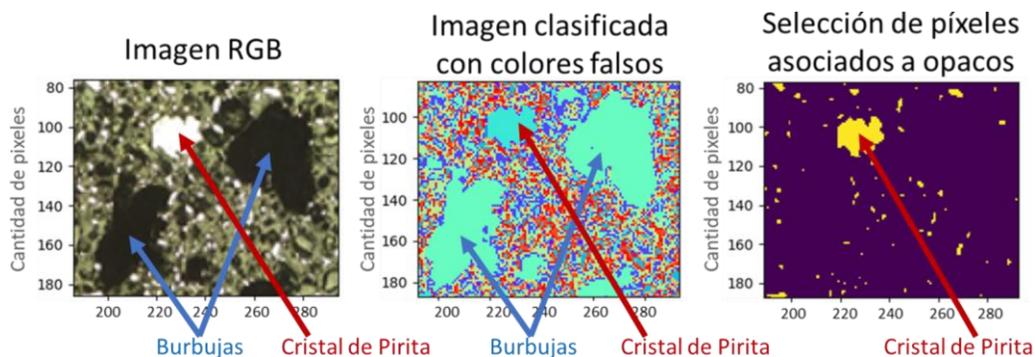


Figura 8: Ejemplo de clasificación de una imagen RGB a partir de algoritmo de clasificación no supervisada.

### 3.4 Microscopía Electrónica

Para completar los estudios mineralógicos y texturales de microscopía óptica, se analizaron las probetas con un Microscopio Electrónico de Barrido SEM, *Fei-QUANTA 200*, equipado con un microanalizador *EDAX Genesis 2000* (Figura 9). Previo a su análisis, las muestras fueron metalizadas con un equipo *EMITECH K550A*, ambos instalados en el edificio CIDERTA, en los servicios de investigación, Universidad de Huelva.

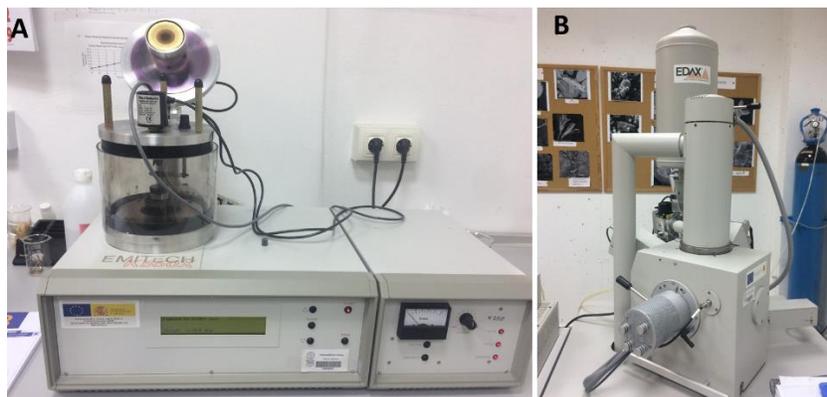


Figura 9: Microscopía electrónica en UHU. (A) Metalizador EMITECH K550A. (B) Microscopio electrónico de barrido (SEM), *Fei-QUANTA 200*, equipado con un microanalizador *EDAX Genesis 2000*.

### 3.5 Difracción de Rayos X

Las muestras también fueron analizadas mediante difracción de Rayos X para obtener una estimación de las abundancias relativas de sus componentes mayores. Para ello se separó una parte representativa de cada relave (aproximadamente 2 gramos de muestra) y esta fracción fue molida a una granulometría 80% bajo malla #200 (norma ASTM) con un mortero de ágata (Figura 10 A). Las muestras pulverizadas fueron analizadas usando el difractómetro *Bruker D8 Advance*, ubicado en los servicios centrales de la Universidad de Huelva (Figura 10 B).

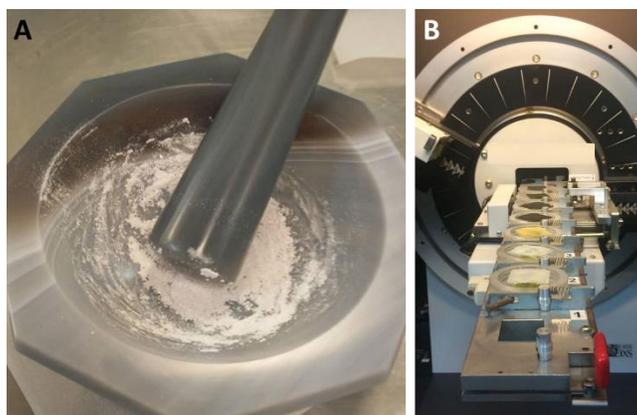


Figura 10: Difracción de rayos X en UHU. (A) Pulverizado manual de muestras utilizando un mortero de ágata. (B) Difractómetro *Bruker D8 Advance*.

Los difractogramas fueron interpretados mediante uso del software *PDXL (Integrated X-ray Powder Diffraction Software)*. Para el análisis cuantitativo, el *PDXL* cuenta con una herramienta llamada *Whole Powder Pattern Fitting (WPPF)*, basada en el refinamiento de Rietveld. La base de datos utilizada corresponde a aquella integrada al software *PDXL*.

Las abundancias obtenidas serán consideradas como una estimación semi-cuantitativa, al no reflejar las cantidades de algunos minerales menores ni accesorios que fueron identificados, los cuales no pudieron ser modelados en los difractogramas debido a su baja presencia relativa respecto a los minerales mayoritarios. Los difractogramas y listas de peaks identificados se pueden encontrar en el anexo (sección A).

### 3.6 Fluorescencia de Rayos X Portable

Para obtener la química elemental de las muestras se utilizó un analizador XRF portable *Niton XL3t* (*Thermo Scientific™*, Figura 11), que permite realizar pruebas no destructivas, con resultados en segundos, que son de alta confiabilidad para detección de elementos metálicos. Este equipo pertenece al Departamento de Ciencias de la Tierra de la Universidad de Huelva y el set completo de datos obtenidos se puede encontrar en el anexo (sección B).



Figura 11: XRF portable Niton XL3t (*Thermo Scientific™*).

### 3.7 Test ABA modificado

El Test ABA modificado (*Modified Acid-Base Account Test*; Lawrence y Scheske, 1997; Usher et al., 2003) se lleva a cabo mediante la determinación del potencial de acidificación (PA) y el potencial de neutralización (PN) de las muestras. El primero de ellos se obtiene cuantificando aquellos componentes que son generadores de acidez (sulfuros o contenido de azufre) y convirtiendo su abundancia a valores de kg CaCO<sub>3</sub> eq/ton. El segundo en tanto, se obtiene a partir de una valoración o titulación directa de la acidez en laboratorio.

Para el cálculo del PA, el contenido de azufre usado fue aquel obtenido mediante fluorescencia de rayos X portable para las muestras Cola 25, Rel. 2, ACL-49, AEL-33 y Tailing CM. Sin embargo, para las muestras Tailing PAL, FOS y CAU, dicho valor resultó menor al límite de detección del instrumento, por lo que el azufre fue medido mediante *ICP-ES/MS* (*inductively coupled plasma*), mediante digestión multi-ácidos de HNO<sub>3</sub>, HClO<sub>4</sub>, HF y HCl. Estos análisis fueron realizados en la empresa *Bureau Veritas*, filial sudamericana, Lima, Perú.

El PN fue medido en el Laboratorio de Sustentabilidad Ambiental del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, siguiendo el protocolo de Usher et al. (2003), el cual se describe en detalle en el anexo (sección C). En la Figura 12 se muestran fotografías de algunas de las etapas de realización de estos ensayos. Las soluciones químicas requeridas

fueron preparadas en el laboratorio químico del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Chile.



Figura 12: Ensayos químicos en Universidad de Chile. (A y B) Preparación de soluciones químicas. (C) Determinación del Fizz Rate adicionando gotitas de HCl al 25% de concentración. (D) Disposición de las pulpas sobre agitadores magnéticos. (E) Separación y pesado de 2 gramos de muestra. (F) Monitoreo del pH en cada etapa. (G) Proceso de titulación de las soluciones.

Finalmente, el test ABA modificado contempla el cálculo de los valores de Potencial Neto de Neutralización ( $PNN = PN - PA$ ) y de la razón  $PN/PA$ , según los cuales es posible clasificar las muestras en las siguientes categorías:

Tabla 3: Rangos para clasificar muestras según Test ABA modificado.

PNN	PN/PA	Clasificación ABA
>20	>3	Bajo o nulo potencial de generación de ácido.
<20	1-3	Potencial marginal o medio de generación de ácido.
<0	<1	Alto potencial de generación de ácido.

## 4. Resultados

### 4.1 Caracterización mineralógica y textural de muestras de relave

La caracterización de muestras presentada a continuación incluye resultados de: (i) microscopía óptica mediante luz reflejada, (ii) análisis mediante SEM-EDAX, (iii) análisis mediante difracción de rayos X y (iv) procesamiento de imágenes. Para la descripción de la mineralogía observada, las distintas fases minerales fueron agrupadas como minerales mayoritarios, menores o accesorios, dependiendo de si poseen alta presencia porcentual, baja presencia u ocurren de modo puntual (no fue hallado más que uno o dos cristales aislados). Las abreviaturas utilizadas para citar la mineralogía en las imágenes corresponden a aquellas propuestas en el trabajo de Siivola y Schmid (2007).

#### 4.1.1 Muestra Cola 25 (Las Cruces)

Según los análisis realizados mediante microscopía óptica y microscopía electrónica (SEM-EDAX), los minerales mayoritarios que constituyen la muestra Cola 25 son pirita y cuarzo. Los minerales menores hallados corresponden a esfalerita, galena, covelina y calcosina, mientras que los minerales accesorios son cristales de calcopirita, tetraedrita y famatinita-enargita.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores corresponden a 81% pirita y 19% cuarzo (estas estimaciones son semi-cuantitativas, ya que no reflejan las abundancias de los minerales menores ni accesorios).

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 13 A y B), el porcentaje de píxeles ocupados por minerales opacos es un 10% (Figura 13 C), el de burbujas un 29% (Figura 13 D) y el de la matriz de fondo (compuesta de resina epoxi, junto con minerales transparentes) un 61%. Si se descuentan las burbujas de la probeta y se considera como total solamente a los minerales opacos, transparentes y resina, los opacos ocupan un 14% de la imagen. De ese 14% de minerales opacos, el 99.05% corresponde a pirita, el 0.38% a esfalerita, el 0.09% a galena y el 0.48% a cristales mixtos de covelina-calcosina. El resto de los minerales identificados no son posibles de cuantificar a la escala de estas imágenes (otros cristales resultan indistinguibles).

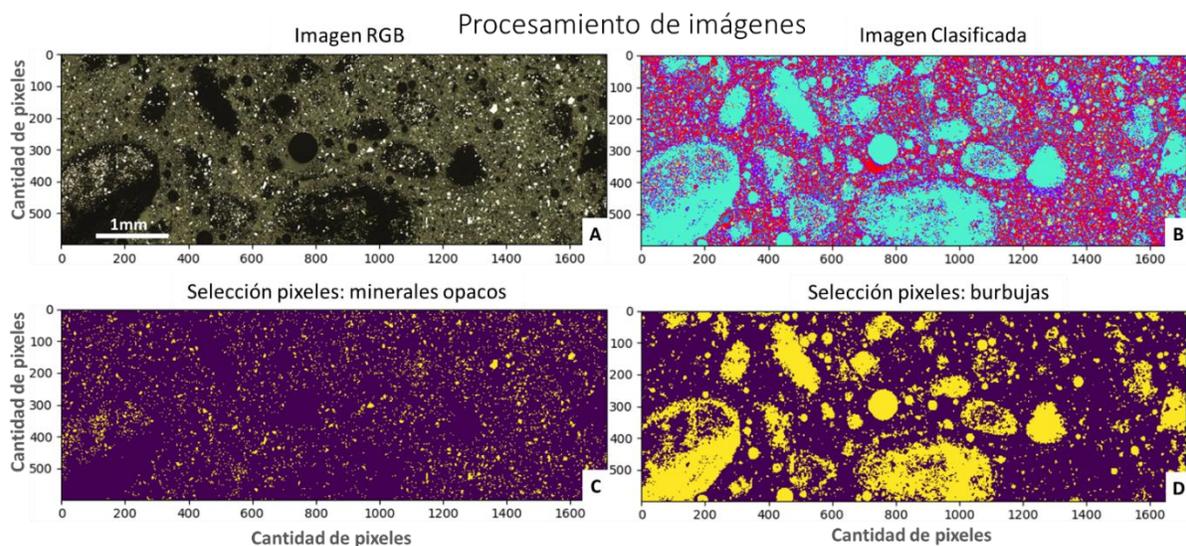


Figura 13: Procesamiento de imágenes de muestra Cola 25.

Los minerales en Cola 25 se distribuyen principalmente en fragmentos libres y en menor proporción en fragmentos poliminerálicos. Las asociaciones minerales más importantes observadas en los fragmentos poliminerálicos corresponden a: (i) pirita y cuarzo; (ii) pirita, esfalerita y galena, y (iii) pirita y covelina-calcosina.

El tamaño de grano medio de la muestra es fino, con cristales que en su mayoría son menores a 100 micras. Los fragmentos aparecen en la probeta formando cúmulos redondeados con tamaños de hasta 2 mm, lo cual se debe al proceso de preparación y manipulación de la muestra y no tiene relación directa con la textura misma de ella.

Se observa en la muestra un amplio rango textural. En cuanto a la pirita, es posible hallar cristales subidiomorfos a idiomorfos, con caras limpias y morfologías que aún mantienen parte de su hábito cúbico original, pero que presentan bordes redondeados (Figura 14 A, C, D, G, H, J). También hay cristales de pirita subidiomorfos a xenomorfos, bastante fragmentados y con aspecto más bien sucio (Figura 14 B, D, F).

Es posible hallar variadas inclusiones de minerales dentro de otros, tales como cristales de pirita incluidos en cuarzo o esfalerita (Figura 14 A, D, H), cristales de pirita incluidos en covelina (Figura 14 F, J), covelina con inclusiones de microcristales de famatinita-enargita (Figura 14 J) y microcristales de galena incluidos en fragmentos de pirita-esfalerita (Figura 14 H, I).

Se encuentran también algunas texturas de disolución formadas por pirita muy corroída y de aspecto oqueroso (Figura 14 D, F) y cristales de otros sulfuros como calcosina, con golfos de corrosión en sus bordes (Figura 14 G). La covelina aparece con maclas polisintéticas y comúnmente asociada a microcristales de calcosina (Figura 14 F, G), con tamaños menores a 50 micras. Se distinguen también cristales de calcopirita, galena y esfalerita, como fragmentos libres, con bordes angulosos y de tamaños en general menores a 10 micras (Figura 14 B-E).

Es posible distinguir en los fragmentos poliminerálicos texturas relictas primarias de un depósito tipo VMS. Por ejemplo, se observan cristales de pirita conservando rasgos texturales que sugieren una morfología primaria framboidal (Figura 14 H) y otros cristales subidiomorfos de pirita siendo reemplazados en sus bordes por esfalerita (texturas de reemplazo son evidenciadas por los bordes difusos entre granos). Finalmente, es posible hallar esfalerita y galena intersticiales, que rellenan espacios vacíos entre otros granos (Figura 14 H, I).

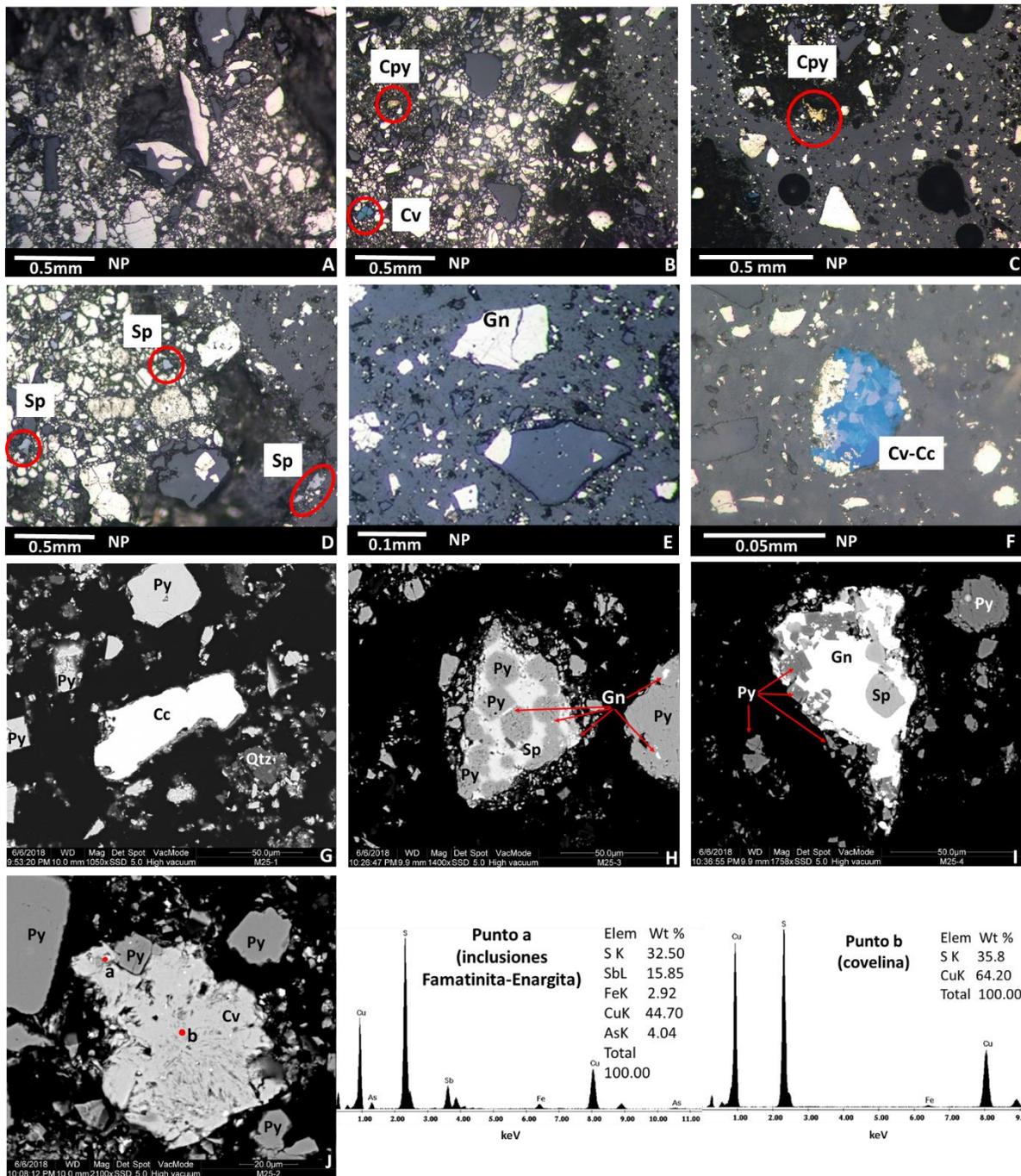


Figura 14: Fotomicrografías de muestra Cola 25. Imágenes A-F corresponden a microscopía óptica, e imágenes G-J corresponden a SEM-EDAX.

#### 4.1.1 Muestra Relave 2 (Las Cruces)

Según los análisis de microscopía óptica y microscopía electrónica (SEM-EDAX), los minerales mayoritarios que constituyen en casi la totalidad a la muestra Relave 2 son pirita y cuarzo. Los minerales menores en esta muestra corresponden a esfalerita, galena y calcopirita, mientras que los minerales accesorios observados son covelina, calcosina y tetraedrita.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores, corresponden a 88% pirita y 12% cuarzo.

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 15 A, B), los minerales opacos ocupan un 8% de los píxeles de la imagen (Figura 15 C), las burbujas un 15% (Figura 15 D) y la suma de epoxi más minerales transparentes un 77%. El porcentaje de minerales opacos, sin considerar las burbujas como parte del total, es un 9% de los píxeles de la imagen. De ese 9% de minerales opacos, el 99.56% correspondería a pirita, el 0.3% a calcopirita, el 0.06% a galena y el 0.08% a esfalerita. El resto de los minerales identificados no son posibles de cuantificar a la escala de las imágenes (resultan indistinguibles).

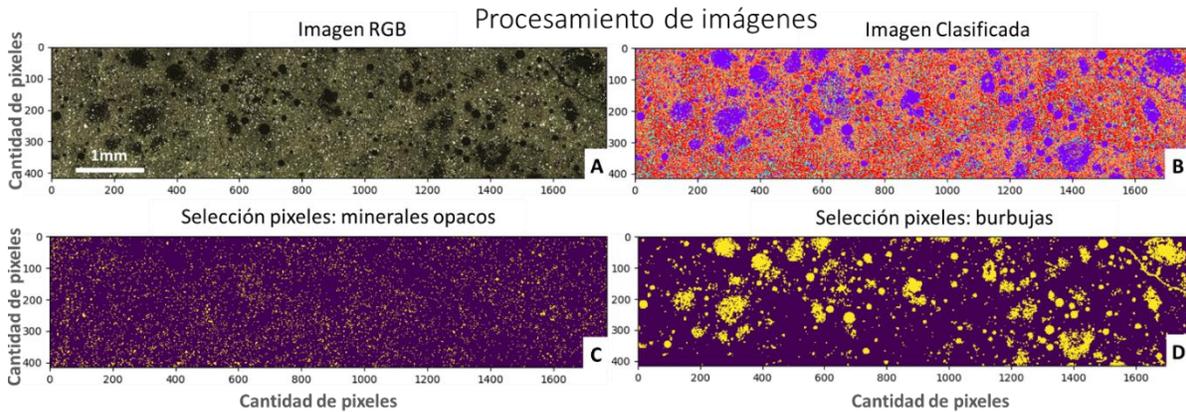


Figura 15: Procesamiento de imágenes de muestra Relave 2.

Los minerales en Relave 2 se distribuyen principalmente en fragmentos libres y en menor proporción en fragmentos poliminerálicos. Las asociaciones minerales más importantes observadas en los fragmentos poliminerálicos son: (i) pirita y calcopirita; (ii) pirita, esfalerita y galena, y (iii) pirita y otros minerales accesorios, tales como covelina-calcosina o tetraedrita.

El tamaño de grano medio de esta muestra es muy fino, con cristales que en su mayoría son menores a 50 micras. Es posible observar algunos cúmulos de partículas producto del proceso de preparación y manipulación de la muestra, que no tienen relación directa con la textura misma del relave.

Respecto a las principales texturas de la mineralogía primaria, la mayoría de los cristales de pirita son xenomorfos y aparecen bastante fracturados, muchos de ellos mostrando texturas de disolución, dadas por su aspecto oqueroso y presencia de algunos golfos de corrosión en sus bordes (Figura 16 A-E). También es posible encontrar en menor medida cristales de pirita subidiomorfos, que muestran parte de su hábito cúbico original (Figura 16 F, G).

La covelina aparece como un cristal relativamente limpio, con maclas polisintéticas y asociada a microcristales de calcosina, con tamaños menores a 50 micras (Figura 16 E). Otros sulfuros como calcopirita, tetraedrita, esfalerita y galena suelen hallarse en contacto directo con pirita, mostrando bordes nítidos, pero con presencia de algunas texturas de disolución como golfos de corrosión en sus bordes (Figura 16 A-D).

Entre estos sulfuros también se observan otras texturas, tales como: esfalerita reemplazando a pirita (Figura 16 F, G), ocurrencia de galena intersticial que rellena espacio entre granos de

esfalerita y pirita (Figura 16 G) y cristales de galena incluidos en fragmentos de pirita-esfalerita (Figura 16 F). En términos generales, la forma de los cristales en Relave 2 es variada e irregular, hallándose en algunos casos fragmentos angulosos y en otros subredondeados, y siempre predominando la presencia de cristales xenomorfos.

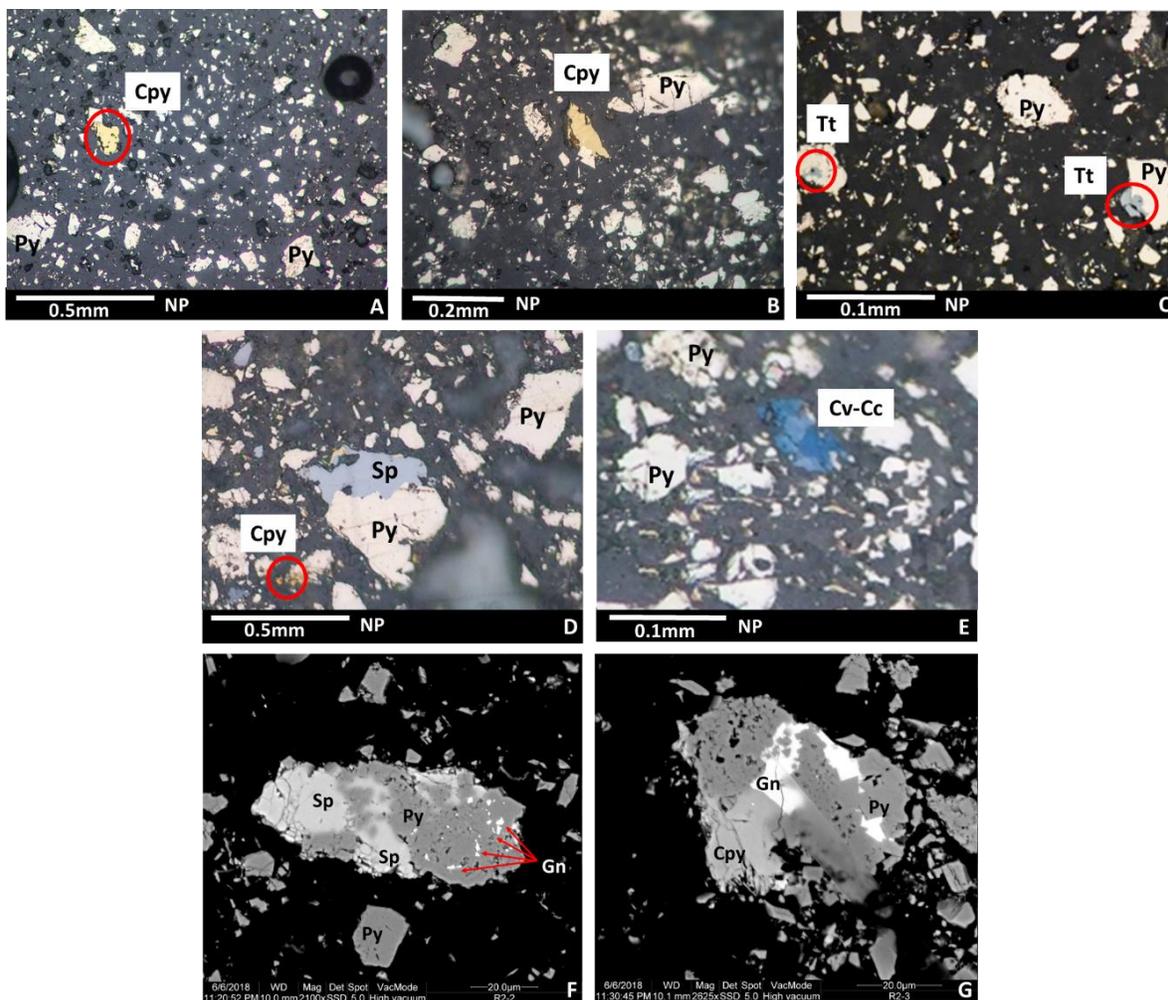


Figura 16: Fotomicrografías de muestra Relave 2. Imágenes A-E corresponden a microscopía óptica, e imágenes F-G corresponden a SEM-EDAX.

#### 4.1.2 Muestra AEL-33 (Almagrera)

Según los análisis realizados mediante microscopía óptica y microscopía electrónica (SEM-EDAX), esta muestra estaría compuesta por pirita y cuarzo como minerales mayoritarios. Los minerales menores hallados en AEL-33 corresponden a esfalerita, galena, calcopirita y dolomita, mientras que los minerales accesorios son tetraedrita, ankerita y clorita.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores corresponden a 77% pirita, 23% cuarzo y 0.8% dolomita.

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 17 A, B), los minerales opacos ocupan un 20% de la imagen (Figura 17 B), las burbujas ocupan un 5% (Figura 17 D) y la matriz de fondo un 75% del total. La cantidad de minerales opacos estimados en la imagen, descontando el espacio

ocupado por burbujas, sería de un 21%. De ese 21% de minerales opacos, el 98.85% sería pirita, el 0.64% calcopirita, el 0.21% galena y el 0.3% esfalerita. El resto de los minerales identificados no son posibles de cuantificar a esta escala de trabajo (resultan indistinguibles).

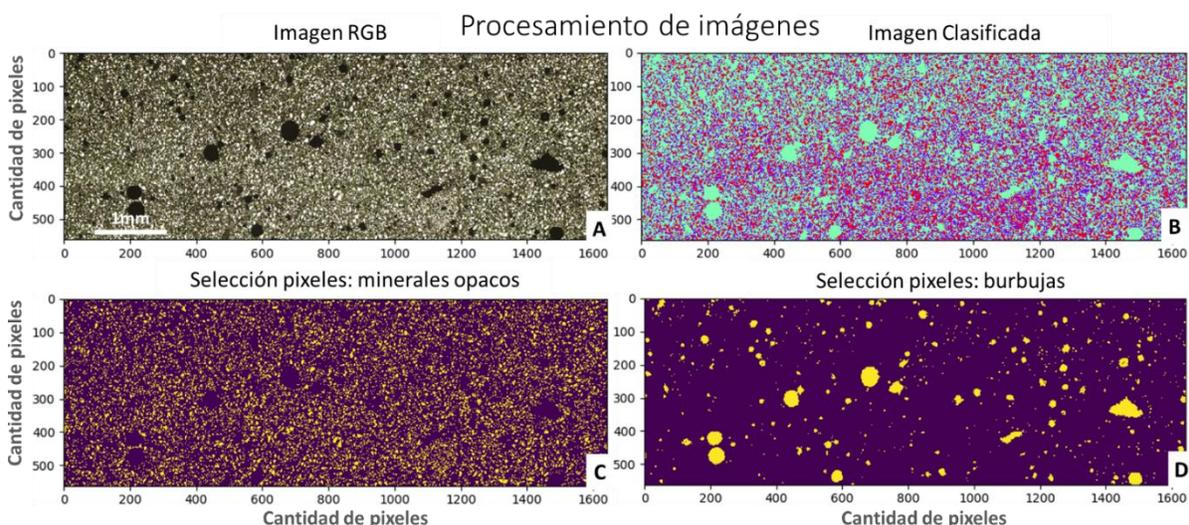


Figura 17: Procesamiento de imágenes de muestra AEL-33.

Los minerales en AEL-33 se distribuyen mayoritariamente en fragmentos libres y en menor proporción en fragmentos poliminerálicos. Las asociaciones minerales más importantes observadas en los fragmentos poliminerálicos son: (i) pirita y calcopirita; (ii) pirita, esfalerita y galena; (iii) pirita, calcopirita y tetraedrita, y (iv) pirita y galena.

El tamaño de grano de la muestra es fino, con cristales que en su mayoría son menores a 100 micras. Los cristales de pirita, que corresponde a la mineralogía predominante (Figura 18 A), son en su mayoría xenomorfos con bordes angulosos a subredondeados, bastante fracturados y no conservan hábitos originales (Figura 18 B-E). Es posible hallar cristales de pirita con caras limpias, pero también otros con evidencias de texturas de disolución, dadas por su aspecto oqueroso y presencia de golfos de corrosión en sus bordes (Figura 18 B-D).

En este caso los cristales de calcopirita son xenomorfos, aparecen con caras limpias y presentan bordes bastante angulosos (Figura 18 B-F). En cuanto a las relaciones de contacto entre fases minerales, es posible hallar cristales de galena, calcopirita y esfalerita incluidos en cristales mayores de pirita (Figura 18 B, C, F, G). Estos minerales también aparecen libres o en contacto lateral con pirita, presentando formas irregulares y bordes que varían desde angulosos a subredondeados (Figura 18 C-E, H).

Es posible encontrar en la muestra fragmentos en los cuales coexisten pirita, esfalerita y galena, preservando algunos rasgos texturales primarios del depósito. Se observan texturas en las que la pirita está siendo reemplazada por esfalerita (Figura 18 F), o algunos granos de pirita cuya morfología sugiere sutilmente una textura framboidal original (Figura 18 D, F).

Los cristales de carbonatos y clorita aparecen libres, con morfologías subidiomorfas y aspecto limpio, sin evidencias de corrosión o texturas de disolución (Figura 18 G, H).

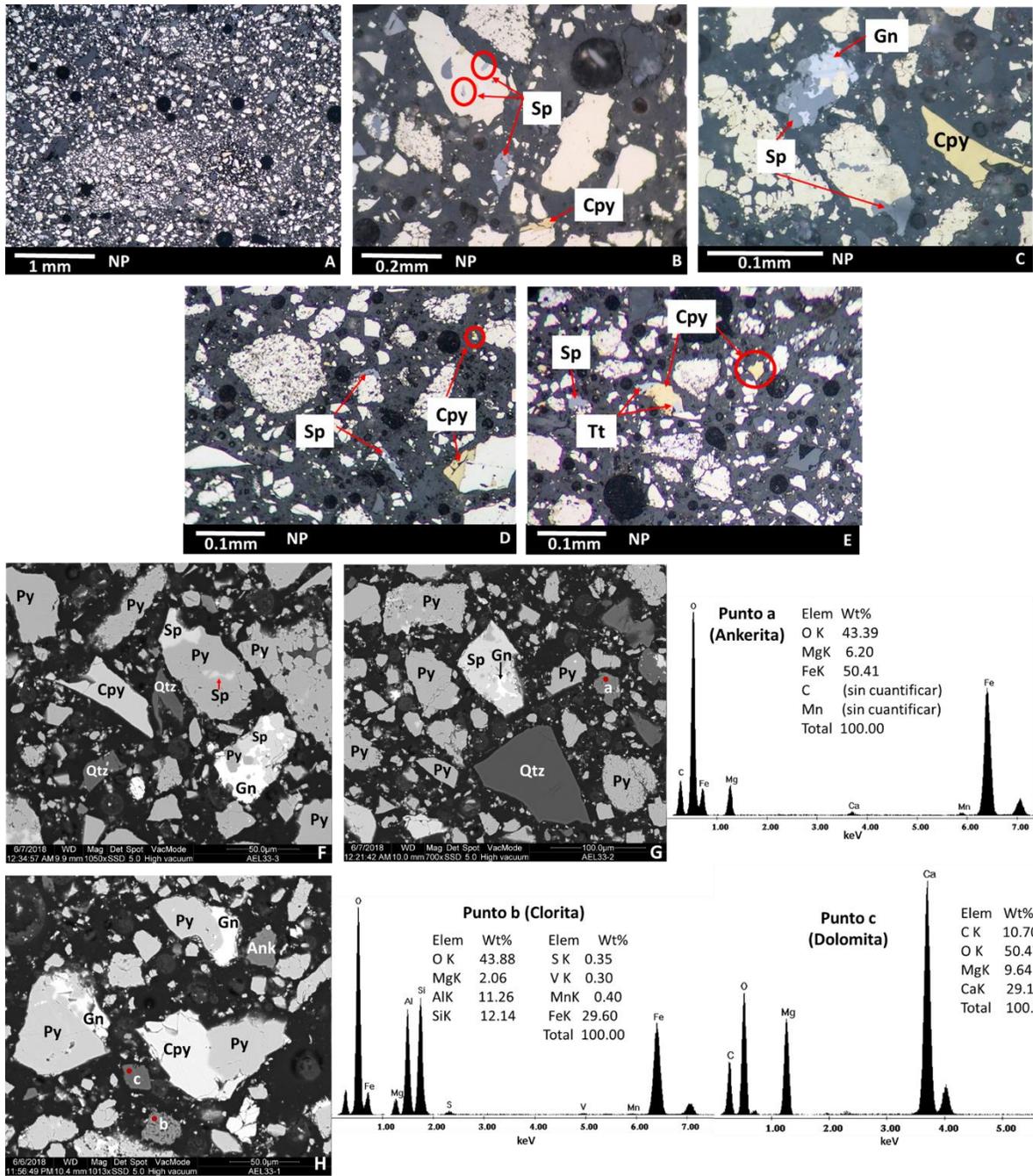


Figura 18: Fotomicrografías de muestra AEL-33. Imágenes A-E corresponden a microscopía óptica, e imágenes F-H corresponden a SEM-EDAX.

#### 4.1.3 Muestra ACL-49 (Almagrera)

Según los análisis de microscopía óptica y microscopía electrónica (SEM-EDAX), esta muestra estaría compuesta por hematita y cuarzo como minerales mayoritarios. La pirita en este caso aparece como un mineral menor y entre los minerales accesorios fue posible distinguir escorodita y goethita.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores corresponden a 82% hematita y 18% cuarzo.

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 19 A, B) los minerales opacos ocupan un 1% de los píxeles (Figura 19 C), las burbujas ocupan un 9% (Figura 19 D) y la matriz de fondo un 90%. La estimación del porcentaje de minerales opacos en la imagen, descontando el espacio utilizado por las burbujas, alcanza un 1%. De ese 1% de minerales opacos el 99.6% corresponde a hematita y el 0.4% a pirita.

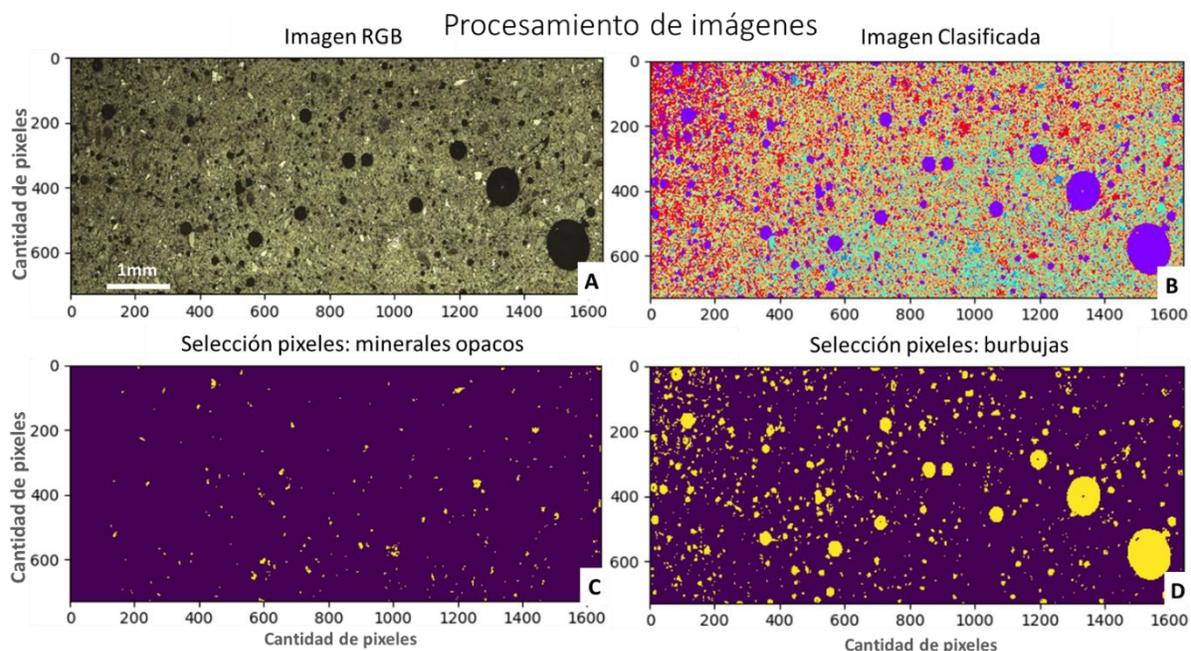


Figura 19: Procesamiento de imágenes de muestra ACL-49.

Según los análisis realizados, los minerales se distribuyen mayoritariamente en fragmentos o granos poliminerálicos aglomerados. Estos granos son redondeados y de tamaños cercanos a 0.1 mm, con algunas excepciones en las cuales se hallan granos de tamaños de hasta 0.4 mm (Figura 20 A).

Las asociaciones minerales más importantes observadas en esos fragmentos son: (i) granos formados por completo de cuarzo o hematita (Figura 20 B-E); (ii) granos constituidos por cuarzo en su zona central, con un borde compuesto por precipitados de hematites (Figura 20 B, F-H), y (iii) granos formados por fragmentos de pirita y cuarzo, aglomerados y cubiertos por una capa o borde de hematites, o algún arseniato o sulfato de Fe (Figura 20 C, E, F, I).

El aspecto de los granos que componen esta muestra es variable, hallándose algunos cristales de cuarzo con aspecto muy limpio y bordes bien definidos (Figura 20 C) y otros granos compuestos por varios minerales, con aspecto sucio y formas irregulares, que poseen texturas complejas derivadas del proceso de tostación (Figura 20 F-H).

En la mayoría de los granos analizados el borde que les rodea está compuesto por un precipitado microcristalino de hematites. No obstante lo anterior, en uno de los granos analizados se encontró una asociación de varios minerales (sulfato de hierro, pirita, goethita y

cuarzo) y en su borde se midió una composición química afín a algún arseniato (se sugiere escorodita, correspondiente a un arseniato hidratado de hierro, Figura 20 I).

Los cristales de pirita hallados dentro de los granos descritos son de tamaños muy finos, cercanos o menores a las 10 micras (Figura 20 C, E, F, I). Estos aparecen de manera xenomorfa, con bordes subredondeados y sin evidencias de corrosión u otras texturas asociadas.

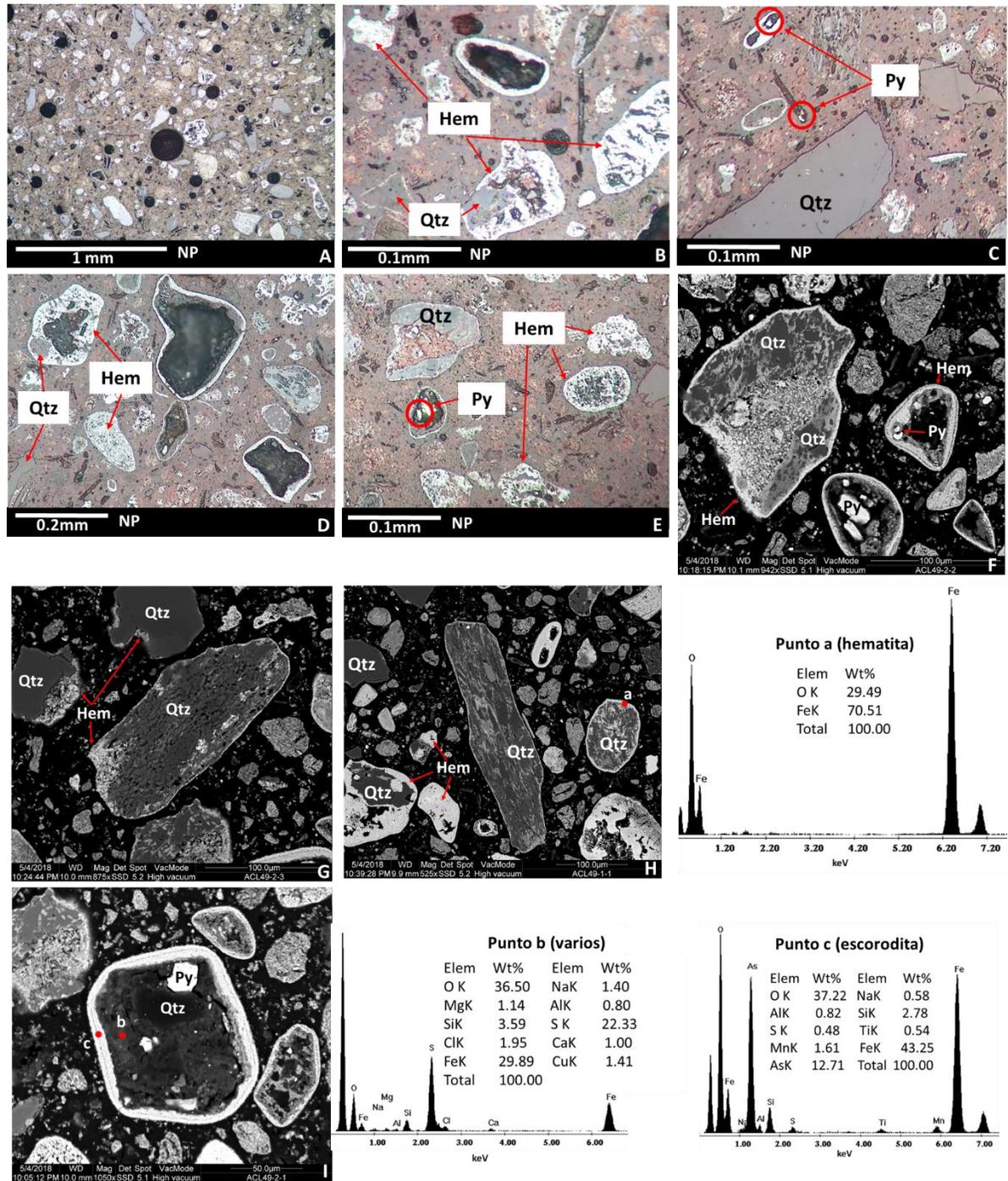


Figura 20: Fotomicrografías de muestra ACL-49. Imágenes A-E corresponden a microscopía óptica, e imágenes F-I corresponden a SEM-EDAX.

#### 4.1.4 Muestra Tailing CM (Cueva de la Mora)

Según los análisis de microscopía óptica y electrónica realizados, los minerales mayoritarios que constituyen en casi la totalidad a la muestra Tailing CM son pirita y cuarzo. Los minerales menores observados corresponden a calcopirita y esfalerita, y como mineral accesorio se encontró barita.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores corresponden a 63% pirita y 37% cuarzo.

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 21 A, B), los minerales opacos representan un 3% de los píxeles (Figura 21 C), las burbujas un 27% (Figura 21 D) y el epoxy junto a los minerales transparentes un 70%. Luego, el porcentaje de opacos, descontando el espacio usado por burbujas, alcanza un 5% de la imagen. De ese 5% de minerales opacos, el 99.89% correspondería a pirita, el 0.09% a calcopirita y el 0.02% a esfalerita. El resto de los minerales identificados no son posibles de cuantificar a la escala de las imágenes.

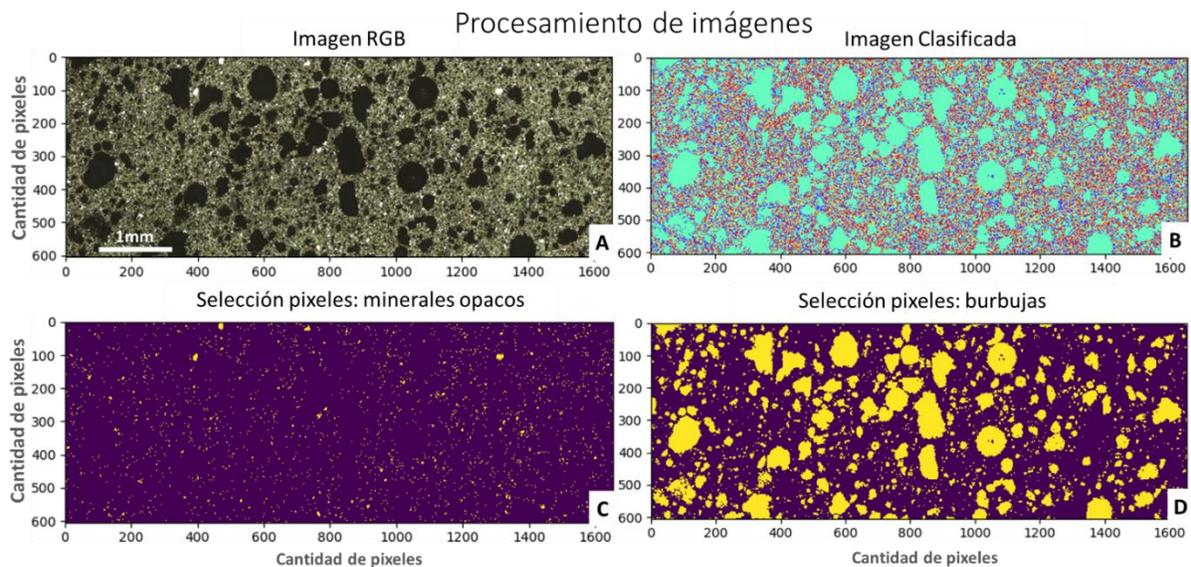


Figura 21: Procesamiento de imágenes de muestra Tailing CM.

Los minerales en Tailing CM se distribuyen principalmente en fragmentos libres y en menor proporción en fragmentos poliminerálicos. Las asociaciones minerales más importantes observadas en los fragmentos poliminerálicos son: (i) pirita y calcopirita, y (ii) pirita y esfalerita. El tamaño de grano medio de la muestra es muy fino, con cristales que en su mayoría son menores a 50 micras (Figura 22 A), aunque existen algunos cristales de pirita que alcanzan tamaños de más de 100 micras (Figura 22 B). Entre los cristales de pirita (que conforman la mayor parte de la muestra) es posible identificar algunos de tipo subidiomorfos, que conservan parcialmente su hábito cúbico (Figura 22 A, C). También se hallan otros cristales xenomorfos, bastante fracturados y con presencia de texturas de disolución evidenciadas por golfos de corrosión en sus bordes (Figura 22 B, D).

La ocurrencia de los minerales secundarios (calcopirita y esfalerita) es principalmente en forma de inclusiones dentro de cristales mayores de pirita, presentando tamaños que suelen ser menores a 10 micras (Figura 22 C-E). Los cristales de barita aparecen con morfologías

subidiomorfos, aspecto limpio (sin evidencias de corrosión) y como cristales libres en la muestra, sin hallarse asociados directamente a ninguna otra fase mineral (Figura 22 F, G).

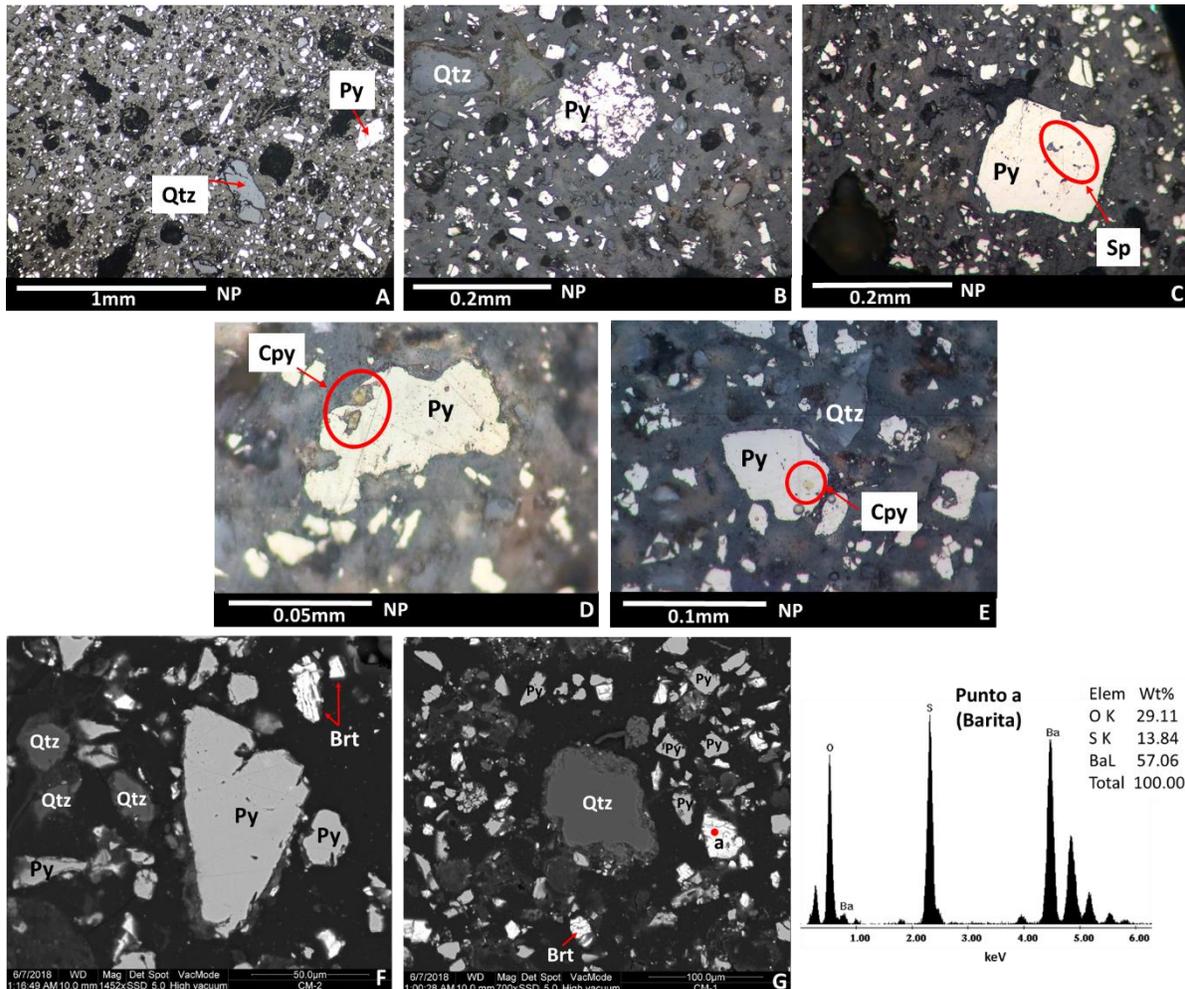


Figura 22: Fotomicrografías de muestra Tailing CM. Imágenes A-E corresponden a microscopía óptica, e imágenes F-G corresponden a SEM-EDAX.

#### 4.1.5 Muestra Tailing PAL (Palabora)

Según los análisis de microscopía óptica y electrónica, los minerales mayoritarios de esta muestra corresponden a magnetita, calcita, dolomita, augita y flogopita. Los minerales menores son bornita y calcopirita, mientras que los minerales accesorios corresponden a forsterita, espinela, apatito, covelina, calcosina, cubanita y pirita.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores son 41% calcita, 26.2% dolomita, 27% augita, 3.8% flogopita y 2% magnetita.

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 23 A, B), los minerales opacos ocupan un 3% de los píxeles (Figura 23 C), las burbujas un 6% (Figura 23 D) y la matriz de fondo un 91%. El porcentaje de minerales opacos, sin considerar las burbujas, constituye un 3% de la imagen. De ese 3% de minerales opacos, el 97% corresponde a magnetita, el 2.07% a bornita y el 0.93% a calcopirita. El resto de los minerales identificados no son posibles de cuantificar a esta escala de trabajo.

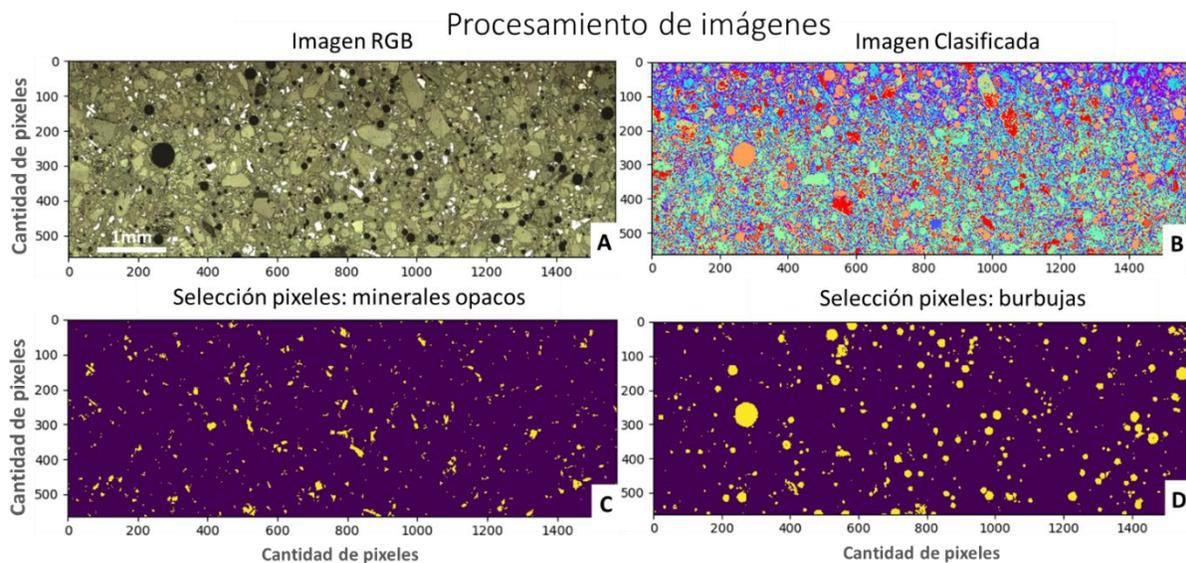


Figura 23: Procesamiento de imágenes de muestra Tailing PAL.

Los minerales se distribuyen en Tailing PAL tanto en fragmentos libres, como en fragmentos poliminerálicos. Las asociaciones minerales más importantes observadas en los fragmentos poliminerálicos son: (i) carbonatos (calcita y/o dolomita) y sulfuros de cobre (calcopirita, bornita, calcosina y/o covelina); (ii) Magnetita y silicatos (augita, biotita y/o forsterita), y (iii) Magnetita, carbonatos (calcita y/o dolomita) y silicatos (augita, biotita y/o forsterita).

La granulometría media de la muestra es fina a media, con cristales que en su mayoría son menores a 1 mm (Figura 24 A).

Los cristales de magnetita presentes son xenomorfos, con bordes angulosos y aspecto en general limpio (sin evidencias de texturas de disolución), pero apareciendo en algunos casos muy fracturados (Figura 24 B). Estos cristales suelen aparecer libres o en contacto directo con algún silicato o carbonato (Figura 24 C, G, H). El mineral del grupo de la espinela hallado se asocia a magnetita (Figura 24 G), la cual a su vez muestra pequeñas inclusiones con orientación preferente, que seguirían sus planos de foliación. Debido al contenido de titanio en esos puntos analizados, se sugiere que dichas inclusiones podrían corresponder a exsoluciones de hierro y titanio (ilmenita) en la magnetita.

Los sulfuros de cobre (bornita, calcopirita y covelina-calcosina) se hallan comúnmente en contacto o incluidos dentro de otros cristales mayores de carbonatos (calcita o dolomita, Figura 24 D, E) y poseen tamaños que suelen ser menores a 0.5 mm. Otro sulfuro que aparece como mineral accesorio es la cubanita, la cual se encuentra en forma de microcristales escasos incluidos en otros sulfuros de cobre, con tamaños menores a 0.1 mm (Figura 24 D).

Calcita y dolomita aparecen como cristales libres e intercrecidos entre sí (posiblemente ocurriendo una dolomitización de la calcita) y para ambos tipos de carbonatos los cristales son xenomorfos, con bordes angulosos a subredondeados y caras limpias, sin evidencias de corrosión o texturas de disolución (Figura 24 F-H). Los silicatos hallados aparecen como cristales xenomorfos con bordes angulosos, mostrando caras limpias y al igual que en el caso de los carbonatos, sin evidencias de corrosión o disolución (Figura 24 G). El apatito aparece como cristales idiomorfos, libres o asociados a algún carbonato como la dolomita (Figura 24 H).

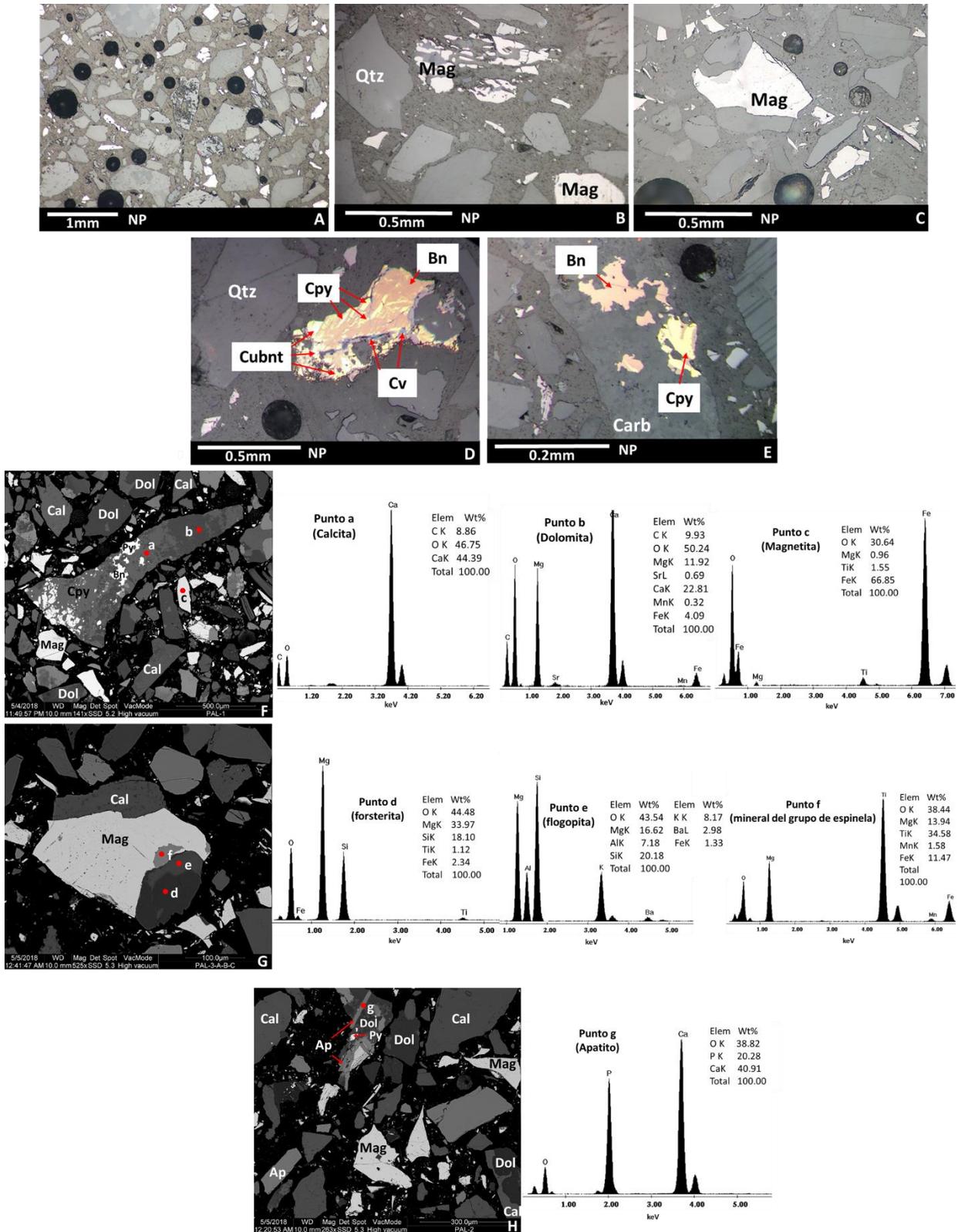


Figura 24: Fotomicrografías de muestra Tailing PAL. Imágenes A-E corresponden a microscopía óptica, e imágenes F-H corresponden a SEM-EDAX.

#### 4.1.6 Muestra Tailing FOS (Foskor)

Según los análisis de microscopía óptica y electrónica (SEM-EDAX), esta muestra estaría compuesta por cuarzo, diópsido, flogopita, hedenbergita y apatito como minerales mayoritarios. La magnetita corresponde a un mineral menor y los minerales accesorios hallados son forsterita, calcopirita y anfíbol.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores son 13.8% cuarzo, 48% diópsido, 16.2% flogopita, 21% hedenbergita y 1% apatito.

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 25 A, B) los minerales opacos ocupan un 0.41% de los píxeles (Figura 25 C), las burbujas un 7% (Figura 25 D) y la matriz de fondo un 93%. Al descontar de la estimación el espacio ocupado por las burbujas, la abundancia de minerales opacos alcanza un 0.44%. De ese 0.44% de minerales opacos, la totalidad de los cristales clasificados corresponden a magnetita. El resto de los minerales identificados no son posibles de cuantificar a la escala de las imágenes (resultan indistinguibles).

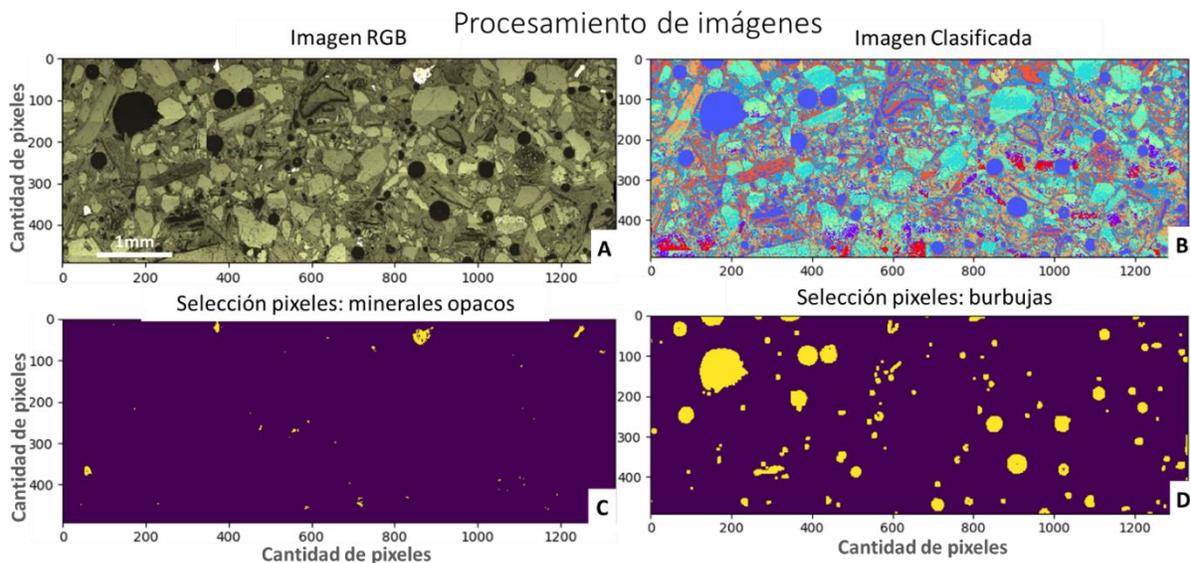


Figura 25: Procesamiento de imágenes de muestra Tailing FOS.

Los minerales se distribuyen en la muestra Tailing FOS tanto en fragmentos libres, como en fragmentos poliminerálicos. Las asociaciones minerales más importantes observadas en los fragmentos poliminerálicos son: (i) cuarzo y magnetita; (ii) flogopita y calcopirita, y (iii) magnetita y silicatos (forsterita, anfíboles y/o piroxenos).

La granulometría de la muestra es fina a media, con cristales de tamaños medios cercanos a 1 mm (Figura 26 A).

Los cristales de magnetita son xenomorfos a subidiomorfos, apareciendo en algunos casos con bordes angulosos y en otros subredondeados, con aspecto limpio y sin evidencia de haber sufrido corrosión (Figura 26 A, B). Estos cristales aparecen también como inclusiones dentro de otros minerales de ganga como cuarzo (Figura 26 C). Los cristales de calcopirita aparecen en forma de inclusiones dentro de cristales mayores de flogopita, con tamaños menores a las 50 micras (Figura 26 D) y representan un porcentaje mínimo de la muestra.

Es posible hallar en Tailing FOS un fragmento compuesto por forsterita, con microcristales de anfíbol que siguen los planos de foliación del olivino, conformando una textura primaria de tipo simplectítica. En este mismo fragmento se observan cristales de magnetita, asociados también a los planos de foliación de la forsterita, o bien, a los cristales de anfíbol. Este tipo de textura compleja corresponde a una textura primaria relictas del depósito (Figura 26 E).

En general los minerales de ganga descritos aparecen de manera xenomorfa a subidiomorfa, con un aspecto muy limpio, sin evidencia de haber sufrido corrosión o algún tipo de alteración durante el procesamiento mineral (Figura 26 D, E).

Los cristales de apatito observados aparecen libres o asociados a otros silicatos (forsterita o piroxenos). Estos corresponden a cristales idiomorfos a subidiomorfos y poseen tamaños menores a 200 micras (Figura 26 D, E).

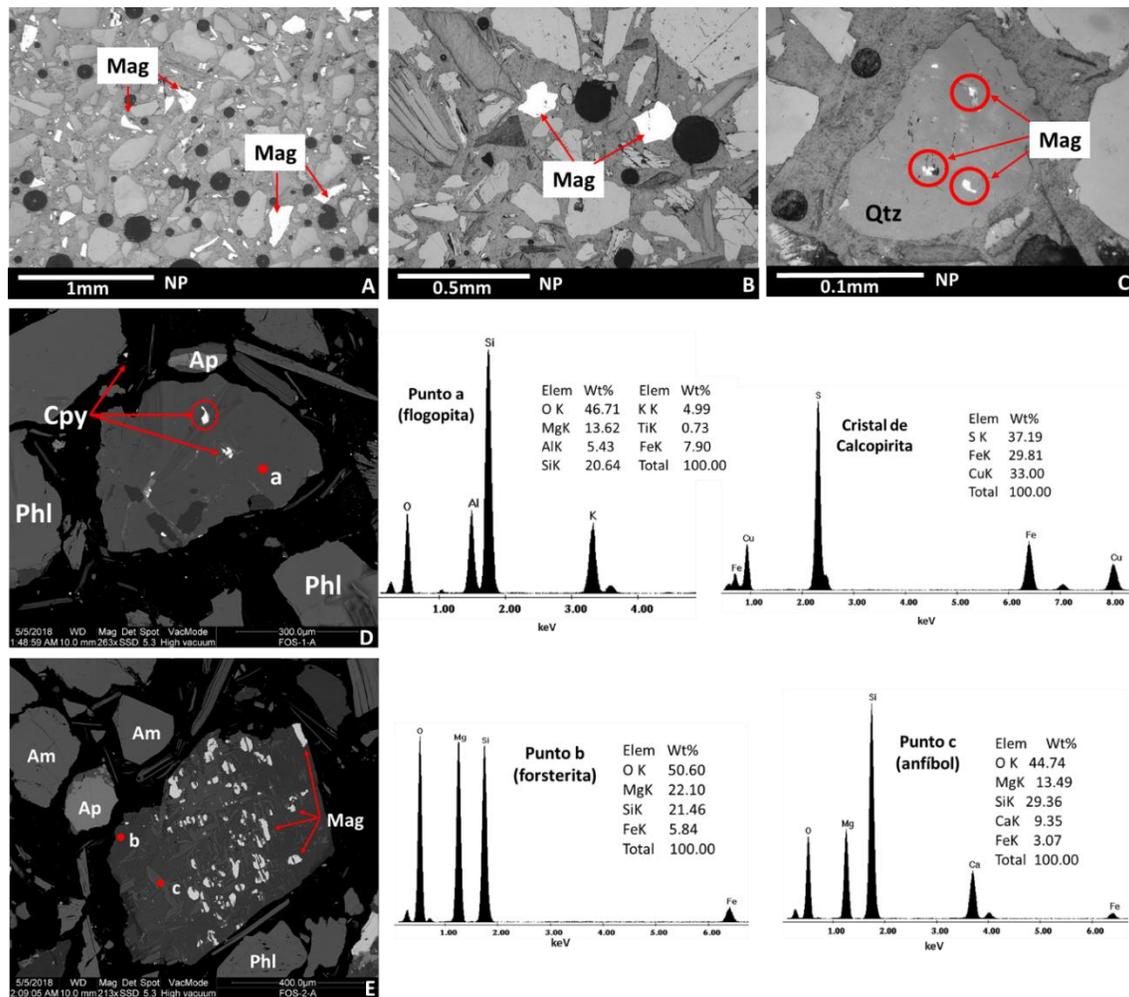


Figura 26: Fotomicrografías de muestra Tailing FOS. Imágenes A-C corresponden a microscopía óptica, e imágenes D-E corresponden a SEM-EDAX.

#### 4.1.7 Muestra Tailing CAU (El Teniente-Cauquenes)

Según los análisis realizados mediante microscopía óptica y electrónica, los minerales mayoritarios de la muestra Tailing CAU son cuarzo, biotita y magnetita. Periclasa y pirita

corresponden a minerales menores y la calcopirita aparece solamente como un mineral accesorio.

Las abundancias estimadas mediante difracción de Rayos X para las fases minerales mayores son 77.3% cuarzo, 17.5% biotita, 5.1% magnetita y 0.1% periclasa.

Según los resultados de análisis de imagen (Figura 27 A, B) los minerales opacos ocupan un 0.15% de los píxeles (Figura 27 C), las burbujas ocupan un 2% (Figura 27 D) y la matriz de fondo un 98%. El porcentaje de opacos, sin considerar a las burbujas como parte del total, es un 0.16%. De ese 0.16% de minerales opacos, la totalidad de los cristales clasificados corresponden a pirita. El resto de los minerales identificados no son cuantificables a la escala de las imágenes.

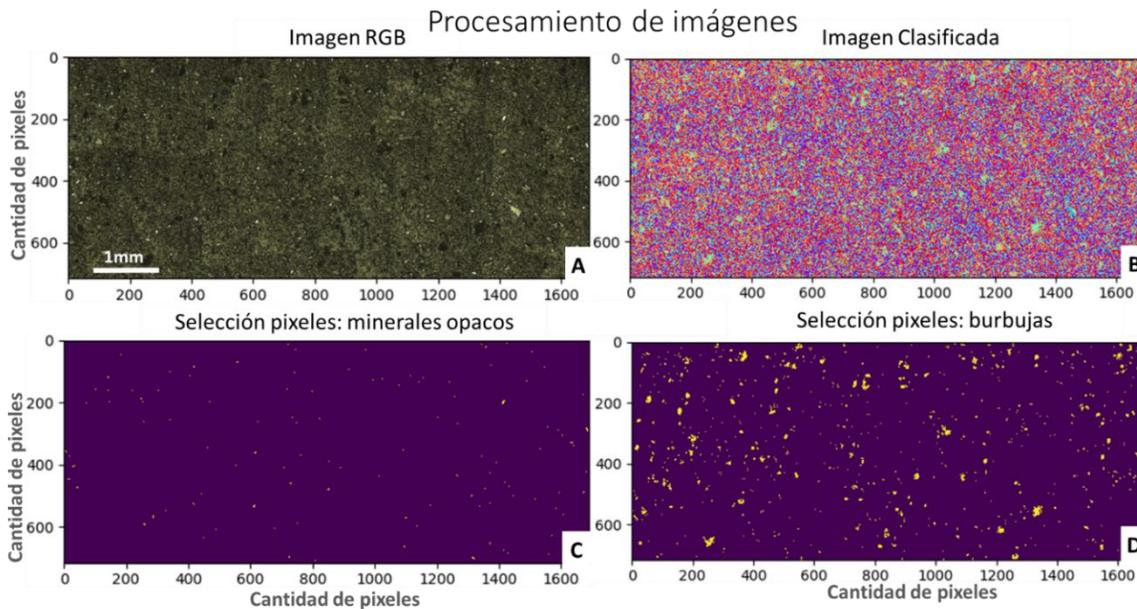


Figura 27: Procesamiento de imágenes de muestra Tailing CAU.

Los minerales en Tailing CAU se distribuyen principalmente en fragmentos libres, sin hallarse fragmentos poliminerálicos donde se puedan describir asociaciones minerales presentes. La granulometría de la muestra es muy fina, con cristales en su mayoría menores a 50 micras. Los cristales de pirita observados poseen caras limpias, son xenomorfos y muestran bordes tanto subredondeados como angulosos, al igual que los otros minerales transparentes que los acompañan (Figura 28 A-C). Tailing CAU no ha sido analizada mediante SEM para el presente trabajo.

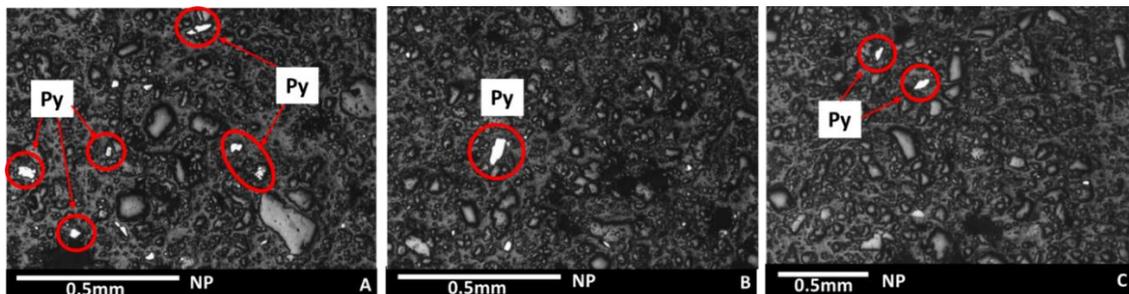


Figura 28: Fotomicrografías de muestra Tailing CM. Imágenes A-C corresponden a microscopía óptica.

En la Tabla 4 se presenta un resumen de la mineralogía descrita y en la Tabla 5, las abundancias (semi-cuantitativas) para mineralogías mayoritarias estimadas mediante XRD.

Tabla 4: Resumen de mineralogía óptica de probetas.

	Minerales Mayoritarios	Minerales Menores	Minerales Accesorios	Granulometría media	Sulfuro predominante	Estimación minerales opacos (procesamiento de imágenes)
<b>Cola 25</b>	Pirita, cuarzo	Esfalerita, galena, covelina, calcosina	Calcopirita, tetraedrita, famatinita-enargita	<100µm	Pirita	Total: 14% (Compuesto por 99.05% py, 0.38% sp, 0.09% gal y 0.48% cv-cc)
<b>Relave 2</b>	Pirita, cuarzo	Esfalerita, galena, calcopirita	Covelina, calcosina, tetraedrita	<50µm	Pirita	Total: 9% (Compuesto por 99.56% py, 0.3% cpy, 0.06% gal y 0.08% sp)
<b>AEL-33</b>	Pirita, cuarzo	Esfalerita, galena, calcopirita, dolomita	Tetraedrita, ankerita, clorita	<100µm	Pirita	Total: 21% (Compuesto por 98.85% py, 0.64% cpy, 0.21% gal y 0.3% sp)
<b>Tailing CM</b>	Pirita, cuarzo	Calcopirita, esfalerita	Barita	<50µm	Pirita	Total: 5% (Compuesto por 97% mt, 2.07% bn y 0.93% cpy)
<b>ACL-49</b>	Hematita, cuarzo	Pirita	Escorodita, goethita	<100µm	Pirita	Total: 1% (Compuesto por 99.6% hem y 0.4% py)
<b>Tailing PAL</b>	Magnetita, calcita, dolomita, augita, flogopita	Bornita, calcopirita	Forsterita, espinela, apatito, covelina, calcosina, cubanita, pirita	<1mm	Bornita, calcopirita	Total: 3% (Compuesto por 97% mt, 2.07% bn y 0.93% cpy)
<b>Tailing FOS</b>	Cuarzo, diópsido, flogopita, hedenbergita, apatito	Magnetita	Forsterita, anfíbol, calcopirita	<1mm	Calcopirita	Total: 0.44% (Compuesto por 100% mt)
<b>Tailing CAU</b>	Cuarzo, biotita y magnetita	Pirita y periclasa	Calcopirita	<50µm	Pirita	Total: 0.16% (Compuesto por 100% py)

Tabla 5: Mineralogía mayoritaria y estimación de abundancias, obtenidas mediante modelamiento de los datos XRD.

	Cola 25	Relave 2	AEL-33	ACL-49	Tailing CM	Tailing PAL	Tailing FOS
<b>Pirita</b>	81	88	74	X	63	X	X
<b>Cuarzo</b>	19	12	25.2	18	37	X	13.8
<b>Hematita</b>	X	X	X	82	X	X	X
<b>Magnetita</b>	X	X	X	X	X	2	X
<b>Calcita</b>	X	X	X	X	X	41	X
<b>Dolomita</b>	X	X	0.8	X	X	26.2	X
<b>Augita</b>	X	X	X	X	X	27	X
<b>Diópsido</b>	X	X	X	X	X	X	48
<b>Flogopita</b>	X	X	X	X	X	3.8	16.2
<b>Hedenbergita</b>	X	X	X	X	X	X	21
<b>Apatito</b>	X	X	X	X	X	X	1
<b>Total</b>	100	100	100	100	100	100	100

## 4.2 Fluorescencia de Rayos X portable

A continuación se presentan los resultados de los principales elementos químicos hallados en las muestras estudiadas, con foco principalmente en aquellos elementos metálicos, que serán los más relevantes en un estudio de impacto ambiental en depósitos de relaves. Estos resultados han sido divididos en tres grupos, en función de las abundancias medidas: (i) Elementos mayores, (ii) Metales que se encuentran en cantidades menores (metales 1) y (iii) Metales traza (metales 2). No se dispone de análisis mediante esta técnica para el caso del Tailing-CAU.

En la Figura 29 es posible observar que para las cinco muestras procedentes de la FPI, los elementos mayoritarios detectados mediante XRF portable corresponden a Fe y S. Por otro lado, para el caso de las muestras procedentes del CIP, los elementos mayores corresponden a Fe y Ca, con cantidades menores de K.

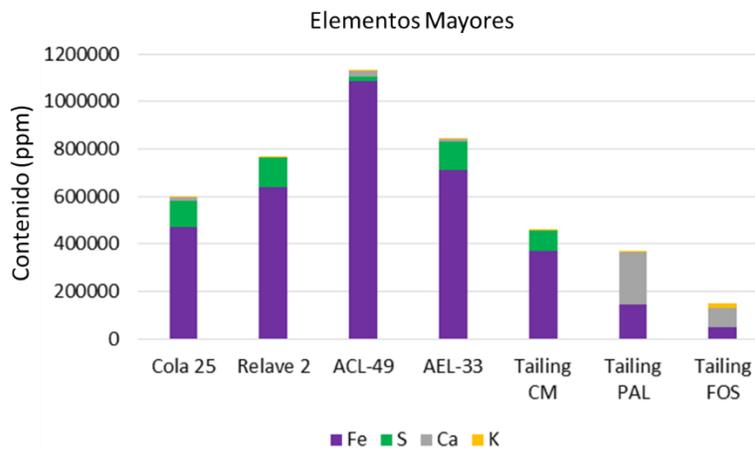


Figura 29: Elementos mayores detectados mediante p-XRF en las muestras y sus abundancias.

En la Figura 30 es posible apreciar los metales hallados en cantidades menores en las muestras, correspondientes a Pb, As, Cu, Zn y Mn. Ellos se concentran principalmente en las muestras de la FPI (siendo las muestras de Almagrera las que concentran los mayores contenidos), apareciendo en cantidades comparativamente menores en los dos tailings provenientes del CIP.

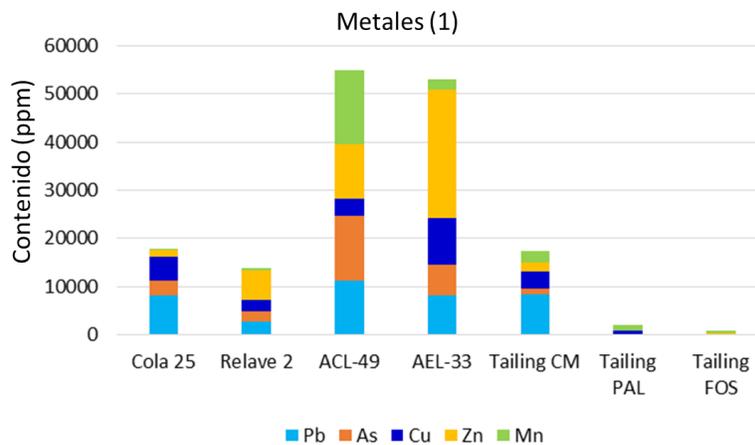


Figura 30: Metales (1) detectados mediante p-XRF en las muestras y sus abundancias.

En la Figura 31 se indican los metales trazas detectados en las muestras, correspondientes a Hg, Cr, Se, Ag y Mo. Es posible observar que las muestras de la FPI presentan mayor variedad de estos cinco elementos (siendo la muestra de Cueva de la Mora la que concentra la mayor cantidad), mientras que las dos muestras procedentes del CIP solamente poseen contenidos de Cr y Mo.

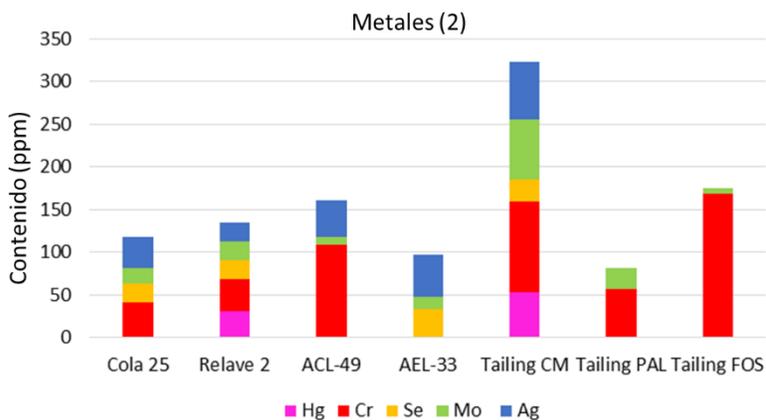


Figura 31: Metales traza detectados mediante p-XRF en las muestras y sus abundancias.

### 4.3 Test ABA modificado

En la Tabla 6 se presentan los resultados obtenidos para los cálculos de PN y PA del test ABA modificado. Según esta clasificación, las cinco muestras que provienen de la FPI poseen un potencial alto de generación de acidez. La muestra de los Andes chilenos posee un potencial marginal o medio de generación de acidez y las dos muestras del CIP, un potencial bajo a nulo de generación de acidez.

El potencial de neutralización de la muestra Cola 25 ha sido considerado 0, debido a que al generar la pulpa entre las partículas de dicha muestra y agua destilada (paso 1 del protocolo de Usher et al., 2003), el pH medido instantáneamente resulta ser menor a 1.7, siendo que el protocolo exige un pH entre 2 y 2.5 para comenzar el test. Según ello, se ha considerado que la muestra solamente aporta acidez a su entorno y no posee potencial de neutralización asociado.

Tabla 6: Resultados Test ABA modificado.

	Cola 25	Relave 2	AEL-33	ACL-49	Tailing CM	Tailing CAU	Tailing PAL	Tailing FOS
PN (kg CaCO <sub>3</sub> eq/ton)	0	7.48	8.64	48.50	4.92	43.43	294.70	40.08
PA (kg CaCO <sub>3</sub> eq/ton)	336.28	380.70	375.69	52.75	267.63	25.63	2.57	1.25
PNN =PN-PA	-336.28	-373.21	-367.06	-4.25	-262.71	17.81	292.13	38.83
PN/PA	0.00	0.02	0.02	0.92	0.02	1.69	114.59	32.07
Clasificación ABA (Potencial de generación de ácido)	Alto	Alto	Alto	Alto	Alto	Marginal o medio	Bajo o nulo	Bajo o nulo

## 5. Discusión

### 5.1 Clasificación mineralógico-textural de muestras, según potencial de generación de drenaje ácido

Considerando los resultados obtenidos y desde un punto de vista mineralógico y textural, se propone agrupar las muestras analizadas en tres categorías: (i) muestras que expuestas a la interacción con el medio ambiente generarán drenaje ácido, (ii) muestras que no deberían generar drenaje ácido y (iii) muestras neutralizadoras de acidez.

Estos grupos han sido creados tomando como parámetros de referencia las siguientes características observadas: tipo de sulfuros presentes, abundancia relativa en la muestra, granulometría media y relación de sulfuros predominantes con otros minerales (granos libres, en contacto o incluidos dentro de otro mineral). A continuación se describen los elementos que caracterizan a cada una de estas categorías y las muestras asociadas.

1. Muestras que expuestas a la interacción con el medio ambiente generarán drenaje ácido: Cola 25, Relave 2, Tailing CM y AEL-33.

Corresponden a aquellas de trama predominantemente pirítica, que además poseen cantidades menores de otros sulfuros como calcopirita, enargita, covelina, bornita, calcosina, tetraedrita, esfalerita y galena (Tabla 4). El contenido estimado de los sulfuros en estas muestras alcanza valores medios cercanos a un 75% (según datos de difracción de rayos X; Tabla 5) y son de granulometrías muy finas, con tamaños medios de grano menores a 100 micras en los cuatro casos.

Los cristales de pirita en estas muestras se hallan predominantemente liberados (con una superficie totalmente expuesta) y presentan texturas muy variadas. Es posible hallar cristales idiomorfos, subidiomorfos y xenomorfos, algunos de ellos con caras limpias y otros con texturas de disolución, evidenciadas por su aspecto oqueroso y ocurrencia de golfos de corrosión en sus bordes (Figura 14, Figura 16, Figura 18, Figura 22). Del mismo modo, es posible hallar algunos cristales de pirita asociados a otros minerales, pero en la mayoría de los casos estos corresponden a otros sulfuros (asociaciones típicas pirita-esfalerita-galena-calcopirita) o a cristales de cuarzo, mineral que representa la principal mineralogía de ganga asociada.

Los altos contenidos de Fe y S en estas muestras reflejan el alto contenido de pirita en ellas (Figura 29). La presencia de metales como Pb, As y Zn (Figura 30) se asocia también a pirita (que comúnmente alberga As como impureza), o a minerales secundarios como galena (Pb), esfalerita (Zn) u otros minerales accesorios como sulfosales de Cu y Fe, que pueden contener también elementos como As y Sb. Los contenidos de Cu tienen relación con los sulfuros de cobre presentes (calcopirita, calcosina, covelina, tetraedrita y enargita), mientras que los contenidos de Mn se explican por la presencia de minerales como carbonatos o espinelas. Estas muestras también contienen metales traza como Hg, Cr, Se, Mo y Ag (Figura 31). El molibdeno constituye un elemento común de hallar asociado a menas de cobre, lo que explicaría que su presencia sea mayor en aquellas muestras donde se reportan mayores contenidos de sulfuros de cobre. Metales preciosos (como Ag) y el Se, están a menudo presentes como trazas en sulfuros de Fe. El Hg (cuando no se halla formando parte de cinabrio directamente) tendrá un comportamiento geoquímico afín al Fe, pudiendo asociarse también a presencia de sulfuros de este elemento, e

incluso apareciendo como traza en sulfuros de Cu, como se reporta en el trabajo de Spiess (2017). Según Bernal y Railsback (2008), el Cr debería tener un comportamiento geoquímico afín con elementos como Ti, Mn (cuando aparece como  $\text{Cr}^{2+}$ ) o P (si se encuentra como  $\text{Cr}^{6+}$ ), por lo que podría asociarse a las fases minerales que contienen esos elementos.

En cuanto al resultado del test ABA, todas estas muestras clasifican en la categoría de Alto Potencial de Generación de Acidez (Tabla 6), lo cual es coherente con lo esperado a partir de la caracterización mineralógica y textural.

En síntesis, los principales factores que permiten la clasificación de estas muestras dentro de este grupo crítico son la predominancia de pirita por sobre otras mineralogías, la presencia de cristales completamente liberados y su baja granulometría media. Se espera que texturas finas se oxiden de forma más acelerada, al presentar una mayor relación entre superficie expuesta y volumen total, tal como ocurre con cristales muy fracturados o con evidencias de corrosión, ya que entre los espacios abiertos se crea mayor superficie expuesta a la oxidación.

Si bien se detectaron algunos elementos mitigantes como cristales de pirita rodeados totalmente por cuarzo (Cola 25; Figura 14), o algunos cristales de carbonatos (AEL-33; Figura 18), estos casos son minoritarios. Según todo ello, depósitos de relaves de este tipo son muy propensos a la generación de acidez hacia el entorno (alto riesgo potencial de generar DAM).

## 2. Muestras que no deberían generar drenaje ácido: ACL-49 y Tailing CAU.

Corresponden a las muestras que están compuestas mayoritariamente por minerales que no afectan de forma directa los procesos de generación de drenaje ácido, o bien, que pueden llegar a mitigar el efecto de aquellas especies que producen acidez, pero no en la misma medida en que lo hacen los carbonatos.

La muestra ACL-49 está compuesta principalmente por óxidos de hierro (hematita) y cuarzo, mientras que la muestra Tailing CAU, por distintas asociaciones de silicatos. En ambos casos el sulfuro predominante corresponde a pirita, pero a diferencia de lo observado en los casos anteriores, aparece en cantidades muy bajas en comparación con los otros minerales presentes (ocurre como un mineral menor; Tabla 4).

En la muestra ACL-49 los cristales de pirita se hallan mayoritariamente encapsulados dentro de granos compuestos de cuarzo, sulfatos de Fe y/o hematites (Figura 20) y en menor medida libres. En la muestra Tailing CAU en tanto, se hallan totalmente liberados (Figura 28). Los cristales aparecen en todos los casos de manera xenomorfa, con caras limpias, sin evidencias de corrosión ni texturas de disolución o reemplazo, y poseen granulometrías muy finas (tamaños medios <50 micras, Tabla 4).

La muestra ACL-49 posee el contenido de Fe más alto reportado, hecho que refleja la cantidad de óxidos de este elemento que la componen (Figura 29). Esta muestra no presenta altas cantidades de S como los casos anteriores, ya que el contenido de pirita es bajo en ella y no existe ningún otro sulfuro identificado. Esto es consistente con el hecho de que el tailing original (AEL-33), fue tostado para recuperar el azufre contenido en la pirita. Esta muestra (junto a AEL-33) presenta los mayores contenidos de metales como Pb, As, Cu, Zn, Mn (Figura 30) y posee

metales traza como Cr, Ag y Mo (Figura 31). Esto sugiere que dichos elementos se comportan de manera inmóvil respecto al proceso de tostación, manteniéndose en los granos que componen la muestra tostada, heredados del tailing original.

Se sugiere que el test ABA tendería a sobreestimar la capacidad de generación de drenaje ácido para el caso de la muestra ACL-49, la cual es considerada de alto riesgo de generación de acidez en la Tabla 6. Los valores observados allí se encuentran muy cerca del límite con la categoría de potencial marginal o medio de generación de acidez, por lo que en este caso se propone discriminar incorporando la información mineralógica-textural. En esta muestra la pirita se encuentra en muy bajas cantidades y en su mayoría aislada, al estar incluida dentro de otros minerales que actuarían como barrera ante condiciones oxidantes (Figura 20). Estos factores no pueden ser cuantificados por el cálculo realizado al momento de estimarse el PA del test ABA, el cual solamente considera el valor total de S, en una muestra pulverizada, que ha perdido su textura original.

El Tailing CAU se clasifica según el test ABA en la categoría de Potencial Marginal a Medio de generación de acidez, consistente con la presente caracterización.

Estas muestras constituyen un grupo intermedio ya que, si bien están compuestas principalmente por mineralogías inertes a la generación de acidez (óxidos y silicatos), poseen también cantidades mínimas de sulfuros (pirita), cuyas superficies pueden ocasionalmente hallarse expuestas a la oxidación del entorno. En síntesis, presentan un potencial bajo a medio de generación de drenaje ácido.

### 3. Muestras neutralizadoras de acidez: Tailing PAL y Tailing FOS.

Estas muestras representan al grupo compuesto principalmente por minerales que tienen un alto potencial de neutralizar la producción de drenaje ácido minero (carbonatos), o muestras compuestas por asociaciones de distintos minerales no sulfurados, en las cuales el contenido de pirita u otros sulfuros es mínimo o despreciable (ocurriendo como minerales traza).

En el caso de la muestra Tailing PAL, la mineralogía predominante está dada por calcita y dolomita (Tabla 5). Esta muestra también presenta sulfuros como minerales secundarios (calcopirita y bornita principalmente) y ellos son de granulometría muy fina (menores a 50 micras; Tabla 4). Sin embargo, estos sulfuros aparecen incluidos o en contacto directo con los carbonatos (Figura 24), por lo que cualquier indicio de generación de drenaje ácido se vería neutralizado automáticamente por el efecto de los minerales circundantes.

La mineralogía predominante en la muestra Tailing FOS está dada por distintas asociaciones de silicatos (Tabla 5), con presencia de sulfuros de cobre de granulometrías muy finas (<50 micras; Tabla 4). No obstante lo anterior, estos sulfuros ocurren incluidos dentro de otros silicatos (filosilicatos en el presente caso; Figura 26) y además corresponden a minerales traza, es decir, representan un porcentaje mínimo en relación a otras fases minerales (Tabla 4).

Las muestras Tailing PAL y FOS muestran altos contenidos de Ca respecto a otros tailings (Figura 29) ya que contienen carbonatos, otros silicatos (olivinos, anfíboles o piroxenos) y apatito. El contenido de K por otro lado, tendría relación con la presencia de filosilicatos (flogopita y otras

micas). Valores reportados de Cu y Mo (Figura 30 y Figura 31) se pueden asociar a los sulfuros de Cu presentes (calcopirita, calcosina, covelina, tetraedrita y enargita), mientras que el Mn a presencia de minerales como carbonatos y espinelas. Como se mencionó previamente, el Cr detectado (Figura 31) debería tener un comportamiento geoquímico afín con Ti o Mn ( $\text{Cr}^{2+}$ ), o con P ( $\text{Cr}^{6+}$ ), lo que explicaría su predominancia en las muestras Tailing PAL y FOS.

Según el Test ABA (Tabla 6), ambas muestras presentan un potencial bajo a nulo de generación de drenaje ácido. Un tailing de este tipo no representa un riesgo de generación de drenaje ácido, gracias a la alta presencia de carbonatos o bien, gracias al contenido mínimo de minerales sulfurados y su ocurrencia como micro-inclusiones dentro de otros cristales.

## 5.2 Protocolo de Caracterización para Predicción de Drenaje Ácido en Depósitos de Relaves Mineros

Incorporando toda esta información, e intentando otorgar un enfoque global que pueda ser aplicado a cualquier contexto geo-minero-metalúrgico, se propone un protocolo para caracterización de muestras de relaves mineros que consta de cinco etapas principales:

**1. Obtención de muestras:** El muestreo debe ser suficientemente representativo del relave a estudiar, abarcando incluso distintos niveles si hubiera variabilidad composicional espacial en el depósito. En ese sentido, sería ideal obtener más de una muestra en cada caso estudiado, para poder realizar análisis comparativos y comprobar resultados. En esta etapa inicial de trabajo se debe además identificar el contexto geo-minero-metalúrgico del relave, mediante estudios de campo y/o revisiones bibliográficas.

**2. Primera Fase de análisis:** Corresponde a la caracterización mineralógica-textural de muestras. Durante esta fase se deben preparar las muestras en forma de secciones pulidas. Para ello es importante no utilizar técnicas que impliquen el uso de temperatura elevada (pues ello puede llegar a alterar la mineralogía), ni aplicar técnicas de molienda para homogeneizar granulometría, ya que se alteraría la textura original.

Mediante el estudio por microscopía óptica de luz reflejada se deberán identificar los tipos de sulfuros presentes, pues ellos serán los minerales críticos en términos de generación de acidez. Se debe determinar su granulometría media y relación con otros minerales presentes, verificando si los cristales se encuentran en contacto con otros minerales (Figura 32 A), incluidos dentro de otro mineral (Figura 32 B) o libres (Figura 32 C). Se debe definir con qué tipo de minerales se asocian los sulfuros, indicando si corresponden a otros sulfuros o a algún mineral de otro tipo, que pudiese actuar como barrera o mitigador.

Se deben identificar texturas que podrían favorecer la rapidez con la que se genera un drenaje ácido, tales como cristales muy corroídos o fracturados, presencia de golfos de corrosión, texturas primarias como pirita framboidal, etc. En la Figura 32 las imágenes D a E corresponden a ejemplos de ello. Mediante el uso de microscopía electrónica será posible caracterizar los minerales transparentes de la muestra, dentro de los cuales se deberán identificar sobre todo aquellos con alto potencial de neutralización y su distribución, abundancia y relaciones de contacto respecto a los minerales sulfurados.

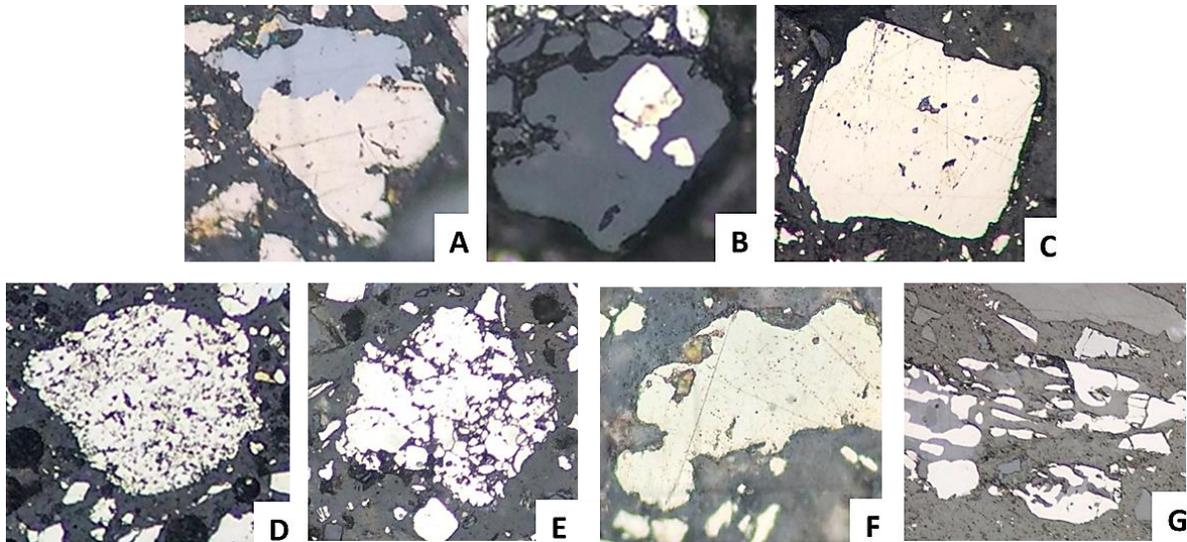


Figura 32: Ejemplos de distintos tipos de texturas a identificar en sulfuros de muestras de relaves.

**3. Segunda Fase de análisis:** Incluye la realización de otras pruebas de laboratorio y la aplicación de test predictivos clásicos de DAM. Análisis como difracción de rayos X u otras similares permitirán corroborar los resultados de mineralogía obtenidos en la primera fase de análisis y obtener abundancias relativas o absolutas. Por otro lado, análisis como la fluorescencia de rayos X o ICP-ES/MS, serán útiles para detectar y cuantificar elementos químicos potencialmente tóxicos, que puedan llegar a formar parte de las soluciones ácidas. Se sugiere la aplicación de otras técnicas si fuera posible o necesario, tales como análisis de imágenes o Qemscan.

En esta fase se busca además clasificar las muestras según los test típicamente usados en la industria minera para predecir la ocurrencia de DAM. Lo que se espera con ello es obtener un parámetro de comparación químico, que ayude a discriminar las muestras y clasificarlas de la manera más precisa posible, considerando tanto esta información, como la obtenida en los otros estudios.

Para la obtención del valor de S contenido en las muestras (requerido para pruebas como el Test ABA), los resultados de un análisis de ICP-ES/MS son más confiables que los obtenidos mediante un instrumento portable de rayos X (al involucrar una digestión completa de muestras y una medición de mucha mayor precisión). Sin embargo, para este tipo de clasificación (cualitativa), un valor obtenido mediante XRF-portable es suficiente.

**4. Estudio de datos y clasificación de muestras:** En esta etapa se deben identificar los principales factores de riesgo asociados a cada muestra, que van a depender del tipo de relave y su contexto. Para ello se debe correlacionar toda la información previamente obtenida, conciliando resultados y realizando una clasificación de muestras en base a las principales características observadas (mineralogías, texturas, asociaciones predominantes, etc.).

**5. Asignación de potencial de generación de DAM:** Para el presente trabajo se han propuesto tres categorías de riesgo, caracterizadas por los elementos que se resumen en la Tabla 7.

Tabla 7: Asignación de potencial de generación de acidez para muestras de relaves mineros, teniendo como referencia las muestras analizadas en el presente trabajo.

	Alto potencial de generación de acidez	Potencial medio a bajo de generación de acidez	Potencial bajo a nulo de generación de acidez
<b>Mineralogía predominante</b>	Sulfuros	Asociaciones de silicatos, óxidos o hidróxidos	Carbonatos Asociaciones de silicatos, óxidos o hidróxidos
<b>Modo de ocurrencia de sulfuros</b>	Mineral primario	Mineral secundario	Mineral secundario o traza (cuando la mineralogía primaria sean carbonatos) Mineral traza (cuando la mineralogía primaria sean silicatos, óxidos o hidróxidos)
<b>Ocurrencia de minerales críticos</b>	Cristales libres y/o con texturas que expongan altas áreas superficiales Granulometría promedio muy fina (<50 µm)	Cristales libres, con o sin texturas que expongan altas áreas superficiales Granulometría promedio fina a muy fina (<100 µm)	Cristales incluidos, en contacto o acompañados por otros minerales, sin texturas que expongan altas áreas superficiales Granulometría promedio media a fina (<1mm)
<b>Abundancias relativas entre asociaciones minerales relevantes</b>	Sulfuros > Asociaciones de silicatos, óxidos o hidróxidos Sulfuros ≥ ó ≤ Asociaciones de silicatos, óxidos o hidróxidos	Sulfuros < Asociaciones de silicatos, óxidos o hidróxidos	Sulfuros < Carbonatos Sulfuros << Asociaciones de silicatos, óxidos o hidróxidos

En la Figura 33 se presenta a modo de síntesis un diagrama esquemático del flujo de trabajo a seguir para aplicar el protocolo recién descrito.

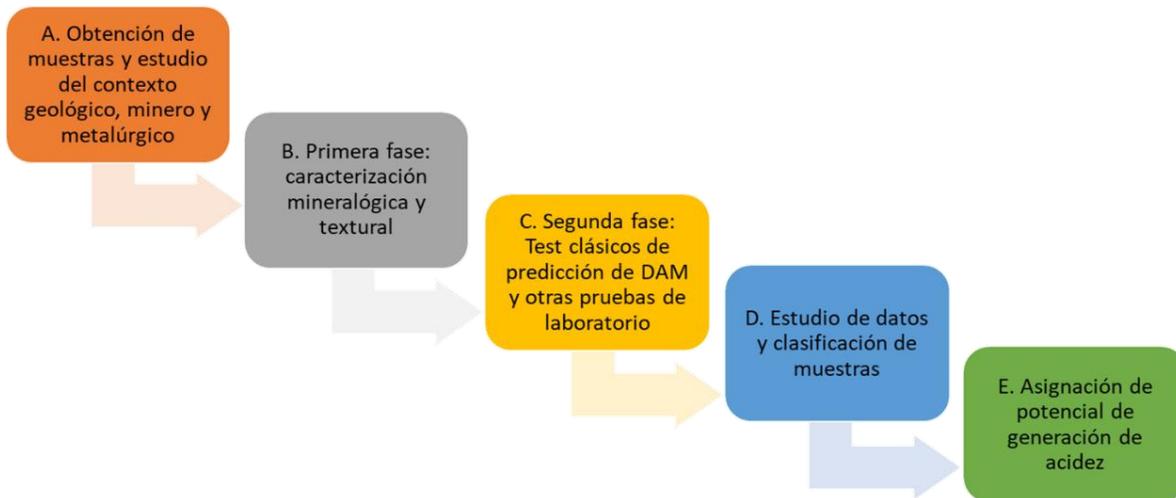


Figura 33: Diagrama de flujo esquemático para aplicación del protocolo de caracterización para muestras de relaves.

### 5.3 Limitaciones del presente trabajo y sugerencias

La clasificación de muestras propuesta en la Tabla 7 tiene su fundamento en la información recopilada mediante el análisis de las ocho muestras que conforman el presente estudio, siendo esa su principal limitación. En caso de aplicarse un protocolo de este tipo a algún tipo de

muestra compuesta por otros rasgos químicos, mineralógicos o texturales, se deben ajustar los límites de clasificación según sea requerido. Lo que pretende el presente trabajo es generar una guía que ejemplifique cuáles son los principales elementos a identificar al momento de caracterizar una muestra de relave y proponer cuáles serían los principales factores de riesgo.

Dentro de las muestras analizadas se encuentra una muestra de residuos de lixiviación (Cola 25) y otra de cenizas de tostación (ACL-49), por lo que es posible sugerir que un protocolo de este tipo podría ser aplicable a distintos tipos de residuos mineros compuestos de material particulado (no solamente relaves derivados de flotación).

Los resultados de los análisis químicos predictivos utilizados se restringen en este caso al test ABA modificado, que fue seleccionado debido a su popularidad en la industria minera y sus condiciones sencillas de realización en laboratorio. Se sugiere la realización de otros tipos de pruebas químicas (ya sean estáticas, cinéticas, confirmativas o de otra naturaleza), para disponer de más datos para complementar el estudio comparativo entre distintos métodos predictivos de DAM.

#### 5.4 Evaluación de riesgo ambiental para depósitos de relaves: Proyección a futuro

El desarrollo del presente trabajo tiene su origen dentro de un proyecto mayor que busca crear una metodología integral para evaluación de riesgo ambiental en depósitos de relaves mineros en el mundo. Esta metodología considera distintas etapas sucesivas de análisis, con distintos niveles de información asociados, que permiten ir definiendo con distinto grado de certeza el riesgo ambiental existente. Los primeros 3 niveles permiten estimar riesgos “potenciales”, y no será sino hasta alcanzar el cuarto nivel que será posible conseguir una estimación del riesgo ambiental “real”.

El protocolo descrito en el capítulo 5.2 abarca los niveles 1 y 2 de información, consistentes en la fase de caracterización de muestras. Se pretende a futuro seguir avanzando en la investigación, hasta completar los niveles 3 y 4 de información y proponer una metodología más amplia y completa aún. La Figura 34 muestra un esquema con la propuesta global para evaluación ambiental en depósitos de relaves mineros. A continuación de dicha figura se detalla brevemente qué factores se deben analizar en cada nivel de información definido.

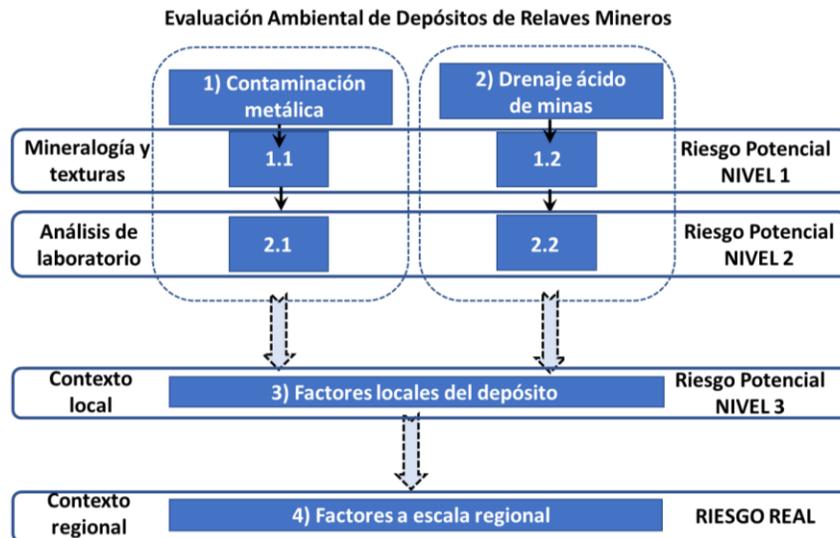


Figura 34: Propuesta global para evaluación ambiental en depósitos de relaves mineros.

- **Nivel 1 de información:** Primera estimación de riesgo potencial, considerando mineralogía y texturas de muestras.

→ 1.1 Contaminación metálica: Probabilidad de existencia de contaminantes según mineralogía de riesgo identificada.

→ 1.2 Generación de drenaje ácido de minas: Determinación de factores de riesgo a micro escala.

- **Nivel 2 de información:** Estimación de riesgo potencial, considerando técnicas de laboratorio. Se busca conseguir una clasificación de muestras según potencial de generación de DAM integrando información de niveles 1 y 2.

→ 2.1 Contaminación metálica: Estimación de abundancias químicas y/o mineralógicas.

→ 2.2 Generación de drenaje ácido de minas: Test predictivos de laboratorio (ABA, NAG, etc.).

- **Nivel 3 de información:** Considera factores a escala local del depósito. Entre ellos estarían homogeneidad del relave (presencia de estratificaciones, variabilidad de componentes en el tiempo, etc.), flujos del agua (conductividad hidráulica en distintos niveles), geometría del relave, ingeniería civil de contención (calidad de aislamiento y estabilidad física), recirculación a pie del relave, etc.
- **Nivel 4 de información:** Considera factores a escala regional del depósito. Entre ellos climatología, hidrología de cuencas, transporte de sedimentos, estacionalidad, etc.

## 6. Conclusiones

La posibilidad de que se genere drenaje ácido en depósitos donde se almacenan residuos mineros constituye una problemática ambiental constante. En este contexto, el monitoreo de depósitos de relaves requiere de protocolos actualizados que permitan predecir la generación de DAM de forma precisa. Actualmente, los estándares de monitoreo de este tipo incluyen la realización de pruebas químicas de laboratorio, que no suelen distinguir entre diferencias mineralógicas y/o texturales de muestras, y a menudo dan lugar a sub- o sobre-estimaciones del potencial de generación de acidez. Según esto, se ha propuesto un protocolo de caracterización para relaves, que puede ser aplicado a distintos contextos geo-minero-metalúrgicos para predecir estos procesos de manera más confiable, al integrar distintas metodologías y enfoques de análisis.

Según el trabajo realizado, las principales conclusiones obtenidas son:

- La interpretación de los valores obtenidos al aplicar un test predictivo clásico (como el test ABA), requiere la consideración de las composiciones mineralógicas de las muestras estudiadas, ya que diferentes asociaciones minerales pueden neutralizar o generar acidez a diferentes velocidades y en diferentes rangos de pH, según sea el caso.
- Los principales elementos que van a permitir definir el potencial de generación de acidez en una muestra de relave son: tipo de sulfuros, abundancia relativa en la muestra, granulometría media y relaciones texturales entre sulfuros y otros minerales. Teniendo en consideración esos parámetros, desde un punto de vista mineralógico y textural, fue posible clasificar las muestras analizadas en tres grupos: muestras que expuestas a la interacción con el medio ambiente generarán drenaje ácido (Cola 25, Relave 2, AEL-33 y Tailing CM), muestras que no deberían generar drenaje ácido (ACL-49 y Tailing CAU) y muestras neutralizadoras de acidez (Tailing PAL y Tailing FOS).
- Una caracterización mineralógica y textural detallada de muestras de relaves, puede aportar una aproximación inicial lo suficientemente completa como para definir un nivel de riesgo potencial inicial de generación de DAM. El definir protocolos estandarizados que incluyan este tipo de análisis, permitirá que ellos sean realizados de manera sistemática en cualquier estudio de monitoreo de riesgo ambiental en relaves, y pueden permitir incluso abaratar costos, al constituir pruebas que son comparativamente más económicas que otras.
- La correlación entre información mineralógica, textural, química y pruebas predictivas de laboratorio, permite asignar un potencial de generación de DAM con mucha mayor certeza que si se estima solamente en base a las pruebas químicas tradicionales. La aplicación de un enfoque predictivo más completo, que incluya todos este tipo de estudios en conjunto, permitirá una predicción mucho más certera del comportamiento de un depósito de relaves en el tiempo.

## 7. Referencias

- Álvarez-Valero, A.M., Sáez, R., Pérez-López, R., Delgado, J., Nieto, J.M. 2009. *Evaluation of heavy metal bio-availability from Almagrera pyrite-rich tailings dam (Iberian Pyrite Belt, SW Spain) based on a sequential extraction procedure*. Journal of Geochemical Exploration, v. 102, p. 87-94, doi: 10.1016/j.gexplo.2009.02.005.
- Bahamondes, C. 2012. *Importancia de la actividad microbiológica en la predicción del drenaje ácido de minas*. Memoria para optar al título profesional de Bioquímica, Facultad de Ciencias Químicas y Farmacéuticas, Departamento de Bioquímica y Biología Molecular, Universidad de Chile.
- Baquero, J.C. 2018. *Proyecto minero Cobre Las Cruces: de sulfuros secundarios a primarios*. Presentación Master en Geología y Gestión Ambiental de Recursos Minerales, Curso trabajos sobre el terreno en proyectos mineros y ambientales.
- Bayliss, P. 1989. *Crystal chemistry and crystallography of some minerals within the pyrite group*. American Mineralogist, v. 74, p.1168-1176.
- Bernal, J.P. and Railsback, L.B. 2008. *An introduction to the Periodic Table of the Elements and their ions for the Earth Sciences*. Revista Mexicana de Ciencias Geológicas, v.25, núm. 2.
- Brzovic, A. y Villaescusa, E. 2007. *Rock mass characterization and assessment of block-forming geological discontinuities during caving of primary copper ore at the El Teniente mine, Chile*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, v. 44, p. 565–583.
- Camus, F. 2003. *Geología de los sistemas porfíricos en los Andes de Chile*. Reportes Servicio Nacional de Geología y Minería, Santiago de Chile.
- Chandra, A.P. y Gerson, A.R. 2010. *The mechanisms of pyrite oxidation and leaching: A fundamental perspective*. Surface Science Reports, v. 65 (9), p. 293-315.
- Dold, B. y Fontboté, L. 2001. *Element cycling and secondary mineralogy in porphyry copper tailings as a function of climate, primary mineralogy and mineral processing*. Journal of Geochemical Exploration, v. 7, p. 43-55, 10.1016/S0375-6742(01)00174-1.
- Dold, B. y Weibel, L. 2013. *Biogeometallurgical pre-mining characterization of ore deposits: An approach to increase sustainability in the mining process*. Environmental Science and Pollution Research, v. 20 (11), doi: 10.1007/s11356-013-1681-2.
- Dold, B. 2017. *Acid rock drainage prediction: A critical review*. Journal of Geochemical Exploration, v. 172, p. 120–132, doi: 10.1016/j.gexplo.2016.09.014.
- Engels, J. 2006. *An expert management system for surface tailings storage*. PhD thesis, University of Leeds.
- Ferguson, K.D. y Erickson, P.M. 1987. *Will it generate AMD? An overview of methods to predict acid mine drainage*. Proceedings of 11<sup>th</sup> Annual British Columbia Mine Reclamation Symposium in Campbell River, Canada.

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

Foskor (Pty). 2017. *Foskor Integrated Report 2017*. Web oficial, última consulta Agosto de 2018, enlace: <http://www.foskor.co.za/SitePages/Documents/Annual%20Reports.aspx>

García De Miguel, J.M. 1990. *Mineralogía, paragénesis y sucesión de los sulfuros masivos de la Faja Pirítica en el suroeste de la Península Ibérica*. Bol. Geol. Min., v. 101, p. 73–105.

Gaudin, A.M. 1957. *Flotation*. Second ed., McGraw-Hill, New York.

Giesekke, E.W. and Harris, P.J. 1994. *The role of polyoxyethylene alkyl ethers in apatite flotation at Foskor, Phalaborwa (South Africa)*. Minerals Engineering, v. 7, n. 11, p. 1345-1361.

Jenkins, D., Johnson, D., Freeman, C. 2000. *Mynydd Parys Cu-Pb-Zn mines: mineralogy, microbiology and acid mine drainage*. Mineralogy Society, v. 9, p. 161-179.

Lawrence, R.W. y Scheske, M., 1997. *A method to calculate the neutralization potential of mining wastes*. Environmental Geology, v. 32, p. 100–106.

Leistel, J.M., Marcoux, E., Thieblemont, D., Quesada, C., Sánchez, A., Ruiz De Almodovar, G., Pascual, S., Sáez, R. 1998. *The volcanic hosted massive sulphide deposits of the Iberian Pyrite Belt*. Mineral Deposita, V. 33, p. 2-30.

Maksaev, V., Townley, B., Palacios, C., Camus, F. 2007. *Metallic ore deposits*. In: Moreno, T. and Gibbons, W., The Geology of Chile, The geological Society, London, p. 181-201.

Martín-Crespo, T., Gómez-Ortiz, D., Martín-Velázquez, S., Martínez-Pagán, P., De Ignacio, C., Lillo, J., Faz, A. 2018. *Geoenvironmental characterization of unstable abandoned mine tailings combining geophysical and geochemical methods (Cartagena-La Union district, Spain)*. Engineering Geology, v. 232, p. 135–146, doi: 10.1016/j.enggeo.2017.11.018.

Martínez, J., Hidalgo, M.C., Rey, J., Garrido, J., Kohfahl, C., Benavente, J., Rojas, D. 2016. *A multidisciplinary characterization of a tailings pond in the Linares-La Carolina mining district, Spain*. Journal of Geochemical Exploration, v. 162 (62–71), doi: 10.1016/j.gexplo.2015.12.013.

Merrill, J. 2018. *Unsupervised Classification method for RGB imagery*. Report for Ph.D. Preparation Project, University of Tasmania.

Milani, L., Bolhar, R., Freij, D., Harlov, D. E., Samuel, V. O. 2017. *Light rare earth element systematics as a tool for investigating the petrogenesis of phoscorite-carbonatite associations, as exemplified by the Phalaborwa Complex, South Africa*. Mineral Deposita, doi: 10.1007/s00126-016-0708-2.

Ministerio de Minería de Chile, 2018. *Historia de la minería en Chile*. Web oficial (sitio visitado 22 octubre 2018): <http://www.minmineria.gob.cl/%C2%BFque-es-la-mineria/historia-de-la-mineria-en-chile/>

Nocete, F., Sáez, R., Bayona, M.R., Nieto, J.M., Peramo, A., López, P., Gil-Ibarguchi, J.I., Inácio, N., García, S., Rodríguez, J. 2014. *Gold in the Southwest of the Iberian Peninsula during the 3rd Millennium BC*. Journal of Archaeological Science, v. 41, p. 691-704, doi: 10.1016/j.jas.2013.10.006.

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

Nordstrom, D. 2011. *Hydrogeochemical processes governing the origin, transport and fate of major and trace elements from mine wastes and mineralized rock to surface waters*. Applied Geochemistry, v. 26 (11), P. 1777-1791.

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

Palabora Mining Company. 2018. *About Palabora*. Web oficial, última consulta Agosto de 2018, enlace: <http://www.palabora.com/palabora.asp>.

Parbhakar, A.K., Edraki, M., Bradshaw, D., Walters, S. 2011. *Development of a textural index for the prediction of acid rock drainage*. Minerals Engineering, v. 24, p. 1277–1287, doi: 10.1016/j.mineng.2011.04.019.

Reed, M. H. 1997. *Hydrothermal Mineral Deposits: What we do and don't know*. Chapter 1. In: Geochemistry of hydrothermal ore deposit. Third Edition. Ed. H. L. Barnes. 303- 358.

Rickard, D. 2015. *Pyrite: A Natural History of Fool's Gold*. Oxford University Press, 297 pp.

Sandoval, G. y Montes, G. 2012. *Errors in the estimation of size-by-liberation flotation rate constants*. Minerals Engineering, v. 27–28, doi:10.1016/j.mineng.2011.11.004.

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

Siivola, J. and Schmid, R. 2007. *List of mineral abbreviations*. Recommendations by the IUGS Subcommittee on the Systematics of Metamorphic Rocks: web version.

Sobek, A.A., Schuller, W.A., Freeman, J.R., Smith, R.M. 1978. *Field and laboratory methods applicable to overburdens and minesoils*. EPA-600/2-78-054. U.S. Gov. Print. Office, Washington, DC.

Spieß, F. 2017. *Distribución y ocurrencia de mercurio en el yacimiento de tipo pórfido cobre-molibdeno Río Blanco, Región de Valparaíso, Chile*. Memoria para optar al título de Geólogo, Departamento de Geología, Universidad de Chile.

Tornos, F. 2008. *La geología y Metalogenia de la Faja Pirítica Ibérica*. Revista de la Sociedad Española de Mineralogía, V.10, p. 13-23.

Usher, B.H., Cruywagen, L-M., de Necker, E., Hodgson, F.D.I. 2003. *On-site and Laboratory Investigations of Spoil in Opencast Collieries and the Development of Acid-Base Accounting Procedures*. Report to the Water Research Commission, Institute for Groundwater Studies, University of the Free State, WRC Report No. 1055/1/03, ISBN 1-77005-053-1.

Wagstaff, K., Cardie, C., Rogers, S., Schroedl, S. 2001. *Constrained K-means Clustering with Background Knowledge*. Proceedings of the Eighteenth International Conference on Machine Learning, 2001, p. 577-584.

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

Wills, B.A. y Napier-Munn, T.J. 2006. *Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral recovery*. Seventh ed., Elsevier, Great Britain, p. 71–75.

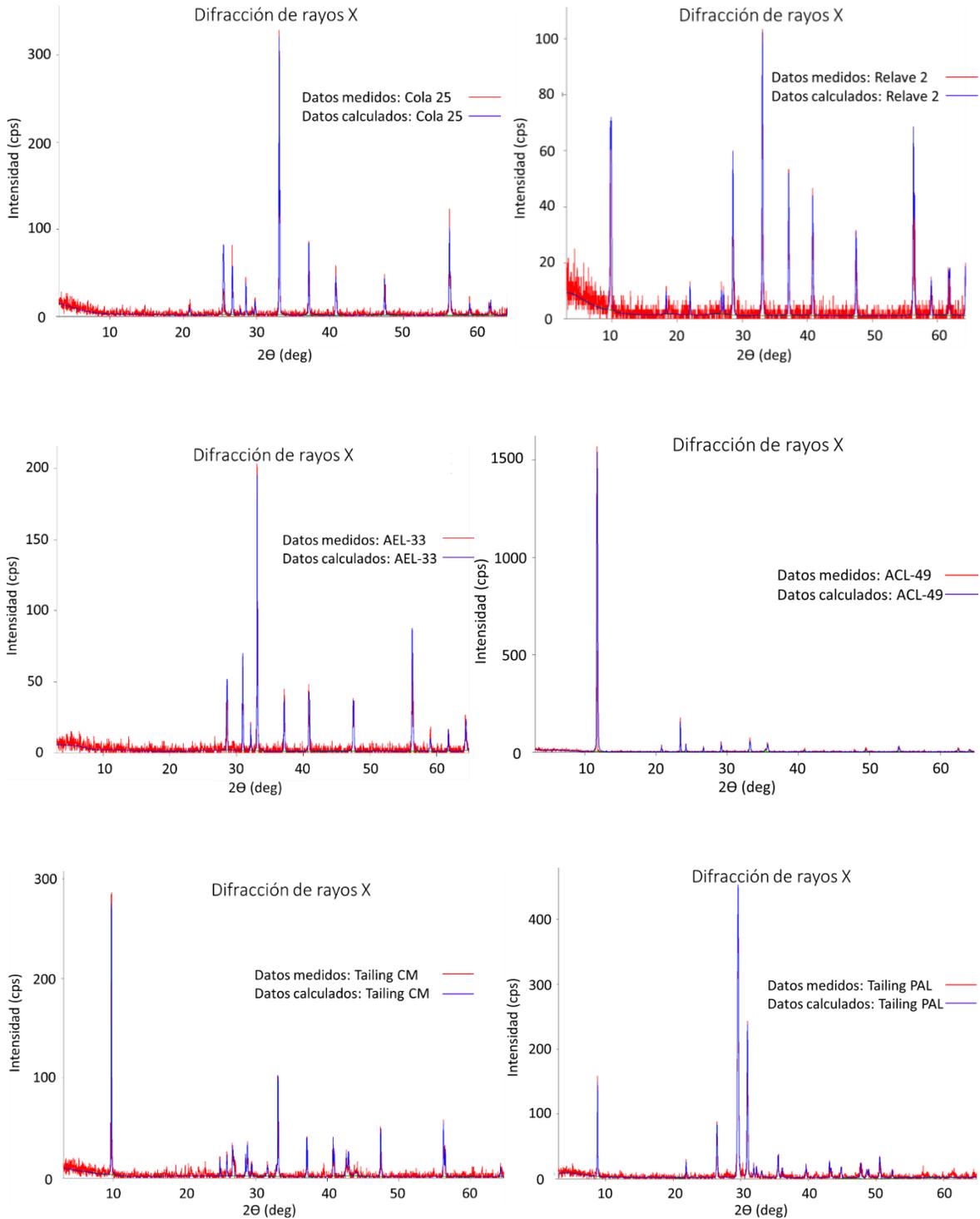
Yesares, L., Sáez, R., Nieto, J.M., Ruiz De Almodovar, G., Gómez, C., Escobar, J.M. 2015. *The Las Cruces deposit, Iberian Pyrite Belt, Spain*. Ore Geology Reviews, V.66, p. 25–46, doi: 10.1016/j.oregeorev.2014.10.019.

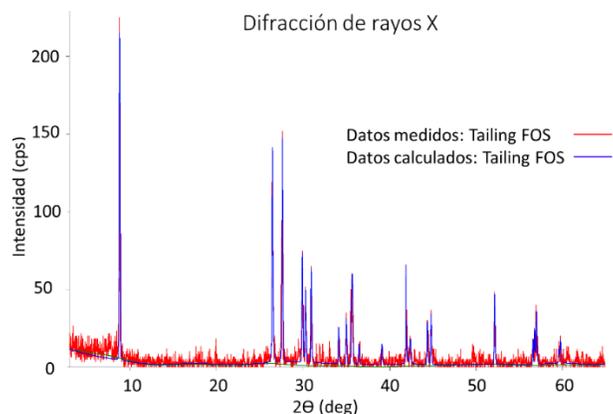
Yurkevich, N., Bortnikova, S., Olenchenko, V., Abrosimova, N., Saeva, O., Karin, Y. 2017. *Study of water-rock interaction in sulfide mining tailings using geochemical and geoelectrical methods*. Procedia Earth and Planetary Science, v.17, p. 112-115, doi: 10.1016/j.proeps.2016.12.019.

# ANEXO

## (A). Datos de difracción de rayos X.

- Difractogramas:





- Estadísticos del modelamiento de datos XRD para obtener mineralogías y abundancias relativas: El desarrollador del software indica que los estadísticos del modelo aplicado deben cumplir que “S” sea menor a 2 y que  $\chi^2$  (chi<sup>2</sup>) sea lo más parecido a 1 posible.

Muestra	S	$\chi^2$
Cola 25	1.02	1.04
Relave 2	0.87	0.75
AEL-33	0.90	0.81
ACL-49	1.42	1.89
Tailing CM	1.12	1.24
Tailing PAL	1.29	1.65
Tailing FOS	1.15	1.33

- Listas de peaks detectados mediante Difracción de Rayos X:

### Peak list Cola 25

No.	2-theta(deg)	d(ang.)	Height(cps)	FWHM(deg)	Int. I(cps deg)	Int. W(deg)	Asym. factor
1	20.87(5)	4.253(9)	9(4)	0.20(4)	1.9(4)	0.23(15)	1.2(11)
2	25.4403	3.49835	22.0325	0.111543	4.43633	0.201354	1.07744
3	25.44(3)	3.498(4)	27(7)	0.14(3)	5.6(6)	0.21(7)	0.8(8)
4	25.4852	3.49229	22.5094	0.111543	3.69703	0.164244	1.07744
5	25.5237	3.48712	16.0592	0.111543	3.78751	0.235847	1.07744
6	26.679(5)	3.3387(6)	56(10)	0.112(11)	7.0(7)	0.13(3)	0.8(4)
7	27.8189	3.2044	1.49747	0.111543	1.02882	0.687039	1.07744
8	28.532(7)	3.1259(8)	37(8)	0.105(10)	4.4(4)	0.12(4)	0.70(16)
9	29.4288	3.03267	2.85875	0.111543	0.801143	0.280243	1.07744
10	29.77(5)	2.999(4)	10(4)	0.12(5)	1.4(4)	0.15(10)	0.7(13)
11	29.813	2.99445	6.61444	0.111543	1.21862	0.184237	1.07744
12	33.057(6)	2.7076(5)	320(23)	0.067(5)	29(2)	0.090(13)	1.6(7)
13	33.145(4)	2.7007(4)	175(17)	0.040(9)	9.5(17)	0.054(15)	1.6(7)
14	37.093(9)	2.4217(6)	87(12)	0.079(14)	11.0(10)	0.13(3)	1.3(4)
15	40.764(5)	2.2118(3)	44(9)	0.171(12)	8.4(6)	0.19(5)	0.50(16)
16	47.434(14)	1.9151(5)	43(8)	0.10(2)	6.8(7)	0.16(5)	1.2(7)
17	56.286(11)	1.6331(3)	100(13)	0.103(17)	18.0(11)	0.18(3)	1.1(5)
18	56.4389	1.62906	3.65546	0.111543	3.25099	0.889351	1.07744

19	59.0256	1.56369	28.4811	0.111543	2.2102	0.077602	1.07744
20	61.6881	1.50243	2.86326	0.111543	1.06984	0.373645	1.07744
21	61.83(3)	1.4992(7)	5(3)	0.34(9)	2.5(5)	0.5(4)	2(3)
22	61.9154	1.49746	6.06345	0.111543	1.55686	0.256761	1.07744
23	61.9159	1.49745	1.47034	0.111543	0.605798	0.412012	1.07744
24	64.2812	1.44794	1.03302	0.111543	0.839056	0.812233	1.07744
25	64.282(11)	1.4479(2)	15(5)	0.22(4)	4.3(5)	0.29(13)	0.5(4)
26	64.513	1.44329	1.61779	0.111543	1.05002	0.649045	1.07744

### Peak List Relave 2

No.	2-theta(deg)	d(ang.)	Height(cps)	FWHM(deg)	Int. I(cps deg)	Int. W(deg)	Asym. factor
1	9.74518	9.06873	490.571	0.135998	10.7422	0.021897	0.8308
2	18.313	4.84065	6.22874	0.135998	1.38465	0.222301	0.8308
3	21.9788	4.04087	14.6138	0.135998	1.81193	0.123988	0.8308
4	26.8072	3.323	1.84554	0.135998	1.45457	0.788153	0.8308
5	27.1207	3.28528	7.00331	0.135998	1.31549	0.187839	0.8308
6	28.5761	3.12119	445.193	0.135998	9.97445	0.022405	0.8308
7	33.0995	2.70426	200.562	0.135998	17.206	0.085789	0.8308
8	37.1464	2.4184	72.8487	0.135998	8.68895	0.119274	0.8308
9	40.8311	2.20826	36.6209	0.135998	7.35223	0.200766	0.8308
10	47.4969	1.91273	24.9266	0.135998	5.08263	0.203903	0.8308
11	56.3203	1.63221	235.233	0.135998	11.1145	0.047249	0.8308
12	56.4967	1.62753	23.7005	0.135998	6.68952	0.282252	0.8308
13	59.0703	1.56261	8.56614	0.135998	2.12097	0.247599	0.8308
14	61.7557	1.50095	17.8586	0.135998	2.53666	0.142041	0.8308
15	61.8918	1.49797	6.63222	0.135998	1.32962	0.200479	0.8308
16	61.9356	1.49702	5.71358	0.135998	1.56912	0.274629	0.8308
17	64.3383	1.44679	21.1301	0.135998	3.01754	0.142807	0.8308

### Peak list AEL-33

No.	2-theta(deg)	d(ang.)	Height(cps)	FWHM(deg)	Int. I(cps deg)	Int. W(deg)	Asym. factor
1	28.614(13)	3.1171(14)	38(8)	0.119(10)	4.9(4)	0.13(4)	1.8(7)
2	30.910(5)	2.8906(5)	48(9)	0.136(8)	7.0(5)	0.15(4)	0.54(8)
3	30.915	2.89018	10.6148	0.134435	3.52935	0.332492	0.765597
4	32.125(7)	2.7840(6)	19(6)	0.06(3)	1.9(3)	0.10(5)	1.0(17)
5	33.095(8)	2.7046(6)	204(18)	0.061(11)	20.0(17)	0.098(17)	1.3(6)
6	37.139(6)	2.4189(4)	36(8)	0.154(13)	6.5(5)	0.18(5)	0.8(3)
7	40.806(16)	2.2096(8)	32(7)	0.134(13)	4.8(5)	0.15(5)	0.6(3)
8	40.9188	2.20373	31.8663	0.134435	5.04087	0.158188	0.765597
9	47.467(7)	1.9139(3)	29(7)	0.181(15)	6.1(5)	0.21(7)	0.5(2)
10	56.323(10)	1.6321(3)	65(10)	0.119(12)	11.4(9)	0.18(4)	1.6(4)
11	59.013(13)	1.5640(3)	9(4)	0.17(5)	2.2(3)	0.25(15)	0.5(8)
12	61.73(2)	1.5015(5)	15(5)	0.08(3)	1.9(3)	0.12(6)	1.2(17)
13	64.318(10)	1.4472(2)	14(5)	0.24(3)	4.1(4)	0.30(14)	0.5(3)
14	64.401	1.44553	5.50736	0.134435	1.94664	0.353461	0.765597

### Peak list ACL-49

No.	2-theta(deg)	d(ang.)	Height(cps)	FWHM(deg)	Int. I(cps deg)	Int. W(deg)	Asym. factor
1	11.7459	7.52813	130681	0.156453	281.633	0.002155	0.763425
2	20.778(7)	4.2716(14)	24(6)	0.124(17)	3.3(4)	0.14(6)	0.9(6)
3	23.4271	3.79424	5.2587	0.156453	3.51779	0.668945	0.763425

4	23.429(3)	3.7939(4)	138(15)	0.085(6)	12.9(9)	0.094(17)	0.8(2)
5	24.201(4)	3.6746(7)	38(8)	0.071(18)	4.5(4)	0.12(3)	0.6(6)
6	26.689(6)	3.3375(7)	22(6)	0.108(14)	2.5(4)	0.11(5)	0.9(6)
7	29.143(16)	3.0617(17)	36(8)	0.123(16)	5.3(5)	0.15(5)	0.7(4)
8	33.225(8)	2.6943(6)	54(9)	0.184(10)	10.8(6)	0.20(5)	0.95(13)
9	35.4173	2.53241	2.56309	0.156453	2.19959	0.858179	0.739179
10	35.691(9)	2.5136(6)	39(8)	0.19(2)	10.4(8)	0.26(7)	0.9(6)
11	40.883(18)	2.2056(9)	7(4)	0.21(5)	1.7(4)	0.23(17)	0.7(8)
12	49.60(6)	1.8364(19)	12(4)	0.27(5)	3.7(5)	0.32(17)	2(2)
13	54.123(16)	1.6932(5)	29(7)	0.16(2)	6.7(6)	0.23(7)	0.7(3)
14	62.460(13)	1.4857(3)	15(5)	0.25(6)	5.9(5)	0.40(17)	0.7(6)
15	64.028(15)	1.4531(3)	10(4)	0.30(4)	3.3(5)	0.33(18)	0.5(3)

### Peak list CM

No.	2-theta(deg)	d(ang.)	Height(cps)	FWHM(deg)	Int. I(cps deg)	Int. W(deg)	Asym. factor
1	9.70712	9.10419	3462.14	0.0712217	21.5759	0.006232	0.670703
2	9.70918	9.10227	19.3077	0.0712217	6.35968	0.329386	0.670703
3	24.93(2)	3.569(3)	17(5)	0.07(2)	1.4(3)	0.08(5)	0.7(9)
4	25.91(2)	3.436(3)	21(6)	0.12(2)	3.0(4)	0.14(6)	0.7(5)
5	26.7217	3.33343	7.88617	0.0712217	1.99456	0.252919	0.670703
6	26.795(19)	3.324(2)	20(6)	0.21(4)	5.2(7)	0.26(11)	0.5(5)
7	28.544(5)	3.1246(6)	25(6)	0.03(2)	1.4(3)	0.06(3)	1(5)
8	28.803(9)	3.0971(9)	33(7)	0.10(2)	5.3(6)	0.16(5)	0.5(4)
9	29.4174	3.03381	4.70425	0.10471	1.88239	0.400146	0.670703
10	31.581(13)	2.8307(11)	11(4)	0.14(2)	2.2(3)	0.19(10)	0.6(2)
11	32.86(2)	2.7238(17)	10(4)	0.11(6)	1.7(7)	0.16(13)	1.2(3)
12	33.088(6)	2.7052(5)	105(13)	0.067(9)	10.8(10)	0.10(2)	1.2(3)
13	37.113(9)	2.4205(6)	41(8)	0.056(10)	3.0(4)	0.07(3)	1.5(10)
14	37.207(7)	2.4146(4)	32(7)	0.039(13)	1.7(3)	0.05(2)	1.5(10)
15	40.796(14)	2.2101(7)	39(8)	0.07(2)	4.4(6)	0.11(4)	0.6(6)
16	40.9787	2.20065	16.2277	0.10471	3.21093	0.197867	0.818001
17	42.656	2.11791	1.05271	0.10471	1.00127	0.951134	0.818001
18	42.67(4)	2.1172(18)	16(5)	0.22(5)	6.6(7)	0.40(17)	0.6(5)
19	42.9556	2.10384	27.5902	0.10471	2.51	0.090974	0.818001
20	43.0238	2.10066	2.57497	0.10471	1.57264	0.610740	0.670703
21	44.04(9)	2.055(4)	5(3)	0.39(9)	2.4(6)	0.5(4)	1.4(12)
22	47.461(10)	1.9141(4)	16(5)	0.18(2)	3.2(5)	0.20(9)	0.5(3)
23	47.496	1.91277	20.0716	0.10471	3.06425	0.152666	0.818001
24	47.5082	1.91231	6.8883	0.10471	1.75065	0.254149	0.818001
25	56.300(11)	1.6328(3)	53(9)	0.092(13)	7.7(7)	0.15(4)	0.8(3)
26	56.5536	1.62603	11.1534	0.10471	3.53254	0.316722	0.818001
27	64.31(4)	1.4474(9)	10(4)	0.10(4)	1.5(3)	0.15(9)	0.9(15)

### Peak list PAL

No.	2-theta(deg)	d(ang.)	Height(cps)	FWHM(deg)	Int. I(cps deg)	Int. W(deg)	Asym. factor
1	8.818(11)	10.020(12)	146(16)	0.082(9)	15.5(11)	0.106(19)	2.6(18)
2	21.8995	4.05532	8.94525	0.133584	3.81379	0.426348	0.707465
3	26.479	3.36343	12.5339	0.160582	15.2715	1.218417	0.836736
4	29.606(7)	3.0149(7)	451(27)	0.198(5)	100(2)	0.221(19)	1.24(14)
5	30.9812	2.88415	4776.49	0.160582	43.756	0.009161	0.836736
6	31.897(8)	2.8034(7)	20(6)	0.06(2)	2.1(4)	0.11(5)	0.5(11)
7	32.3178	2.76786	20.6056	0.160582	2.87393	0.139473	0.836736

8	33.0702	2.70658	5.35986	0.160582	1.69619	0.316461	0.836736
9	35.5252	2.52496	78.2809	0.160582	6.48393	0.082829	0.836736
10	36.1484	2.48285	8.00235	0.160582	2.87544	0.359324	0.836736
11	39.665(11)	2.2705(6)	18(5)	0.12(4)	3.3(5)	0.18(8)	0.7(10)
12	43.1214	2.09613	41.8523	0.160582	4.59699	0.109838	0.836736
13	43.354	2.08542	13.4701	0.160582	2.70341	0.200696	0.836736
14	44.832(10)	2.0200(4)	16(5)	0.16(3)	2.9(5)	0.18(9)	0.9(6)
15	47.7357	1.90372	17.1764	0.160582	4.10671	0.239091	0.836736
16	48.6386	1.87047	7.20229	0.160582	2.35039	0.326340	0.836736
17	48.9275	1.8601	11.351	0.160582	2.23227	0.196658	0.836736
18	50.5617	1.80375	121.46	0.160582	5.76159	0.047436	0.836736
19	50.6881	1.79954	2.18079	0.160582	1.46331	0.670998	0.836736
20	52.3946	1.74488	19.303	0.160582	2.29688	0.118991	0.836736

### Peak list FOS

No.	2-theta(deg)	d(ang.)	Height(cps)	FWHM(deg)	Int. I(cps deg)	Int. W(deg)	Asym. factor
1	8.79066	10.0512	316.196	0.133833	31.2793	0.098924	0.613066
2	26.460(3)	3.3658(4)	138(15)	0.120(9)	21.0(10)	0.15(2)	0.9(3)
3	27.5906	3.2304	154.178	0.133833	22.2893	0.144569	0.544314
4	29.9065	2.9853	112.484	0.133833	10.3807	0.092286	0.613066
5	30.284(7)	2.9490(7)	47(9)	0.117(16)	6.5(7)	0.14(4)	0.5(3)
6	30.9259	2.88918	83.1111	0.133833	8.92296	0.107362	0.613066
7	34.1081	2.62656	19.38	0.133833	3.5205	0.181656	0.613066
8	34.986	2.56263	12.5609	0.133833	4.3431	0.345763	0.613066
9	35.6039	2.51956	81.1741	0.133833	7.20503	0.088760	0.613066
10	35.7072	2.51251	28.8741	0.133833	5.53476	0.191686	0.613066
11	36.4677	2.46184	2.33383	0.133833	1.87208	0.802149	0.613066
12	39.1051	2.30166	12.8544	0.133833	1.88241	0.146441	0.613066
13	41.879(6)	2.1554(3)	64(10)	0.06(2)	6.5(8)	0.10(3)	0.5(9)
14	42.34(5)	2.133(2)	10(4)	0.13(4)	1.4(5)	0.14(10)	0.6(9)
15	42.4164	2.12932	8.13288	0.133833	1.3177	0.162021	0.613066
16	44.3551	2.04065	74.4152	0.133833	3.98589	0.053563	0.613066
17	44.7818	2.02219	38.8593	0.133833	4.7757	0.122897	0.613066
18	52.1256	1.75325	192.873	0.133833	6.66383	0.034550	0.613066
19	56.608(6)	1.62460(16)	16(5)	0.091(18)	1.6(4)	0.10(5)	5(3)
20	56.7464	1.62096	47.2374	0.133833	3.29785	0.069815	0.613066
21	56.9729	1.61505	52.2355	0.133833	5.03646	0.096418	0.613066
22	59.57(4)	1.5507(9)	10(4)	0.14(5)	2.2(5)	0.24(15)	0.8(10)
23	59.7405	1.54667	9.06308	0.133833	1.73132	0.191029	0.613066

**(B) Datos obtenidos mediante fluorescencia portable de rayos X (valores en ppm).**

Muestra	Mo	Zr	Sr	U	Rb	Th	Pb	Au	Se	As	Hg
ACL-49	7.84	44.71	29.8	< LOD	17.86	< LOD	11188.8 3	< LOD	< LOD	13462.0 2	< LOD
AEL-33	13.95	< LOD	14.47	< LOD	< LOD	< LOD	8240.18	< LOD	33.42	6236.95	< LOD
Tailing CM	70.35	< LOD	879.53	< LOD	14.83	81.45	8403.85	31.66	26.72	1248.21	52.73
Tailing PAL	23.72	1255.01	3348.03	< LOD	22.41	57.36	15.22	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Tailing FOS	7.39	324.3	637.56	7.26	137.47	30.05	4.15	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Cola 25	18.74	23.17	21.34	< LOD	10.44	127.18	8130.54	< LOD	21.39	3014.07	< LOD
Relave 2	21.82	< LOD	7.77	< LOD	< LOD	43.3	2790.92	< LOD	22.17	2043.51	31.13
Muestra	Zn	W	Cu	Ni	Co	Fe	Mn	Cr	V	Ti	Sc
ACL-49	11536.54	< LOD	3473.09	< LOD	< LOD	1087933.6 3	15219.6 6	109.42	166.77	2937.57	< LOD
AEL-33	26789.48	< LOD	9664.33	< LOD	1344.0 1	712745	2207.24	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Tailing CM	1965.02	220	3388.2	801.86	< LOD	369666.84	2388.25	106.22	243.15	< LOD	< LOD
Tailing PAL	57.04	< LOD	772.58	84.54	< LOD	146194.88	1233.46	57.31	119	1750.32	483.4 8
Tailing FOS	54.4	48.23	183.4	58.18	< LOD	47174.27	581.89	168.2	71.34	2938.75	360.2 2
Cola 25	1312.62	< LOD	5151.54	< LOD	2362.8 8	471710.38	226.68	41.68	< LOD	880.63	< LOD
Relave 2	6182.05	< LOD	2312.1	< LOD	1676.2	640979.19	502.39	37.82	< LOD	< LOD	< LOD
Muestra	Ca	K	S	Ba	Cs	Te	Sb	Sn	Cd	Ag	Pd
ACL-49	23090.29	2093.77	16879.43	< LOD	< LOD	< LOD	275.96	195.19	< LOD	43.36	< LOD
AEL-33	5823.08	288.88	120221.3 5	1001.61	< LOD	< LOD	369.6	87.77	41.1	49.4	19.17
Tailing CM	< LOD	1014.66	85641.06	65366.3 9	< LOD	< LOD	254.53	< LOD	< LOD	66.5	< LOD
Tailing PAL	217185.06	3452.91	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Tailing FOS	85384.57	15630.3 2	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD	< LOD
Cola 25	15440.1	412.03	107609.1 8	157.41	< LOD	< LOD	194.36	127.32	< LOD	36.58	< LOD
Relave 2	754.94	252.83	121823.2 2	< LOD	< LOD	< LOD	144.81	70.07	< LOD	21.23	< LOD
Muestra	Mo Error	Zr Error	Sr Error	U Error	Rb Error	Th Error	Pb Error	Au Error	Se Error	As Error	Hg Error
ACL-49	4.3	6.52	4.2	12.95	5.63	41.08	118.46	42.4	18.35	127.43	29.72
AEL-33	4.3	7.38	3.46	11.87	6.82	35.56	102	33.76	11.16	97.68	32.79
Tailing CM	4.78	10.4	13.28	12.84	4.55	21.37	90.33	17.91	9.17	69.44	16.8
Tailing PAL	3.54	11.68	16.49	9.92	2.82	4.78	4.47	6.61	3.85	4.99	9.66
Tailing FOS	1.92	4.45	5.53	4.27	3.18	2.69	2.57	4.25	2.48	2.9	6.53
Cola 25	4.32	5.7	3.63	11.25	4.63	24.92	101.93	30.01	10.21	85.89	24.91
Relave 2	4.04	5.37	2.57	9.56	5.36	14.93	55.98	22.04	7.73	53.15	15.81
Muestra	Zn Error	W Error	Cu Error	Ni Error	Co Error	Fe Error	Mn Error	Cr Error	V Error	Ti Error	Sc Error

<b>ACL-49</b>	136.02	121.02	89.09	100.94	1286.0 2	2335.33	396.27	33.71	47.26	158.44	94.49
<b>AEL-33</b>	207.26	162.28	143.76	97.63	705.28	1894.15	214.9	32.9	38.02	107.9	42.78
<b>Tailing CM</b>	51.38	67.01	77.02	59.57	665.23	1196.78	180.37	32.69	125.88	632.27	40.48
<b>Tailing PAL</b>	8.65	41.15	25.65	24.63	269.31	487.16	77.22	12.67	20.81	75.24	86.77
<b>Tailing FOS</b>	5.93	19.33	11.91	16.12	117.65	211.45	42.79	15.03	22.75	89.13	65.11
<b>Cola 25</b>	49.62	97.38	106.42	83.63	583.25	1550.2	149.03	20.12	36.43	80.1	60.67
<b>Relave 2</b>	94.15	101.78	69.42	84.09	629.74	1687.25	161.64	22.19	30.83	78.82	26.13
<b>Muestra</b>	<b>Ca Error</b>	<b>K Error</b>	<b>S Error</b>	<b>Ba Error</b>	<b>Cs Error</b>	<b>Te Error</b>	<b>Sb Error</b>	<b>Sn Error</b>	<b>Cd Error</b>	<b>Ag Error</b>	<b>Pd Error</b>
<b>ACL-49</b>	485.44	273.39	1481.8	92	16.09	44.44	21.34	13.74	18.29	9.68	15.26
<b>AEL-33</b>	212.27	136.23	3029.26	79.02	18.02	50.15	24.33	12.42	14.35	10.58	11.32
<b>Tailing CM</b>	109.74	143.03	2288.91	339.72	21.21	53.6	23.41	17.77	21.12	12.89	18.52
<b>Tailing PAL</b>	698.67	197.64	437.97	62.2	10.15	28.13	14.53	8.73	11.3	7.49	9.15
<b>Tailing FOS</b>	516.88	327.44	372.33	50.21	8.63	23.89	12.32	7.27	9.52	6.41	7.77
<b>Cola 25</b>	316.14	139.26	2741.26	60.16	15.24	42.59	18.52	11.56	16.5	8.77	13.14
<b>Relave 2</b>	104.44	129.71	3055.28	95.66	16.32	46.31	18.99	11.15	18.48	8.79	14.77

**(C). Protocolo de medición de PN para Test ABA modificado, (Usher et al., 2003).**

1. En primer lugar se deben separar 1 a 2 gramos de muestra pulverizada (80% bajo malla 200, norma astm) que deben ser dispuestos sobre una lámina de papel de aluminio. Se deben verter algunas gotas de HCl al 25% sobre la muestra y observar el grado de reacción al contacto con el ácido o “*Fizz Rate*” (tasa de efervescencia), clasificando las muestras según su reacción haya sido nula (none), ligera (slight), moderada (moderate) o fuerte (strong).
2. Separar aproximadamente 2 gramos de muestra pulverizada y disponerlos en un recipiente adecuado (vaso de precipitado) adicionando 90 ml de agua destilada para formar una pulpa.
3. [t=0 horas] Al iniciar la prueba se debe añadir un volumen de HCl 1N al recipiente que contiene la pulpa con la muestra, según se indica en la Tabla 8 en función del *Fizz Rate* asignado en el primer paso. Ubicar el recipiente con la solución sobre un agitador magnético a temperatura ambiente y al pasar 2 horas (t=2 horas) adicionar nuevamente el volumen de HCl 1N indicado por la misma clasificación.

*Tabla 8: Volumen de HCl 1N a adicionar en t=0 horas y t=2 horas, según Fizz Rate asignado.*

Fizz Rating	Volumen de HCl 1N (ml) a adicionar	
	[t = 0 horas]	[t = 2 horas]
None	1	1
Slight	2	1
Moderate	2	2
Strong	3	2

4. Ubicar el recipiente con la solución sobre un agitador magnético a temperatura ambiente y dejar allí por 22 horas.
5. [t=22 horas] Medir el pH de la solución. Si es mayor a 2.5 adicionar nuevamente una cantidad controlada de HCl 1N hasta que el pH se estabilice en el rango entre 2.0 y 2.5. Si el pH medido está bajo 2.0, significa que se adicionó demasiado ácido en el paso 3, por lo que la prueba debe repetirse adicionando una menor cantidad inicial de HCl.
6. [t=24 horas] Adicionar a la solución resultante un volumen medido de agua destilada hasta completar 125 ml en total. Medir el pH procurando que se mantenga en el rango indicado previamente (2.0-2.5), mediante adición de una nueva cantidad controlada de HCl 1N en caso de ser necesario.
7. Se debe realizar una titulación de la solución obtenida mediante la adición de una cantidad controlada de NaOH 0,1N, midiendo el pH hasta alcanzar un valor aproximado de 8.3.
8. Calcular el potencial de neutralización (kg CaCO<sub>3</sub> eq/ton) según la fórmula dada:

$$NP = \frac{(N \times \text{vol (ml) de HCl}) - (N \times \text{vol (ml) de NaOH}) \times 50}{\text{Peso de la muestra (gr)}}$$