



UNIVERSIDAD
NACIONAL
DE COLOMBIA

ALTERNATIVA METALÚRGICA (SONOMETALURGIA) PARA LA SEPARACIÓN SELECTIVA DE MINERALES AURÍFEROS EN RELAVES MINEROS

Julián David Osorio Botero

Universidad Nacional de Colombia
Facultad de Minas, Departamento de materiales y minerales
Medellín, Colombia

2019



UNIVERSIDAD
NACIONAL
DE COLOMBIA

METALLURGICAL ALTERNATIVE (SONOMETALLURGY) FOR THE SELECTIVE SEPARATION OF GOLD MINERALS IN MINING TAILS

Julián David Osorio Botero

Universidad Nacional de Colombia
Facultad de Minas, Departamento de materiales y minerales
Medellín, Colombia
2019

ALTERNATIVA METALÚRGICA (SONOMETALURGIA) PARA LA SEPARACIÓN SELECTIVA DE MINERALES AURÍFEROS EN RELAVES MINEROS

Julián David Osorio Botero

Tesis o trabajo de investigación presentada(o) como requisito parcial para optar al título
de:

Magister en Ingeniería – Recursos Minerales

Director:

Ph.D. Oswaldo Bustamante Rúa

Línea de Investigación:

Beneficio de Minerales

Grupo de Investigación:

Instituto de Minerales CIMEX

Universidad Nacional de Colombia

Facultad de Minas, Departamento de Materiales y Minerales

Medellín, Colombia

2019

"Si por su propia experiencia descubre que algo es un hecho y contradice lo que alguna autoridad ha escrito, entonces debe abandonar la autoridad y basar su razonamiento en sus propios hallazgos".

- Leonardo da Vinci

Agradecimientos

Las vicisitudes de la vida expuestas ante la persona correcta son transformadas en un sendero hacia la superación personal, y es por esto, que las dificultades que acarreó la conclusión de este trabajo me han permitido sentir orgullo por las personas que hacen parte de mi círculo más cercano, porque ha sido por ellas que la perseverancia ha superado al fracaso y hoy puedo dar por terminado otro capítulo de mi vida. Mis padres Beatriz Botero y Rigoberto Osorio, quienes han sabido enseñarme el valor del esfuerzo y el trabajo, mi esposa Nataly Hoyos quién ha sabido brindarme su apoyo en los tiempos más difíciles de esta labor y quien me dio el valioso regalo de ser padre de Gabriel Osorio, el motor de mi vida, ¡gracias!, porque ustedes también han hecho parte de este trabajo y han aportado con su impecable labor.

Gracias al profesor Oswaldo Bustamante, quien supo transmitirme los fundamentos de la química y la física de los procesos metalúrgicos, pero más que eso, por sus enseñanzas sobre el valor de la amistad, el respeto y el buen quehacer de la investigación.

Gracias a mis hermanos y amigos porque junto a ellos he disfrutado de la vida y he podido superar las incidencias en el transcurso de mi formación profesional. A Pablo Bustamante, Alan Daza, Juan Guillermo Lacayo y Manuel Barro, con quienes me he formado como magister y quienes realizaron grandes aportes en la elaboración de mi trabajo de tesis.

A la Universidad Nacional de Colombia, quien me permitió la formación en sus aulas y me facilitó el crecimiento profesional y personal, y sobre todo, me acogió en su Instituto de Minerales CIMEX, el cual más que un Centro de Investigación de Metalurgia es el hogar de la ciencia y la investigación, es la casa donde se regresa a pedir consejos técnicos, donde se resuelven los problemas más complejos con un café y una buena tertulia.

Resumen

La influencia del ultrasonido en la cinética de las reacciones fisicoquímicas del proceso de flotación en relaves mineros auríferos con trazas de mercurio y cianuro han sido investigados, realizando una comparación con la teoría clásica de flotación espumante. Las cinéticas de flotación de los relaves estudiados con ultrasonido y sin ultrasonido fueron realizadas en celdas de 1 litro y con parámetros de operación establecidos por medio de ensayos de laboratorio en celda Hallimond, celda Denver convencional, ángulo de contacto y caracterización fisicoquímica. Para la prueba con ultrasonido se implementaron dos transductores piezoeléctricos en la parte lateral interna de la celda de flotación y se trabajó a una frecuencia de operación de 40 kHz, con una potencia de 50 W. Los resultados muestran que la implementación del ultrasonido mejora la recuperación de oro hasta en un 10% en contraste con la flotación convencional de relaves mineros y con una constante cinética de reacción hasta 41% superior a la presentada para las pruebas convencionales. Se aprecia en pruebas de ángulo de contacto y celda Hallimond, que la implementación de ultrasonido mejora la adsorción del colector sobre la superficie del sólido permitiendo un incremento porcentual en la recuperación. La selectividad del reactivo se ve beneficiada por la presencia de ultrasonido ya que se realiza una recuperación de sílice de hasta 4% inferior a la obtenida por el método clásico de flotación.

Palabras clave: Flotación espumante, ultrasonido, Celda Denver, Celda Hallimond, transductor piezoeléctrico, cinética de flotación, ángulo de contacto, Xantato Amílico de Potasio.

Abstract

The influence of ultrasound on the physicochemical reaction kinetics of the flotation process in gold mining tailings with traces of mercury and cyanide have been investigated, making a comparison with the classical theory of froth flotation. The flotation kinetics of the tailings studied with and without ultrasound were carried out in 1-liter cells with operating parameters established through laboratory tests in the Hallimond cell, conventional Denver cell, contact angle, and physicochemical characterization. For the ultrasonic test, two piezoelectric transducers were implanted in the lateral part of the flotation cell using an operating frequency of 40 kHz and a power of 50W. The results show that the use of ultrasound improves the recovery of gold by up to 10% in contrast with the conventional flotation of mine tailings, and with a constant reaction kinetics of up to 41% higher than that with classical tests. It can be seen in tests of contact angle and Hallimond cell that the implementation of ultrasound improves the adsorption of the collector on the solid surface increasing the percentage of recovery. The selectivity of the reagent benefited from the presence of an ultrasound, with an observed recovery of silica of up to 4% lower than that of a classical flotation method.

Keywords: Froth flotation, ultrasound, Denver cell, Hallimond cell, Piezoelectric transducer, Flotation kinetic, Contact angle, Potassium amyl xanthate.

Contenido

	Pág.
1. Estado del arte.....	5
1.1 Mena aurífera.....	5
1.2 Flotación espumante de minerales.....	7
1.2.1 Colectores.....	12
1.2.2 Adsorción del colector en el mineral de sulfuro.....	16
1.2.3 El pH en la flotación espumante.....	18
1.2.4 Cinética de la flotación espumante.....	21
1.3 Ultrasonido.....	23
1.3.1 Principios físicos del ultrasonido.....	25
1.3.2 Cavitación acústica.....	27
1.3.3 Transductores.....	31
2. Materiales y métodos.....	33
2.1 Muestra mineral.....	33
2.2 Caracterización.....	35
2.3 Reactivos químicos.....	36
2.4 Ángulo de contacto.....	37
2.5 Flotación espumante de minerales en celda Hallimond.....	37
2.6 Flotación espumante de minerales en celda Denver.....	39
2.7 Flotación espumante de minerales en celda Denver modificada.....	41
3. Resultados y discusión.....	43
3.1 Caracterización fisicoquímica de relaves minero – auríferos de pequeña minería 43	
3.1.1 Humedad y densidad.....	43
3.1.2 Análisis químico y medición de Au, Ag, Hg y CN.....	43
3.1.3 DRX, FRX, SEM y MOLPP.....	45
3.1.4 Análisis Granulométrico.....	47
3.2 Ángulo de contacto.....	47
3.3 Flotación espumante en celda Hallimond.....	50
3.4 Flotación espumante en celda Denver.....	51
3.5 Flotación espumante en celda Denver modificada.....	57
4. Conclusiones y recomendaciones.....	61
4.1 Conclusiones.....	61
4.2 Recomendaciones.....	63

Lista de figuras

	Pág.
Figura 1-1: Proceso de flotación en una celda con agitación mecánica (Wills & Finch, 2016).	9
Figura 1-2: Colector adsorbido sobre la superficie mineral con la cadena de hidrocarburos orientada hacia el seno del fluido.	13
Figura 1-3: Clasificación de los colectores según su aplicación y su ión (Wills & Finch, 2016).	14
Figura 1-4: Estructura del Etil-xantato y Dietil-xantato (Wills & Finch, 2016).....	15
Figura 1-5: Reacción de adsorción del colector en la superficie del sólido. a) Superficie hidratada, b) reacciones en la superficie, c) superficie “oxidada” (Wills & Finch, 2016).	16
Figura 1-6: Adsorción del xantato sobre la superficie del sólido por medio del mecanismo de intercambio catiónico (Wills & Finch, 2016).	17
Figura 1-7: Modelo de transferencia de electrones (Wills & Finch, 2016).	17
Figura 1-8: a) Modelo de doble capa eléctrica, b) Variación del potencial a través de la doble capa in la interfase sólido – líquido (Bustamante Rúa et al., 2008).....	20
Figura 1-9: Ejemplo grafica potencial Z vs pH para diferentes minerales (Díaz López, 2011).	21
Figura 1-10: Espectro sonoro con los rangos de frecuencia para cada uso del ultrasonido.	23
Figura 1-11: Formación y colapso de burbujas del fenómeno de cavitación (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).	26
Figura 1-12: Colapso de una burbuja en la cercanía de una superficie sólida (Torres Hurtado, 2010).	27
Figura 1-13: Variación del umbral de intensidad para producir cavitación con respecto a la frecuencia para agua aireada (a) y sin aireación (b) (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).	30
Figura 1-14: Propiedad de los materiales piezoeléctricos (izquierda) material sometido a un esfuerzo F que genera una señal eléctrica V, (derecha) material sometido a una señal eléctrica V dando una respuesta física como una deformación del mismo (Graff, 2015).	32
Figura 2-1: Muestras utilizadas para pruebas metalúrgicas de (a) ángulo de contacto y (b) flotación en celda Hallimond.	34
Figura 2-2: Celda de flotación Hallimond modificada.....	38
Figura 2-3: Proceso de flotación en celda Hallimond.....	39

Figura 2-4: Celda de flotación Denver modificada con transductores ultrasónicos.	42
Figura 3-1: Resultados ensayos SEM y MOLPP para las muestras analizadas. a) MOLPP relavera IB 1, b) MOLPP relavera IB2, c) MOLPP relavera IB 3, d) SEM relavera IB 1 campo de visión 234 μm , e) SEM relavera IB 2 campo de visión 199 μm , f) SEM relavera IB 3 campo de visión 332 μm	45
Figura 3-2: Resultados ensayos DRX de a) Relavera IB 1, b) Relavera IB 2, c) Relavera IB 3.	46
Figura 3-3: Resultados ensayos FRX para las relaveras del departamento de Antioquia.	47
Figura 3-4: Resultados ensayos ángulo de contacto a) ángulo de contacto del Xantato Amílico de Potasio (PAX), b) ángulo de contacto del Reagent S - 8474, c) ángulo de contacto del agua sobre partícula con Xantato Amílico de Potasio (PAX), d) ángulo de contacto del agua sobre partícula con Reagent S – 8474.....	48
Figura 3-5: Gráfica de correlación del ángulo de adhesión del colector sobre la partícula vs el ángulo de hidrofobicidad del agua sobre la partícula con colector.	49
Figura 3-6: Gráfica de porcentaje de recuperación sin ultrasonido e incremento porcentual con la aplicación de ultrasonido.	51
Figura 3-7: Gráfica de recuperación vs pH para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.....	53
Figura 3-8: Gráfica de concentración de oro en el concentrado [ppm] vs pH para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.	54
Figura 3-9: Gráfica de concentración de FeS_2 [%] vs pH para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.....	55
Figura 3-10: Gráfica de concentración de Recuperación [%] vs pH para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.....	55
Figura 3-11: Gráfica de Recuperación de Au [%] vs Recuperación de FeS_2 [%] para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.	56
Figura 3-12: Cinética de flotación de relaves mineros con contenido de oro, en celda convencional Denver.	57
Figura 3-13: Cinética de flotación de relaves mineros con contenido de oro, en celda Denver modificada con aplicación de ultrasonido.	58
Figura 3-14: Pruebas cinéticas de flotación en celda Denver convencional y celda Denver modificada con aplicación de ultrasonido.	58
Figura 3-15: Constante cinética de las pruebas cinéticas de flotación en celda Denver convencional y celda Denver modificada con aplicación de ultrasonido.	59

Lista de tablas

	Pág.
Tabla 2-1: Instalaciones de beneficio minero caracterizadas	33
Tabla 2-2: Pruebas de flotación convencional.....	34
Tabla 2-3: Pruebas de flotación en celda Hallimond	38
Tabla 2-4: Pruebas de flotación en celda convencional Denver	40
Tabla 2-5: Parámetros de Prueba cinética de flotación	41
Tabla 3-1: Resultados prueba de humedad y densidad de las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas.....	43
Tabla 3-2: Medición de Hg, CN, Au y Ag presentes en las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas.....	44
Tabla 3-3: Resultados análisis químico de las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas.....	45
Tabla 3-4: Resultados análisis granulométrico de las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas.....	47
Tabla 3-5: Resultados ángulo de contacto para los diferentes reactivos utilizados en la flotación con celda Hallimond.....	49
Tabla 3-6: Resultados de porcentaje de recuperación para los diferentes reactivos utilizados en la flotación con celda Hallimond.	50
Tabla 3-7: Resultados de recuperación para pruebas de flotación en celda convencional Denver.....	51
Tabla 3-8: Pruebas de flotación en celda convencional Denver	52

Lista de Símbolos y abreviaturas

Símbolos con letras latinas

Símbolo	Término	Unidad SI	Definición
C	Concentración de partículas sólidas		Ecuación (1.13)
dN/dt	Razón de desaparición de partículas en la celda de flotación		Ecuación (1.11)
E	Eficiencia adhesión partícula - Burbuja	%	
f	Frecuencia	Hz	
F_{adh}	Fuerza de adhesión	J.m ⁻²	Ecuación (1.4)
G_{adh}	Energía de adhesión partícula burbuja	J	Ecuación (1.5)
h	Altura	m	
I	Intensidad de ultrasonido	W/cm ²	
k	Constante de velocidad de flotación		Ecuación (1.12)
M	Ion Metálico		
N	Total de número de partículas en celda de flotación		$N = CV_c(1-\varepsilon_g)$
P	Presión estándar	atm	
q	Caudal de aire	l/min	
R	Cadena de hidrocarburos		
R	Recuperación de flotación	%	Ecuación (1.14)
R_b	Radio de burbuja	μm	
T	Temperatura estándar	°C	
t	tiempo	min	
V_c	Volumen de celda de flotación	l	
X	Ion Xantato		

Símbolos con letras griegas

Símbolo	Término	Unidad SI	Definición
γ	Tensión superficial	J.m ⁻²	Ecuación (1.1)
$\gamma_{S/A}$	Tensión superficial sólido - aire		
$\gamma_{S/W}$	Tensión superficial sólido – agua		
$\gamma_{W/A}$	Tensión superficial agua – aire		
ε_g	Cantidad de gas en celda de flotación		
η	Número de moles estándar		$1 - \frac{\rho_s}{\rho_w}$
θ	Ángulo de contacto	°	Ecuación (1.3)

Subíndices

Subíndice	Término
adh	Adhesión
S/A	Sólido – Aire
S/W	Sólido – Agua
W/A	Agua - Aire

Abreviaturas

Abreviatura	Término
<i>DRX</i>	Difracción de Rayos X
<i>FRX</i>	Fluorescencia de Rayos X
<i>g/ton</i>	Gramos por tonelada métrica
<i>IB</i>	Instalación de beneficio minero
<i>MOLPP</i>	Petrografía Óptica de Luz Polarizada
<i>PAX</i>	Xantato Amílico de Potasio
<i>PZC</i>	Punto de carga cero
<i>RPM</i>	Revoluciones por minuto
<i>SEM</i>	Microscopia Electrónica de Barrido

Introducción

La minería artesanal o a pequeña escala utiliza tecnologías poco óptimas, en las cuales la recuperación de mineral a menudo es incrementada mediante la purificación repetitiva no planificada. En la primera etapa de recuperación, los mineros extraen los minerales de más alta ley de forma manual, dejando aquellos de más baja ley como relleno de la mina. En el caso de la minería aurífera el tema es álgido debido a que alrededor del 50% del oro es recuperado por el proceso tradicional de amalgamación con mercurio y posteriormente los relaves son lixiviados con cianuro, obteniendo recuperaciones que no superan el 70%, habitualmente (Instituto Internacional para el Medio Ambiente y Desarrollo, 2003). Por otro lado, los mineros artesanales o pequeños mineros realizan sus labores en cursos de agua o cerca de éstos, las zonas donde ellos trabajan se denominan comúnmente “zonas mineras críticas”, las cuales según el programa de las Naciones Unidas para el Medio Ambiente establece que son zonas con una fuerte contaminación de fauna y flora silvestre por metilmercurio, generando problemáticas de salubridad pública, en primera instancia, sobre el territorio del proyecto minero en ejecución. La disposición de los relaves contaminados con mercurio es generalmente inadecuada y se hacen sobre cuerpos hídricos o cerca a estos, lo que conlleva a un impacto ambiental sobre los sedimentos, los suelos, los ríos, los arroyos, los estanques, los lagos o cualquier cuerpo de agua superficial o subterránea, y generan un pasivo ambiental que puede estar presente durante tiempos prolongados. (Programa de las Naciones Unidas para el Medio Ambiente, 2008).

El tratamiento de minerales con ultrasonido ha sido investigado con el propósito de mejorar la recuperación en el proceso de flotación, por medio de pre-acondicionamiento de pulpas (Aldrich & Feng, 1999; KANG, XUN, KONG, & LI, 2009), el cual ha dado como resultado una mejora en los índices metalúrgicos asociados a la recuperación. Sin embargo, el fenómeno ha sido poco estudiado en el proceso de flotación y sobre muestras de colas de procesos metalúrgicos, los resultados hasta ahora obtenidos son

satisfactorios solo en la recuperación de cobre en colas, caso del Teniente, Chile (Videla et al., 2016).

A partir de los resultados obtenidos por Aldrich y Feng (1999), se observa que el pH juega un papel preponderante en la flotación de sulfuros, ya que los resultados mostraron que la pirita aumenta la hidrofobicidad a medida que aumenta el pH. A su vez, también se observa que el colchón de espuma se ve mejorado con la presencia del ultrasonido en el preacondicionamiento, debido a que hay una disminución de la tensión superficial que permite una mayor formación de burbujas durante el proceso de flotación.

Con base en el estudio realizado en la mina El Teniente (Videla et al., 2016), el ultrasonido aplicado en el pre-acondicionamiento de la flotación y durante la misma, permite que el procesos de flotación espumante logre recuperar partículas finas y ultrafinas de cobre, presentes en las colas de la planta metalúrgica, las cuales pueden obtener un 10% de cobre proveniente de la mena. A partir de los resultados se estima que se puede aumentar la recuperación en planta hasta en un 3,1% más que por los métodos convencionales.

El ultrasonido aplicado a las actividades unitarias de las plantas metalúrgicas, especialmente en la flotación espumante, es una alternativa a tener en cuenta dentro del avance científico, debido a que las ondas acústicas son causantes de la generación del fenómeno de cavitación acústica, el cual cambia las propiedades físicas y químicas de la superficie del sólido permitiendo la mejora en la cinética de las reacciones, mostrando una optimización en el fenómeno de adhesión partícula – burbuja, incrementando la recuperación, ayudando en la selectividad del mineral de interés, controlando el tamaño de la burbuja y mejorando la adsorción – desorción de reactivos de flotación (Videla et al., 2016).

Como acercamiento a la implementación del ultrasonido en relaves mineros y con el propósito de incrementar la recuperación de valores de oro en los procesos metalúrgicos, la investigación que sustenta la presente tesis, busca determinar métodos de tratamiento de relaves contaminados provenientes de minería aurífera, realizando una caracterización de diferentes unidades de beneficio de pequeña minería y minería informal del departamento de Antioquia, Colombia, con el propósito de conocer las

condiciones fisicoquímicas de los relaves. A partir de esta información, se desarrolla una alternativa metalúrgica a escala de laboratorio con el objetivo de realizar una separación selectiva de minerales auríferos con trazas de contaminantes como el mercurio y/o el cianuro, realizando una comparación con las alternativas convencionales de concentración.

La implementación del ultrasonido en el beneficio de minerales aún es un campo con un largo camino por recorrer, debido a que su aplicación aún está siendo probada en los diferentes procesos unitarios de las plantas metalúrgicas. Quedan variables por ser analizadas dentro de esta ciencia, que no han sido parte del alcance de la presente tesis. Algunas de las futuras investigaciones pueden abarcar temas del ultrasonido en la flotación espumante de minerales como la geometría de las celdas de flotación y la relación con la propagación de las ondas ultrasónicas, las frecuencias de trabajo para una recuperación máxima de minerales de interés, la disposición de los transductores en la celda de flotación, la utilización del ultrasonido en una pulpa con un medio líquido diferente al agua, la flotación con ultrasonido en condiciones no oxigenadas o diferente a las condiciones estándar, entre otras.

1. Estado del arte

1.1 Mena aurífera

El oro (Au), como elemento químico, es un metal noble inerte a reacciones químicas en un medio no complejo, sin embargo reacciona con numerosos reactivos; su dureza en la escala de Mohs es de 2,5 a 3,0; Se asocia al cobre y la plata en los depósitos, perteneciendo todos al mismo grupo de la tabla periódica.

El promedio de oro presente en la corteza terrestre es de 0,005 g/ton, por debajo de la concentración de la plata y el cobre, 0,07 g/ton y 50 g/ton, respectivamente (Molerio León, 2002). Las partículas de oro nativo pueden alcanzar valores de oro de hasta el 98%, sin embargo se encuentra de forma habitual con impurezas de plata con valores promedios de 85% y 15% respectivamente (Tobón, 2013).

El beneficio del oro se obtiene por diferentes medios, entre los cuales se presenta la flotación, la concentración gravimétrica y la lixiviación, siendo esta última el método más utilizado, haciendo uso de la técnica de cianuración (Srithammavut, 2008).

Según (Marsden & House, 1993), los minerales de oro pueden clasificarse como:

- **Oro nativo:** Es el oro presente en su estado elemental (Au) y no se asocia a partículas de otros minerales. Este se puede presentar en depósitos de placer de carácter ígneo o en un depósito aluvial de carácter sedimentario, como partículas que varían considerablemente de tamaño, entre unos cuantos micrómetros hasta algunos milímetros (Chryssoulis & McMullen, 2005). Para los depósitos hidrotermales el oro puede ser liberado mediante procesos de conminución y se pueden concentrar con procesos gravimétricos, cuando las partículas tienen tamaños relativamente gruesos. Los depósitos aluviales, están conformados por

oro que ha sido liberado debido a la meteorización de la roca encajante, utilizando procesos gravimétricos secuenciales se puede realizar su recuperación. En ambos depósitos la minería a pequeña escala utiliza la amalgamación como medio de recuperación tradicional debido a las características fisicoquímicas del mercurio, la cinética de la reacción y el costo asociado (Instituto Internacional para el Medio Ambiente y Desarrollo, 2003).

- **Oro asociado a sulfuros:** El oro, también puede presentarse como oro refractario u oro “invisible”, el cual se asocia a sulfuros en tamaños extremadamente pequeños, por debajo de los 20 micrómetros (Chryssoulis & McMullen, 2005). La principal asociación es con la pirita (FeS_2), aunque con frecuencia se observan asociaciones con pirrotina (FeS), arsenopirita (FeAsS), calcopirita (CuFeS_2), estibina (Sb_2S_3) y otros sulfuros.
- **Teluros de oro:** A parte del oro libre u oro en estado elemental, es el mineral que contiene una importancia económica, generalmente se asocian a oro nativo y sulfuros. Los principales teluros de oro son la calaverita (AuTe_2) y krennerita ($(\text{Au.Ag})\text{Te}_2$), los cuales tienen alrededor de 40% de oro, y la silvanita (AgAuTe_4), que también contiene plata y presenta alrededor de 25% de oro (Tobón, 2013).
- **Oro en otros minerales:** Otros minerales pueden contener oro tal como la auroestibina (AuSb_2), oro con cobre porfirítico y la kostovita (CuAuTe_4) (Tobón, 2013).

En Colombia la minería aurífera recupera habitualmente el 50% del oro por medio de procesos tradicional de amalgamación con mercurio y posteriormente los relaves son lixiviados con cianuro, obteniendo recuperaciones que no superan el 70% para depósitos hidrotermales y de placer (Instituto Internacional para el Medio Ambiente y Desarrollo, 2003).

La flotación de oro nativo se puede realizar haciendo uso del colector xantato, siempre y cuando la superficie del mineral no contenga impurezas, ya que la presencia de trazas de otros minerales afectan las propiedades fisicoquímicas disminuyendo la eficiencia del proceso (Bulatovic & Wyslouzil, 2000), pero también se debe tener en cuenta la razón de aspecto debido a que el área superficial influye de manera significativa en la interacción

reactivo – partícula mejorando la cinética de reacción a medida que se aumenta el área libre para reaccionar (Tobón, 2013).

La pirita (FeS_2) es el sulfuro más abundante de la corteza terrestre, se puede encontrar en rocas ígneas y sedimentarias asociado a depósitos hidrotermales, vetíticos o de reemplazamiento; se asocia a minerales de valor económico como la calcopirita y el oro, siendo la flotación espumante el método empleado a nivel mundial para realizar su concentración (Chandra & Gerson, 2010; Moslemi & Gharabaghi, 2017). El proceso para hidrofobizar el oro nativo se asemeja al de la hidrofobización de la pirita, en la cual se oxidan los colectores anódicos sobre la superficie de la mena de oro para formar dímeros y facilitar la transferencia de electrones (Tobón, 2013).

El mecanismo de oxidación de los sulfuros en solución acuosa se da principalmente por condiciones de pH, potencial electroquímico, tipo de oxidación, tamaño de partícula, temperatura y agitación de la celda (Moslemi & Gharabaghi, 2017). Sin embargo, variables como el oxígeno, la concentración de los colectores y el tiempo de acondicionamiento, son variables importantes para que las reacciones fisicoquímicas presentes en la flotación espumante tomen lugar (Bulatovic & Wyslouzil, 2000).

Algunos sulfuros presentan una flotabilidad natural cuando la superficie del sólido no se encuentra oxidada (Moslemi & Gharabaghi, 2017; Valdivieso & Bahena, 2005), sin embargo por la oxidación natural debido a la meteorización, se hace necesario el uso de colectores, siendo los xantatos los reactivos con mayor utilización. Según los resultados obtenidos por (Koval & Matýsek, 2014) los sulfuros férricos tienen mayor afinidad por los xantatos de potasio o de sodio.

1.2 Flotación espumante de minerales

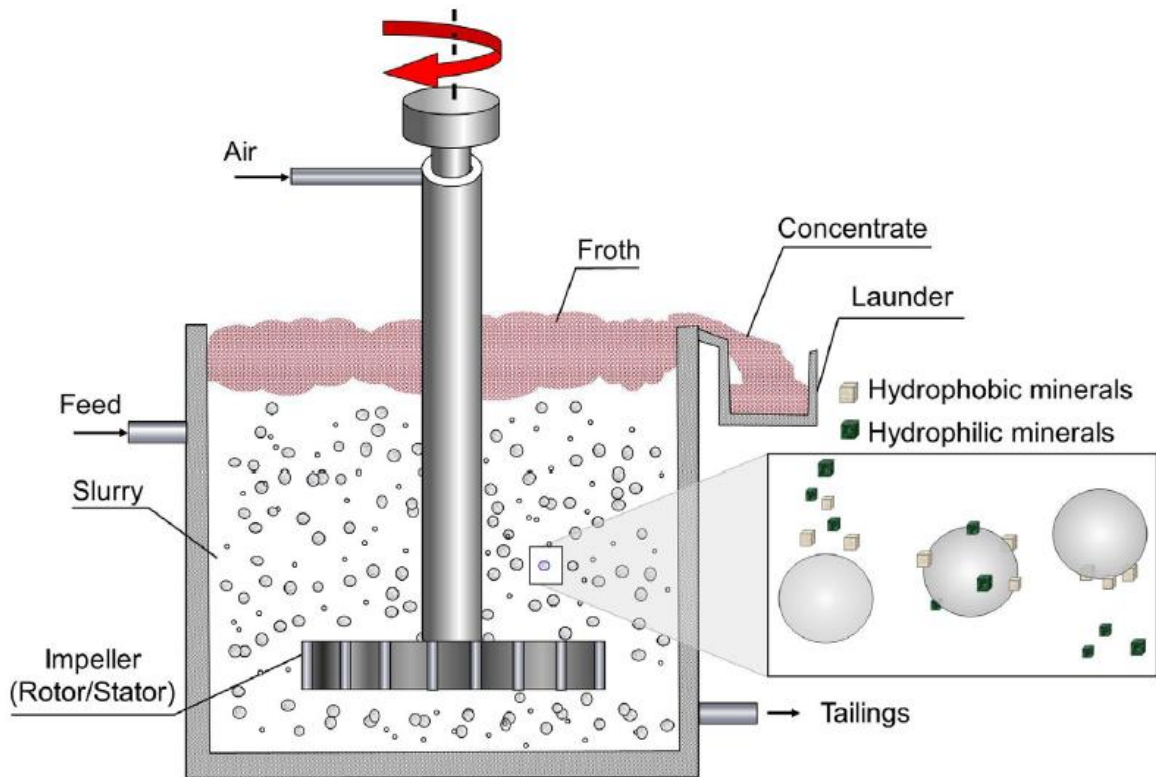
La flotación es un proceso de concentración que es inducido por cambios en las propiedades superficiales de los minerales, por medio de los cuales se pretende generar una hidrofiliidad, afinidad con el agua, o hidrofobicidad, rechazo al agua, con el propósito de desplazar hacia la superficie las partículas hidrófobas o precipitar las partículas hidrófilas. El proceso es gobernado por la fisicoquímica de superficies, en los

cuales interactúan las tres fases agua, aire y sólido. El estado de hidrofobicidad e hidrofiliidad es controlado por las variables químicas, las variables físicas en el proceso de flotación se ven afectadas por las características de la mena, tales como el tamaño de partícula y el grado de liberación, y las condiciones de operación de la maquinaria, tales como el caudal de aire y el tamaño de las burbujas generadas (Wills & Finch, 2016), este proceso es fundamentado en la interacción de los iones superficiales del sólido con los grupos iónicos del agua (H^+ y OH^-) generando la condición de afinidad o rechazo del material (Tobón, 2013).

El proceso se describe por medio de tres mecanismos principales: 1) el ataque selectivo de las burbujas generadas al sólido en suspensión dentro de la pulpa, el cual es el mecanismo principal y el objeto del proceso de flotación, sin embargo es común encontrar 2) la unión de mineral valioso a las burbujas de aire por medio de colisiones debidas a la turbulencia de la pulpa, este mecanismo generalmente es el que produce la mayor cantidad de partículas recuperadas en el concentrado, aunque también se observa que, 3) algunas partículas de mineral de interés y ganga son atrapadas y arrastradas hacia la superficie por el movimiento agitado en el que se encuentra el sólido en suspensión. El drenaje de estas partículas se da a menudo en la fase de espuma, por lo cual, controlar ésta variable en el proceso es importante para tener buenos porcentajes de recuperación (Wills & Finch, 2016).

El principio del fenómeno de flotación en una celda con agitación mecánica puede describirse como sigue. En primer lugar el agitador provee la turbulencia para que se produzca una colisión entre burbujas y partículas. En segundo lugar, ocurre una aglomeración entre las partículas hidrofóbicas y las burbujas. Por último, las burbujas transportan el mineral hacia la fase de espuma la cual es extraída del proceso por rebalse o por algún medio mecánico, tal y como se observa en la Figura 1-1. La granulometría en el proceso es importante debido a que en caso de que las partículas no sean lo suficientemente finas, el fenómeno de adhesión entre partícula y burbuja no se lleva a cabo, ya sea por colapso de la burbuja o por el peso de la partícula (Wills & Finch, 2016).

Figura 1-1: Proceso de flotación en una celda con agitación mecánica (Wills & Finch, 2016).



La termodinámica juega un papel preponderante en la hidrofobicidad de las partículas en el proceso de flotación, siendo la energía libre superficial la que permite relacionar el área de las partículas y la tensión superficial del líquido, a temperatura, presión y número de moles constantes, siendo entonces la tensión superficial una medida del trabajo requerido para aumentar la superficie en 1 cm^2 y la cual puede observarse por medio de la expresión (1.1) (Bustamante Rúa, Gaviria Cartagena, & Restrepo Baena, 2008; Wills & Finch, 2016):

$$\gamma = \left[\frac{dG}{dA} \right]_{T,p,n} \quad (1.1)$$

Las fuerzas superficiales son las que permiten la interactividad entre los reactivos presentes en el agua y las partículas de sólido. Por medio de los reactivos se busca una mayor adhesión de las partículas sólidas a la fase gaseosa que a la fase líquida, con el

propósito de generar la flotación selectiva. El contacto que se genera en la adhesión burbuja – sólido puede ser medido por medio de un ángulo, el cual es formado por ambas fases y es comúnmente llamado ángulo de contacto θ , este es un parámetro termodinámico que se usa para describir la hidrofobicidad de la superficie mineral (Aplan & Fuerstenau, 1962; Chandra & Gerson, 2010; Chryssoulis & McMullen, 2005; Gupta & Yan, 2006; Moslemi & Gharabaghi, 2017; Nguyen, 2007). El ángulo de contacto θ se puede relacionar con la tensión superficial, la cual determina un balance de fuerzas en las tres fases presentes (agua, sólido y aire) por medio de la ecuación (1.2) propuesta por Thomas Young en su publicación *Philosophical Transactions of the Royal Society* (Bustamante Rúa et al., 2008; Tobón, 2013; Wills & Finch, 2016):

$$\gamma_{S/A} = \gamma_{S/W} + \gamma_{W/A} \cos \theta \quad (1.2)$$

donde, $\gamma_{S/A}$, $\gamma_{W/A}$, $\gamma_{S/W}$ son las energías superficiales entre las fases solido – aire, agua – aire y solido – agua, respectivamente, de las cuales solo se puede medir de forma directa la tensión líquido – gas ($\gamma_{W/A}$).

La primera ecuación de Young está dada como se muestra a continuación (1.3):

$$\cos \theta = \frac{\gamma_{S/A} - \gamma_{S/W}}{\gamma_{W/A}} \quad (1.3)$$

A partir de la ecuación (1.3) se dice entonces que cuando, $\gamma_{S/A} - \gamma_{S/W} = \gamma_{W/A} \rightarrow \cos \theta = 1 \rightarrow \theta = 0^\circ$ el mineral es hidrófilo completamente, cuando $\gamma_{S/A} - \gamma_{S/W} = \gamma_{W/A} \rightarrow \cos \theta < 1 \rightarrow \theta > 0^\circ$ el sólido es hidrófilo parcialmente y cuando se obtiene que $\gamma_{S/A} - \gamma_{S/W} = \gamma_{W/A} \rightarrow \cos \theta = 0 \rightarrow \theta = 90^\circ$ el sólido es hidrófobo. De esta conclusión se puede obtener medidas de tensión superficial en el laboratorio que permiten determinar la afinidad del mineral al líquido (Tobón, 2013).

A la diferencia entre $\gamma_{S/A} - \gamma_{S/W}$ se le llama fuerza de adhesión, la cual sirve para tener un criterio experimental para conocer la mojabilidad de un sólido (ecuación(1.4)).

$$F_{adh} = \gamma_{S/A} - \gamma_{S/W} \quad (1.4)$$

Tomando en cuenta la ecuación de Dupré (1.5), la cual dice que la energía de adhesión partícula – burbuja (ΔG_{adh}) es:

$$\Delta G_{adh} = \gamma_{S/A} - \gamma_{S/W} - \gamma_{W/A} \quad (1.5)$$

Se puede hallar el resultado de la fuerza de adhesión desde el laboratorio encontrando el ángulo Θ de la ecuación (1.6):

$$\begin{aligned} \Delta G_{adh} &= \gamma_{S/A} - \gamma_{S/W} - \gamma_{W/A} \\ \Delta G_{adh} &= \gamma_{S/A} - \gamma_{S/W} - \gamma_{W/A} = \gamma_{W/A} \cos\theta - \gamma_{W/A} \\ \Delta G_{adh} &= \gamma_{W/A} (\cos\theta - 1) \end{aligned} \quad (1.6)$$

Se tiene entonces que si:

$$\theta = 0^\circ \rightarrow \cos\theta = 1, \quad \Delta G_{adh} = 0 \quad (1.7)$$

$$\theta = 90^\circ \rightarrow \cos\theta = 0, \quad -\Delta G_{adh} = \gamma_{W/A} \quad (1.8)$$

Se concluye que cuando el ángulo de contacto (θ) es igual a 0° , el trabajo de adhesión (ΔG_{adh}) es nulo y por lo tanto el sólido es hidrófilo debido a que no tiene adhesión a la burbuja; y cuando el ángulo de contacto es 90° , el trabajo de adhesión es espontáneo y ocurre debido a que la energía libre de Gibbs tiene un valor negativo, convirtiendo al mineral en hidrofóbico y generando un trabajo de adhesión a la burbuja.

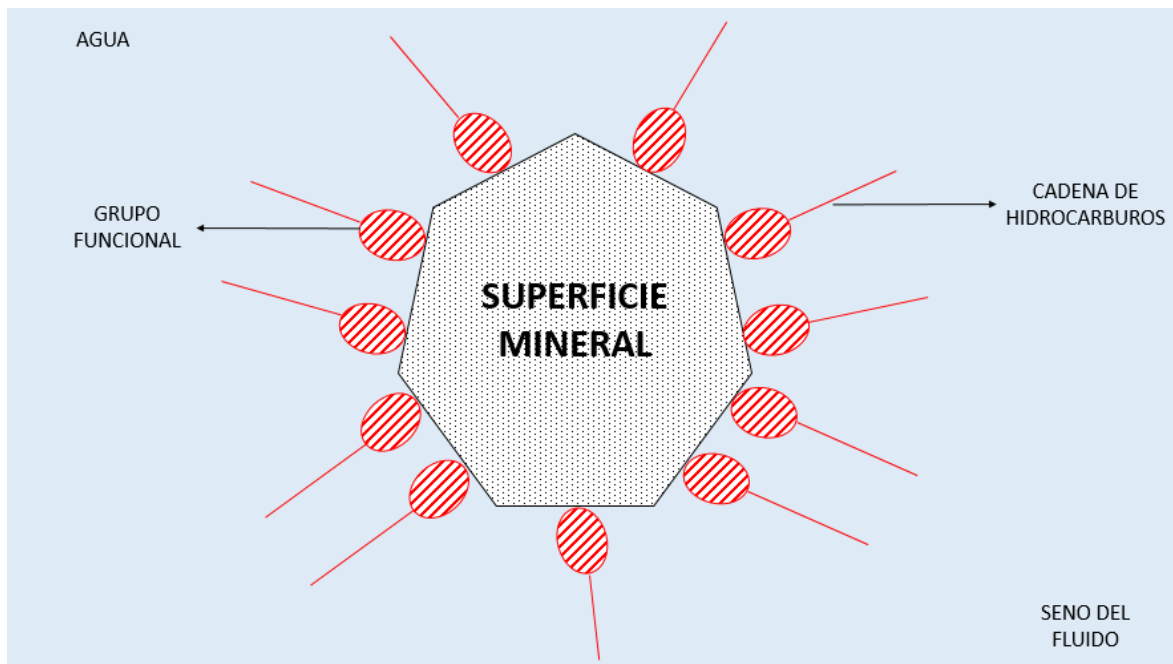
Se puede decir entonces que las sustancias tensoactivas (colectores) son las que forman una película hidrofóbica en la superficie de las partículas sólidas al incrementar el ángulo de contacto de esta película con el agua. La adsorción del colector sobre la superficie del sólido mantiene la película de forma permanente y la adhesión permite a la partícula-película mantenerse aglomerada con las burbujas, quienes ascienden y generan el fenómeno de flotación selectiva (Bustamante Rúa et al., 2008).

Generalmente para la flotación espumante es necesario adicionar a la pulpa una concentración de colector, espumante y regulador de pH que cree un escenario adecuado para que el proceso de flotación tome lugar. Cada uno de estos reactivos posee un tiempo diferente de acción por lo cual es necesario que cada uno tenga su respectivo tiempo de acondicionamiento y su adecuada dosificación.

1.2.1 Colectores

Los colectores o surfactantes son a menudo compuestos orgánicos heteropolares con un grupo polar cargado y un grupo no polar descargado, utilizados para inducir la hidrofobicidad de una gran mayoría de minerales, estos colectores son ionizables y solubles. Para que los colectores se adsorban sobre la superficie del sólido, necesitan de un tiempo de acondicionamiento que permita que la cinética de la reacción tome lugar. El grupo no polar es habitualmente una cadena de hidrocarburos (R), el grupo polar es quién le da la solubilidad a la molécula y reacciona con la superficie del sólido generando la adsorción (fisorción o quimisorción). En los años veinte del siglo XX se comenzó a desarrollar compuestos orgánicos selectivos tales como los xantatos y los ditiofosfatos (Gupta & Yan, 2006). Los colectores se adsorben preferiblemente sobre la interfaz sólido – líquido, por medio de la ionización del grupo polar, lo cual genera que la cadena de hidrocarburos se extienda en ángulo recto hacia el seno del fluido y es la responsable de realizar la hidrofobicidad del mineral. Cuando una burbuja colisiona con una partícula, sobre la cual se han adsorbido iones del colector, y las fuerzas de adhesión entre el grupo polar del colector y el sólido son fuertes, se lleva a cabo la separación selectiva de la partícula por medio de ascenso de las burbujas que tienen adheridas las partículas tal como se muestra en la Figura 1-2 (Aplan & Fuerstenau, 1962; Bustamante Rúa et al., 2008; Gupta & Yan, 2006; Wills & Finch, 2016).

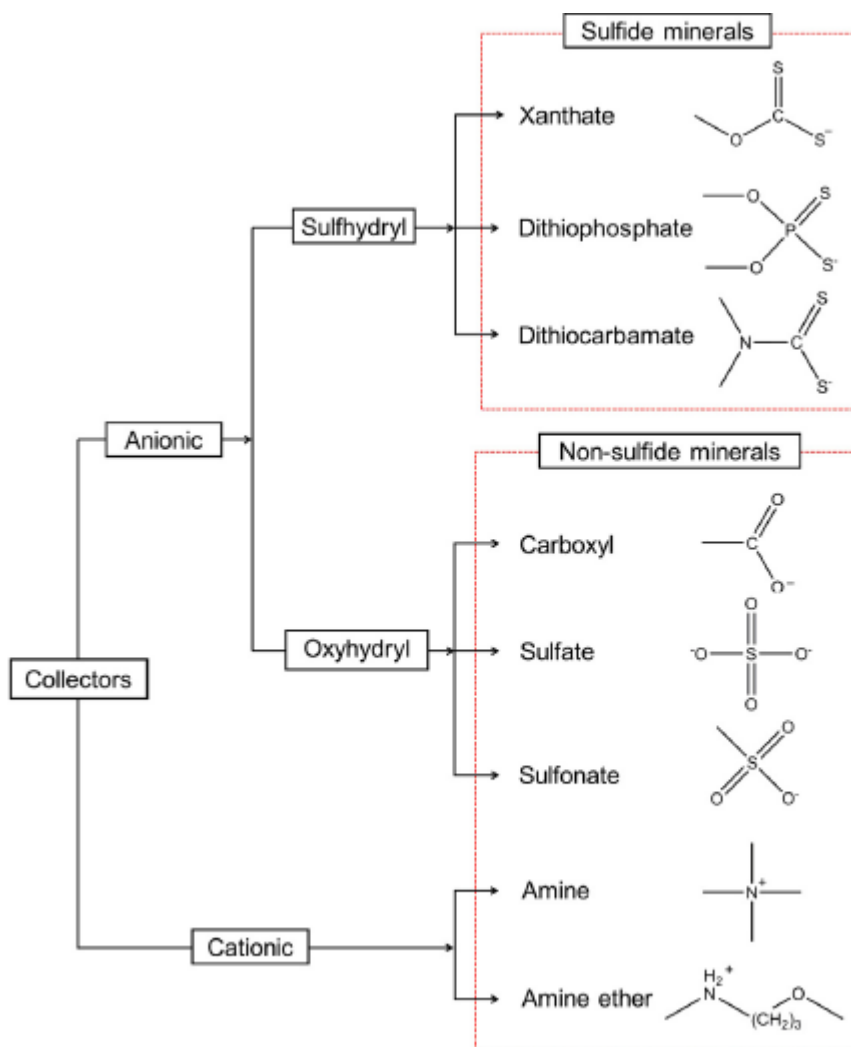
Figura 1-2: Colector adsorbido sobre la superficie mineral con la cadena de hidrocarburos orientada hacia el seno del fluido.



Recurso: Elaboración propia.

A partir del ion del colector, estos pueden ser clasificados como colectores aniónicos o catiónicos, aunque también es común clasificarlos según su aplicación (Bustamante Rúa et al., 2008; Wills & Finch, 2016), tal como se muestra en la Figura 1-3.

Figura 1-3: Clasificación de los colectores según su aplicación y su ión (Wills & Finch, 2016).



Para la flotación de sulfuros, los colectores más utilizados son los colectores sulhidrilo tales como los xantatos, ditiofosfatos y carbamatos; también conocidos como tiolicos o tiocolectores (tio=sulfuro). La adsorción sobre la superficie se da a través de los átomos de azufre, las propiedades de los enlaces se ven afectadas principalmente por los átomos vecinos tales como átomos de nitrógeno u oxígeno (Wills & Finch, 2016).

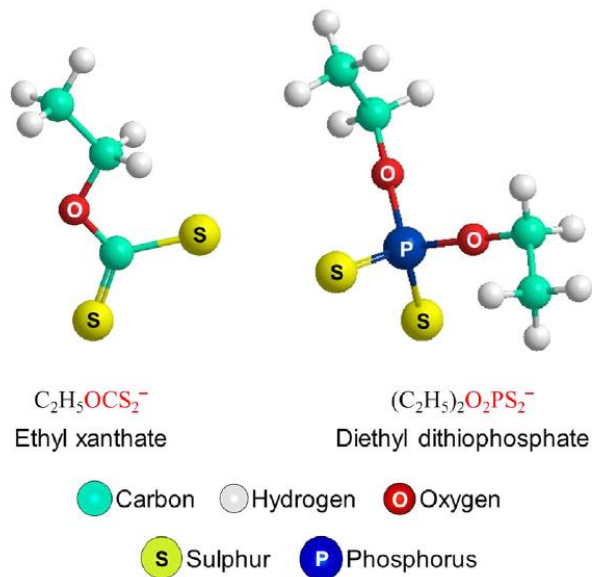
Los mercaptanos se han usado como colectores selectivos para algunos minerales de sulfuros refractarios como colector en flotación de pirita aurífera y arsenopirita. Estos colectores son los compuestos tiolicos más simples, con una longitud en la cadena de

hidrocarburos que puede tener entre dos a ocho átomos de carbono, su forma iónica presenta la fórmula genérica $R - S^2$ (Wills & Finch, 2016).

Los xantatos son los colectores con mayor utilización para la flotación de sulfuros. Con una cadena de hidrocarburos (R) unida a un átomo de oxígeno antes de los átomos de azufre. La cadena de hidrocarburos puede variar entre longitudes que contienen entre dos y seis átomos de carbono (o más) encontrando moléculas de etilo, isopropilo, isobutilo y amilo entre las más comunes (Bustamante Rúa et al., 2008; Tobón, 2013; Wills & Finch, 2016).

Otros colectores tiolicos importantes son los ditiofosfatos. Estos se pueden usar solos, pero generalmente se usan junto con xantatos u otros colectores. Son selectivos con la pirita y superan en selectividad al xantato, sin embargo la unión entre la cabeza polar y la superficie del sólido no es fuerte y no se oxidan de igual forma que los xantatos. En comparación son más estables en un rango más amplio de pH que los demás tiocolectores (Bustamante Rúa et al., 2008; Wills & Finch, 2016).

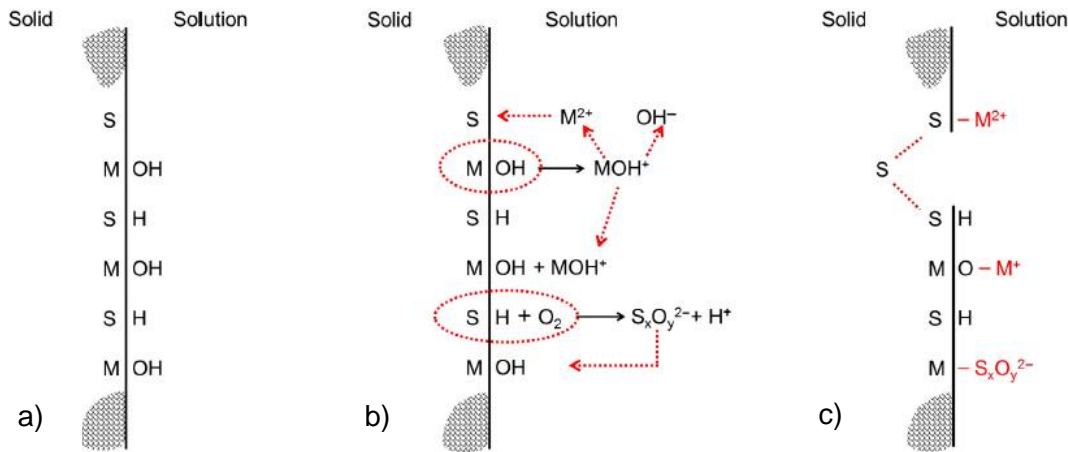
Figura 1-4: Estructura del Etil-xantato y Dietil-xantato (Wills & Finch, 2016).



1.2.2 Adsorción del colector en el mineral de sulfuro

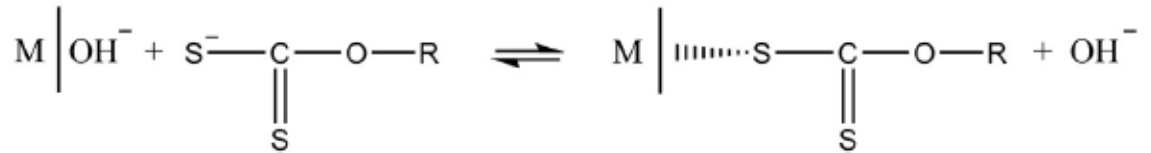
En la flotación de sulfuros, los tiocolectores son los más importantes surfactantes utilizados, en la cual, la adsorción implica principalmente la formación de enlaces químicos, la cual se llama quimisorción, por medio de la donación de electrones de azufre. La reacción puede ser directa en la cual hay un enlace entre el electrón de azufre y el ion metálico. En la Figura 1-5 se observa como la superficie del sulfuro es capaz de retener una cantidad de productos de la reacción (Wills & Finch, 2016).

Figura 1-5: Reacción de adsorción del colector en la superficie del sólido. a) Superficie hidratada, b) reacciones en la superficie, c) superficie “oxidada” (Wills & Finch, 2016).



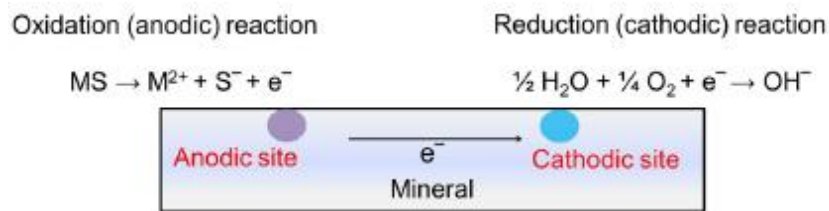
Con base en esto, se puede pensar entonces que el mecanismo de adsorción se debe a que hay un intercambio iónico entre los productos de oxidación de la superficie del sulfuro, por lo cual el xantato se adsorbe como resultado del intercambio por medio de un enlace químico entre el catión metálico en superficie del sólido y el ion de azufre del xantato, tal como se observa en la Figura 1-6. Por medio de este mecanismo se puede llegar a la conclusión de que el aumento del pH deprime la flotación ya que el anión OH^- hidroxilo compite con el colector en la superficie de adsorción (Tobón, 2013; Wills & Finch, 2016).

Figura 1-6: Adsorción del xantato sobre la superficie del sólido por medio del mecanismo de intercambio catiónico (Wills & Finch, 2016).



Otro mecanismo importante que sirve para describir la adsorción de tiocolectores sobre la superficie del sólido es el mecanismo electroquímico o modelo de transferencia de electrones (Chander, 2003). Este modelo expresa que hay una donación de electrones, realizada por la especie anódica u oxidante, y una recepción de electrones, realizada por la especie catiónica o reductora. La superficie del sólido, cuando entra en contacto con el líquido (agua), genera una distribución de lugares catódicos y anódicos, en donde el sulfuro metálico se oxida y los electrones migran a los sitios catódicos, donde se reduce el oxígeno del agua para producir iones OH^{-} . En la flotación espumante el oxígeno juega un papel preponderante ya que es quien recibe los átomos y se reduce, sin embargo otros iones, como los férricos pueden reducirse también; cuando el oxígeno se reduce el tiocolector se adsorbe sobre la superficie catódica. Debido a que los sulfuros son minerales semiconductores permiten la transferencia electrónica en la reacción (Moslemi & Gharabaghi, 2017; Tobón, 2013; Wills & Finch, 2016).

Figura 1-7: Modelo de transferencia de electrones (Wills & Finch, 2016).



El modelo de oxidación anódica y reducción catiónica puede representarse por la siguiente ecuación, donde se puede simbolizar al ion xantato como X^{-} :

- Reacción anódica



- Reacción catódica



La adsorción de xantato sobre la superficie del mineral de sulfuro es una combinación de mecanismos; tanto el mecanismo químico (intercambio iónico) como el mecanismo electroquímico. En conclusión se puede decir que hay una quimisorción entre el azufre del xantato y el átomo de metal de la superficie del mineral y que el modelo electroquímico se aplica a todos los reactivos tiol (Bustamante Rúa et al., 2008; Moslemi & Gharabaghi, 2017; Tobón, 2013; Wills & Finch, 2016).

1.2.3 El pH en la flotación espumante

La alcalinidad de la pulpa juega un papel preponderante en la flotación espumante de sulfuros, sin embargo es un sistema complejo. En los procesos fisicoquímicos de flotación en la realidad, la selectividad depende del equilibrio entre las concentraciones de reactivo y el pH. Cuando se utilizan tiocolectores para la flotación de minerales de sulfuro es evidente que tanto en el intercambio de iones como en el mecanismo electroquímico la variación del pH es una variable importante ya que si se eleva su valor la adsorción del colector se retarda y el mineral se depresa. Cada sulfuro tiene su valor de pH al cual se depresa; para los sulfuros comunes, el valor de depresión más bajo lo tiene la pirita con un pH 10, esto permite tener una mayor selectividad en los sulfuros a flotar, por ejemplo la depresión de la calcopirita se da a un valor de pH 12 por lo cual puede realizarse una flotación con precipitación de pirita y flotación de calcopirita, controlando el pH por encima de 10. El pH crítico para la depresión de sulfuro dependerá de la concentración del colector. En general, es aconsejable mantener la dosificación del colector baja, en niveles de "inanición" (Aplan & Fuerstenau, 1962; Wills & Finch, 2016).

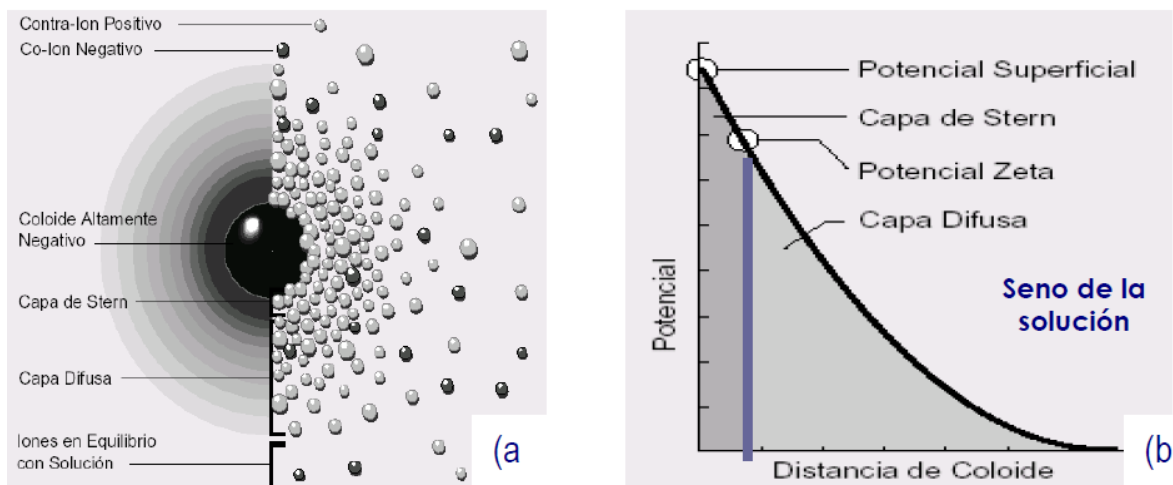
Los reguladores de pH más utilizados en la flotación espumante de sulfuros son el óxido de calcio (CaO) también llamado cal y el hidróxido de sodio (NaOH) conocido como soda

cáustica, los cuales pueden ser utilizados según las necesidades de la flotación. La cal es un regulador eficiente para cuando es necesario depresar la pirita, sin embargo cuando es importante que en una flotación Rougher se floten todos los sulfuros presentes, es aconsejable utilizar como regulador de pH la soda cáustica ya que permite la flotación de todos los sulfuros al no competir con los iones de metales pesados (Wills & Finch, 2016).

Una teoría importante que tiene estrecha relación con el pH es la de doble capa eléctrica, la cual explica la separación de carga eléctrica en una interfaz. El coloide se carga superficialmente y es necesario que se genere una neutralidad eléctrica en el sistema, por lo cual el exceso de contraiones a los de la superficie cargada y que están adsorbidos sobre ésta, generan una diferencia eléctrica con la solución del fluido, donde se asume el potencial de referencia o cero.

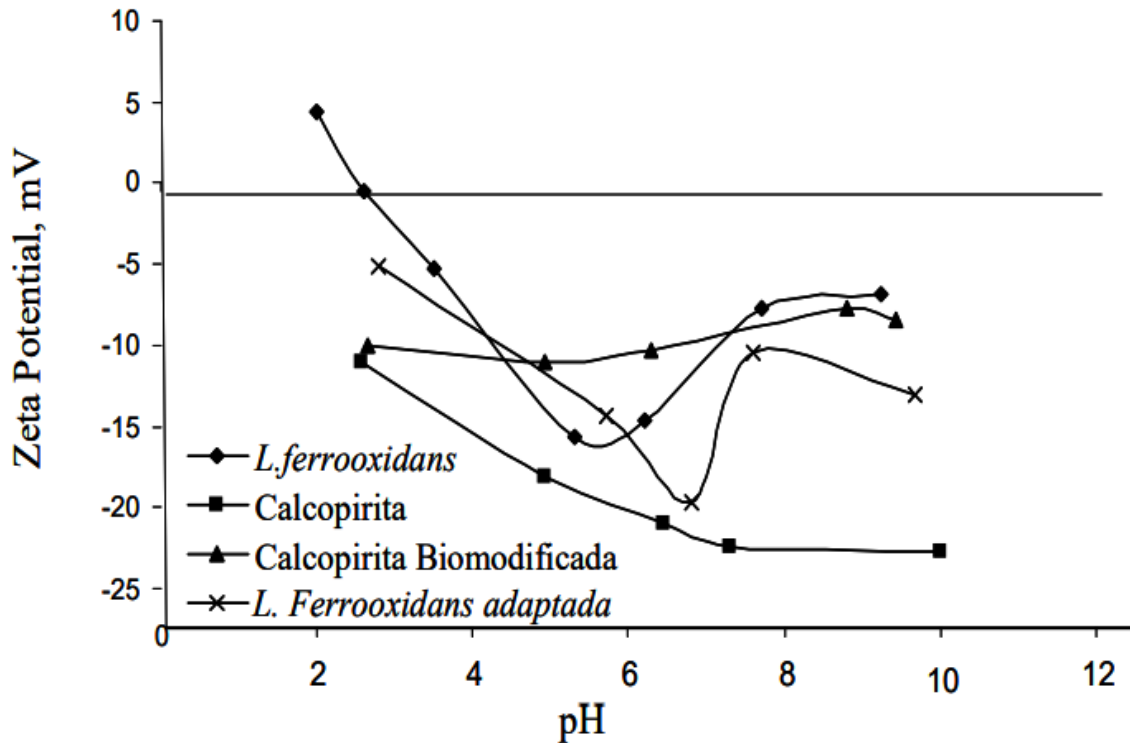
A partir de la Figura 1-8 se puede concluir que a medida que se aleja de la superficie del sólido el modelo de doble capa eléctrica asume que el potencial cae linealmente en la capa de Stern, para luego decaer de manera exponencial a través de la capa difusa; la superficie donde se unen estas dos capas es importante en la flotación espumante ya que en la superficie del sólido no puede medirse el potencial ni la carga, mientras que en esta superficie puede medirse de forma sencilla el potencial, el cual lleva como nombre Potencial Z, y es preponderante para conocer la carga de los iones que pueden ser adsorbidos sobre la superficie del sólido y la capacidad de interactuar con los grupos iónicos del agua.

Figura 1-8: a) Modelo de doble capa eléctrica, b) Variación del potencial a través de las doble capa in la interfase sólido – líquido (Bustamante Rúa et al., 2008).



Una gráfica que es de importancia para conocer las características del comportamiento del potencial Z, es la gráfica potencial Z vs pH (Figura 1-9) ya que permite conocer el comportamiento de la carga superficial del sólido con la variación del pH, permitiendo tomar decisiones sobre el valor de pH a flotar y el tipo de colector a utilizar. En esta gráfica se encuentra un valor en el cual se neutralizan las cargas y la carga superficial del sólido es igual a cero, este valor se conoce como punto de carga cero o PZC, por sus siglas en inglés (Bustamante Rúa et al., 2008).

Figura 1-9: Ejemplo grafica potencial Z vs pH para diferentes minerales (Díaz López, 2011).



1.2.4 Cinética de la flotación espumante

La cinética de la flotación espumante se puede suponer semejante a la cinética de una reacción química, en la cual se tiene que los reactivos involucrados en la reacción son la burbuja de aire y la partícula sólida, obteniendo como productos un agregado partícula – burbuja (Wills & Finch, 2016). El fenómeno de la reacción es que a medida que las burbujas suben por la celda de flotación, se genera la adhesión de partículas, recolectándolas con una eficiencia E y subiéndolas hacia la superficie para ser extraídas. La cantidad total de partículas recogidas y/o eliminadas por la burbuja en su ascenso, para una concentración de partículas sólidas C y una celda de flotación con altura h , está dada por la expresión $E(\pi R_b^3 h)C$; para un caudal de aire q la cantidad de burbujas que pueden ser formadas para un tiempo t está dada por la expresión $q/(4\pi R_b^3/3)$; y para la razón de desaparición de las partículas presentes en la celda la expresión es

$E(\pi R_b^3 h)C[q/(4\pi R_b^3/3)]$. A partir de esto, se puede obtener la ecuación (1.11) para el balance másico (Aplan & Fuerstenau, 1962; Nguyen, 2007).

$$\frac{dN}{dt} = -E(\pi R_b^3 h)C \frac{q}{(4\pi R_b^3/3)} \quad (1.11)$$

donde, N es el total de número de partículas en la celda de flotación con volumen V_c y $\frac{dN}{dt}$ representa la razón de desaparición de partículas en la celda.

En la ecuación (1.11) se puede reemplazar $N = CV_c(1-\varepsilon_g)$, donde ε_g es la cantidad de gas presente. De esta forma y para obtener un modelo de la cinética de flotación se hace necesario tomar algunas suposiciones simplificadoras, las principales son: la reacción es de primer orden, la concentración de la burbuja es constante y las partículas que colisionan con una burbuja siempre disponen de un espacio en la burbuja donde se pueden unir (Aplan & Fuerstenau, 1962; Nguyen, 2007). En estas condiciones la expresión matemática dada es (ecuación(1.12)):

$$\frac{dC}{dt} = -kC \quad (1.12)$$

donde k es la constante de velocidad de flotación y es el parámetro que agrupa todas las variables no medidas. Cuanto mayor es la constante de flotación, mayor es la flotabilidad, lo cual convierte a k en una constante importante dentro del proceso de flotación (Wills & Finch, 2016).

Para las flotaciones “batch” realizadas en el laboratorio, la solución a la ecuación (1.12) se da al integrar con respecto a t desde $t=0$ hasta $t=t$, cuando la concentración de partículas en la celda de flotación decrece desde $C=C_0$ a $C=C$, tal como se puede observar en la ecuación (1.13):

$$\int_{C_0}^C \frac{dC}{C} = \int_0^t k dt$$

$$\ln \frac{C}{C_0} = kt$$

$$C = C_0 \exp(-kt) \quad (1.13)$$

Teniendo en cuenta que la ecuación de recuperación es $R = (C_0 - C) / C_0$, se puede obtener entonces la ecuación (1.14).

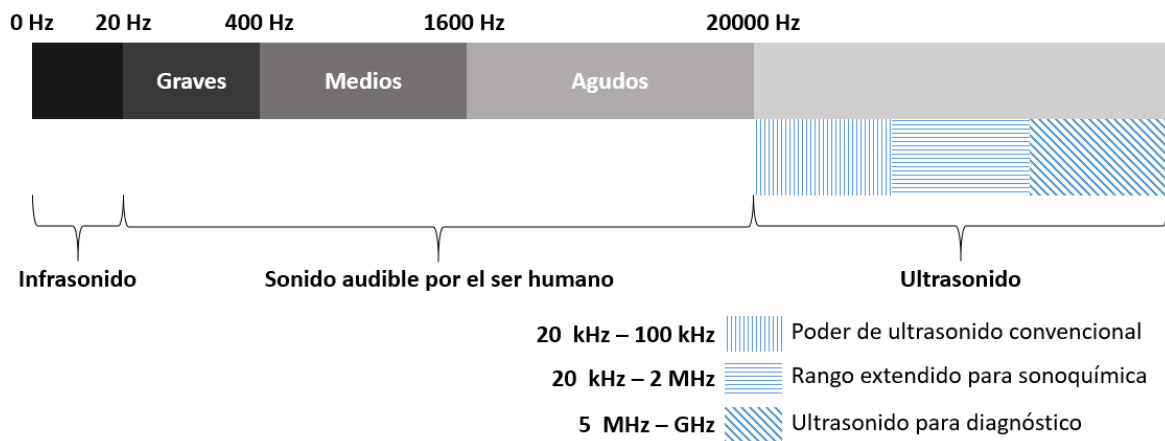
$$R = 1 - \exp(-kt) \quad (1.14)$$

La cinética de flotación puede ser descrita entonces por medio de las ecuaciones (1.12) y (1.14) donde juega un papel importante variables como el tamaño de las partículas sólidas, el tamaño de las burbujas, entre otras (Aplan & Fuerstenau, 1962; Nguyen, 2007).

1.3 Ultrasonido

Se le llama ultrasonido al rango de frecuencias entre los 20 kHz y los MHz del espectro sonoro (Figura 1-10), las cuales no son audibles para el ser humano y son utilizadas en la actualidad en diferentes áreas, tales como la Sonoquímica o la medicina (Certon, Lethiecq, Patat, Hladky-Hennion, & Dufait, 1993; Grieser, 1996; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Figura 1-10: Espectro sonoro con los rangos de frecuencia para cada uso del ultrasonido.



Recurso: Elaboración propia a partir de (Luque de Castro & Priego Capote, 2007)

Las aplicaciones del ultrasonido pueden ser divididas en dos grupos importantes, el ultrasonido de alta frecuencia y baja intensidad que es utilizado en pruebas no destructivas, principalmente en medicina; y el ultrasonido de baja frecuencia y alta intensidad que es utilizado en la sonoquímica, donde se pretende generar transformaciones físicas o químicas de las muestras estudiadas, es decir, son pruebas destructivas (Gallego-Juárez & Graff, 2015; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

El ultrasonido de alta potencia y baja frecuencia es utilizado para cambiar permanentemente las propiedades físicas, químicas o biológicas de los materiales o sistemas a los que se aplica. La potencia de este tipo de ultrasonido está por encima de los 10 watts con una intensidad superior a 1 Watt/cm^2 , con una frecuencia habitual de operación en kHz. Las frecuencias típicas de operación en las aplicaciones de alta potencia son entre 20 y 100 kHz. Las aplicaciones de ultrasonidos de alta potencia se fundamentan en los efectos de fenómenos no lineales generados por ondas de alta intensidad dentro de los cuales se pueden encontrar distorsión de onda, saturación acústica, presión de radiación, transmisión, cavitación en líquidos y formación y movimiento de dislocaciones en sólidos; generando energía ultrasónica que ayuda a que tomen lugar algunos fenómenos fisicoquímicos, tales como calor, agitación, difusión, inestabilidades de la interfaz, fricción, ruptura mecánica y efectos químicos (Gallego-Juárez & Graff, 2015).

La utilización del ultrasonido en la flotación de relaves mineros es un tema poco estudiado. Un acercamiento importante a este uso, es la investigación realizada por (Videla et al., 2016) en la cual se realizaron pruebas de flotación con ultrasonido a relaves de cobre, aplicándolo a diferentes etapas del procesos (acondicionamiento, flotación y acondicionamiento – flotación), en donde se obtuvo que la presencia de ultrasonido durante las etapas de acondicionamiento y flotación mejoran la recuperación de la flotación de cobre hasta en un 3.5%, gracias a que la cavitación acústica limpia las superficies de las partículas y el recubrimiento de lodos a las mismas, permitiendo que los reactivos actúen con mayor eficacia.

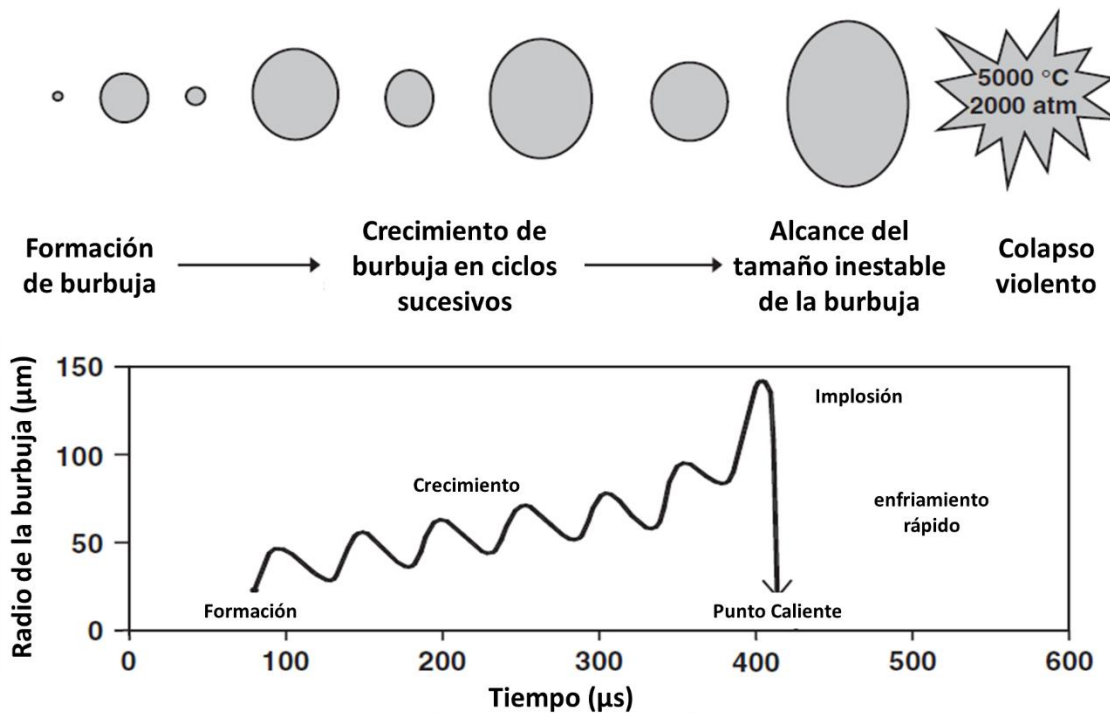
Otros estudios sobre el uso de ultrasonido en flotación son los realizados por Şafak G. Özkan (Ozkan & Kuyumcu, 2006; Özkan & Kuyumcu, 2007) en los cuales se buscó mejorar la calidad del carbón flotado, por medio del diseño de una celda de ultrasonido que permitiera la flotación con reducción en los reactivos utilizados. Las investigaciones concluyeron que el uso de ultrasonido ayuda a recuperar carbones con mayor contenido de combustibles y menor contenido de ceniza, utilizando la misma dosificación de reactivos que en una flotación convencional. El resultado se sustenta en que la limpieza superficial de las partículas de carbón es eficiente mientras se usa el ultrasonido. Otros autores como (KANG et al., 2009) investigaron el efecto del ultrasonido en el acondicionamiento de pulpas para la flotación de carbón con altos contenidos de sulfuros, encontrando que éste ayuda al rendimiento de la desulfurización y eliminación de ceniza en la flotación de carbón. Por otro lado, (Cilek & Ozgen, 2009) demostraron que el uso del ultrasonido en el colchón de espuma ayuda sobre la selectividad y la eficiencia de la flotación de un mineral de sulfuro complejo con alto flujo de aire.

1.3.1 Principios físicos del ultrasonido

El ultrasonido es una onda de alta frecuencia que se transmite a través de un medio elástico, ya sea sólido, líquido o gaseoso. El movimiento del cuerpo que produce el ultrasonido genera una vibración de las moléculas del medio donde se transmite, haciendo que cada una de ellas transfiera esta vibración a una molécula adyacente antes de volver a su estado de reposo. En los líquidos y los gases se producen ondas longitudinales, las cuales pueden representarse por medio de un resorte que es comprimido y luego liberado, este genera una perturbación que viaja a través de todo el resorte creando una expansión y compresión del resorte en su longitud. Para los sólidos las ondas producidas pueden ser longitudinales o transversales. Normalmente cuando las perturbaciones generadas por una onda longitudinal se repiten con periodicidad se producen ciclos de expansión y compresión del medio; los ciclos de expansión separan a las moléculas, lo que lleva a la generación de una presión negativa y los de compresión las unen (LI, 2011; Nguyen, 2007). Si la intensidad es lo suficientemente alta produce una presión negativa que disloca el líquido y crea una cavidad, esto debido a que la presión excede la resistencia a la tracción local del líquido, que es una propiedad material

del mismo. El proceso por el cual las burbujas se forman, crecen y sufren un colapso implosivo se denomina “cavitación” (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Figura 1-11: Formación y colapso de burbujas del fenómeno de cavitación (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).



El colapso de las burbujas es el fenómeno más importante que toma lugar en la cavitación acústica, esta se debe a que la burbuja no es capaz de absorber más energía de la onda sonora e implosiona. Esto genera una compresión adiabática de los gases dentro de la burbuja, que puede durar 1/1'000.000 segundo y que al ser liberados por la implosión crea una alta turbulencia local, alcanzando presiones promedio de 2000 atmosferas, y temperaturas que rondan los 5000 °C, la cual es equivalente a la temperatura del sol (Barrera, 2014; Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

El tamaño de las burbujas que colapsan por el efecto de la cavitación producida por las ondas ultrasónicas es despreciable al ser comparado con el volumen total del líquido donde se producen, esto hace que la disipación de temperatura sea muy veloz sin afectar

el ambiente circundante que la rodea, por esto se conoce a la cavitación acústica como “ebullición en frío”. El enfriamiento después del colapso de la burbuja se ha estimado en 10 mil millones de °C / s (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

La cavitación acústica tiene relación directa con la materia cuando el colapso de la burbuja se genera cerca de una superficie de un sólido, ya que la dinámica de implosión cambia, el fenómeno de colapso es asimétrico y produce chorros de líquido de alta velocidad que pueden alcanzar velocidades cercanas a las 400 km/h. El impacto del chorro de líquido produce daños a la superficie del sólido, lo que dispone de mayor área superficial del sólido impactado o genera una limpieza superficial del mismo, mejorando la reactividad (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Figura 1-12: Colapso de una burbuja en la cercanía de una superficie sólida (Torres Hurtado, 2010).



1.3.2 Cavitación acústica

La cavitación acústica es un fenómeno que puede describirse por medio de tres etapas, la primera es la generación de microburbujas debido a la interacción de un campo acústico de alta intensidad con un medio acuoso, luego estas burbujas crecen debido al

trabajo mecánico que depende de la tensión superficial en la interfaz, es decir, el crecimiento de la burbuja depende del medio acuoso en el que se genera y está determinada por la tensión de Laplace en la pared de la misma (Barrera, 2014), tal como se expresa en la ecuación siguiente.

$$P_b = P_o + \frac{2\sigma}{R}$$

donde P_o es la presión ambiente y σ es la tensión superficial.

Por último se presenta un colapso de las microburbujas que genera una implosión, la cual lleva consigo una liberación de energía térmica y una turbulencia local en el medio acuoso, incrementando significativamente la presión y la temperatura, llegando a miles de grados Kelvin y cientos de bar. Los efectos de la cavitación acústica son los mismos de la cavitación hidrodinámica y pueden ser utilizados para mejorar la cinética de las reacciones químicas presentes en la hidrometalurgia, mezclar reactivos utilizados en procesos de beneficio, destruir capas superficiales de material o generar microfisuras en el mismo que permiten la interacción óptima de las variables superficiales (Barrera, 2014; Gallego-Juárez & Graff, 2015).

Para que el fenómeno de cavitación acústica tome lugar para un determinado uso, es necesario mantener control sobre algunas de las siguientes variables, ya que éstas controlan el fenómeno de cavitación.

Gases: Habitualmente, se ha encontrado que la presión acústica necesaria para causar cavitación en el agua puede tener valores inferiores a las 20 atmósferas, como resultado de puntos débiles en el líquido, al contener moléculas de gases. Por este hecho, entre mayor contenido de moléculas de gases posea el agua, menor es la presión necesaria para generar el fenómeno de cavitación, es decir, el umbral de cavitación aumenta cuando el líquido no posee moléculas de gas (Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Presión externa: La intensidad del colapso de una burbuja de cavitación, producida por una onda sonora, puede mejorar al utilizar una presión externa, sin embargo esto genera que las moléculas de gas en el líquido se disuelvan, lo que aumenta el umbral de cavitación y dificulta el fenómeno en sí (Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

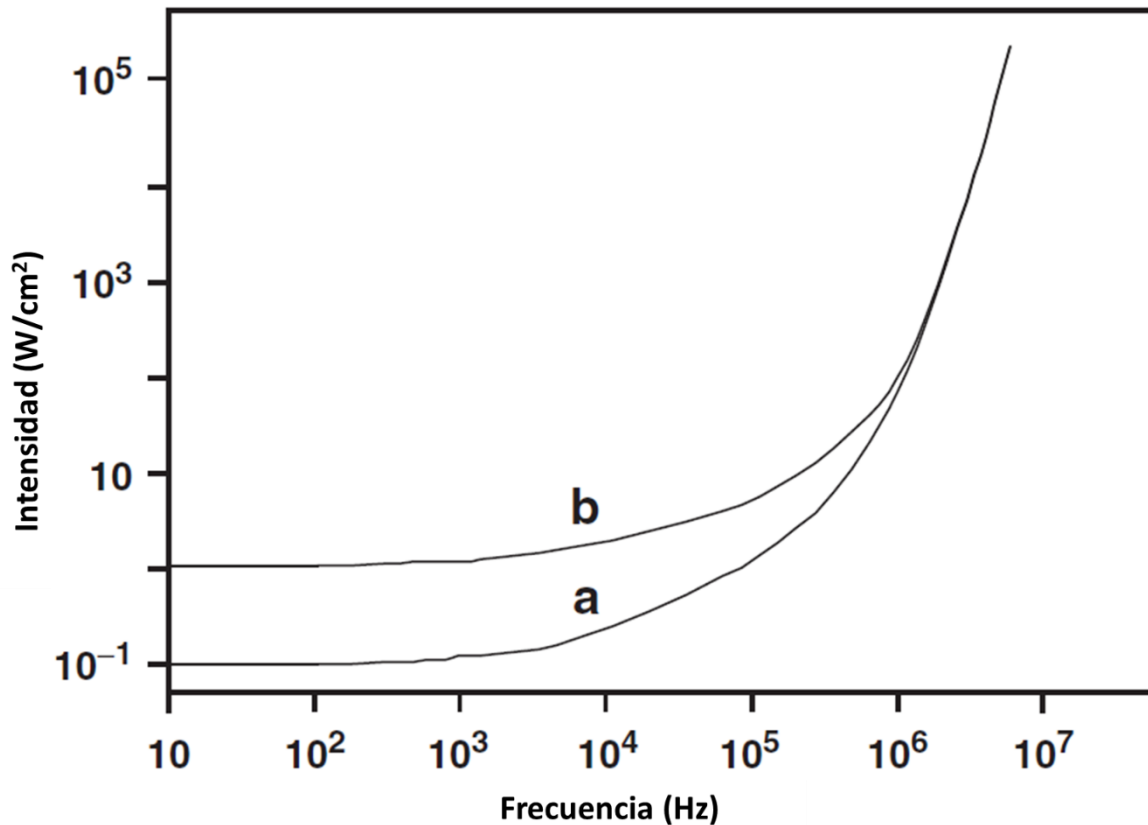
Viscosidad del solvente: Debido a que para la generación de burbujas en la cavitación se deben superar las fuerzas de cohesión del líquido donde se está dando el fenómeno, si se aumenta la viscosidad de este líquido se elevará el umbral de cavitación, ya que la viscosidad es directamente proporcional a la fuerza de cohesión del fluido, lo que dificulta a que tome lugar el fenómeno (Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Tensión superficial del solvente: Dentro del fenómeno de cavitación juega un papel importante la interfase líquido – gas, ya que la tensión superficial en esta interfase es la que lleva a que una burbuja tenga un crecimiento y un colapso determinado, es decir, la tensión superficial se puede modificar con un tensoactivo con el propósito de disminuir las fuerzas en la fase líquido – gas y con esto disminuir el umbral de cavitación (Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Frecuencia: En el fenómeno de cavitación, el aumento de la frecuencia requiere de un aumento de la potencia si se desea mantener la misma energía en las burbujas, es decir, debido a que la formación de burbujas se da por medio de una contracción y expansión cíclica del líquido y que en ocasiones el tiempo de formación de la burbuja, superan el ciclo de compresión – expansión, es necesario aumentar la amplitud de la onda con el propósito de generar la dislocación del líquido, un ejemplo de esto es cuando se utiliza una frecuencia de 20 kHz, donde el ciclo de compresión – expansión es de aproximadamente unos 25 μ s, para un pico de presión negativa del líquido (formación de cavidad) a los 12,5 μ s, sin embargo cuando se utiliza una frecuencia de 20 MHz, el ciclo de compresión – expansión es de unos 0,025 μ s, lo que impide la formación de la burbuja. Esto indica que para poder llevar a cabo la cavitación con frecuencias elevadas, es necesario generar una amplitud de onda mayor en tiempos más cortos de tiempo (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Debido a que el agua aireada contiene moléculas de gas, se corrobora entonces de la Figura 1-13 que el umbral de cavitación es menor para el agua con contenido de moléculas de gas. También se puede observar en la Figura 1-13 que al aumentar la frecuencia se requiere de mayor intensidad (mayor amplitud de onda). El rango de operación común del ultrasonido es de 20 kHz a 50 kHz para obtener los efectos necesarios en el proceso de flotación pertinente en la investigación debido a que esta es la frecuencia común de operación en sonoquímica (Gallego-Juárez & Graff, 2015; Luque de Castro & Priego Capote, 2007), buscando generar cambios superficiales tanto químicos como físicos que permitan la optimización del sistema.

Figura 1-13: Variación del umbral de intensidad para producir cavitación con respecto a la frecuencia para agua aireada (a) y sin aireación (b) (Luque de Castro & Priego Capote, 2007).



Temperatura: El umbral de cavitación puede ser modificado por medio de la variación de la temperatura, a medida que la temperatura disminuye aumenta la tensión superficial del líquido o la viscosidad del mismo, por lo cual se dificulta la cavitación, sin embargo para temperaturas altas, cerca del punto de ebullición del solvente, la generación de burbujas se facilita pero a su vez estas sirven como colchón para la propagación de ondas sonoras amortiguando la energía transmitida por la onda (Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

Intensidad: La intensidad de la onda sonora es directamente proporcional al cuadrado de la amplitud. El tamaño de las burbujas de cavitación depende de la amplitud, por lo cual, intensidades elevadas genera que el tiempo de formación de la burbuja sea superior que el tiempo de implosión de la misma, perjudicando el fenómeno en sí (Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

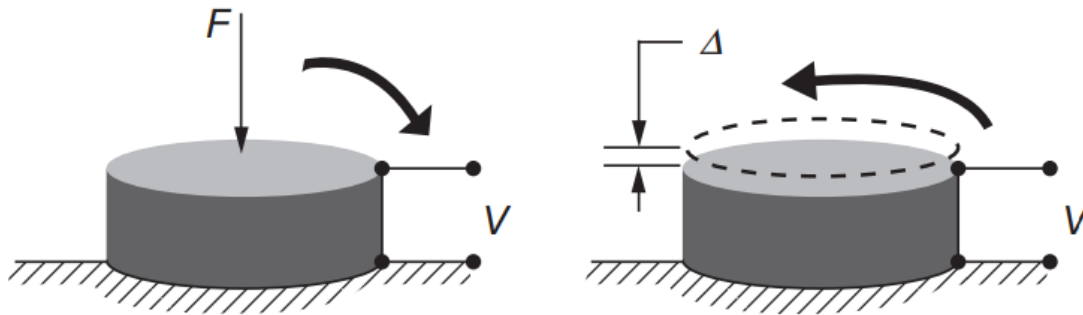
Se establece entonces que para poder llevar a cabo el fenómeno de cavitación de forma correcta es necesario que el nivel de intensidad de la onda ultrasónica sea el mínimo para alcanzar el umbral de cavitación, garantizando que ocurra la formación de burbujas; también se espera que al sistema no ingrese una cantidad de energía elevada, ya que esto causaría la coalescencia de las burbujas formadas, produciendo burbujas de mayor tamaño y amortiguando la transmisión energética a través del medio; la generación de burbujas cerca de la superficie de la fuente de ultrasonido debe ser reducida al máximo, ya que esto genera el concepto técnico de “desacoplamiento”, lo que quiere decir que el emisor no puede mantener contacto todo el tiempo con el medio donde se transmite la onda sonora, por lo cual disminuye considerablemente la transmisión energética al medio; y debe mantenerse una amplitud de onda adecuada que no deforme el transductor piezoeléctrico hasta la fractura, sufriendo daños definitivos (Kharisov & Méndez, 1999; Luque de Castro & Priego Capote, 2007).

1.3.3 Transductores

Los transductores ultrasónicos están fundamentados en la capacidad física de algunos materiales de transformar un campo eléctrico de alta frecuencia en una deformación mecánica oscilante. Los materiales piezoeléctricos poseen la característica de

transformar las señales eléctricas en una deformación física, tal como se enseña en la Figura 1-14:

Figura 1-14: Propiedad de los materiales piezoeléctricos (izquierda) material sometido a un esfuerzo F que genera una señal eléctrica V , (derecha) material sometido a una señal eléctrica V dando una respuesta física como una deformación del mismo (Graff, 2015).



En los materiales piezoeléctricos, como el cuarzo, se presentan dipolos eléctricos en su estructura cristalina de forma natural, sin embargo para las cerámicos los dipolos son creados artificialmente con la influencia de un campo eléctrico. Los dipolos al ser sometidos a un esfuerzo de compresión disminuye la separación entre cada dipolo, generando una carga superficial en el material. La presencia de dipolos permite tener una relación entre los fenómenos físicos y eléctricos en un solo material (Graff, 2015; Karafi & Khorasani, 2019).

La construcción de un transductor ultrasónico es simple y se fundamenta en las propiedades de los materiales piezoeléctricos descritas anteriormente. El disco piezoeléctrico se ubica en medio de dos piezas metálicas que resonarán a las longitudes de onda naturales, las cuales estarán cercanas a la frecuencia inducida por medio de la señal eléctrica. Este ensamble llamado comúnmente "sánduche", que fue trabajado desde los primeros descubrimientos realizados, es el elemento principal en los aparatos utilizados en la generación de ultrasonido para las sonoquímica (Graff, 2015; Karafi & Khorasani, 2019).

2. Materiales y métodos

2.1 Muestra mineral

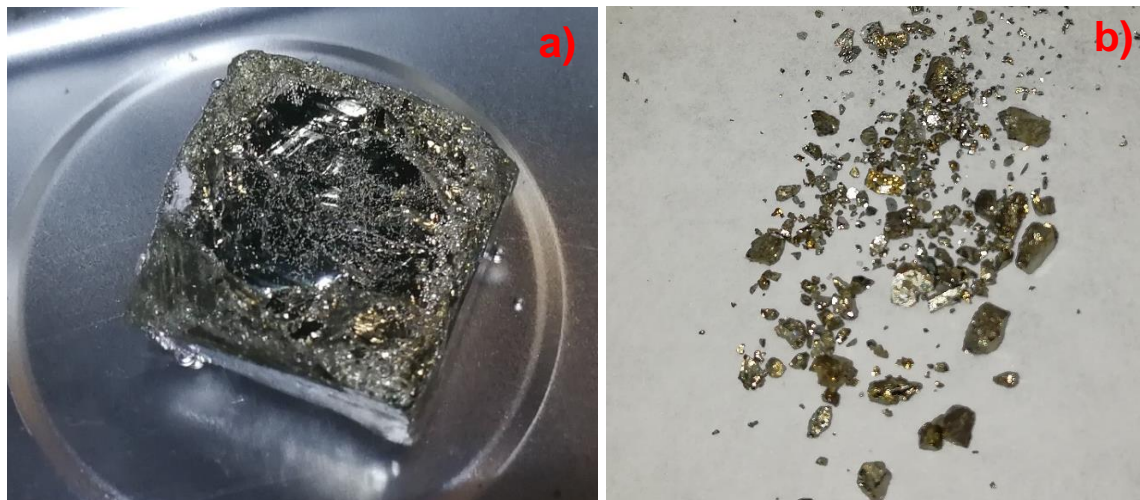
Para el estudio se utilizaron muestras provenientes de diferentes municipios del departamento de Antioquia, Colombia, con alto consumo de mercurio dentro de sus procesos minero – metalúrgico, obteniéndose un total de tres muestras de relaves contaminados, tal como se muestra en la Tabla 2-1.

Departamentos	Municipios	Instalaciones de beneficio
Antioquia	Cañasgordas	IB 1
	Segovia	IB 2
	Remedios	IB 3

Tabla 2-1: Instalaciones de beneficio minero caracterizadas

Para el análisis de caracterización de minerales se tomó una muestra de cada unidad minera con el propósito de conocer las particularidades de estas. Para las pruebas de flotación de minerales en celda Denver convencional y celda Denver modificada se realizó un compósito con muestra de las diferentes relaveras. Para las pruebas en celda Hallimond se utilizaron partículas de pirita obtenidas de los procesos de beneficio en cada municipio. Para el ángulo de contacto se utilizó una muestra de pirita con cristalización cúbica, con lo cual se obtuvo superficies adecuadas de medición.

Figura 2-1: Muestras utilizadas para pruebas metalúrgicas de (a) ángulo de contacto y (b) flotación en celda Hallimond.



Posterior a la caracterización, se realizaron pruebas de flotación en celda Hallimond y de ángulo de contacto, con el propósito de seleccionar los parámetros ideales para realizar la flotación convencional en celda Denver y la flotación no convencional en celda Denver modificada, la cual cuenta principalmente con la instalación de transductores piezoeléctricos para la generación de cavitación acústica en la pulpa.

Con los resultados obtenidos de las pruebas de flotación en celda Hallimond y de ángulo de contacto, se realizaron pruebas de flotación convencional tal como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 2-2: Pruebas de flotación convencional

# Flotación	Colector	Espumante	pH	% Sólidos	Tiempo de flotación	Tiempo acondicionamiento
1	Sin colector	Aero 65	Natural	30	8	10
2	PAX	Aero 65	Natural	30	8	10
3	Reagent S-8474	Aero 65	Natural	30	8	10
4	Sin colector	Aero 65	7	30	8	10
5	PAX	Aero 65	7	30	8	10
6	Reagent S-8474	Aero 65	7	30	8	10
7	Sin colector	Aero 65	9	30	8	10
8	PAX	Aero 65	9	30	8	10

# Flotación	Colector	Espumante	pH	% Solidos	Tiempo de flotación	Tiempo acondicionamiento
9	Reagent S-8474	Aero 65	9	30	8	10
10	Sin colector	Aero 65	11	30	8	10
11	PAX	Aero 65	11	30	8	10
12	Reagent S-8474	Aero 65	11	30	8	10

2.2 Caracterización

Las muestras procedentes de las instalaciones de beneficio minero fueron tomadas a las salidas del proceso de amalgamación o cianuración hacia los patios de relaves, empacadas en bolsas plásticas de polietileno y reforzadas en costales de fibra, para su protección en el transporte. El peso aproximado por muestra es de 250 Kg. Se tomó otra muestra con un peso aproximado de 1 kg y se conservó refrigerada (refrigeración a -6°C) desde el lugar de procedencia al laboratorio de prueba para realizar la lectura de Mercurio (Hg).

Para efectuar la respectiva caracterización fisicoquímica de cada Instalación de Beneficio Minero, cada muestra es previamente homogenizada, cuarteada y secada. Las pruebas físicas realizadas fueron: humedad, densidad, Fluorescencia de Rayos X (FRX), Difracción de Rayos X (DRX), Microscopia Electrónica de Barrido (SEM), Petrografía Óptica de Luz Polarizada (MOLPP), granulométricos y lecturas de mercurio. Las pruebas químicas realizadas fueron: medición de contenido de cianuro, análisis químicos y ensayos al fuego para determinación de oro y plata. El objetivo de realizar las pruebas de DRX y MOLPP, fue para identificar y cuantificar la composición mineralógica presente en cada muestra; las pruebas de FRX, SEM y análisis químicos se desarrollaron con el propósito de identificar y cuantificar las especies elementales presentes en dicha muestra.

Las pruebas de humedad, densidad, granulométricos en mallas, medición de contenido de cianuro, análisis químicos y ensayos al fuego se realizaron en el Instituto de Minerales Cimex. El análisis granulométrico se realizó en un Mastersizer 3000 de Malvern Instruments y la Microscopia Electrónica de Barrido (SEM) se llevó a cabo en un Scanning Electron Microscope marca Phenom World, en el laboratorio de Cecoltec. La

Fluorescencia de rayos X (FRX) y la difracción de rayos X (DRX) se hizo en un Difractómetro de Rayos X marca PANalytical modelo EMPYREAN. Las lecturas de mercurio se realizaron en el equipo de Energía de Dispersión Polarizada Tridimensional por el laboratorio de Alpha 1. La petrografía óptica de luz polarizada (MOLPP) fue determinada en el Instituto Universitario Pascual Bravo.

2.3 Reactivos químicos

En la minería tradicional donde hay presencia de oro en pirita y calcopirita, el uso de cal como regulador de pH se lleva a cabo en procesos de flotación donde se realizan dos etapas. La primera etapa busca la concentración de la calcopirita (CuFeS_2) utilizando como regulador de pH la cal muerta (hidróxido de calcio) con el propósito de precipitar la pirita. En la segunda etapa se utiliza como activador sulfato de cobre (CuSO_4) por la presencia del remanente de cal utilizado y adicionando hidróxido de sodio (NaOH) como regulador de pH. Los iones de calcio presentes en el proceso de flotación de sulfuros generan que el oro libre y la pirita se deprese, por lo cual no es conveniente utilizar Ca(OH)_2 , ya que al disociarse en agua libera iones de calcio que podrían acomplejar la flotación de oro libre y pirita presentes en la muestra. El uso de un activador, como el sulfato de cobre (CuSO_4), de pirita y un regulador de pH que libera iones de calcio (Ca(OH)_2) durante el mismo proceso no es conveniente, ya que dentro de la fisicoquímica de superficies se presenta una competencia de iones Ca^{2+} con iones Cu^{2+} e iones Xantatos que perjudican la flotación (Mu, Peng, & Lauten, 2016)

Con base en esta información, se define el hidróxido de sodio grado analítico (NaOH) como reactivo para la regulación de pH.

Para la elección de los colectores a utilizar en la flotación espumante convencional y no convencional (Celda Denver convencional y Celda Denver modificada, respectivamente), se realizaron pruebas en celda Hallimond modificada con diferentes reactivos

2.4 Ángulo de contacto

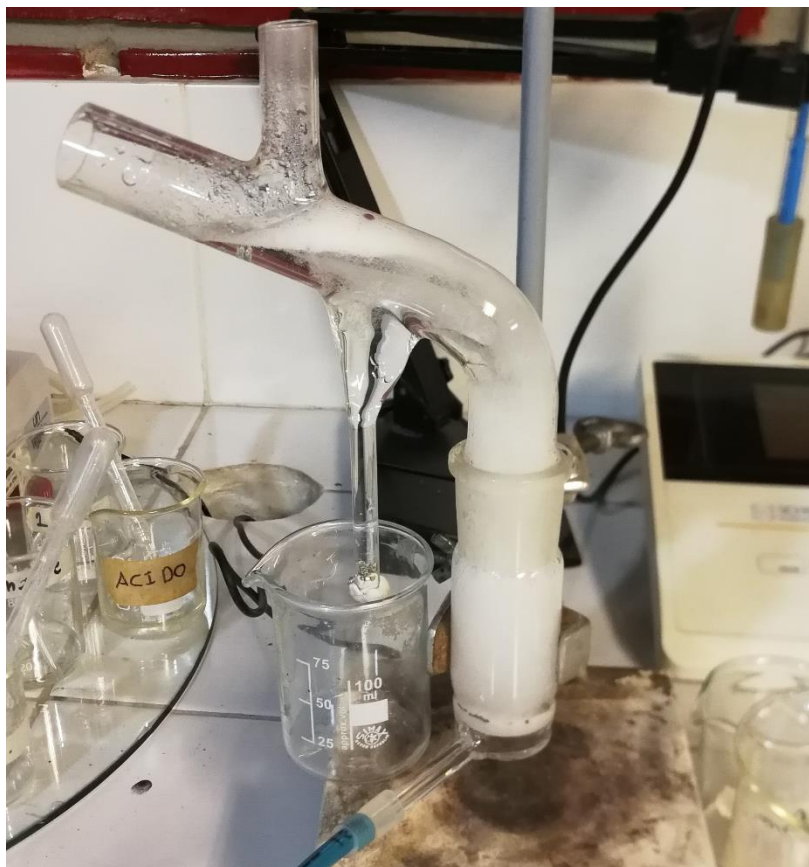
Para las pruebas de ángulo de contacto se utilizó el goniómetro tipo OCA 15 PLUS, con software SCA 20 del Instituto de Minerales CIMEX. La muestra utilizada fue limpiada en cada una de las pruebas con “solución piraña”, la cual se compone de $\text{H}_2\text{O}_2:\text{H}_2\text{SO}_4$ en una relación de 3:7 en volumen. El método de limpieza se llevó a cabo en una celda de ultrasonido, en la cual se sumerge la muestra por un tiempo de 5 minutos utilizando la “solución piraña”, luego es lavada con agua destilada, para posteriormente realizar un secado con aire comprimido.

La medición de ángulo de contacto se realizó utilizando los mismos colectores que se usaron para la flotación en celda Hallimond. El tiempo de acondicionamiento sobre la superficie mineral fue de 10 minutos.

El ángulo de contacto se utilizó en primera instancia para corroborar la adhesión del colector sobre la partícula de pirita. Posteriormente, se realizó una medición de ángulo de contacto sobre las partículas que tenían colector y que habían sido acondicionadas durante 10 minutos con el propósito de corroborar la hidrofobicidad de esta con el agua.

2.5 Flotación espumante de minerales en celda Hallimond

Las microflotaciones realizadas para la elección del colector, se hicieron en una celda Hallimond modificada, con una capacidad volumétrica de 200 cm^3 (Figura 2-2). Para la prueba se utilizaron diferentes colectores y se utilizaron las mismas condiciones de operación, las cuales fueron a pH natural, con tiempos de acondicionamiento y flotación de 10 minutos y 2 minutos, respectivamente. Además, cada uno de los reactivos fue probado con y sin ultrasonido. En la Tabla 2-3 se relacionan las diferentes pruebas realizadas.

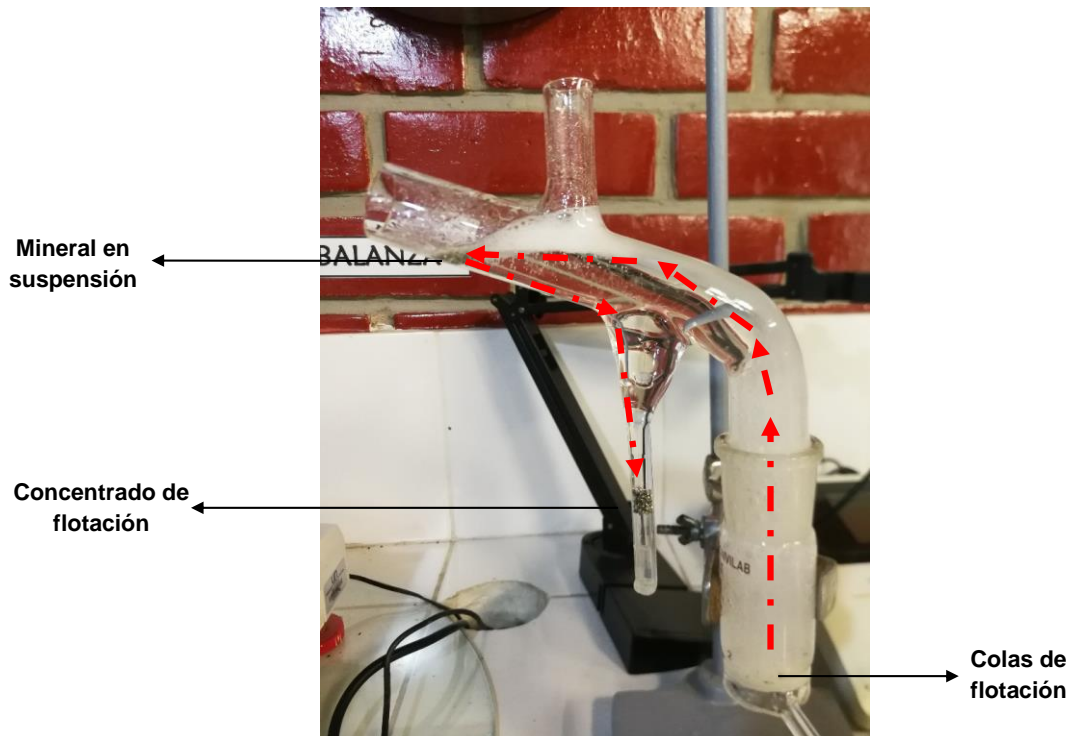
Figura 2-2: Celda de flotación Hallimond modificada.**Tabla 2-3:** Pruebas de flotación en celda Hallimond

# Flotación	Colector	Peso mineral (g)
Sin ultrasonido		
1	Xantato Amílico de Potasio (PAX)	0,44
2	AERO® MX – 7020	0,44
3	AERO® MX – 5160	0,44
4	AERO® MX – 945	0,44
5	AERO® MX – 8522	0,44
6	Reagent S-8474	0,44
Con ultrasonido		
1	Xantato Amílico de Potasio (PAX)	0,44
2	AERO® MX – 7020	0,44
3	AERO® MX – 5160	0,44
4	AERO® MX – 945	0,44
5	AERO® MX – 8522	0,44
6	Reagent S-8474	0,44

Para realizar la prueba, se acondicionó la celda con peso de partículas de sulfuros de 0,44 gramos en una solución acuosa con un volumen de 120 cm³ y se adicionó el colector a una concentración de 40 g/ton. El acondicionamiento se realizó utilizando un agitador magnético con una velocidad de 150 RPM durante 10 minutos. Posterior al acondicionamiento, se realizó la flotación, la cual tuvo un tiempo de 2 minutos. Las fracciones de concentrado y colas de la flotación son secadas y pesadas, para obtener el porcentaje de recuperación final del proceso (Figura 2-3).

Las pruebas se realiza a temperatura ambiente (25°C aproximadamente) y no se utiliza espumante durante el proceso, el agua para realizar la flotación es agua destilada.

Figura 2-3: Proceso de flotación en celda Hallimond.



2.6 Flotación espumante de minerales en celda Denver

La realización de pruebas de flotación en celda Denver fueron llevada a cabo en una celda convencional con una capacidad de 1 litro, en las cuales se midieron la variabilidad del porcentaje de recuperación y el contenido de oro presente en el mineral concentrado,

variando las condiciones de pH y colector, todo con el propósito de obtener datos sobre la recuperación en celdas de laboratorio para el mineral sin la utilización de ultrasonido. Las condiciones de espumante, % de sólidos, tiempo de flotación y tiempo de acondicionamiento fue igual para todas las flotaciones, tal como sigue:

- Espumante: Aerofroth® 65 a 80 g/ton
- 30% Sólidos
- Tiempo de acondicionamiento: 10 minutos
- Tiempo de flotación: 8 minutos

La variación en las condiciones de pH y colector se presentan en la Tabla 2-4 y se enumeran las flotaciones para codificar la información de los resultados.

Tabla 2-4: Pruebas de flotación en celda convencional Denver

# Flotación	Colector	pH
1	Sin colector	5
2	Xantato Amílico de Potasio (PAX)	5
3	Reagent S-8474	5
4	Sin colector	7
5	Xantato Amílico de Potasio (PAX)	7
6	Reagent S-8474	7
7	Sin colector	9
8	Xantato Amílico de Potasio (PAX)	9
9	Reagent S-8474	9
10	Sin colector	11
11	Xantato Amílico de Potasio (PAX)	11
12	Reagent S-8474	11

De los resultados obtenidos, se realiza cinética de flotación con las condiciones que mostraron una mejor recuperación del mineral flotado y se replican estas condiciones para realizar la cinética de flotación en celda Denver modificada con ultrasonido.

2.7 Flotación espumante de minerales en celda Denver modificada

Para la realización de las pruebas en celda Denver modificada se realizó la implementación de transductores piezoeléctricos obtenidos de equipos de limpieza ultrasónica, los cuales fueron instalados en la parte interna de la celda de flotación con capacidad de un litro (Figura 2-4), utilizando un material epóxico cementante. Las características de cada transductor se muestran a continuación:

- Voltaje: 110V /AC 60Hz
- Potencia: 35W o 50W
- Frecuencia de operación: 40KHz

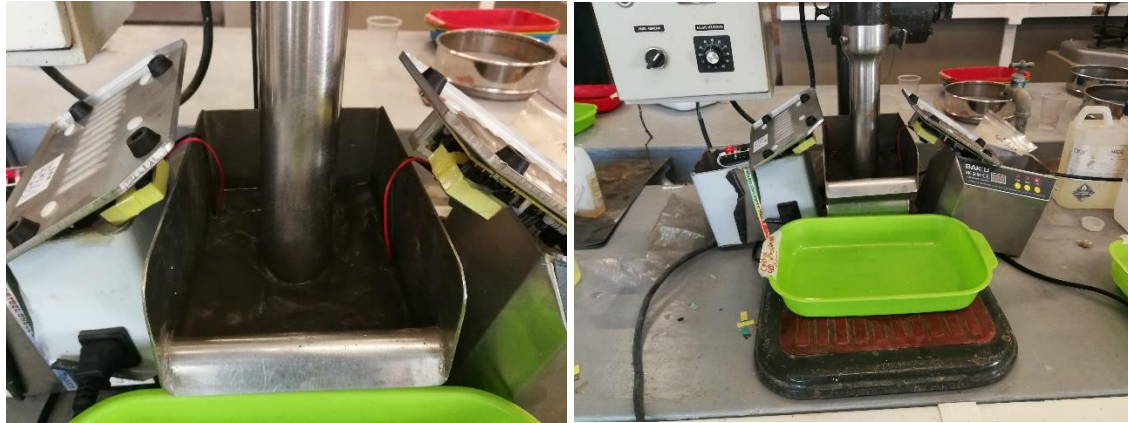
La cinética de flotación se realizó con los parámetros presentados en la Tabla 2-5:

Tabla 2-5: Parámetros de Prueba cinética de flotación

Parámetros de cinética de flotación en celda Denver convencional y modificada	
Colector	PAX
Espumante	Aero 65
pH	11
% Sólidos	30
Tiempo de flotación	8
Tiempo de acondicionamiento	10

La cinética se desarrolló con el objetivo de obtener concentrados en 5 tiempos diferentes (0.5 min, 1 min, 2 min, 4 min y 8 minutos) realizando una medición de contenido de oro y sílice de cada uno de los concentrados y los respectivos relaves, con el propósito de realizar el balance metalúrgico y conocer la velocidad de flotación bajo los diferentes escenarios, por medio de la evaluación de la constante cinética.

Figura 2-4: Celda de flotación Denver modificada con transductores ultrasónicos.



3. Resultados y discusión

3.1 Caracterización fisicoquímica de relaves minero – auríferos de pequeña minería

Para la caracterización fisicoquímica de relaves mineros contaminados se utilizaron muestras obtenidas de los relaves de diferentes plantas de beneficio informal del departamento de Antioquia, de la cuales se obtuvieron los respectivos resultados de cada una de las pruebas especificadas en la metodología de caracterización.

3.1.1 Humedad y densidad

Los resultados obtenidos de las pruebas de humedad y densidad (Tabla 3-1:) para las Unidades de Beneficio Minero, muestran un promedio de densidad de colas de relaves de 3 g/cm^3 y una humedad promedio del 18.6%. Estos resultados se deben a que el elemento más abundante presente es la sílice y algunos porcentajes en menor medida de hierro, aluminio, entre otros; y que en los procesos previos a la relavera se utiliza agua para la generación de las pulpas.

Tabla 3-1: Resultados prueba de humedad y densidad de las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas.

Departamento	Unidad de Beneficio Minero	Humedad (%)	Densidad (g/cm^3)
Antioquia	IB 1	21,35	2,49
	IB 2	17,09	3,24
	IB 3	17,38	3,22

3.1.2 Análisis químico y medición de Au, Ag, Hg y CN

Para la implementación de tecnologías limpias de concentración de minerales es importante conocer la cantidad de mercurio o cianuro presente, ya que estos elementos

en estado iónico pueden acomplejar la adsorción del colector sobre la superficie del sólido, es por este motivo que se realizó la caracterización de mercurio y cianuro en las muestras y a su vez, la cantidad de metales preciosos presentes como se presenta en la Tabla 3-2:

Tabla 3-2: Medición de Hg, CN, Au y Ag presentes en las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas

Departamento	Unidad de Beneficio Minero	Hg (ppm)	CN residual (g/cm ³ de solución)	Au (gpt)	Ag (gpt)
Antioquia	IB 1	180	N.A.	9,45	9,30
	IB 2	177	0,29	4,89	32,07
	IB 3	1897	0,29	2,93	24,61

Con base en estos resultados, se observa que los relaves mineros presentan altas concentraciones de mercurio, alcanzando cifras que pueden estar en el orden de las 1800 ppm y que el proceso de amalgamación no es eficiente en la recuperación de oro, pues el contenido de este y de la plata presente alcanza valores de hasta 9 g/ton y 24 g/ton, respectivamente, sin embargo es de tener en cuenta que los relaves mineros se comportan como un concentrador, pudiendo acumular tenores de metales preciosos por encima de los tenores de cabeza que ingresa a la planta metalúrgica.

Los resultados del análisis químico permitieron observar los elementos presentes en las muestras, los cuales sirven como punto de partida para la implementación de tecnologías de beneficio minero que sean adecuadas para la recuperación de las trazas de oro presentes. En la Tabla 3-3: se observan las cantidades de elementos encontrados por medio de análisis químico.

Se identifica que las muestras recolectadas de los diferentes relaves mineros están principalmente constituidas por hierro y cuarzo, lo cual permite concluir que las trazas de oro y plata presentes en la muestra pueden tener naturaleza en asociación a sulfuros de hierro o en su estado elemental, los resultados del ensayo de FRX corroboran los porcentajes de elementos que se calcularon con el análisis químico.

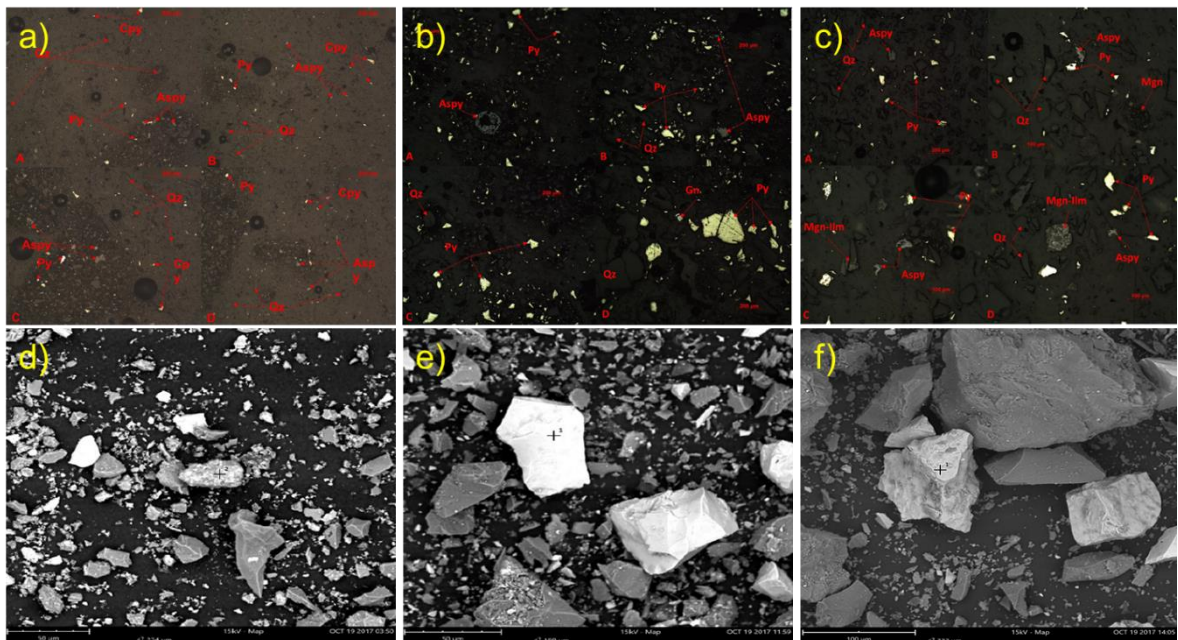
Tabla 3-3: Resultados análisis químico de las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas

Departamento	Unidad de Beneficio Minero	Fe (%)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	As (%)	Insolubles (%)
Antioquia	IB 1	12,33	0,13	0,05	0,04	0,28	69,42
	IB 2	10,66	0,03	1,03	0,84	0,19	60,36
	IB 3	8,32	0,01	0,48	0,57	0,08	72,53

3.1.3 DRX, FRX, SEM y MOLPP

Las muestras procedentes de las unidades mineras del departamento de Antioquia muestran una similitud en los resultados obtenidos en los ensayos de SEM y MOLPP (Figura 3-1), los cuales presentan una composición principalmente de aluminosilicatos, con tamaños variables según la relavera caracterizada pero con promedio de grano inferior a 150 μm , presencia significativa de pirita variando entre 5% y 35%, y en menor proporción cristales de calcopirita y arsenopirita, con valores inferiores a un 2%.

Figura 3-1: Resultados ensayos SEM y MOLPP para las muestras analizadas. a) MOLPP relavera IB 1, b) MOLPP relavera IB 2, c) MOLPP relavera IB 3, d) SEM relavera IB 1 campo de visión 234 μm , e) SEM relavera IB 2 campo de visión 199 μm , f) SEM relavera IB 3 campo de visión 332 μm .



Los resultados de DRX y FRX muestran, al igual que en los ensayos de SEM y MOLPP, similitud en los contenidos de minerales presentes, lo cual verifica que la caracterización química y elemental esta dimensionando en forma acertada las cantidades porcentuales presentes en las muestras, tal como se enseña en la Figura 3-2 y la Figura 3-3.

Se observa una diferencia porcentual en algunos elementos químicos con respecto a los ensayos realizados anteriormente, por ejemplo en la pirita y el cuarzo presentes, todo debido a que la resolución de cada uno de los ensayos es diferente, sin embargo estas diferencias no son significativas y siguen el valor porcentual obtenido en las pruebas del SEM y MOLPP. La importancia de esta caracterización se debe a que permite deducir métodos adecuados para la extracción de los metales preciosos, todo debido a la mineralogía de la muestra, la cual según el resultado de los ensayos de FRX se puede apreciar que la muestra contiene sulfuros de hierro (FeS_2) tal como se mostró en el resultado de DRX, SEM y MOLPP.

Figura 3-2: Resultados ensayos DRX de a) Relavera IB 1, b) Relavera IB 2, c) Relavera IB 3.

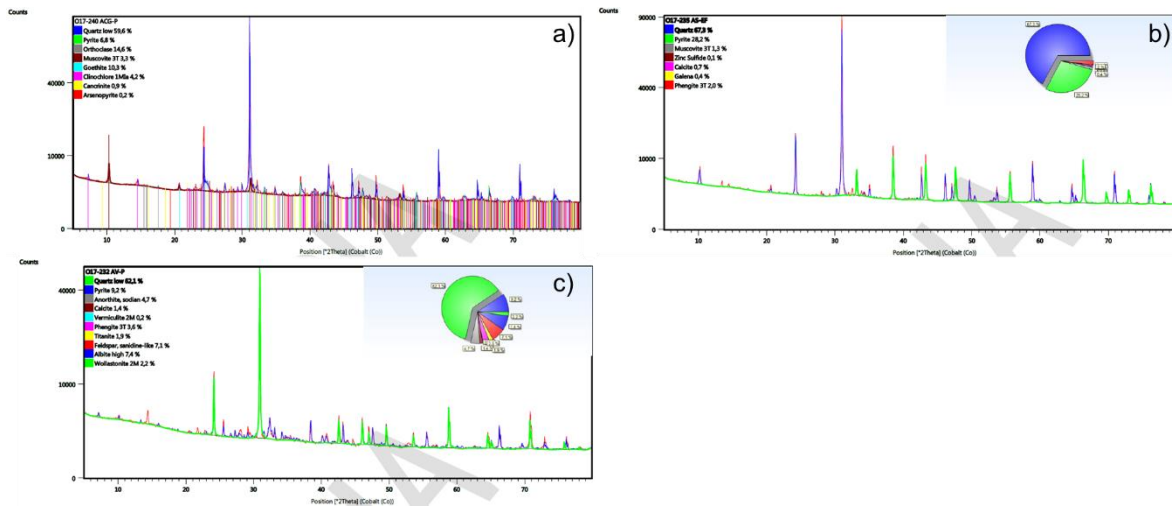
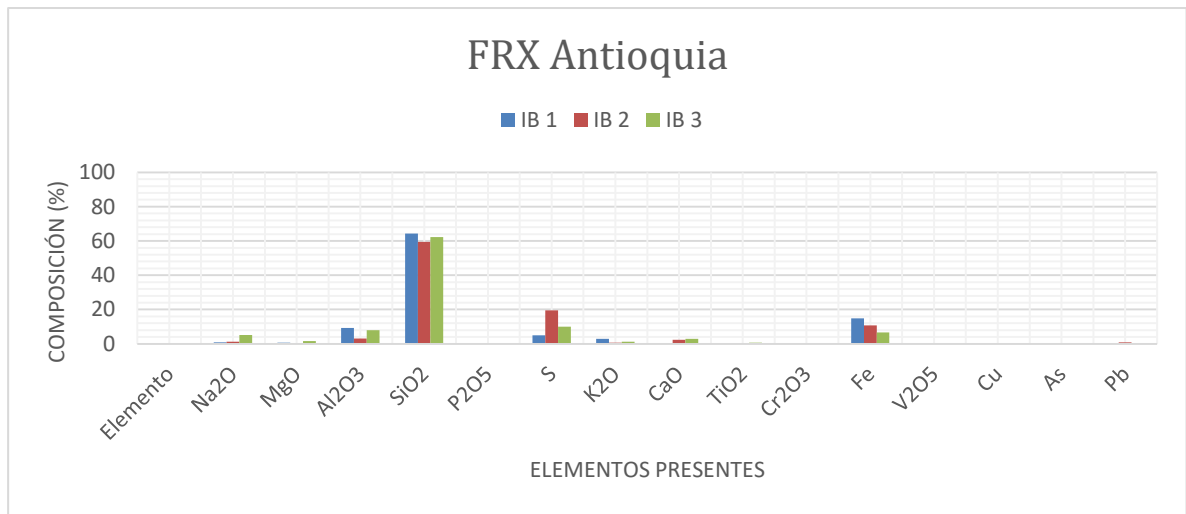


Figura 3-3: Resultados ensayos FRX para las relaveras del departamento de Antioquia.



3.1.4 Análisis Granulométrico

En la Tabla 3-4: Resultados se presenta los valores obtenidos para el d₈₀, d₅₀ y d₂₅ para cada una de las relaveras caracterizadas. Los resultados muestran que dentro de los procesos de beneficio comúnmente utilizados tales como flotación, cianuración o concentración gravimétrica, los valores son aceptables para la operación. Esto permite intuir si es necesario realizar algún tipo de preparación a las muestras antes de llevarlas a algún proceso tecnológico de beneficio minero.

Tabla 3-4: Resultados análisis granulométrico de las Unidades de Beneficio Minero caracterizadas.

Departamento	Unidad de Beneficio Minero	d ₈₀ (μm)	d ₅₀ (μm)	d ₂₅ (μm)
Antioquia	IB 1	92	72	56
	IB 2	92	40	17
	IB 3	127	78	47

3.2 Ángulo de contacto

El ángulo de contacto que se midió para los diferentes reactivos utilizados en la flotación con celda Hallimond, muestran congruencia con el porcentaje de recuperación obtenido en las flotaciones realizadas, ya que se observó que para un tiempo de

acondicionamiento de 10 minutos, las partículas de sulfuros con Xantato Amílico de Potasio mostraron una adhesión mayor que para los demás reactivos (Tabla 3-5). El Reagent S-8474 muestra una buena adhesión, sin embargo, el ángulo de contacto que se obtuvo no se aproximó significativamente a cero finalizado el tiempo de acondicionamiento de 10 minutos.

Los análisis de ángulo de contacto sobre partículas acondicionadas se muestran a continuación en la Figura 3-4, al igual que las mediciones con agua realizadas posteriormente.

El Anexo A muestra las mediciones de ángulo de contacto de todos los reactivos, con sus respectivas mediciones de agua posteriores.

Figura 3-4: Resultados ensayos ángulo de contacto a) ángulo de contacto del Xantato Amílico de Potasio (PAX), b) ángulo de contacto del Reagent S - 8474, c) ángulo de contacto del agua sobre partícula con Xantato Amílico de Potasio (PAX), d) ángulo de contacto del agua sobre partícula con Reagent S – 8474.

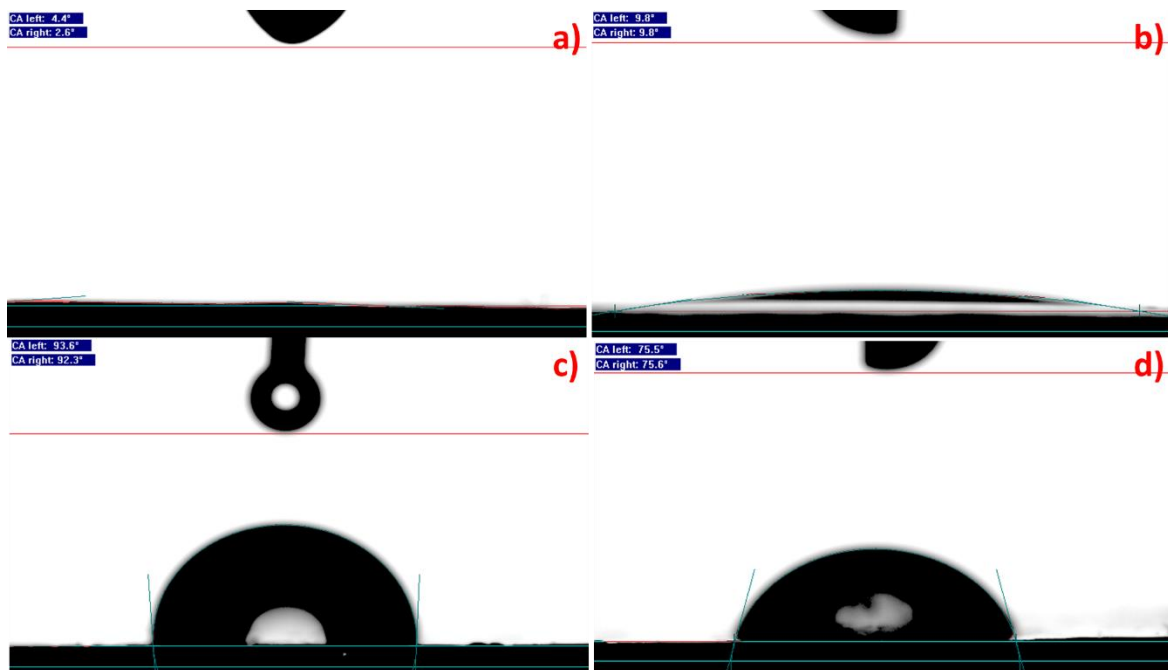
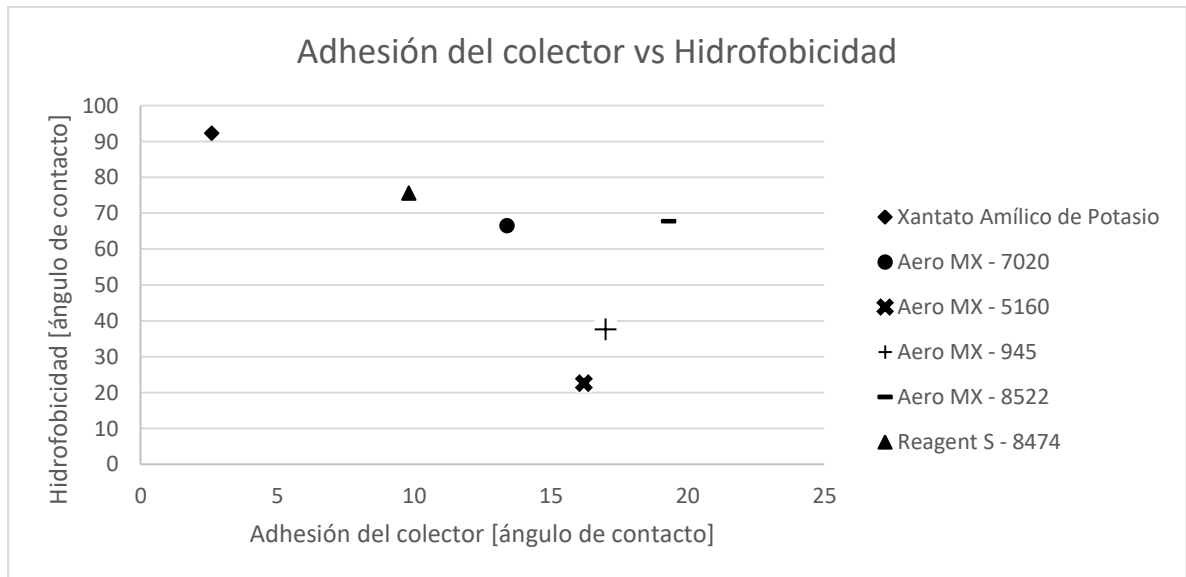


Tabla 3-5: Resultados ángulo de contacto para los diferentes reactivos utilizados en la flotación con celda Hallimond.

Colector	Ángulo de contacto colector	Ángulo de contacto agua
Xantato Amílico de Potasio (PAX)	2,6°	92,3°
AERO® MX – 7020	13,4°	66,5°
AERO® MX – 5160	16,2°	22,6°
AERO® MX – 945	17,0°	37,6°
AERO® MX – 8522	19,3°	67,8°
Reagent S-8474	9,8°	75,6°

A su vez, se puede realizar la correlación de la información de cada uno de los ángulos de contacto medidos, estableciendo que a medida que la adhesión del colector se hace mayor, es decir, que el ángulo de contacto del colector con la partícula se acerca a cero, la hidrofobicidad aumenta. Este resultado se obtiene de la Figura 3-5, donde se observa que la hidrofobicidad del agua con la partícula que ha sido acondicionada con Xantato tiene un mayor ángulo de contacto. Mientras que para el caso de un reactivo como el Aero® MX – 5160, el ángulo de contacto relacionado con la adhesión es mucho mayor (16,22°) y por lo tanto la hidrofobicidad no es apreciable o es mínima ya que su ángulo de contacto con el agua es de 22,6°.

Figura 3-5: Gráfica de correlación del ángulo de adhesión del colector sobre la partícula vs el ángulo de hidrofobicidad del agua sobre la partícula con colector.



3.3 Flotación espumante en celda Hallimond

Los resultados obtenidos en la celda Hallimond modificada muestran una recuperación superior de sulfuros al utilizar Xantato Amílico de Potasio, por el contrario, en la utilización de Aero® MX – 945 la recuperación es baja y no presenta una mejora significativa al implementar el ultrasonido en la flotación.

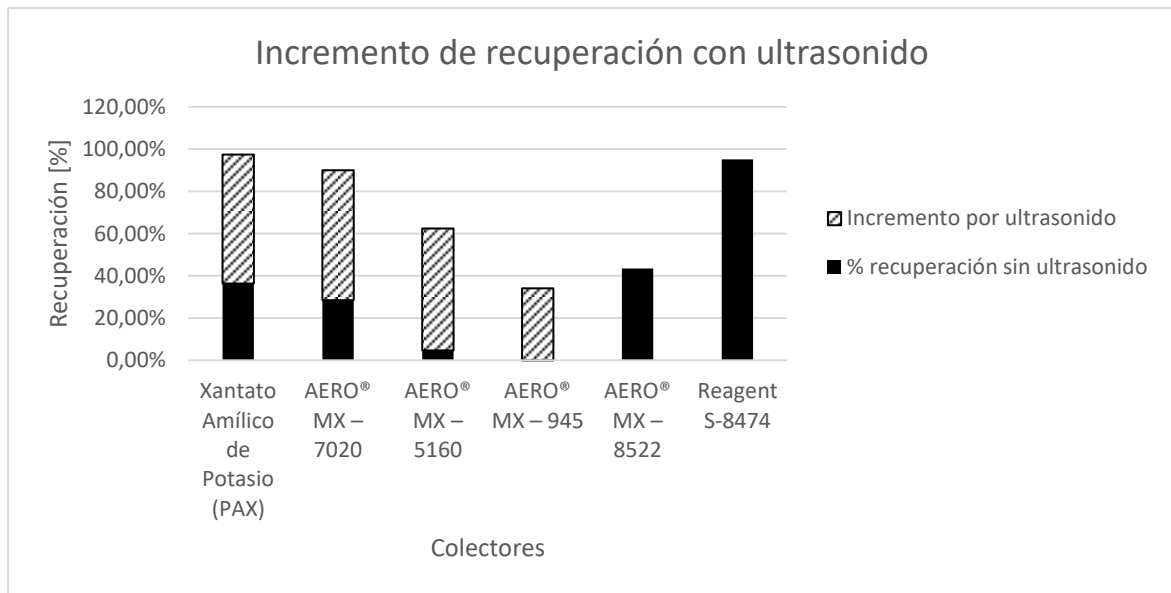
Tabla 3-6: Resultados de porcentaje de recuperación para los diferentes reactivos utilizados en la flotación con celda Hallimond.

Colector	Recuperación sin ultrasonido [%]	Recuperación con ultrasonido [%]
Xantato Amílico de Potasio (PAX)	36.36	97.50
AERO® MX – 7020	28.57	90.00
AERO® MX – 5160	4.76	62.50
AERO® MX – 945	0.00	34.09
AERO® MX – 8522	43.58	43.58
Reagent S-8474	95.24	95.24

Los resultados enseñados en la Figura 3-6 permiten establecer un criterio para la realización de las flotaciones en celda Denver convencional y celda Denver modificada, ya que permite corroborar que el ultrasonido influye en la recuperación de sulfuros. A su vez también se establece que el Xantato Amílico de Potasio y el Reagent S – 8474 son los mejores colectores para las flotaciones en celda Denver convencional y celda Denver modificada debido a los porcentajes de recuperación obtenidos, 97.50% y 95.24%, respectivamente.

El incremento presentado en la recuperación de sulfuros al aplicar el ultrasonido muestra que los colectores Xantato Amílico de Potasio (PAX) y Aero® MX – 7020, tienen el mayor incremento porcentual, con un 61.14% y 61.43%, respectivamente. El Aero® MX – 945 muestra el incremento más bajo con un 34,09% y no se presentó un incremento porcentual al utilizar ultrasonido con los colectores Aero® MX – 8522 y Reagent S – 8474.

Figura 3-6: Gráfica de porcentaje de recuperación sin ultrasonido e incremento porcentual con la aplicación de ultrasonido.



3.4 Flotación espumante en celda Denver

Las flotaciones convencionales en celda Denver realizadas con variación del pH y el colector, mostraron que la flotación de relaves de minería informal con contenidos de oro en sulfuros, principalmente pirita, muestran un comportamiento con una alta variabilidad en la recuperación dependiendo el colector utilizado para la flotación y el pH de la misma (Tabla 3-7).

Tabla 3-7: Resultados de recuperación para pruebas de flotación en celda convencional Denver.

# Flotación	Tenor Concentrado [gr/Ton]	Tenor Colas [gr/Ton]	Tenor Cabeza calculada [gr/Ton]	Recuperación Au [%]	Recuperación FeS ₂ [%]
1	5.52	7.746	6.932	29%	46.29%
2	7.41	4.602	6.381	74%	80.41%
3	2.93	4.2028	3.348	59%	86.91%
4	13.12	5.9692	7.521	38%	22.91%
5	12.24	9.2864	10.433	46%	47.80%
6	7.96	5.2988	6.343	49%	50.16%
7	6.27	8.5812	8.183	13%	17.46%

# Flotación	Tenor Concentrado [gr/Ton]	Tenor Colas [gr/Ton]	Tenor Cabeza calculada [gr/Ton]	Recuperación Au [%]	Recuperación FeS ₂ [%]
8	5.78	5.8208	5.801	46%	60.90%
9	6.28	3	4.223	55%	49.53%
10	8.59	7.6328	7.782	17%	14.48%
11	10.01	3.9636	7.631	80%	77.95%
12	7.48	5.5448	6.096	35%	32.43%

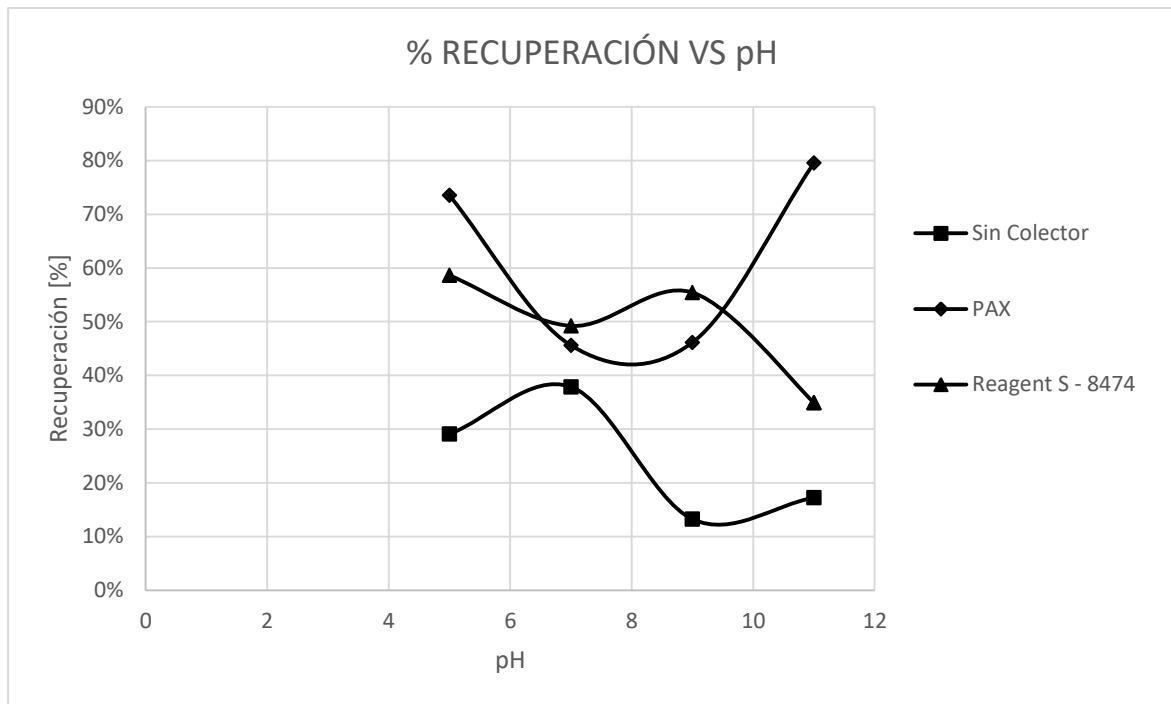
Los flujos máxicos de las flotaciones se muestran a continuación en la Tabla 3-8.

Tabla 3-8: Pruebas de flotación en celda convencional Denver

# Flotación	Cabeza (g)	Colas (g)	concentrado (g)
1	393.02	249.5	143.52
2	383	140.52	242.61
3	379.49	125.07	254.52
4	364.48	285.37	79.11
5	366.11	223.81	142.3
6	370.34	225.14	145.2
7	373.64	309.14	64.5
8	371.4	199.4	172
9	372	233.4	138.6
10	381.62	322.05	59.57
11	369.82	145.56	224.26
12	379.54	271.56	107.98

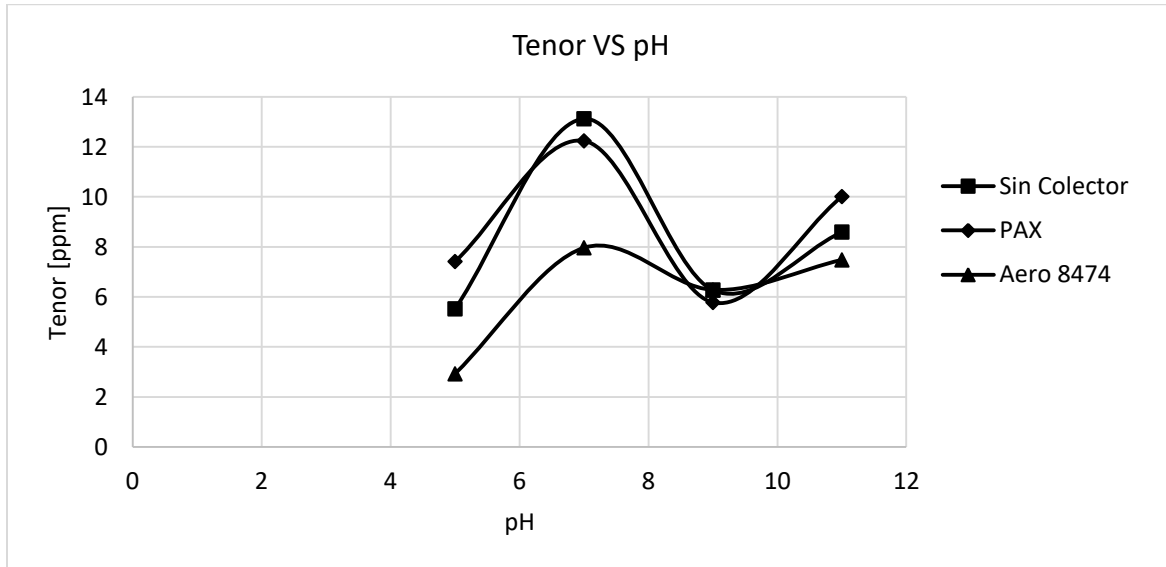
A partir de los resultados de las flotaciones se observa que a pH cercanos a 5, la flotación sin colector o con PAX muestra una recuperación entre 50% y 75%, sin embargo el Reagent S – 8474 muestra una baja recuperación, por debajo de 30%. En un pH de 7 la flotación mostró una recuperación semejante en la utilización de los dos colectores y la ausencia de colector, fluctuando en un rango de 10% y no superando el 50% de esta. El resultado más importante en este análisis de pH vs Recuperación se da en que el PAX es el reactivo que mejor respuesta ofrece en la flotación de sulfuros en relaves mineros, obteniendo un 80% de recuperación a un pH de 11. En la Figura 3-7 se muestra la gráfica de recuperación vs pH para los reactivos utilizados y sin la utilización de colector.

Figura 3-7: Gráfica de recuperación vs pH para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.



Otro resultado importante que se estima de las flotaciones realizadas, es la presencia de oro en el concentrado, una flotación puede tener un concentrado con alto flujo másico pero con bajo tenor, haciendo que la recuperación incremente, pero teniendo un comportamiento más de concentración Rougher que de concentración Cleaner. El análisis de los resultado muestra que para pH cercanos a 5, la flotación no recupera altos valores de Au, al igual que cuando el pH esta cercano a 9, sin embargo para pH de 7, se observa un incremento significativo en el tenor cuando se utiliza PAX o no se utiliza colector, el resultado para el Reagent S – 8474 es singinifativamente menor. Para el pH de 11 los valores no tuvieron mucha variabilidad ni con los colecotres usados, ni sin colector, pero mostraron un valor importante de contenido de oro. Este resultado enseña una tendencia en las diferentes flotaciones, las cuales muestran un tenor de cabeza diferente, según se meustra en la Tabla 3-7.

Figura 3-8: Gráfica de concentración de oro en el concentrado [ppm] vs pH para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.



En los resultados de la Tabla 3-7 y la Figura 3-9 se observa la variación de la recuperación del FeS_2 (Pirita) con respecto a la utilización de los ticolectores y el pH. Esta información es importante ya que permite identificar la eficiencia del colector en la recuperación de sulfuros y permite posteriormente correlacionar la información del porcentaje de FeS_2 recuperado y el tenor obtenido. Los resultados muestran que no utilizar colector perjudica la flotación de los sulfuros, ya que no hay hidrofobicidad de la partícula de sulfuro de relaves mineros. La recuperación bajo esta condición no supera el 50%. Para el acondicionamiento de las partículas con colectores, la recuperación de FeS_2 muestra un comportamiento similar en pH no superiores a 8, en el cual se presentan altas recuperaciones a pH cercanos a 5 y con caída de recuperación hasta llegar a un pH cercano a 8; sin embargo una vez superado este umbral de pH, se obtiene un comportamiento diferente, en el cual el PAX presenta una mejor recuperación a medida que incrementa el pH. Para el Reagent S – 8474 el resultado es desfavorable ya que al incrementar el pH la recuperación cae.

Figura 3-9: Gráfica de concentración de FeS_2 [%] vs pH para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.

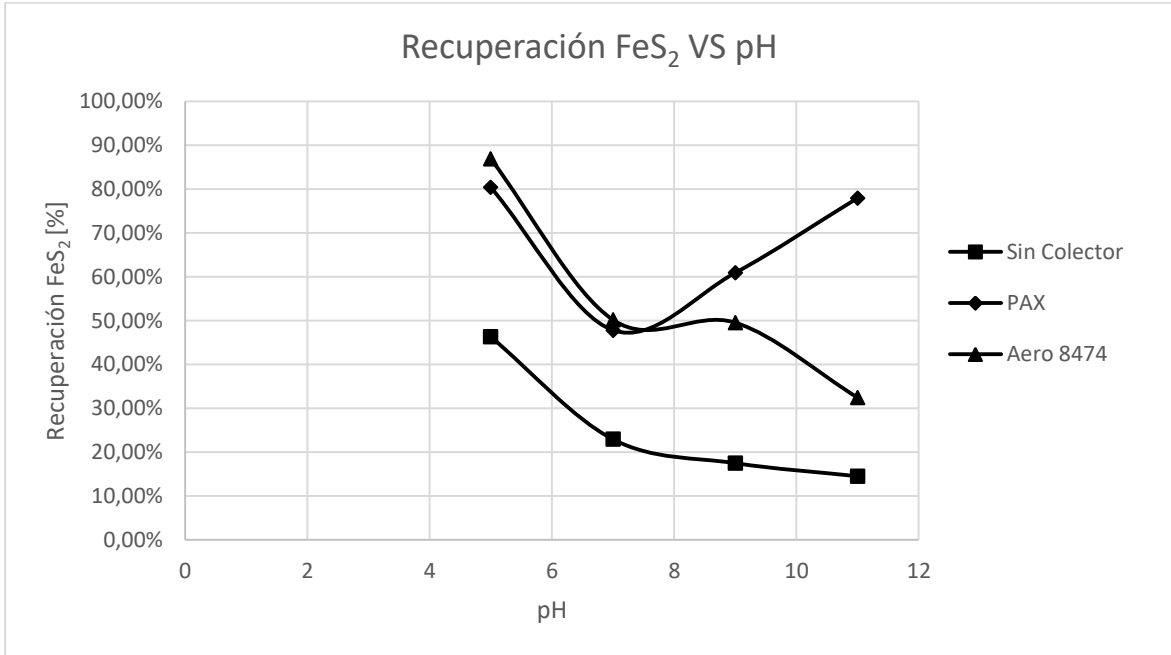
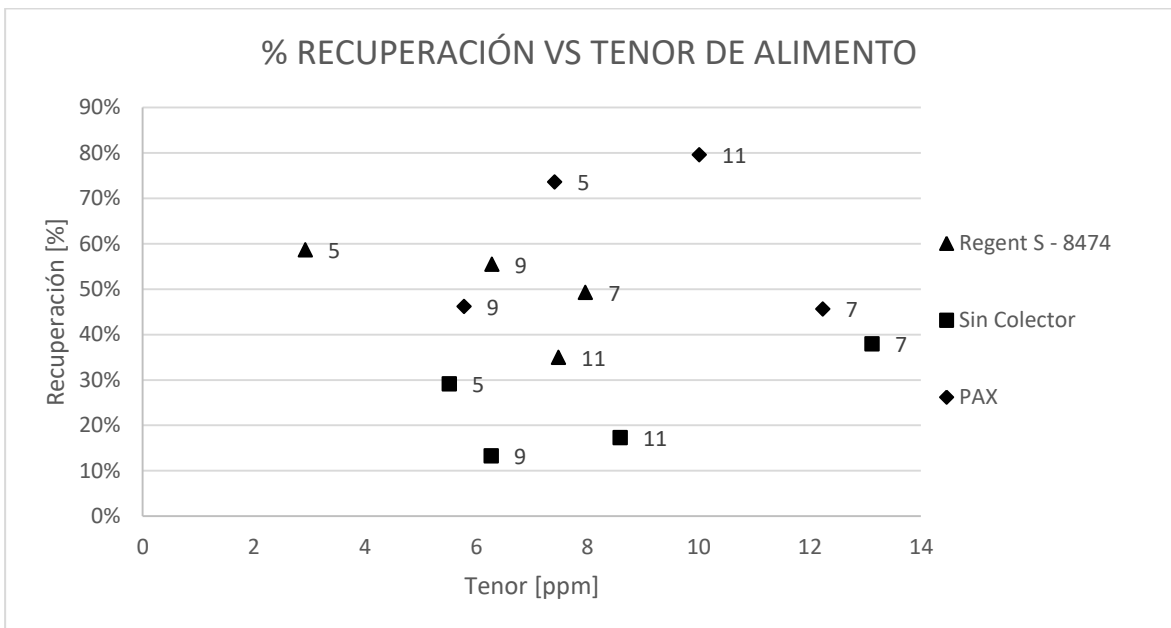
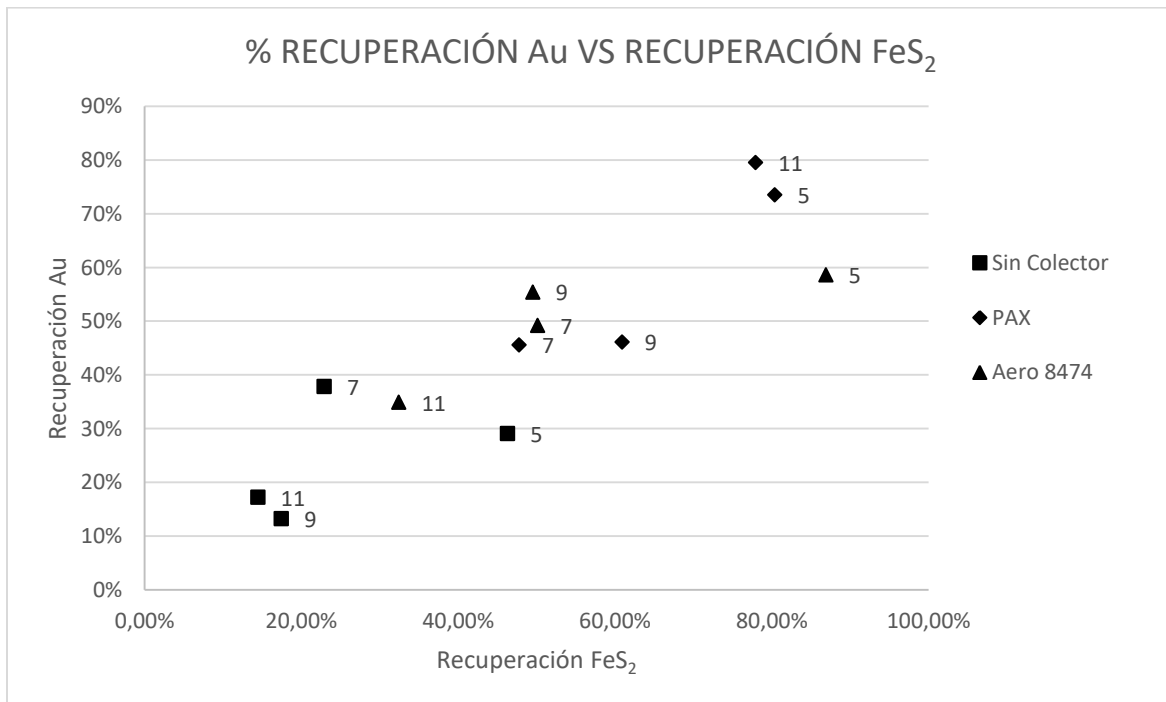


Figura 3-10: Gráfica de Recuperación [%] vs Tenor [ppm] en el concentrado para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.



Con base en la gráfica Figura 3-10 se observa que la mejor recuperación obtenida en las pruebas realizadas en celda convencional con variación de pH es la prueba en la cual se utilizó PAX como colector y a un pH de 11. Esto se debe principalmente a que a pH básicos, hay una mayor concentración de OH^- generando el efecto de reducción el oxígeno del agua, recibiendo los átomos del Xantato Amílico de Potasio y adsorbiéndolos sobre la superficie de los sulfuros.

Figura 3-11: Gráfica de Recuperación de Au [%] vs Recuperación de FeS_2 [%] para flotaciones convencionales en celda Denver utilizando PAX o Reagent S – 8474, o sin colector.



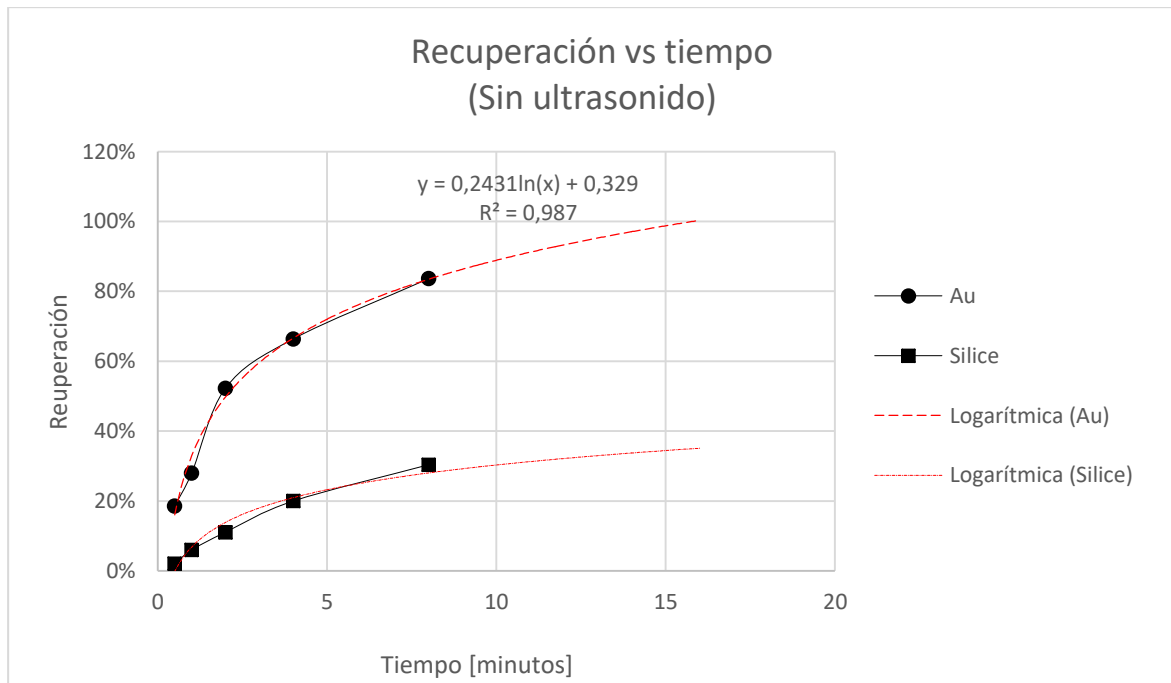
La Figura 3-11 enseña la relación entre la recuperación de la mena mineral, que en el caso del estudio realizado es el sulfuro de hierro (FeS_2), y la recuperación del oro presente. En los resultados se puede observar que la recuperación de sulfuros no es sinónimo de recuperación de oro presente, ya que algunas partículas de oro pueden estar en estado elemental y no dentro de la estructura de los sulfuros. Por este hecho se

realiza el análisis, en el cual se obtuvo que el colector que tiene la mejor relación entre ambas recuperaciones es el PAX, obteniendo la recuperación de oro más alta con una recuperación de sulfuros cercano al 80%, siendo el tiolector con mayor selectividad para la recuperación de sulfuros de hierro con contenido de oro.

3.5 Flotación espumante en celda Denver modificada

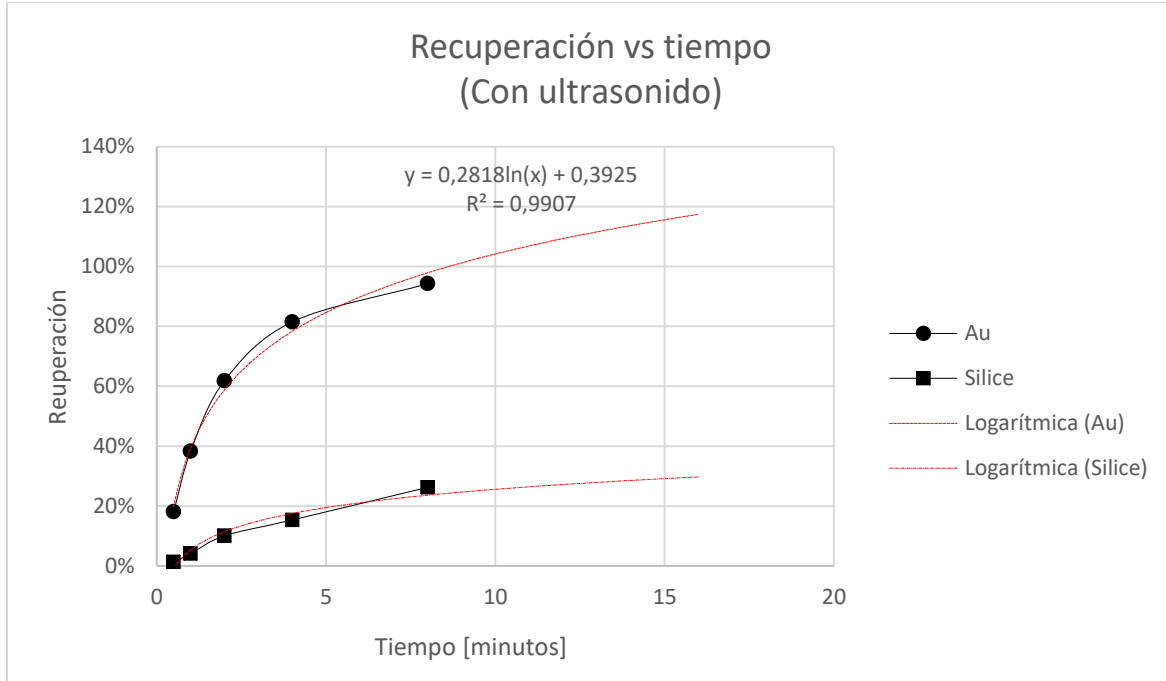
Se realiza cinética de flotación en celda convencional y celda convencional modificada, con los parámetros establecidos en las pruebas anteriores, obteniendo los resultados que se muestran a continuación:

Figura 3-12: Cinética de flotación de relaves mineros con contenido de oro, en celda convencional Denver.



La recuperación máxima de oro obtenida en prueba cinética de flotación a 8 minutos presenta un valor del 84%, con contenidos porcentuales de sílice del 30%. Estos valores muestran una recuperación acorde a lo esperado según las pruebas batch realizadas en previamente, donde se utilizó el PAX como colector a un pH de 11, obteniendo un valor del 80% de recuperación.

Figura 3-13: Cinética de flotación de relaves mineros con contenido de oro, en celda Denver modificada con aplicación de ultrasonido.



En contraste, la recuperación de oro obtenida en la prueba cinética en celda Denver modificada, a un tiempo de flotación de 8 minutos y conservando las variables de la prueba cinética de flotación en celda Denver convencional, es de 94%, con un contenido porcentual de sílice del 26%.

Cómo se observa en la Figura 3-14 la curva de recuperación presenta valores superiores para la prueba cinética con ultrasonido, mostrando una diferencia porcentual del 10% y con una constante cinética mayor que a la presentada para la prueba cinética en celda Denver convencional (Figura 3-15).

Figura 3-14: Pruebas cinéticas de flotación en celda Denver convencional y celda Denver modificada con aplicación de ultrasonido.

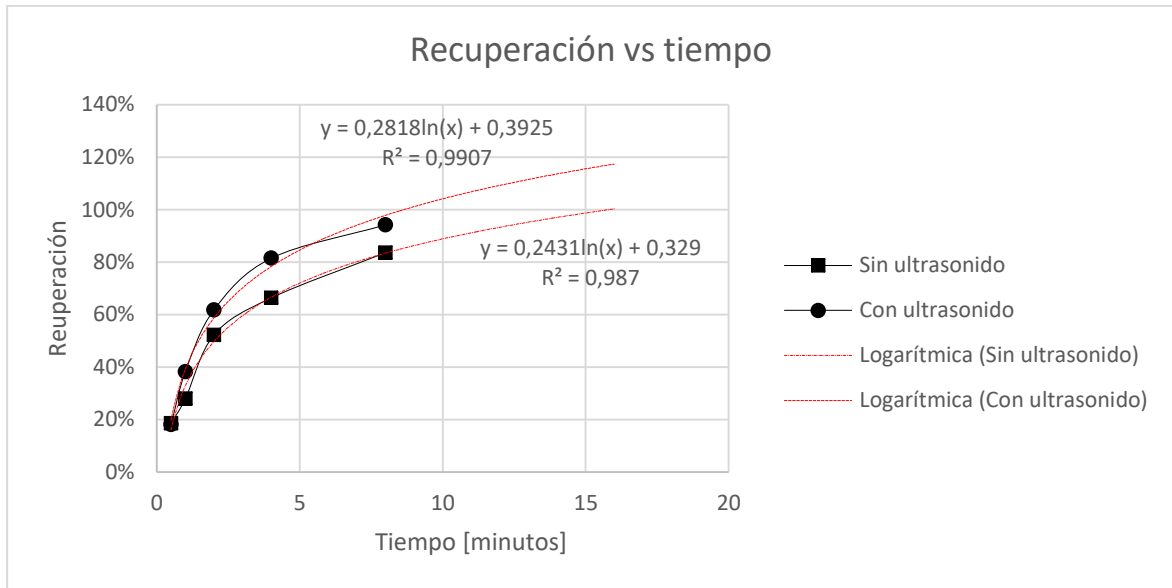
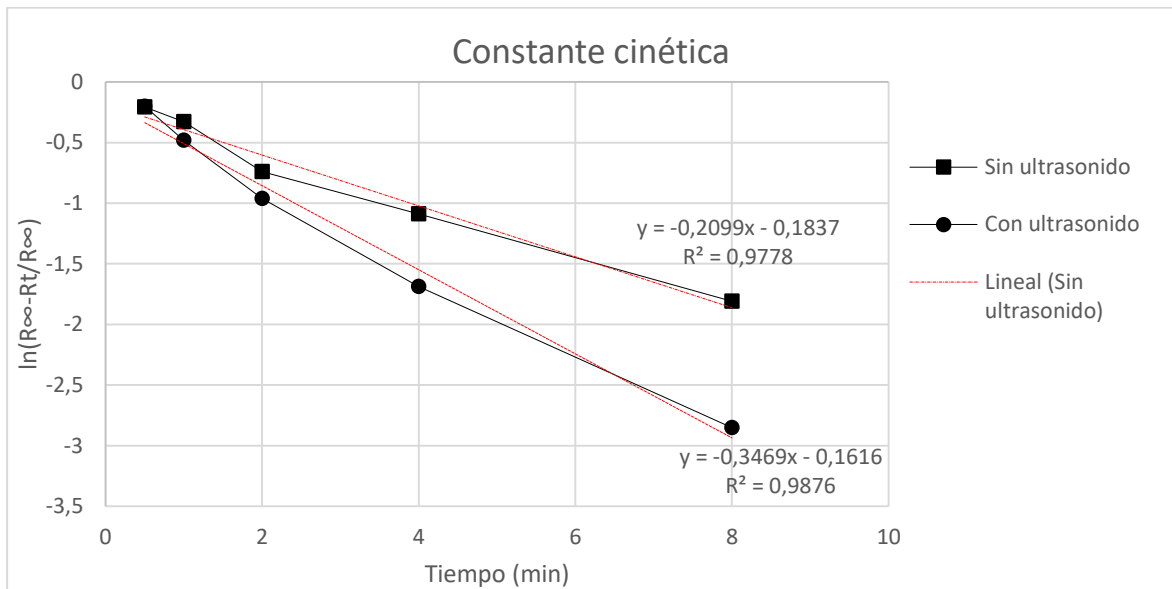


Figura 3-15: Constante cinética de las pruebas cinéticas de flotación en celda Denver convencional y celda Denver modificada con aplicación de ultrasonido.



En la Figura 3-15 se presentan las curvas que permiten conocer la constante cinética, la cual corresponde a la pendiente de la ecuación que se ajusta a la gráfica y que se deduce de la ecuación de primer orden de la reacción del proceso de flotación. Los

resultados muestran entonces que para la cinética de flotación en celda Denver modificada con ultrasonido, la recuperación de oro se da a una razón mayor en contraste con la constante que se presenta para la cinética de flotación en celda Denver convencional, mostrando una constante cinética de $0,35 \text{ min}^{-1}$ para la prueba con ultrasonido y $0,21 \text{ min}^{-1}$ para la prueba convencional, es decir, la cinética de la flotación ocurrió a una tasa 60% mayor al utilizar ultrasonido. Estos resultados están acordes a lo esperado, ya que se espera que la implementación de ultrasonido genere una mayor área libre para reaccionar por lo cual hay mayor adsorción del colector sobre la superficie del sólido y por ende una mayor probabilidad de generar flotación de mineral de interés, incrementando la recuperación.

4. Conclusiones y recomendaciones

4.1 Conclusiones

La caracterización de las muestras de los relaves mineros de pequeña escala, provenientes del departamento de Antioquia, evidencian que los valores de oro no recuperados están relacionados directamente con el proceso de cianuración, ya que la distribución granulométrica de las muestras enseñan un d_{80} promedio de 104 μm , lo que presenta dificultades en la difusión y contra-difusión del agente lixivante sobre el sólido mineral. A su vez, se encuentra presencia de sulfuros de hierro y cuarzo, principalmente, lo que da a entender que el oro está asociado a sulfuros y que su dilución no es eficiente, sumado a esto que los resultados de las pruebas de flotación espumante alcanzaron valores cercanos al 95% de recuperación del oro presente en el alimento del proceso.

La presencia de ultrasonido durante la flotación espumante de sulfuros con contenido de mercurio y cianuro muestra una mejora en las condiciones superficiales del sólido para la flotación, ya que permite que la adsorción del colector se realice en forma más eficiente. Los resultados de ángulo de contacto obtenidos en las pruebas en celda Hallimond muestran un incremento del ángulo de contacto bajo la presencia de ondas ultrasónicas, las cuales proveen un escenario de limpieza superficial para el sólido.

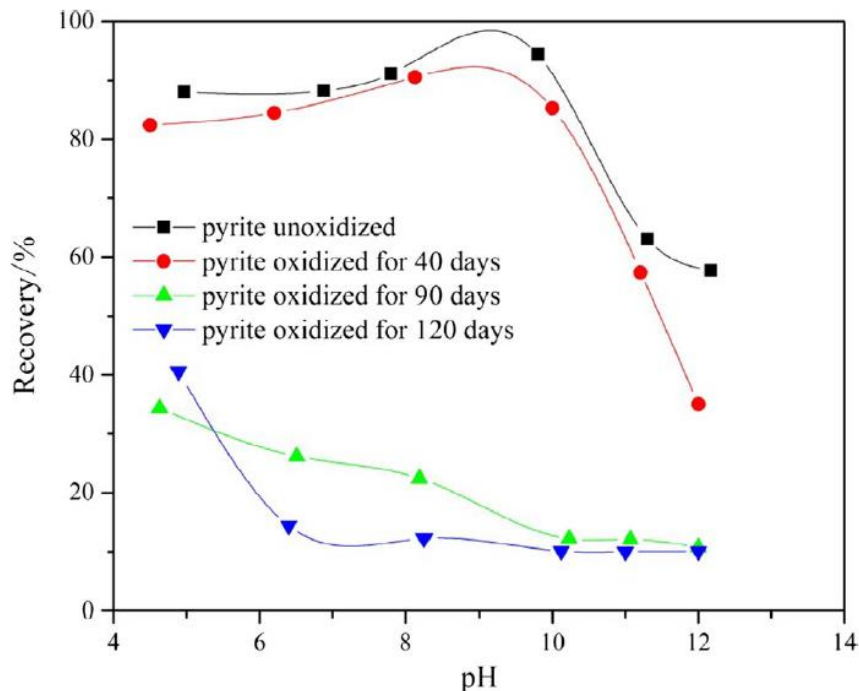
El tiocolector con mayor respuesta durante la implementación del ultrasonido es el PAX, con el cual se observa una recuperación cercana al 95%, a pH 11 y utilización de ultrasonido para mejorar la adsorción sobre el colector. Se observa en las pruebas en celda Hallimond que el incremento porcentual del PAX siendo asistido por ultrasonido es de 61.14% por encima del valor obtenido para las pruebas sin la utilización de este.

La presencia de ultrasonido en flotación espumante de minerales incrementa la velocidad de reacción del colector sobre la superficie del sólido, proveyendo una condiciones

favorables para la adsorción del tiocolector, ya que incrementa el área superficial y genera limpieza sobre las superficie del sólido, por medio de las microburbujas cavitatorias del campo acústico. Los resultados de la prueba de cinética de flotación evidencian una mejor respuesta con la implementación del ultrasonido, alcanzando una constante cinética 60% más alta que la de la prueba sin ultrasonido y una recuperación 10% superior. La selectividad del colector se ve beneficiada al implementar el ultrasonido ya que se aprecia que la recuperación de sílice en el proceso es inferior que en la flotación convencional, con un valor de hasta 4%.

Según (Yin et al., 2017) se observa que el incremento de la oxidación superficial desfavorece la recuperación de pirita utilizando como colector en la flotación el Xantato, sin embargo la recuperación se ve enormemente beneficiada cuando la pirita se encuentra sin oxidación superficial, lo que conlleva a sugerir que el ultrasonido permite la limpieza superficial de la pirita y ayuda a la eliminación de contaminantes superficiales en la partícula, mejorando la adsorción del colector en la superficie mineral y ayudando a la cinética de la flotación.

Figura 4-1: Recuperación de pirita vs pH para diferentes tiempos de oxidación de la pirita (Yin et al., 2017).



La utilización de ultrasonido para la flotación espumante de sulfuros se ve beneficiada debido a que la inyección de aire para la formación de burbujas disminuye el umbral de cavitación del proceso.

4.2 Recomendaciones

Para mejorar la profundidad de la investigación del ultrasonido en la metalurgia extractiva, tanto de depósitos minerales como en los relaves de las plantas metalúrgicas, se deben tener en cuenta las siguientes áreas o temas de investigación:

- La influencia de la geometría de la celda de flotación en la propagación, la reflexión y refracción de las ondas ultrasónicas, como la generación de regiones o cúmulos de microburbujas de cavitación en el interior de estas.
- La relación entre la variación de la frecuencia de la onda ultrasónica y la formación de cúmulos de microburbujas de cavitación, y su influencia en la recuperación de mineral de interés.
- La ubicación de los transductores o generadores ultrasónicos en la celda y su influencia en la recuperación de minerales de interés.
- La implementación del ultrasonido en un medio no acuoso y la influencia en la recuperación de minerales de interés.
- la flotación espumante con ultrasonido en condiciones no oxigenadas o diferente a las condiciones estándar de presión y temperatura.
- La implementación del ultrasonido en pruebas a escala piloto o en pequeñas plantas de procesamiento mineral.

Bibliografía

- Aldrich, C., & Feng, D. (1999). Effect of ultrasonic preconditioning of pulp on the flotation of sulphide ores. *Minerals Engineering*, 12(6), 701–707.
[https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(99\)00053-9](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(99)00053-9)
- Aplan, F. F., & Fuerstenau, D. W. (1962). Froth Flotation. In *Froth Flotation* (Vol. 50, pp. 170–214).
- Barrera, V. R. S. (2014). *Fluidos bajo Cavitación Acústica en recintos finitos : Experimentos y Modelación*.
- Bulatovic, S. M., & Wyslouzil, D. M. (2000). Gold recovery: flotation. In *Reference Module in Chemistry, Molecular Sciences and Chemical Engineering* (pp. 2965–2975). <https://doi.org/http://dx.doi.org/10.1016/B0-12-226770-2/05871-3>
- Bustamante Rúa, M. O., Gaviria Cartagena, A. C., & Restrepo Baena, J. O. (2008). *Concentracion De Minerales*. 83. Retrieved from http://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24_5a1004a32dcbd619453c3eed562725f0
- Certon, D., Lethiecq, M., Patat, F., Hladky-Hennion, A. C., & Dufait, R. (1993). Ultrasonics International 93. *Ultrasonics International* 93, 121–124.
<https://doi.org/10.1016/B978-0-7506-1877-9.50032-9>
- Chander, S. (2003). A brief review of pulp potentials in sulfide flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 72(1–4), 141–150.
[https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(03\)00094-2](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(03)00094-2)
- Chandra, A. P., & Gerson, A. R. (2010). The mechanisms of pyrite oxidation and leaching: A fundamental perspective. *Surface Science Reports*, 65(9), 293–315. <https://doi.org/10.1016/j.surfrep.2010.08.003>
- Chryssoulis, S. L., & McMullen, J. (2005). Mineralogical investigation of gold ores. In *Developments in Mineral Processing* (Vol. 15).

- [https://doi.org/10.1016/S0167-4528\(05\)15002-9](https://doi.org/10.1016/S0167-4528(05)15002-9)
- Cilek, E. C., & Ozgen, S. (2009). Effect of ultrasound on separation selectivity and efficiency of flotation. *Minerals Engineering*, 22(14), 1209–1217.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.06.007>
- Díaz López, C. V. (2011). *Estudio de los procesos relevantes asociados a la bioflotación selectiva de minerales sulfurosos complejos con leptospirillum ferrooxidans*.
- Gallego-Juárez, J. A., & Graff, K. F. (2015). *Introduction to power ultrasonics*.
<https://doi.org/http://dx.doi.org/10.1016/B978-1-78242-028-6.00001-6>
- Graff, K. F. (2015). Power Ultrasonic transducers. In *Power ultrasonic. Applications of High-Intensity Ultrasound* (pp. 127–158).
- Grieser, F. (1996). Sonochemistry in colloidal systems. *Semiconductor Nanoclusters*, 103.
- Gupta, A., & Yan, D. S. (2006). Flotation. In *Mineral Processing Design and Operation* (pp. 555–603). <https://doi.org/10.1016/B978-044451636-7/50017-6>
- Instituto Internacional para el Medio Ambiente y Desarrollo. (2003). Minería artesanal y en pequeña escala. In *Abriendo Brechas: Proyecto minería, minerales y desarrollo sustentable* (pp. 429–459). Retrieved from <http://pubs.iied.org/pdfs/G00687.pdf>
- KANG, W. ze, XUN, H. xin, KONG, X. hong, & LI, M. ming. (2009). Effects from changes in pulp nature after ultrasonic conditioning on high-sulfur coal flotation. *Mining Science and Technology*, 19(4), 498–502,507.
[https://doi.org/10.1016/S1674-5264\(09\)60093-4](https://doi.org/10.1016/S1674-5264(09)60093-4)
- Karafi, M. R., & Khorasani, F. (2019). Evaluation of Mechanical and Electric Power Losses in a Typical Piezoelectric Ultrasonic Transducer. *Sensors and Actuators A: Physical*, 288, 156–164.
<https://doi.org/10.1016/j.sna.2018.12.044>
- Kharisov, B. I., & Méndez, U. O. (1999). Uso del ultrasonido en procesos químicos. *Ingenierías*, 11(5), 13–21. Retrieved from file:///C:/Users/Laboratorio/Downloads/5_Boris_uso_del_ultrason.pdf

- Koval, L., & Matýšek, D. (2014). Evaluation of contact angle on pyrite surface. *Inzynieria Mineralna*, 15(2), 119–125.
- LI, Y. (2011). *Investigation of Ultrasonic Pressure Distribution in a Sonoreactor and a*. University of Illinois at Urbana-Champaign.
- Luque de Castro, & Priego Capote, F. (2007). Analytical Applications of Ultrasound. *Techniques and Instrumentation in Analytical Chemistry*, 26(3), 1–34. [https://doi.org/10.1016/S0167-9244\(07\)80017-5](https://doi.org/10.1016/S0167-9244(07)80017-5)
- Marsden, J., & House, I. (1993). The Chemistry of Gold Extraction. In *The Chemistry of Gold Extraction*.
- Molerio León, L. F. (2002). *Métodos geomatemáticos de diseño y optimización de redes de monitoreo de aguas subterráneas*. XXIII(2), 38–45.
- Moslemi, H., & Gharabaghi, M. (2017). A review on electrochemical behavior of pyrite in the froth flotation process. *Journal of Industrial and Engineering Chemistry*, 47, 1–18. <https://doi.org/10.1016/j.jiec.2016.12.012>
- Mu, Y., Peng, Y., & Lauten, R. A. (2016). The depression of pyrite in selective flotation by different reagent systems – A Literature review. *Minerals Engineering*, 96–97, 143–156. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.06.018>
- Nguyen, A. V. (2007). FLOTATION. In *Encyclopedia of Separation Science* (pp. 1–27). <https://doi.org/10.1016/B0-12-226770-2/00071-5>
- Ozkan, S. G., & Kuyumcu, H. Z. (2006). Investigation of mechanism of ultrasound on coal flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 81(3), 201–203. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.07.011>
- Özkan, Ş. G., & Kuyumcu, H. Z. (2007). Design of a flotation cell equipped with ultrasound transducers to enhance coal flotation. *Ultrasonics Sonochemistry*, 14(5), 639–645. <https://doi.org/10.1016/j.ultsonch.2006.10.001>
- Programa de las naciones unidas para el medio Ambiente. (2008). El uso del mercurio en la minería del oro artesanal y en pequeña escala. *Programa de Las Naciones Unidas Para El Medio Ambiente*, 20. Retrieved from http://www.mesadedialogopermanente.org/Mesa_de_Dialogo_Permanente/Mesa_de_Dialogo_Permanente/documentos_files/MERCURIO EN LA MINERIA DEL ORO MODULO 3.pdf?

- Srithammavut, W. (2008). *Modeling of gold cyanidation* (LAPPEENRANTA UNIVERSITY OF TECHNOLOGY). Retrieved from <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/01/MODELING-OF-GOLD-CYANIDATION.pdf>
- Tobón, C. M. (2013). *Estudio de la Hidrofobicidad de Oro Nativo y su Efecto en la Flotación Espumante Directa*.
- Torres Hurtado, S. A. (2010). *Generación de burbujas de cavitación con láser continuo para la formación de microagujeros en películas metálicas delgadas* (Universidad de Sonora). Retrieved from <http://www.bidi.uson.mx/TesisIndice.aspx?tesis=22520>
- Valdivieso, A. L., & Bahena, J. L. R. (2005). Flotación de calcopirita , pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos. *X Simposio Sobre El Procesamiento de Minerales, Chillan, Chile*, 1–29. Retrieved from <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/05/Flotación-de-cobre.pdf>
- Videla, A. R., Morales, R., Saint-Jean, T., Gaete, L., Vargas, Y., & Miller, J. D. (2016). Ultrasound treatment on tailings to enhance copper flotation recovery. *Minerals Engineering*, 99, 89–95. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.09.019>
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2016). *Will's Mineral Processing Technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral*. Retrieved from <http://www.sciencedirect.com/science/article/B85NM-4PN0BCW-2/2/c72e67562c4476d7272f679a2e7a64d7>
- Yin, W., Xue, J., Li, D., Sun, Q., Yao, J., & Huang, S. (2017). Flotation of heavily oxidized pyrite in the presence of fine digenite particles Flotation of heavily oxidized pyrite in the presence of fine digenite particles. *Minerals Engineering*, 115(November), 142–149. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.10.016>

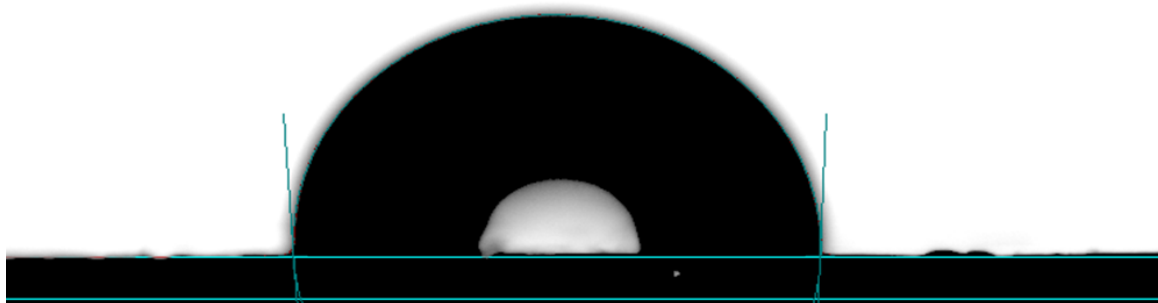
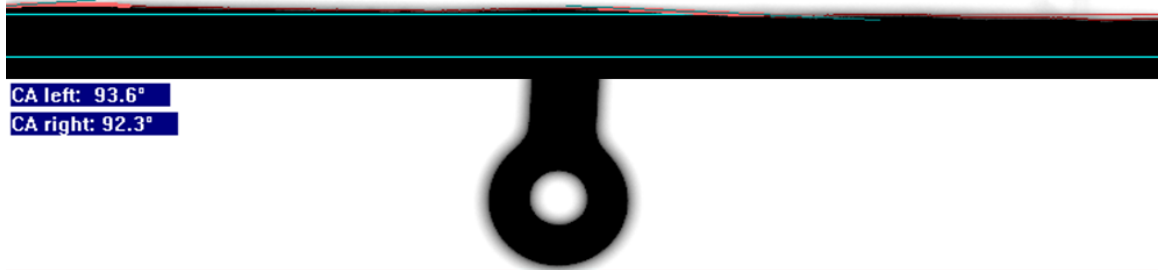
A. Anexo: Ángulo de contacto de los diferentes reactivos.

- Ángulo de contacto del Xantato Amílico de Potasio sobre la superficie del sólido (superior). Ángulo de contacto del agua en la superficie del sólido con Xantato Amílico de Potasio adsorbido superficialmente (inferior).

CA left: 4.4°
CA right: 2.6°



CA left: 93.6°
CA right: 92.3°



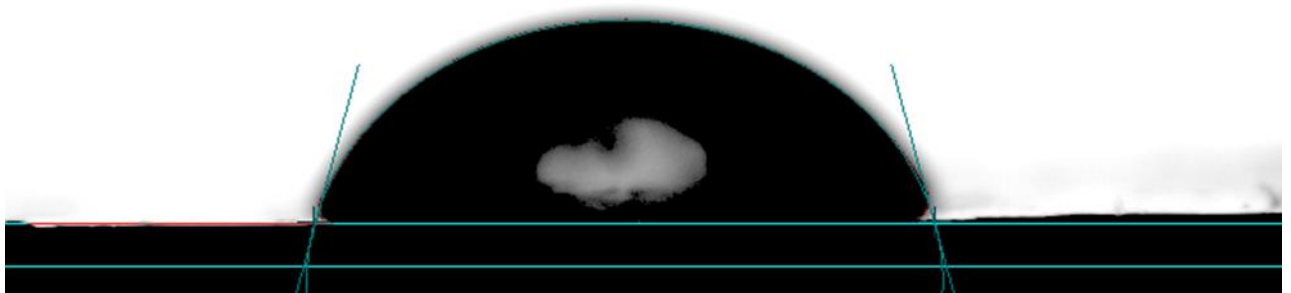
- Ángulo de contacto del Reagent S – 8474 sobre la superficie del sólido (superior).
Ángulo de contacto del agua en la superficie del sólido con Reagent S - 8474 adsorbido superficialmente (inferior).

CA left: 9.8°

CA right: 9.8°

CA left: 75.5°

CA right: 75.6°

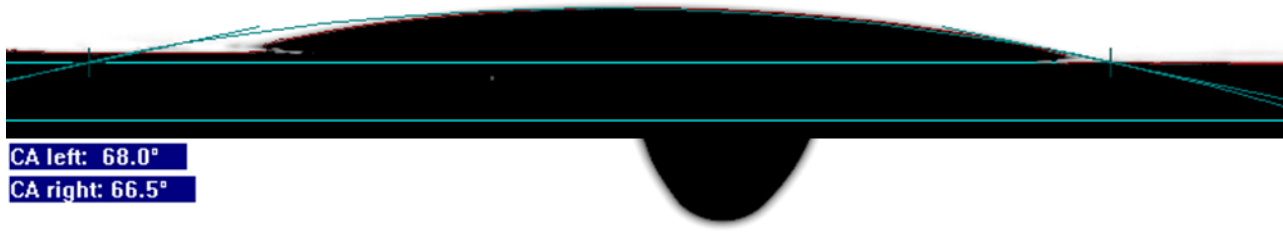


- Ángulo de contacto del Aero MX – 7020 sobre la superficie del sólido (superior).
Ángulo de contacto del agua en la superficie del sólido con Aero MX – 7020 adsorbido superficialmente (inferior).

CA left: 13.4°
CA right: 13.4°



CA left: 68.0°
CA right: 66.5°

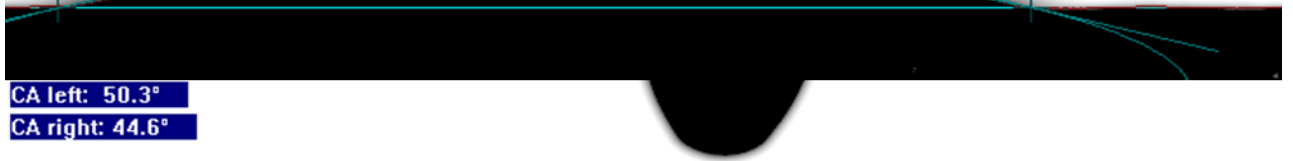


- Ángulo de contacto del Aero MX – 5160 sobre la superficie del sólido (superior).
Ángulo de contacto del agua en la superficie del sólido con Aero MX – 5160 adsorbido superficialmente (inferior).

CA left: 15.8°
CA right: 16.2°

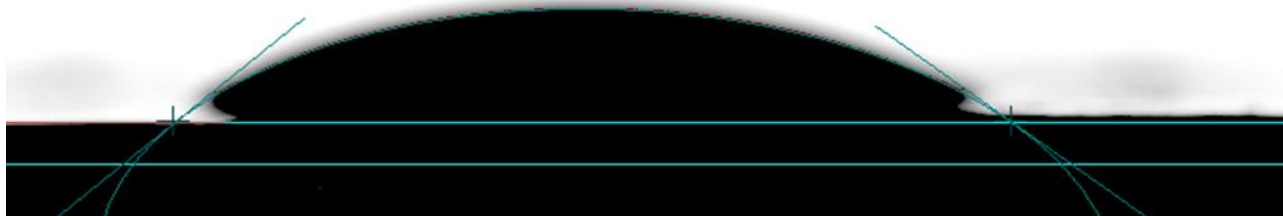


CA left: 50.3°
CA right: 44.6°



- Ángulo de contacto del Aero MX – 945 sobre la superficie del sólido (superior).
Ángulo de contacto del agua en la superficie del sólido con Aero MX – 945 adsorbido superficialmente (inferior).

CA left: 30.7°
CA right: 17.0°

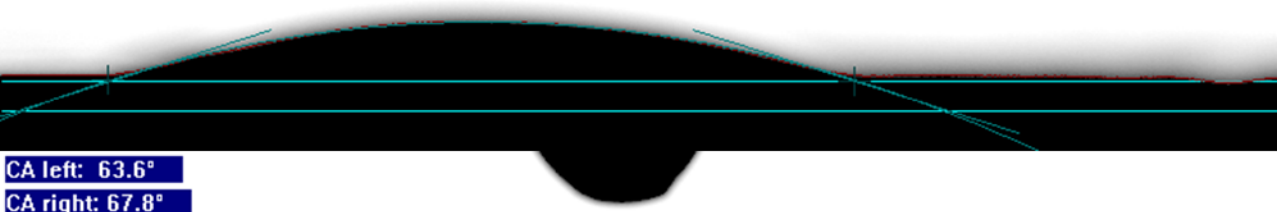


- Ángulo de contacto del Aero MX – 8522 sobre la superficie del sólido (superior).
Ángulo de contacto del agua en la superficie del sólido con Aero MX – 8522 adsorbido superficialmente (inferior).

CA left: 19.5°
CA right: 19.3°



CA left: 63.6°
CA right: 67.8°



**B. Anexo: SEM de las muestras IB 1,
IB 2 y IB 3.**

IB 1

Contains 8 images with a total of 15 analyses

01. Image 1

3 analyses: 3x spot

02. Image 2

2 analyses: 2x spot

03. Image 4

2 analyses: 2x spot

04. Image 5

2 analyses: 2x spot

05. Image 6

1 analysis: 1x map

06. Image 7

2 analyses: 2x spot

07. Image 8

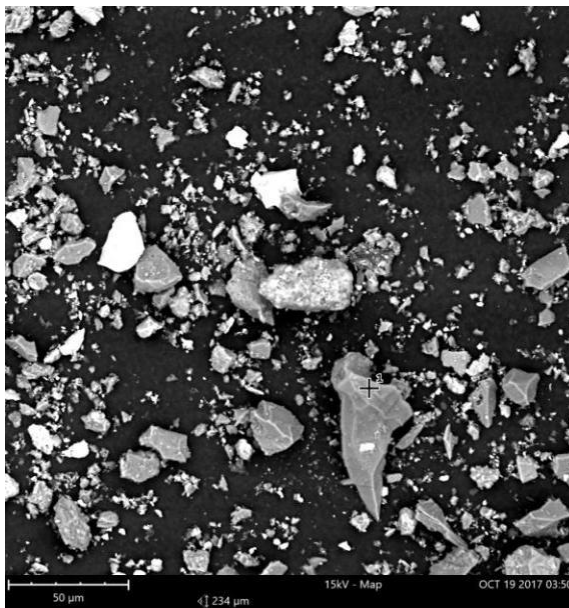
1 analysis: 1x spot

08. Image 9

2 analyses: 2x spot

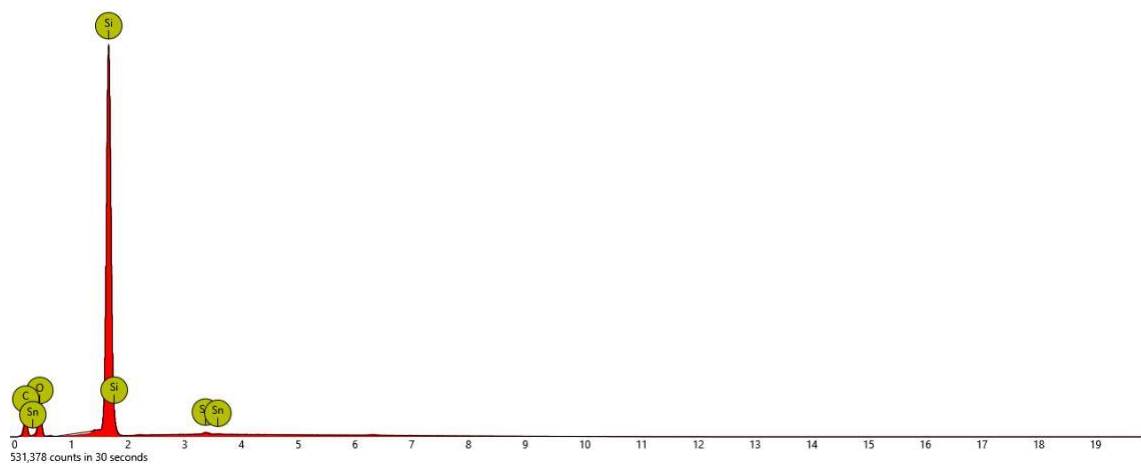
Image 1

1. spot

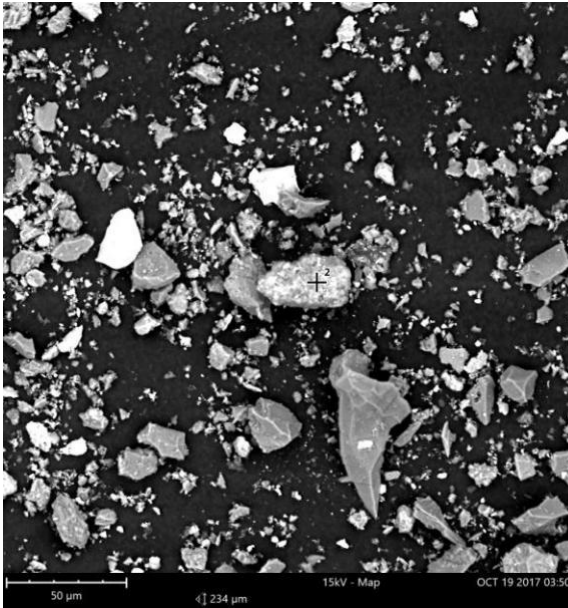


Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
Si	54.93	67.69	Si	89.99
O	35.31	24.78		
C	9.25	4.87	C	6.48
Sn	0.51	2.66	Sn	3.53

FOV: 234 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 03:50

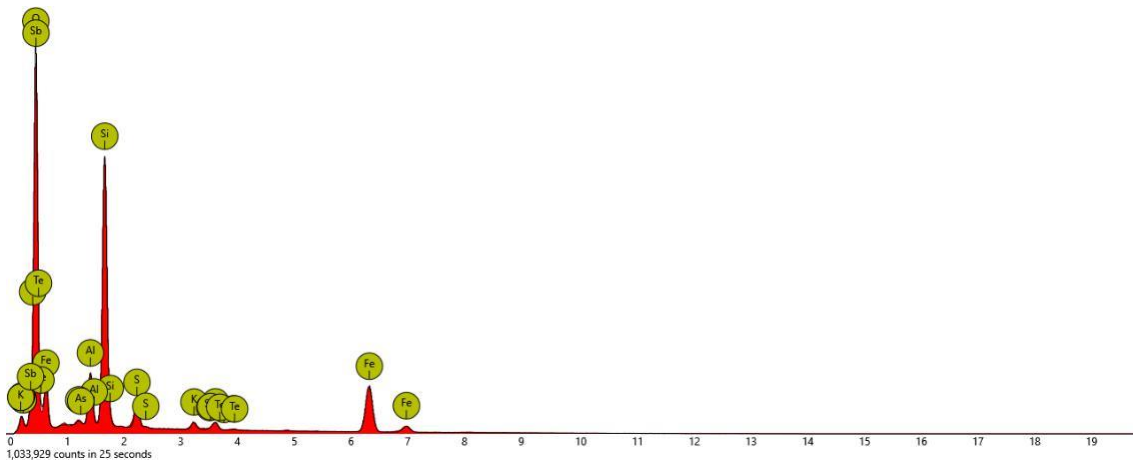


2. spot

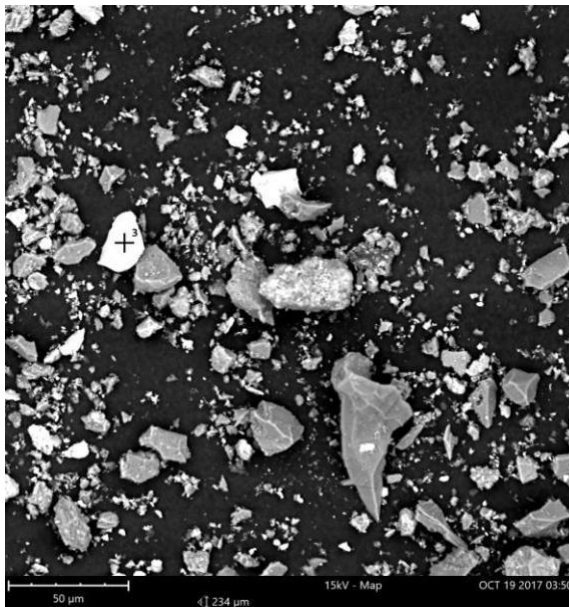


Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	73.67	55.49		
Fe	7.06	18.57	Fe ₂ O ₃	50.57
Si	12.71	16.80	Si	32.01
Al	3.08	3.91	Al	7.44
S	1.43	2.16	S	4.12
Ca	0.50	0.94	Ca	1.80
K	0.46	0.85	K	1.63
As	0.18	0.64	As	1.23

FOV: 234 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 03:50



3. spot



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
S	47.41	47.03	S	45.70
Fe	21.51	37.16	Fe ₂ O ₃	51.62
O	26.36	13.05		
Si	2.02	1.75	Si	1.70
C	2.70	1.00	C	0.98

FOV: 234 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 03:50

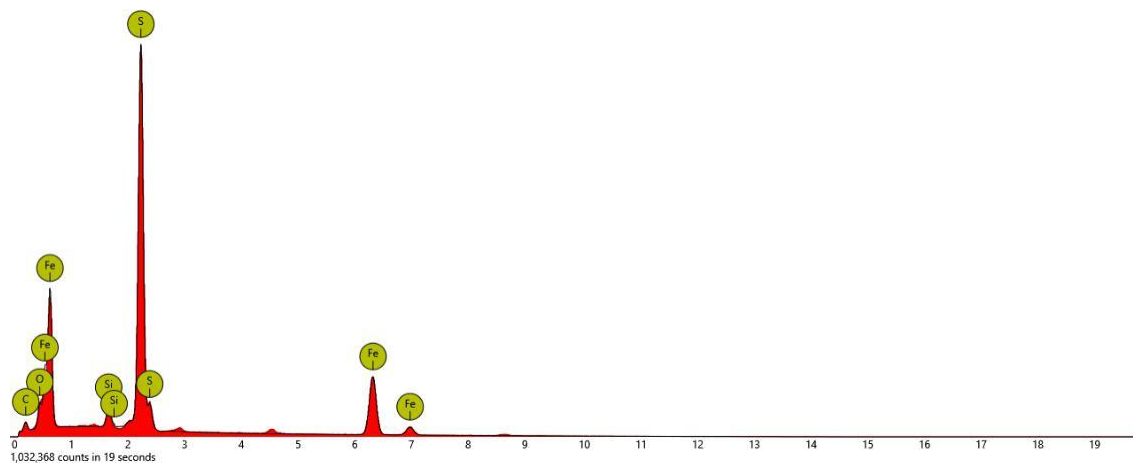
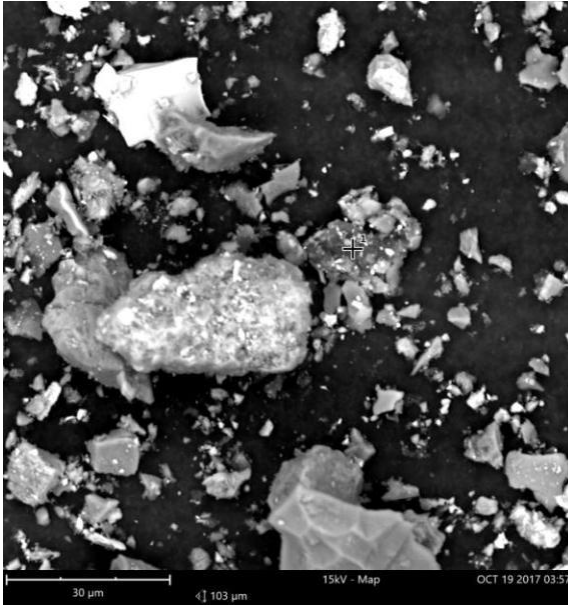


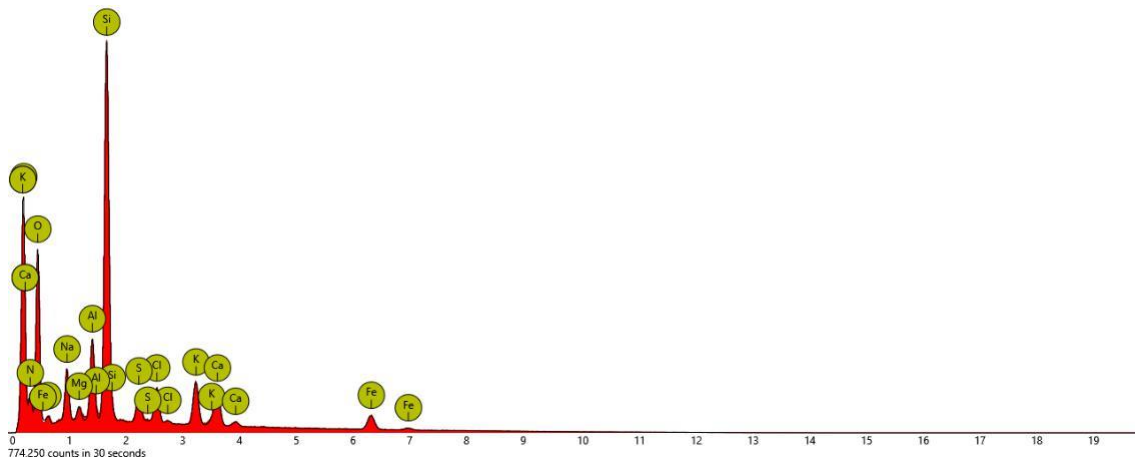
Image 2

1. spot



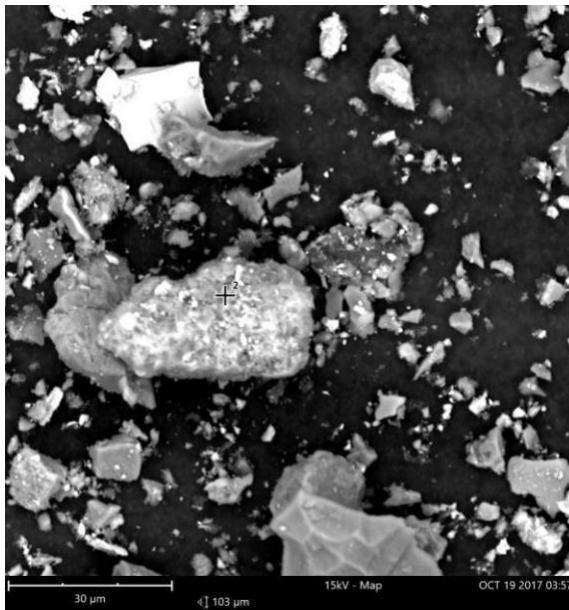
Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	47.13	38.14		
Si	12.84	18.24	Si	28.56
C	14.57	8.85	C	13.86
Na	5.11	5.94	Na	9.30
N	7.43	5.26	N	8.24
Al	3.44	4.70	Al	7.35
Fe	1.66	4.69	Fe ₂ O ₃	10.50
K	2.12	4.20	K	6.58
Ca	1.92	3.90	Ca	6.11
Cl	1.59	2.86	Cl	4.48
S	1.32	2.15	S	3.36
Mg	0.86	1.06	Mg	1.66

FOV: 103 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 03:57



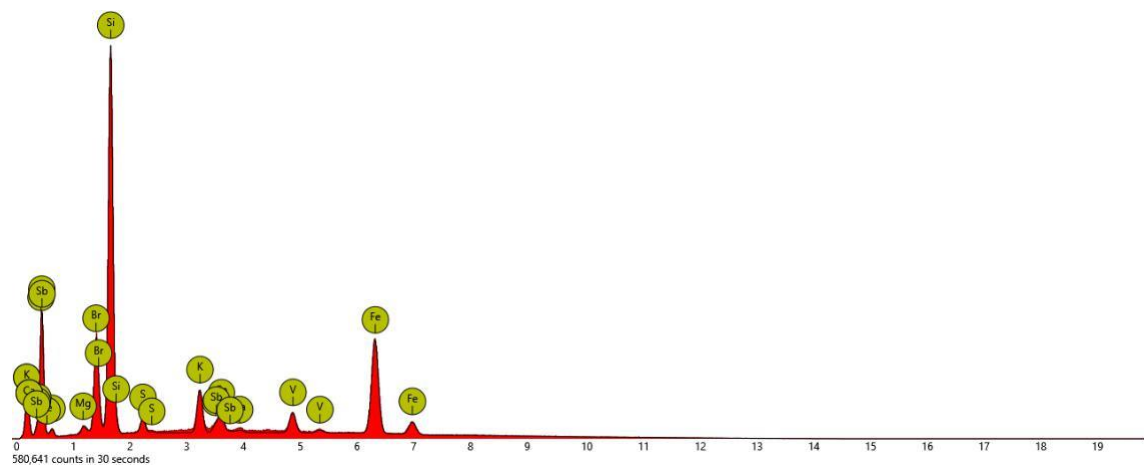
Disabled elements: In

2. spot



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
Fe	16.42	30.42	Fe ₂ O ₃	49.39
O	47.14	25.02		
Si	24.09	22.44	Si	25.49
Br	3.69	9.79	Br	11.12
K	3.26	4.23	K	4.81
V	2.05	3.46	V	3.93
Ca	1.33	1.77	Ca	2.01
Sb	0.30	1.21	Sb	1.37
S	1.08	1.15	S	1.31
Mg	0.63	0.51	Mg	0.57

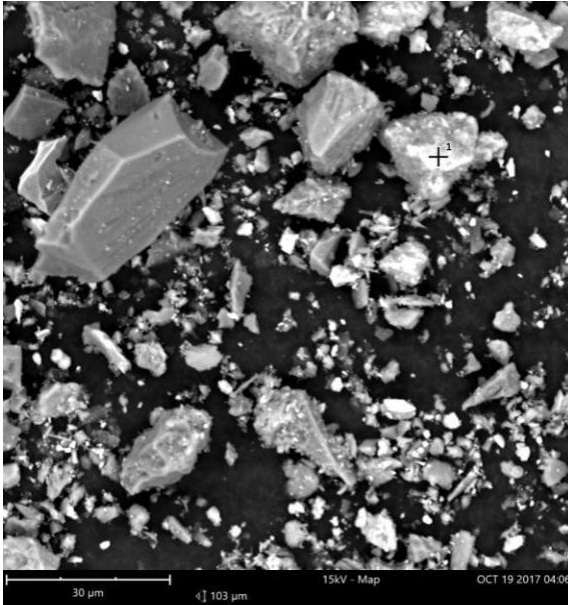
FOV: 103 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 03:57



Disabled elements: Ce, Pr

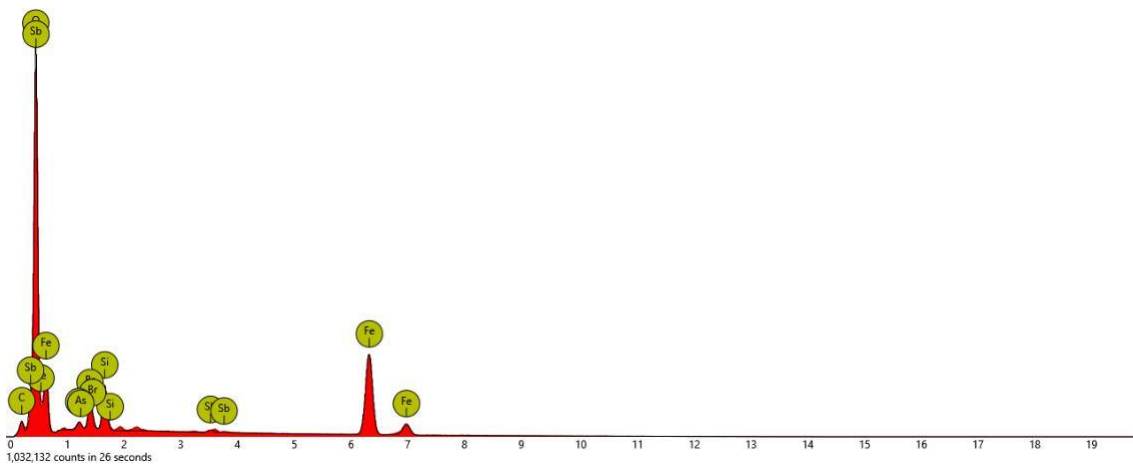
Image 4

1. spot

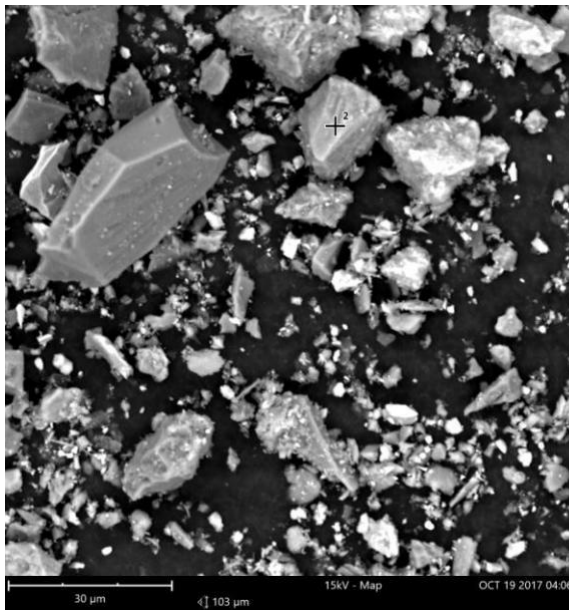


Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	77.82	51.70		
Fe	16.14	37.43	Fe ₂ O ₃	83.13
Br	1.32	4.38	Br	6.80
Si	3.19	3.72	Si	5.77
As	0.42	1.29	As	2.01
Sb	0.20	1.02	Sb	1.58

FOV: 103 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:06



2. spot



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	74.75	61.29		
Si	14.89	21.44	Si	55.38
Al	6.35	8.78	Al	22.69
K	3.89	7.80	K	20.15
Sn	0.11	0.69	Sn	1.79

FOV: 103 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:06

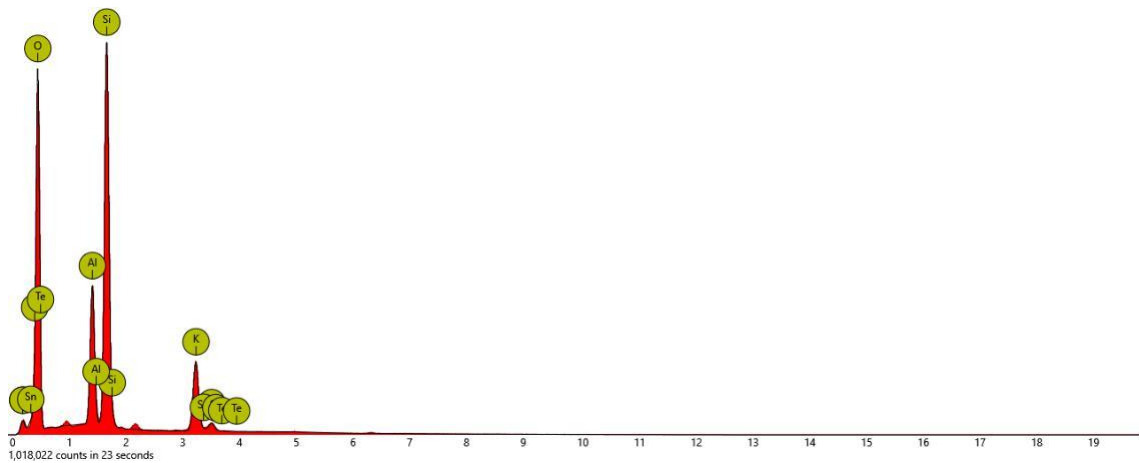
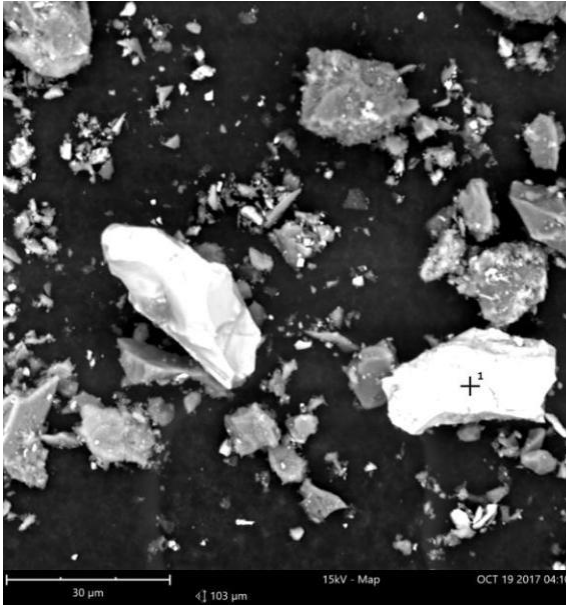


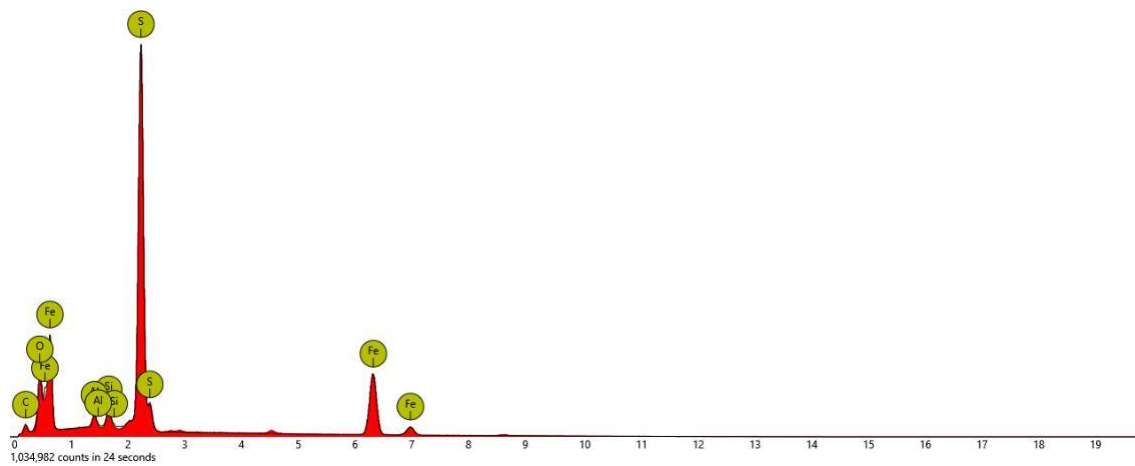
Image 5

1. spot

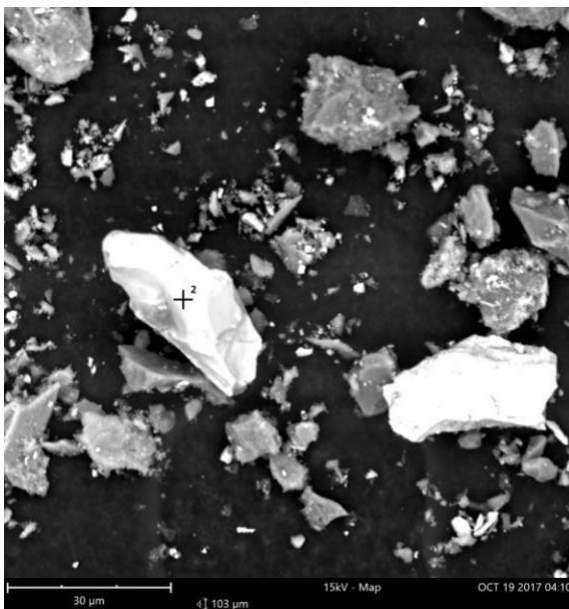


Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
S	37.18	40.75	S	44.21
Fe	17.65	33.70	Fe ₂ O ₃	52.26
O	40.78	22.30		
Si	1.40	1.34	Si	1.46
Al	1.33	1.22	Al	1.33
C	1.66	0.68	C	0.74

FOV: 103 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:10



2. spot



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
Fe	33.05	51.18	Fe2O3	65.11
S	40.75	36.23	S	32.24
O	21.70	9.62		
La	0.34	1.32	La	1.18
C	3.58	1.19	C	1.06

FOV: 103 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:10

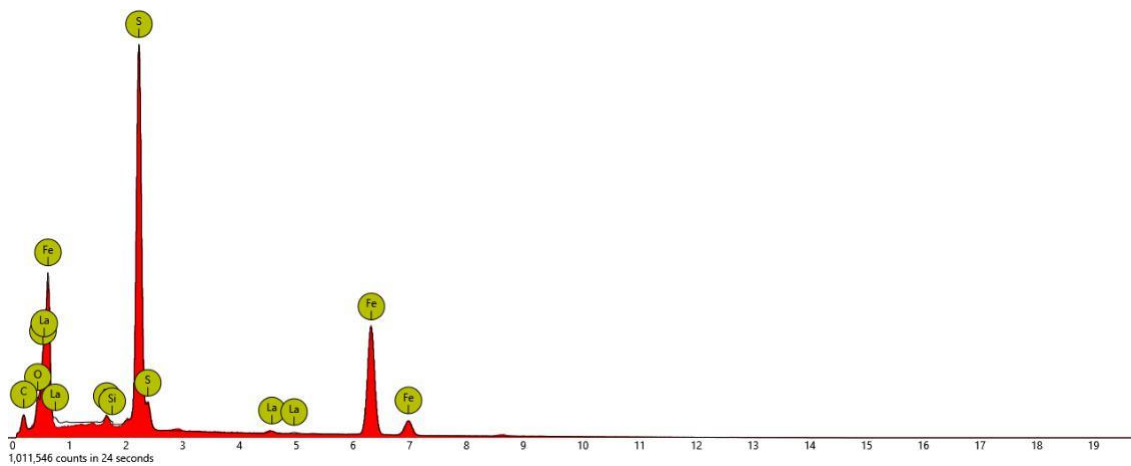
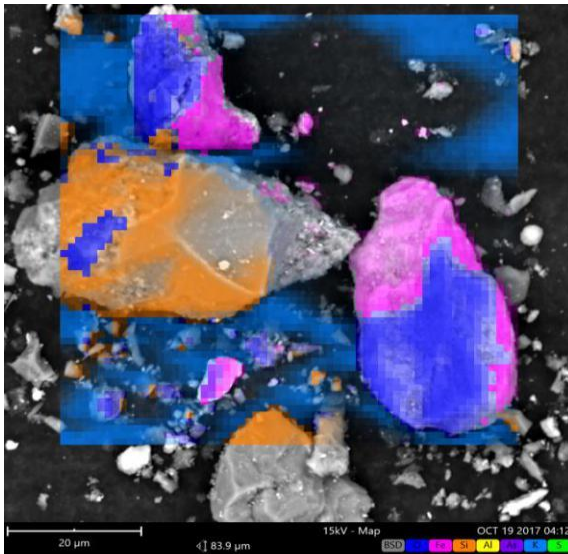


Image 6

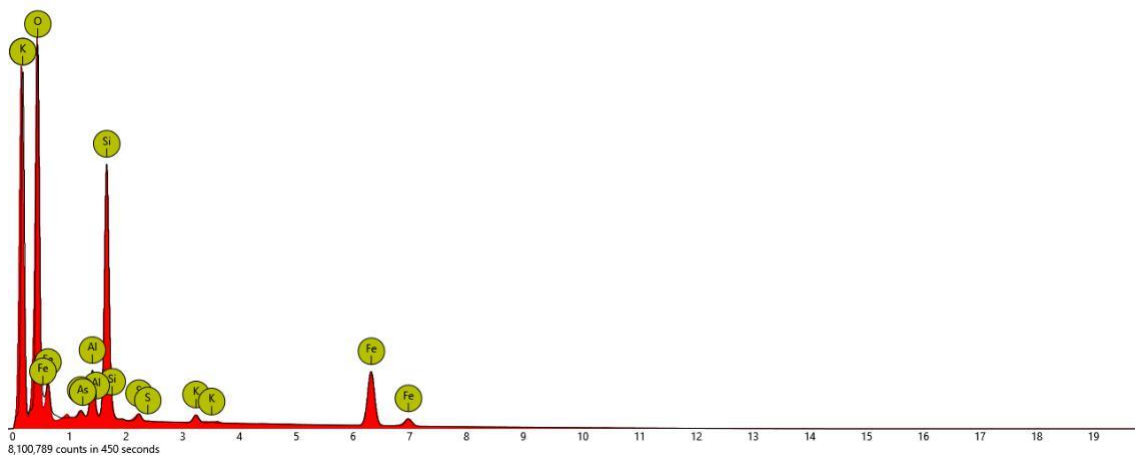
1. map

Combined map



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	73.19	53.36		
Fe	9.06	23.07	Fe ₂ O ₃	58.31
Si	13.33	17.06	Si	30.17
Al	3.10	3.82	Al	6.75
As	0.31	1.06	As	1.88
K	0.54	0.96	K	1.69
S	0.47	0.68	S	1.21

FOV: 83.9 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:12

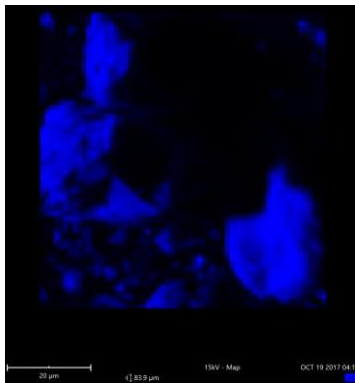


Disabled elements: B

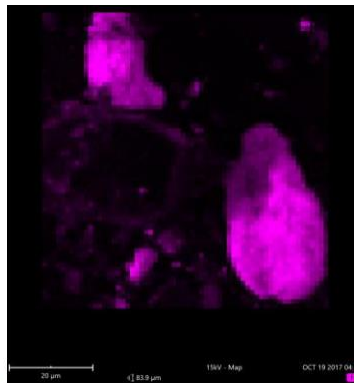


Cut out of map (resolution: 62x64 pixels)

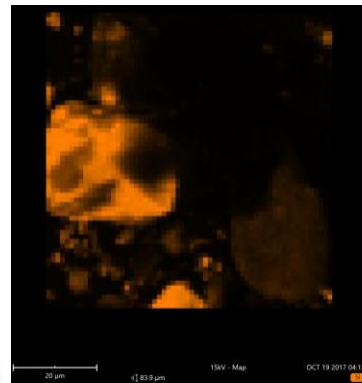
Oxygen



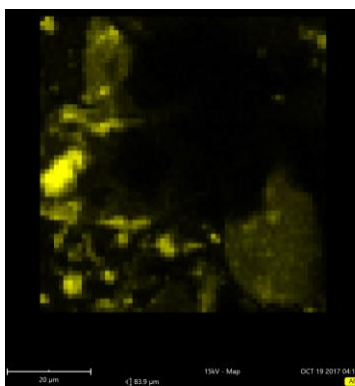
Iron



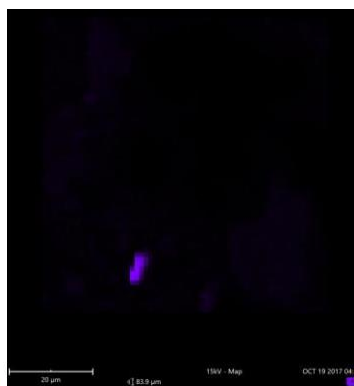
Silicon



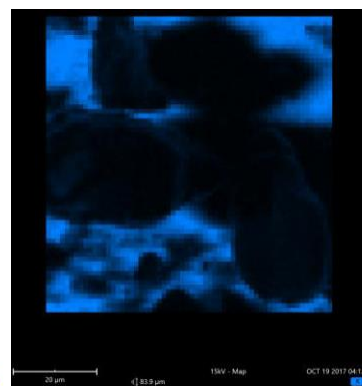
Aluminium

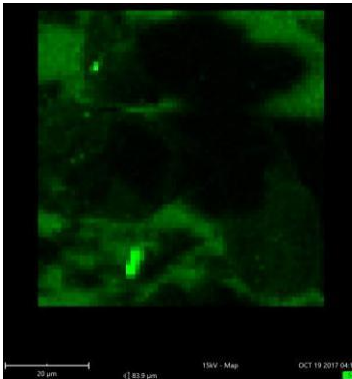


Arsenic



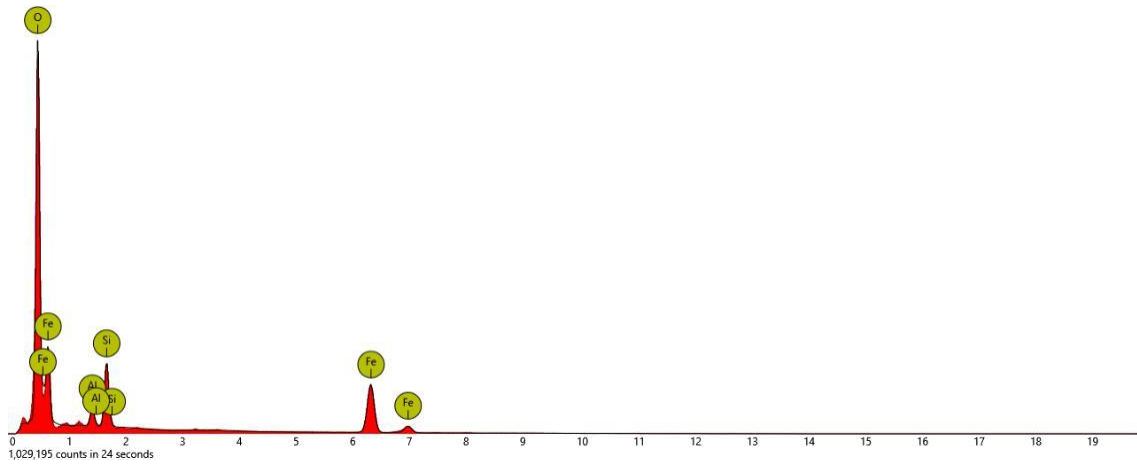
Potassium



Sulfur**Image 7****1. spot**

Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	82.15	61.74		
Fe	11.36	29.79	Fe ₂ O ₃	83.41
Si	4.77	6.29	Si	12.32
Al	1.72	2.18	Al	4.27

FOV: 54.9 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:25

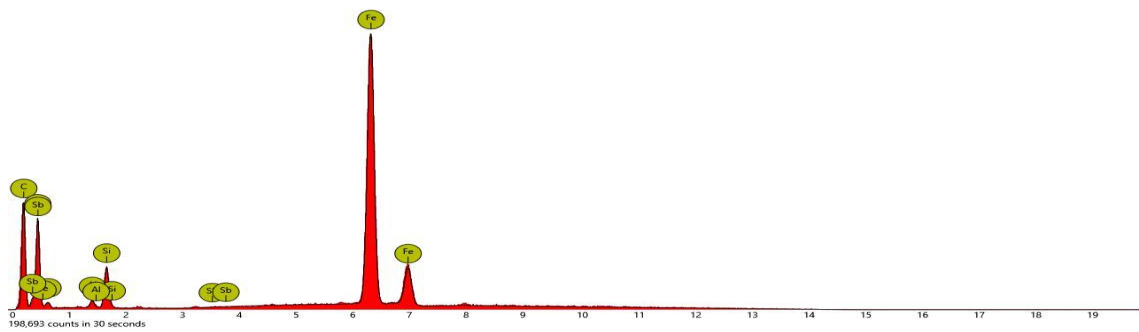


2. spot



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
Fe	60.07	83.77	Fe ₂ O ₃	94.99
O	24.82	9.92		
C	10.61	3.18	C	2.52
Si	3.64	2.56	Si	2.03
Al	0.86	0.58	Al	0.46

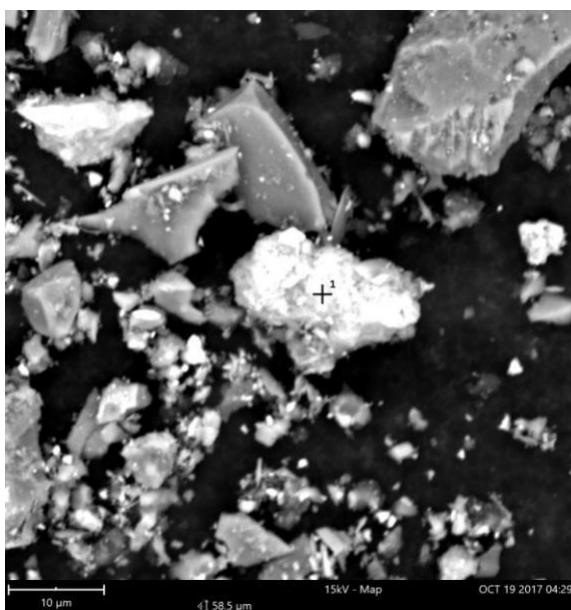
FOV: 54.9 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:25



Disabled elements: B

Image 8

1. spot



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	76.98	53.24		
Fe	14.98	36.17	Fe ₂ O ₃	83.00
Si	4.52	5.49	Si	8.82
Al	2.12	2.48	Al	3.98
As	0.28	0.92	As	1.48
K	0.31	0.53	K	0.85
P	0.34	0.45	P	0.72
Ca	0.26	0.44	Ca	0.71
S	0.20	0.28	S	0.45

FOV: 58.5 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:29

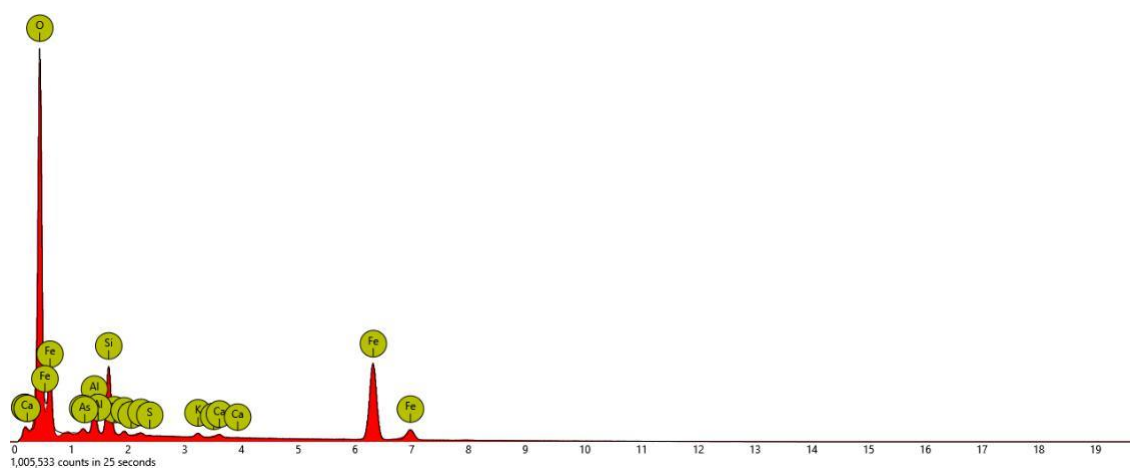
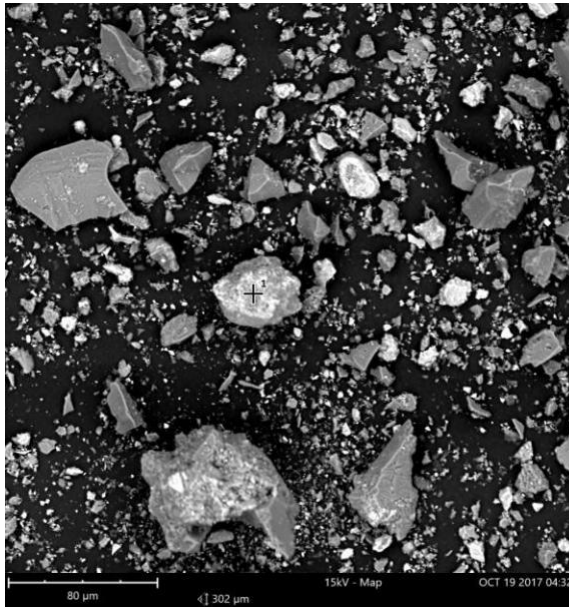


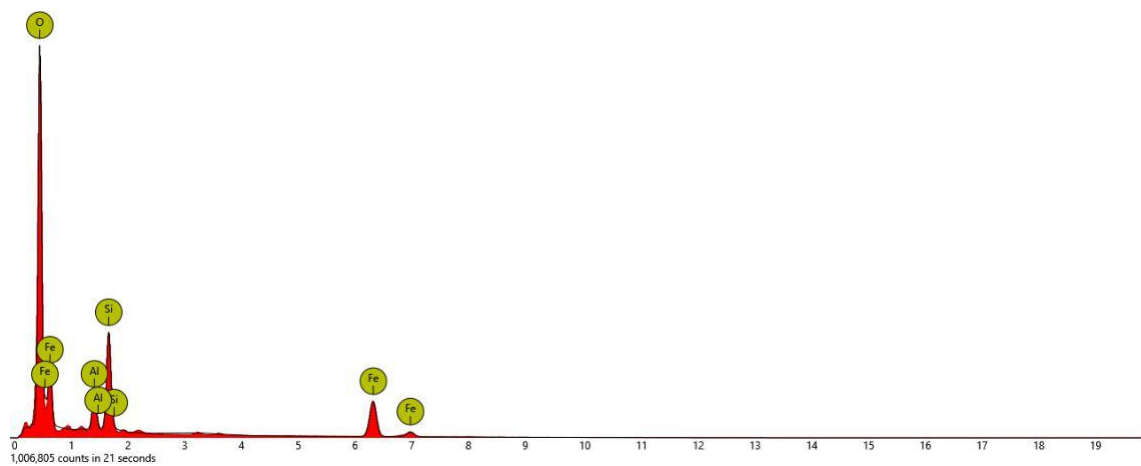
Image 9

1. spot

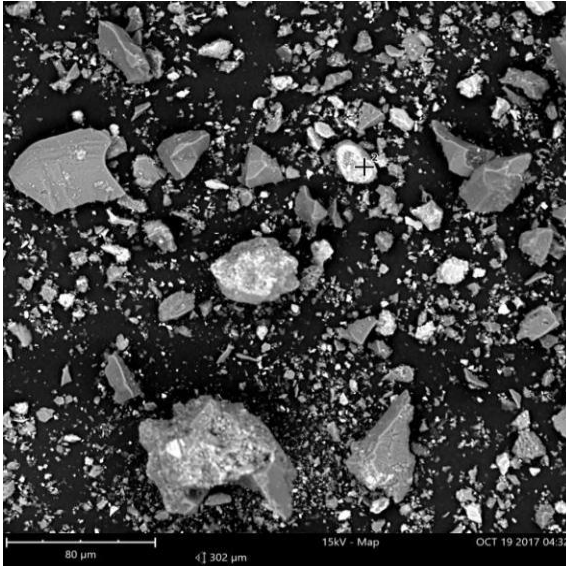


Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	81.89	64.31		
Fe	7.99	21.92	Fe ₂ O ₃	69.46
Si	6.89	9.50	Si	21.07
Al	3.23	4.27	Al	9.47

FOV: 302 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:32

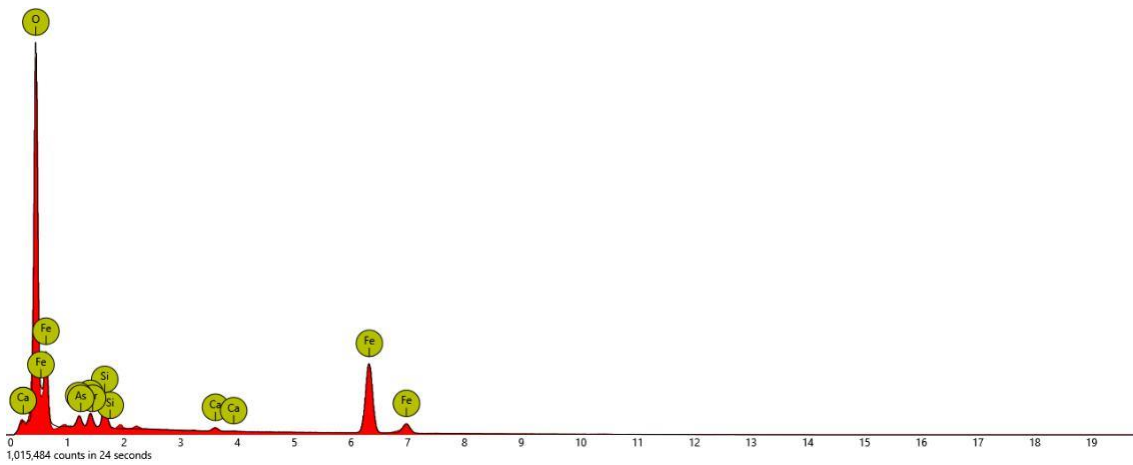


2. spot



Element Symbol	Atomic Conc.	Weight Conc.	Oxide Symbol	Stoich. wt Conc.
O	81.01	55.77		
Fe	15.15	36.42	Fe ₂ O ₃	86.95
Si	2.11	2.55	Si	4.25
Br	0.71	2.43	Br	4.05
As	0.71	2.29	As	3.83
Ca	0.32	0.55	Ca	0.91

FOV: 302 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 04:32



IB 2

Contains 4 images with a total of 10 analyses

01. Image 9

1 analysis: 1x map

02. Image 10

5 analyses: 5x spot

03. Image 11

1 analysis: 1x map

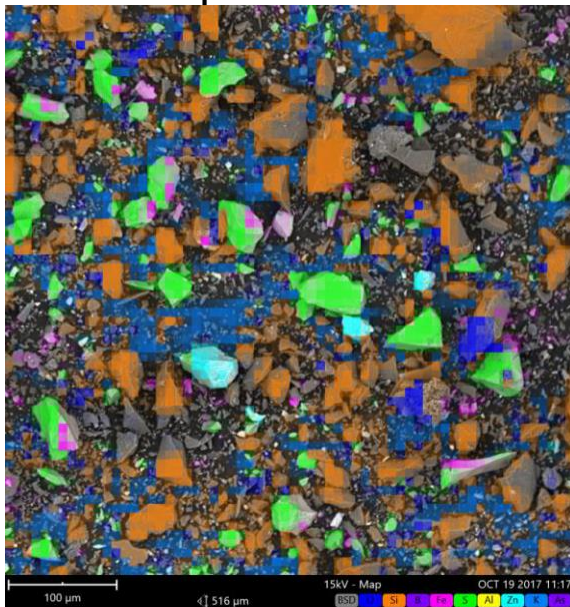
04. Image 12

3 analyses: 3x spot

Image 9

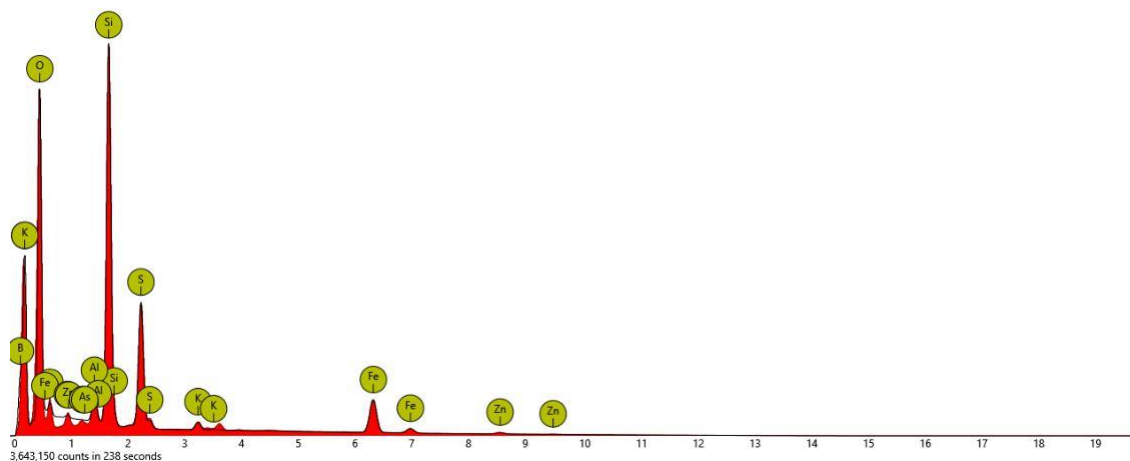
1. map

Combined map



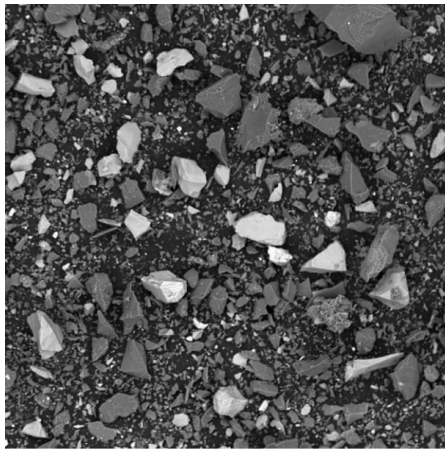
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	54.97	47.16
14	Si	Silicon	11.12	16.75
5	B	Boron	23.88	13.85
26	Fe	Iron	3.47	10.40
16	S	Sulfur	4.66	8.02
13	Al	Aluminium	1.14	1.65
30	Zn	Zinc	0.41	1.45
19	K	Potassium	0.35	0.73
33	As	Arsenic	0.00	0.00

FOV: 516 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:17



Disabled elements: Br, Te

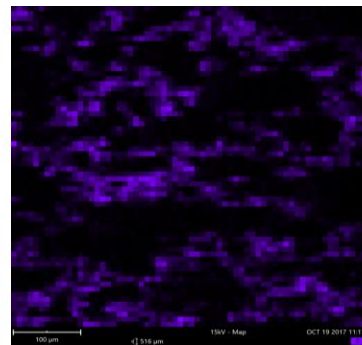
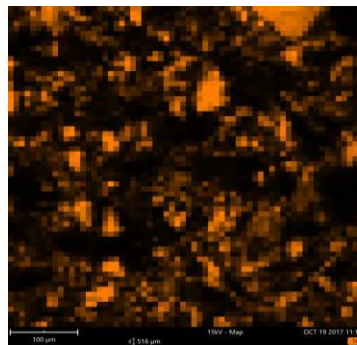
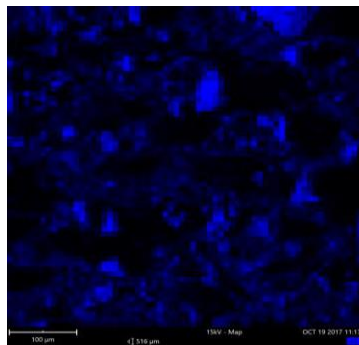
Cut out of map (resolution: 64x64 pixels)



Oxygen

Silicon

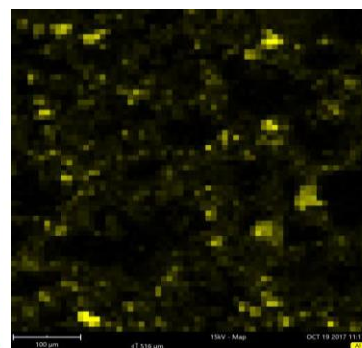
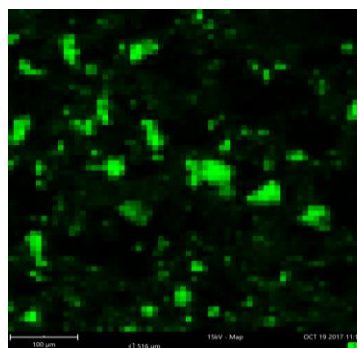
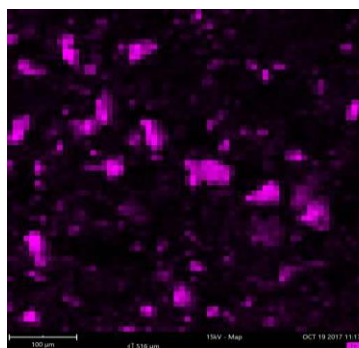
Boron



Iron

Sulfur

Aluminium



Zinc

Potassium

Arsenic

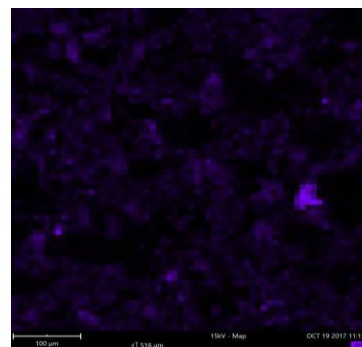
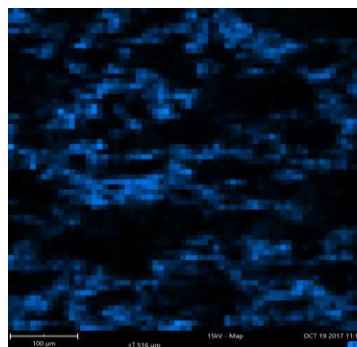
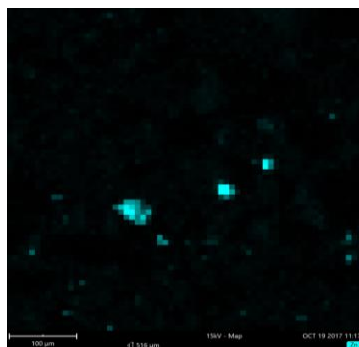
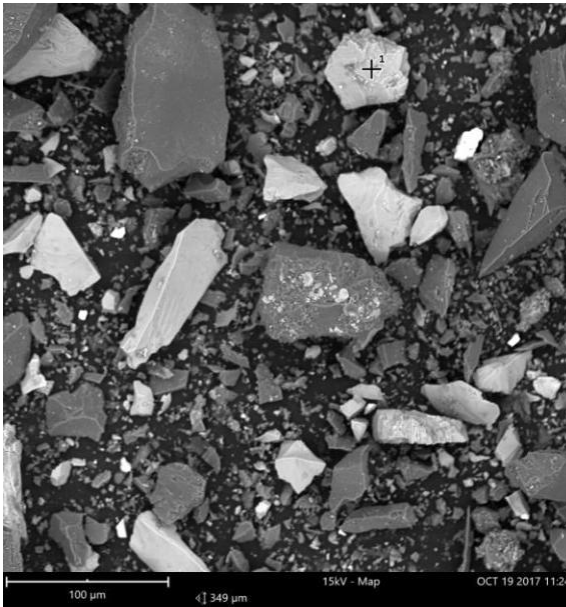


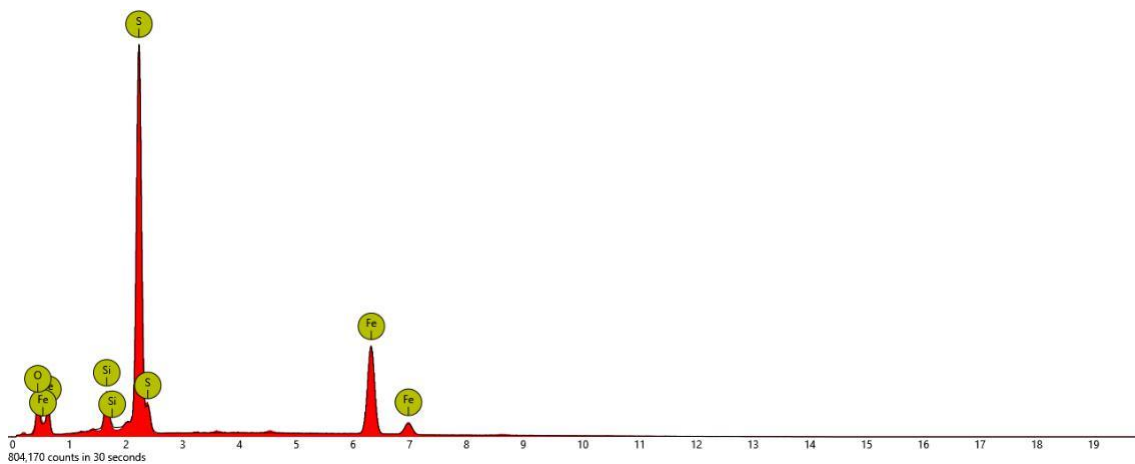
Image 10

1. spot

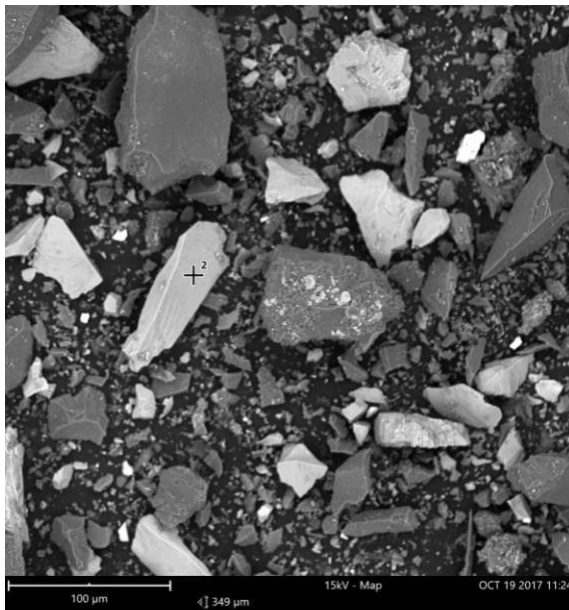


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	28.04	45.46
16	S	Sulfur	42.59	39.65
8	O	Oxygen	25.84	12.00
14	Si	Silicon	3.54	2.89

FOV: 349 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:24

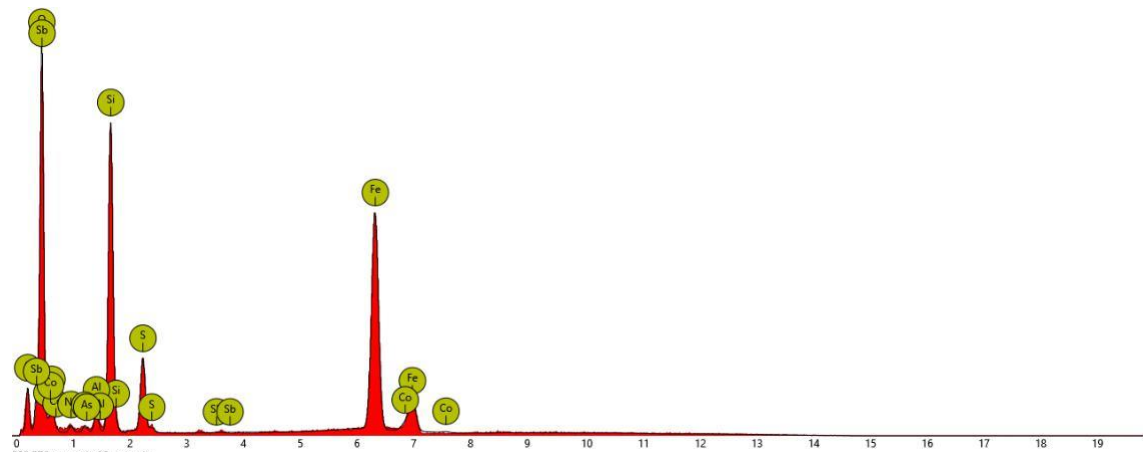


2. spot



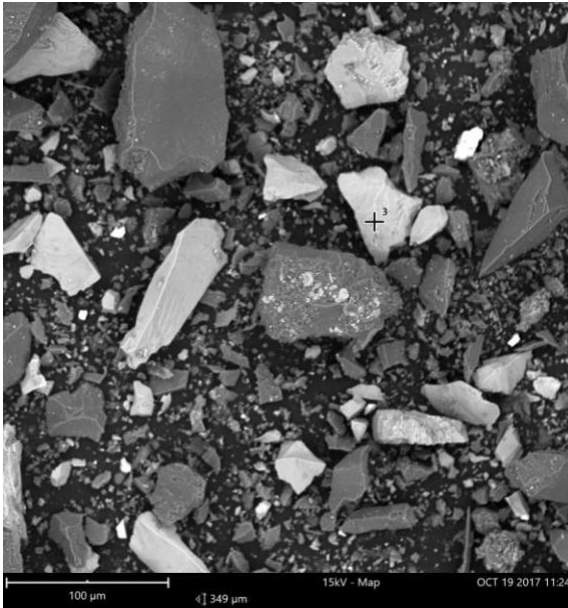
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	23.91	47.50
8	O	Oxygen	55.08	31.35
14	Si	Silicon	11.95	11.94
16	S	Sulfur	3.07	3.50
27	Co	Cobalt	0.90	1.89
6	C	Carbon	2.58	1.10
13	Al	Aluminium	1.13	1.08
11	Na	Sodium	1.13	0.93
33	As	Arsenic	0.24	0.64

FOV: 349 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:24



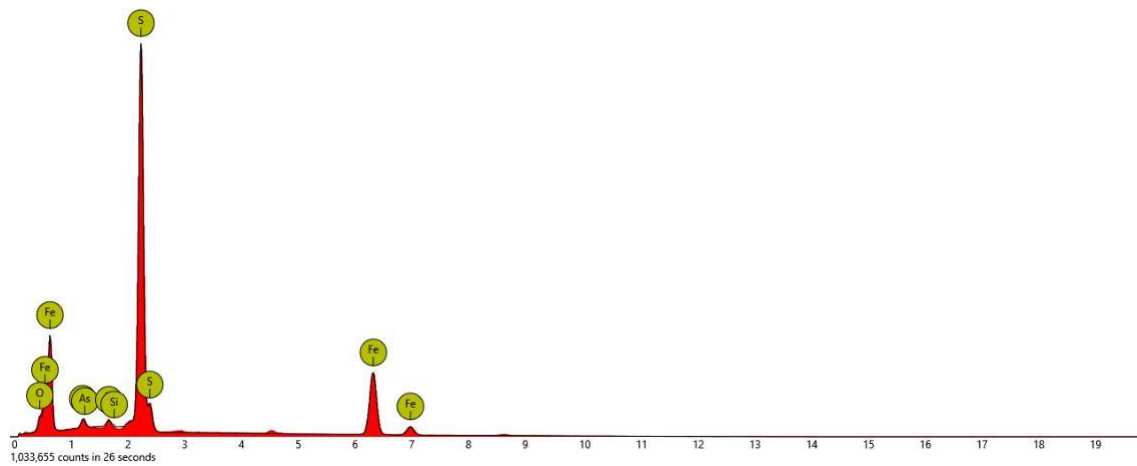
Disabled elements: Br, Gd, Ho

3. spot

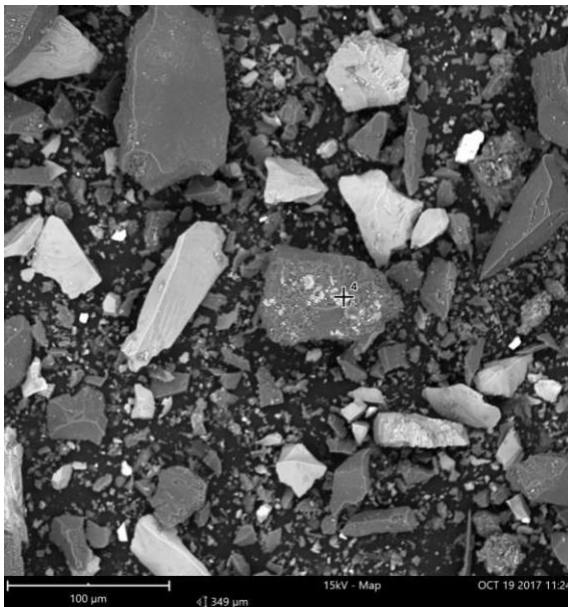


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	53.95	48.68
26	Fe	Iron	25.56	40.16
8	O	Oxygen	18.75	8.44
33	As	Arsenic	1.02	2.15
14	Si	Silicon	0.72	0.57

FOV: 349 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:24

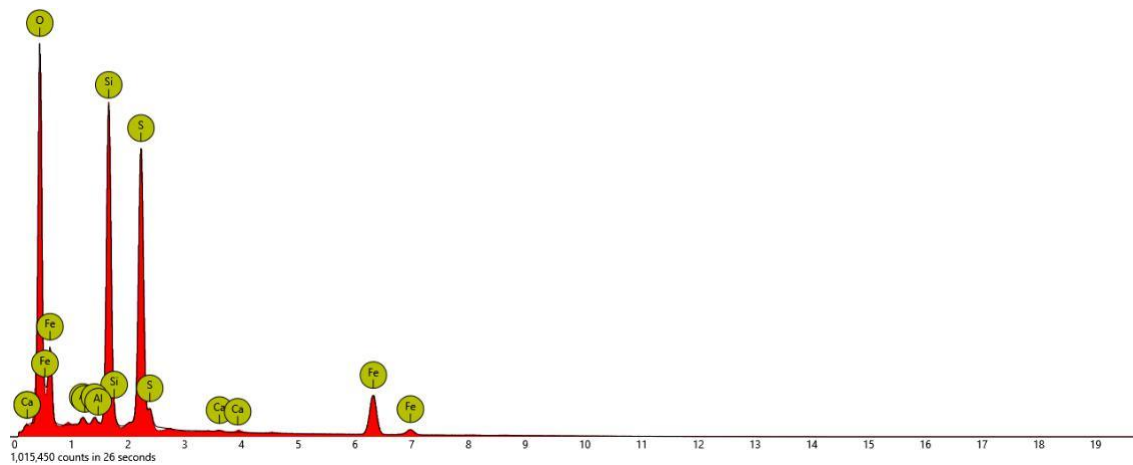


4. spot

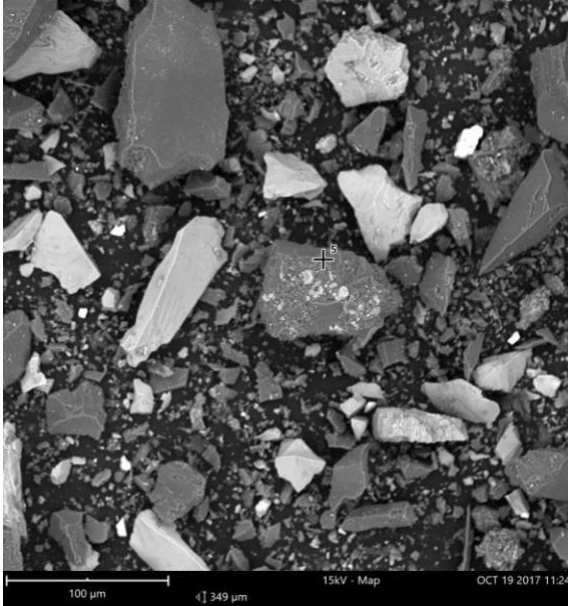


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	71.83	53.92
16	S	Sulfur	11.85	17.82
14	Si	Silicon	10.96	14.44
26	Fe	Iron	4.82	12.62
33	As	Arsenic	0.21	0.74
13	Al	Aluminium	0.29	0.36
20	Ca	Calcium	0.05	0.10

FOV: 349 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:24



5. spot



Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	78.54	64.60
14	Si	Silicon	20.05	28.95
81	Tl	Thallium	0.40	4.18
26	Fe	Iron	0.59	1.70
13	Al	Aluminium	0.42	0.58

FOV: 349 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:24

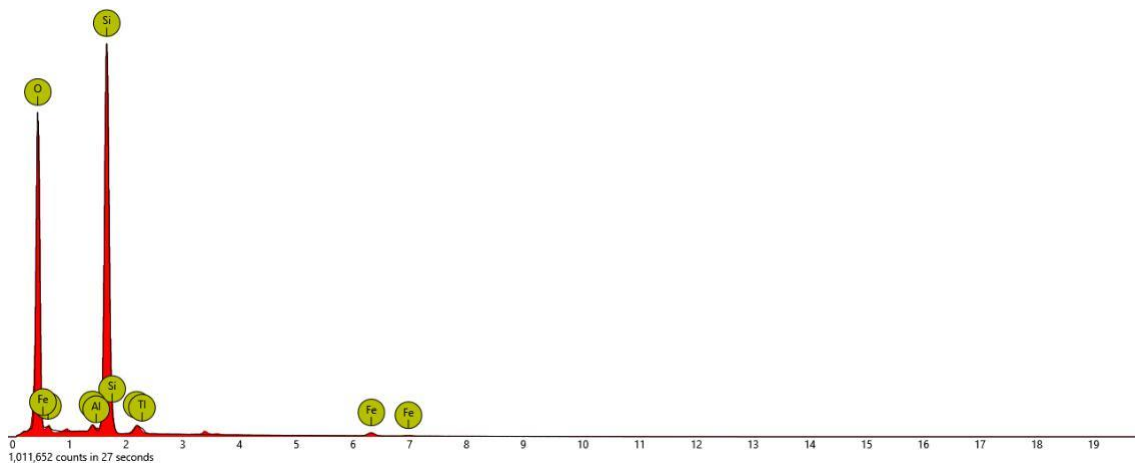
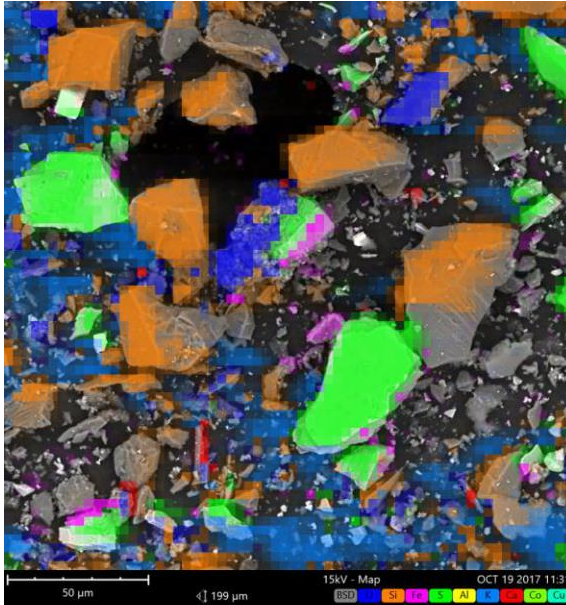


Image 11

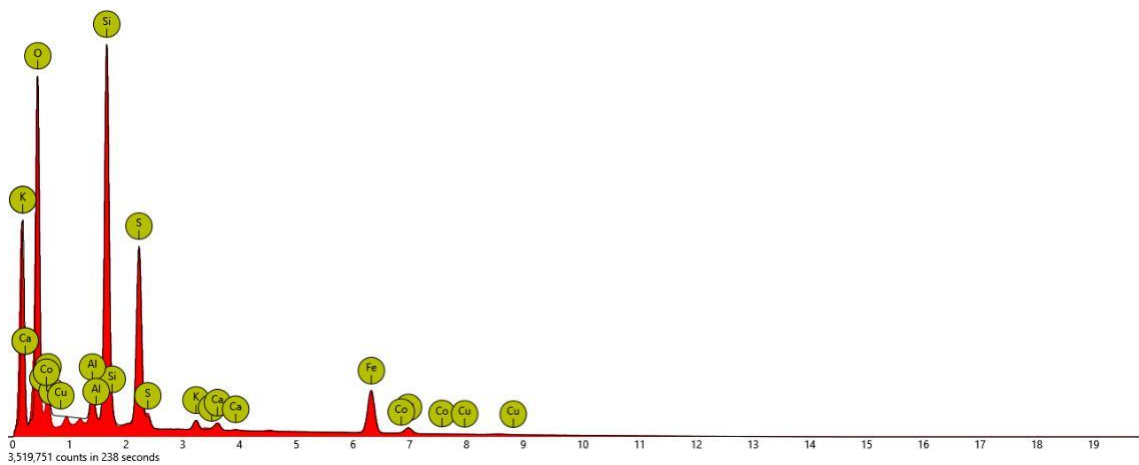
1. map

Combined map



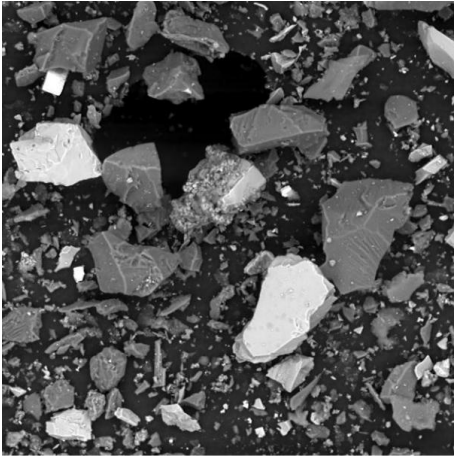
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	69.48	51.33
14	Si	Silicon	14.04	18.21
26	Fe	Iron	5.51	14.20
16	S	Sulfur	8.46	12.53
13	Al	Aluminium	1.53	1.91
19	K	Potassium	0.51	0.93
20	Ca	Calcium	0.40	0.75
27	Co	Cobalt	0.05	0.14
29	Cu	Copper	0.00	0.00

FOV: 199 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:31

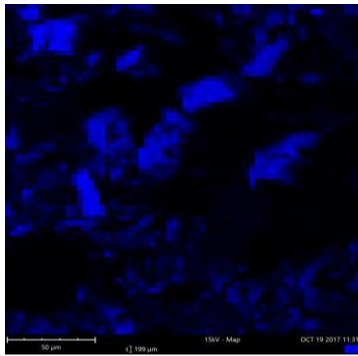


Disabled elements: B, Br, Te

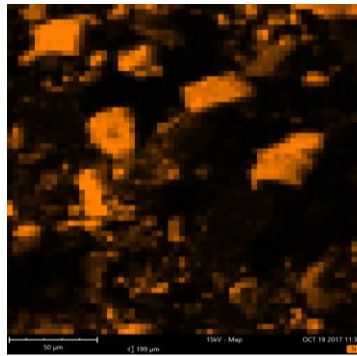
Cut out of map (resolution: 64x64 pixels)



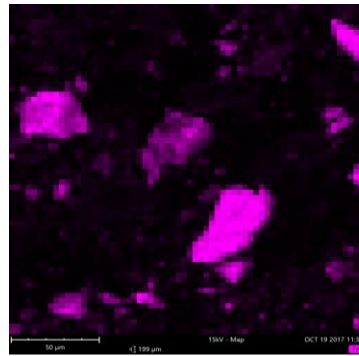
Oxygen



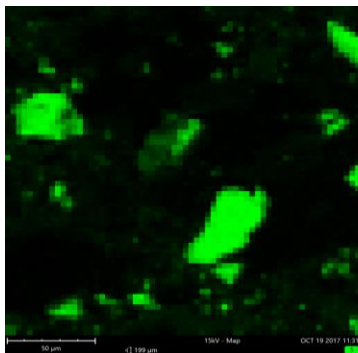
Silicon



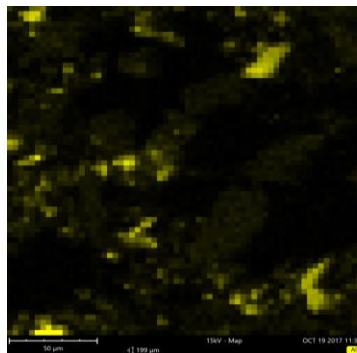
Iron



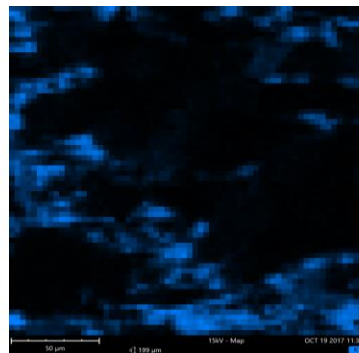
Sulfur



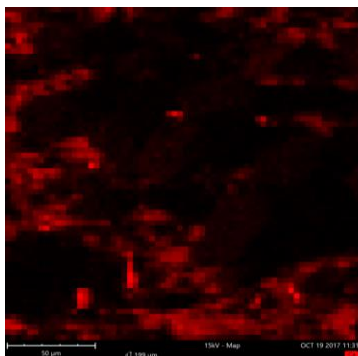
Aluminium



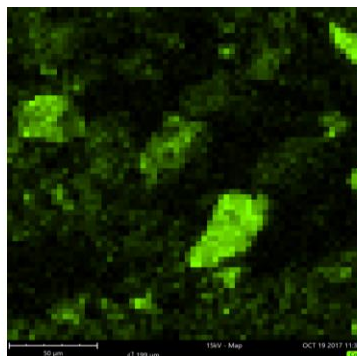
Potassium



Calcium



Cobalt



Copper

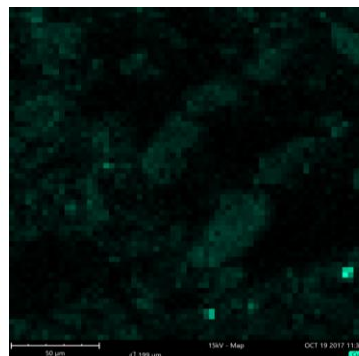
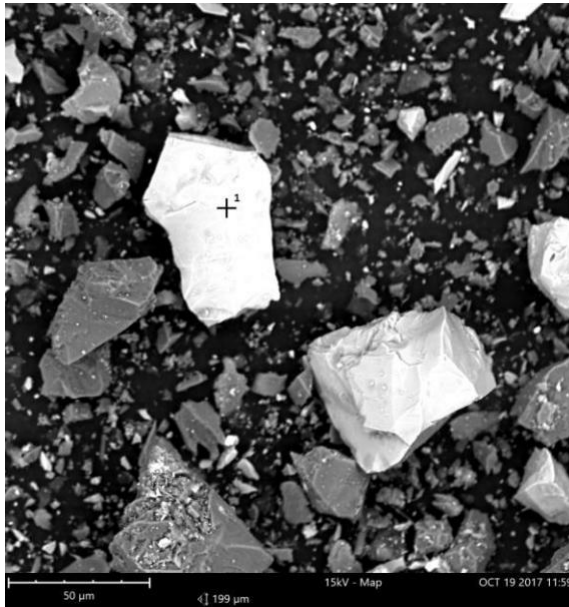


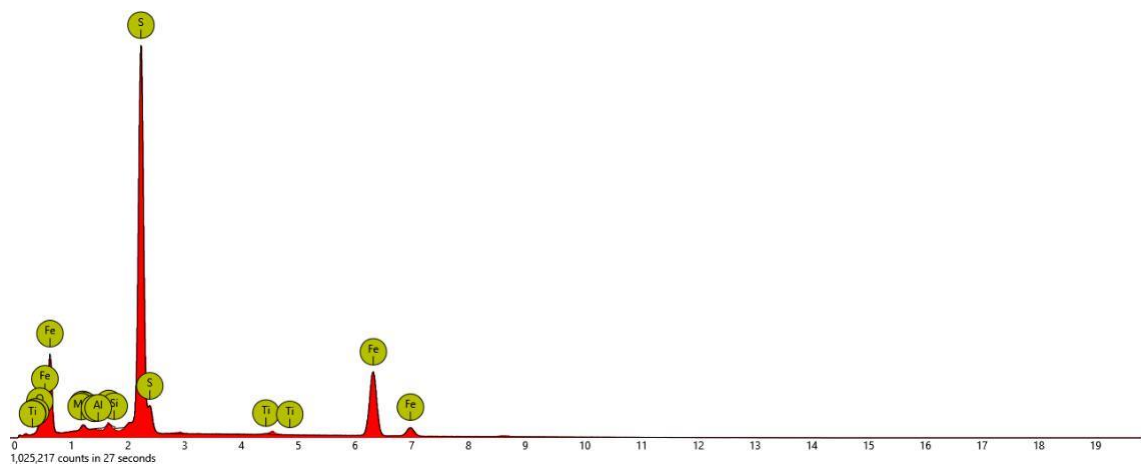
Image 12

1. spot

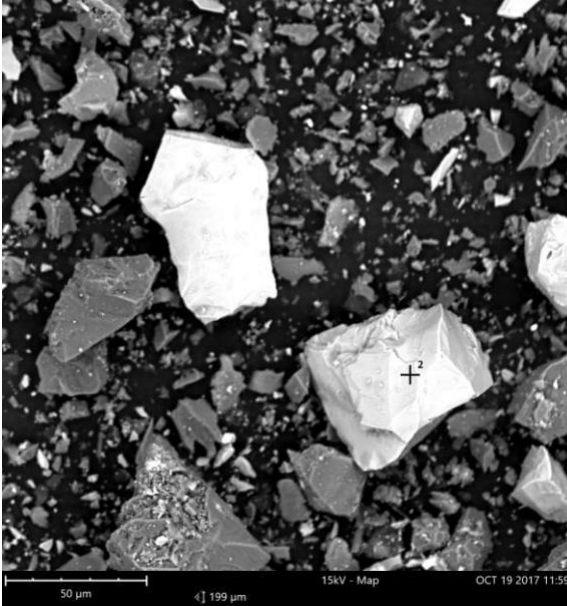


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	56.17	49.35
26	Fe	Iron	27.57	42.19
8	O	Oxygen	14.91	6.54
33	As	Arsenic	0.58	1.19
22	Ti	Titanium	0.28	0.37
12	Mg	Magnesium	0.00	0.00
13	Al	Aluminium	0.00	0.00

FOV: 199 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:59

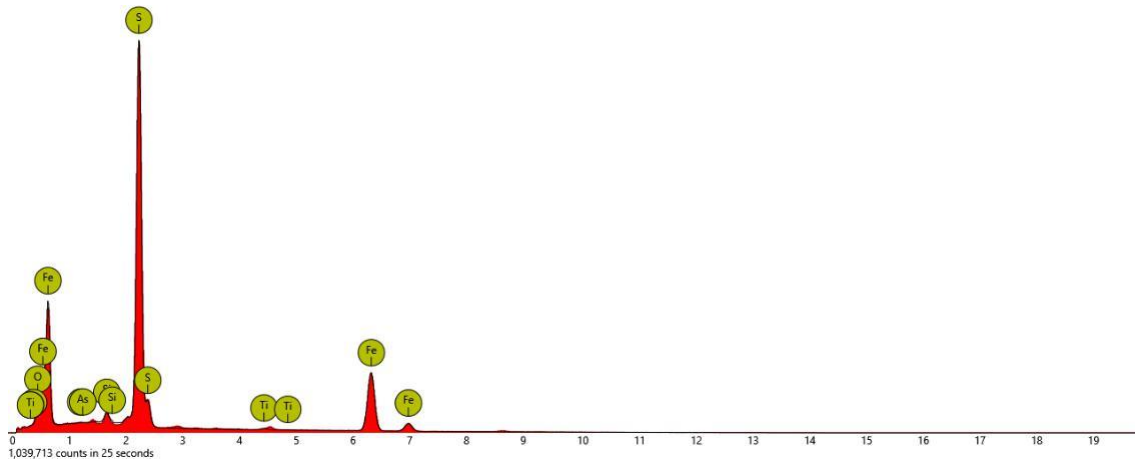


2. spot

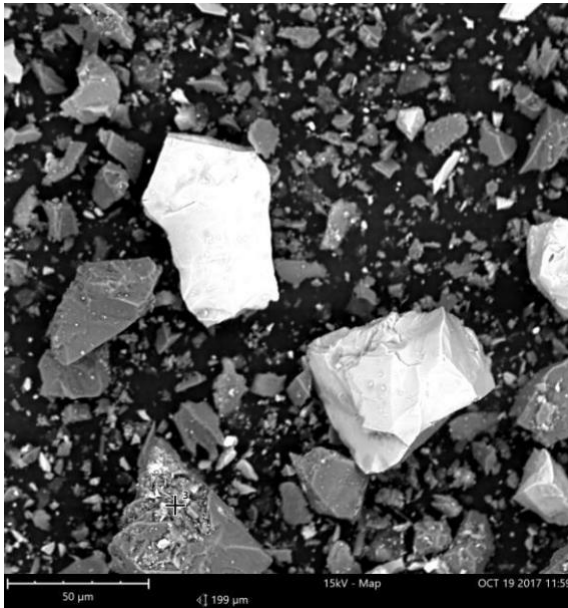


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	49.32	47.83
26	Fe	Iron	22.33	37.72
8	O	Oxygen	27.00	13.07
14	Si	Silicon	1.02	0.87
22	Ti	Titanium	0.29	0.42
33	As	Arsenic	0.04	0.09

FOV: 199 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:59

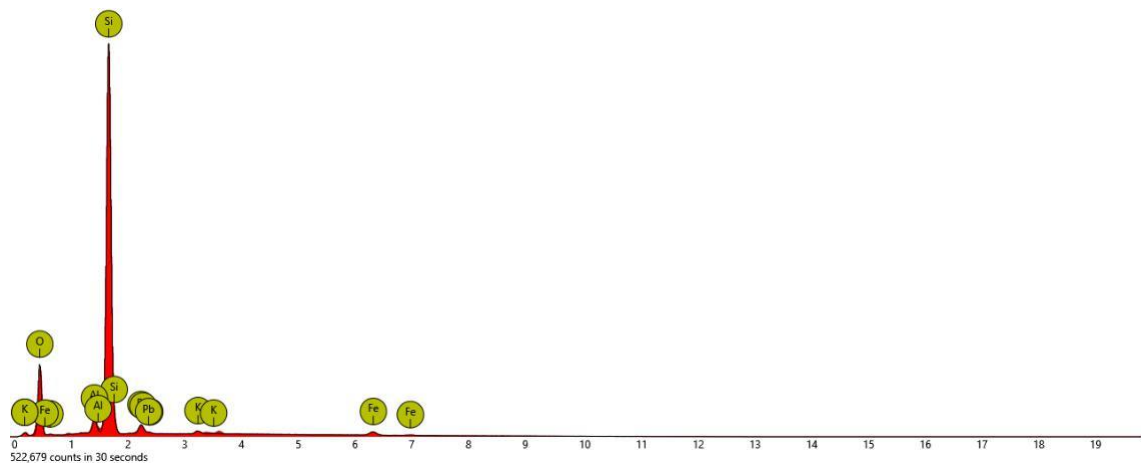


3. spot



Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
14	Si	Silicon	41.10	51.59
8	O	Oxygen	53.78	38.46
26	Fe	Iron	1.36	3.39
13	Al	Aluminium	1.81	2.18
16	S	Sulfur	1.26	1.80
82	Pb	Lead	0.18	1.67
19	K	Potassium	0.52	0.91

FOV: 199 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 11:59



IB 3

Contains 6 images with a total of 18 analyses

01. Image 13

5 analyses: 5x spot

02. Image 14

3 analyses: 3x spot

03. Image 15

3 analyses: 3x spot

04. Image 16

2 analyses: 1x spot, 1x map

05. Image 17

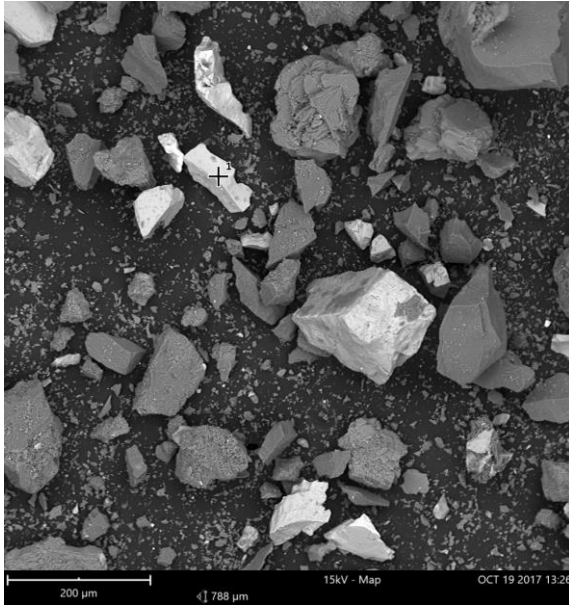
3 analyses: 3x spot

06. Image 18

2 analyses: 2x spot

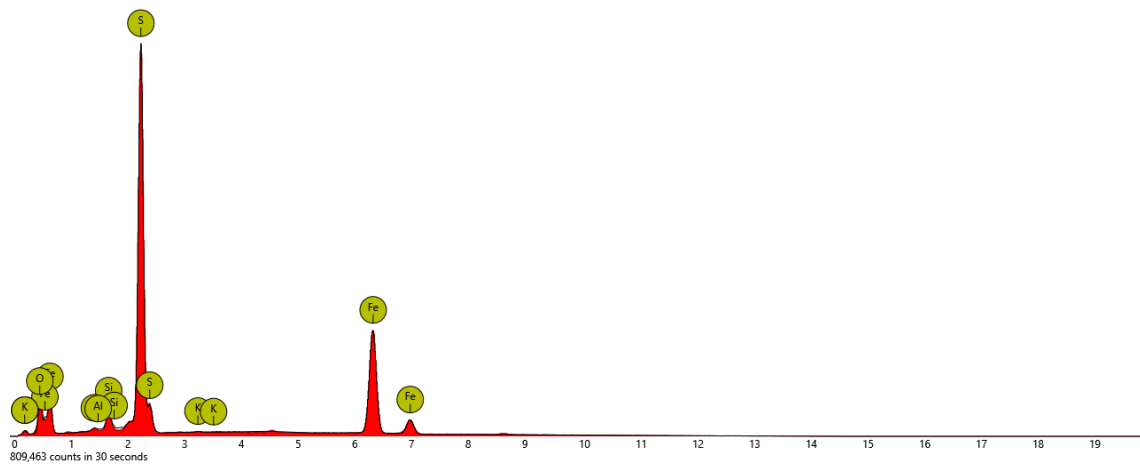
Image 13

1. spot



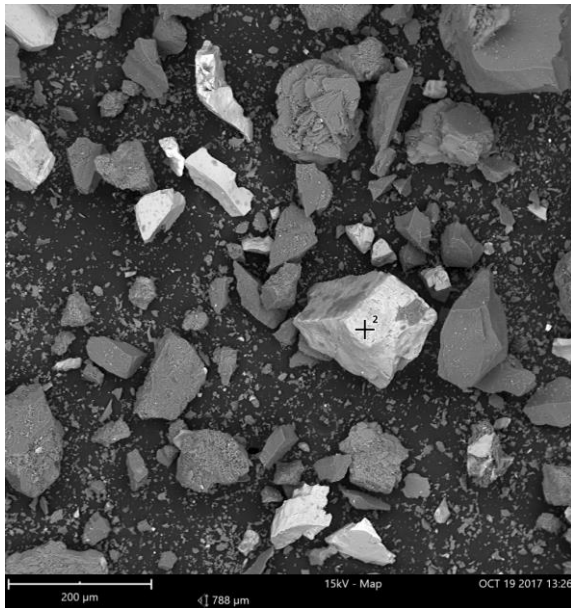
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	32.54	50.44
16	S	Sulfur	42.34	37.68
8	O	Oxygen	23.02	10.22
14	Si	Silicon	1.75	1.36
13	Al	Aluminium	0.25	0.19
19	K	Potassium	0.10	0.11

FOV: 788 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:26



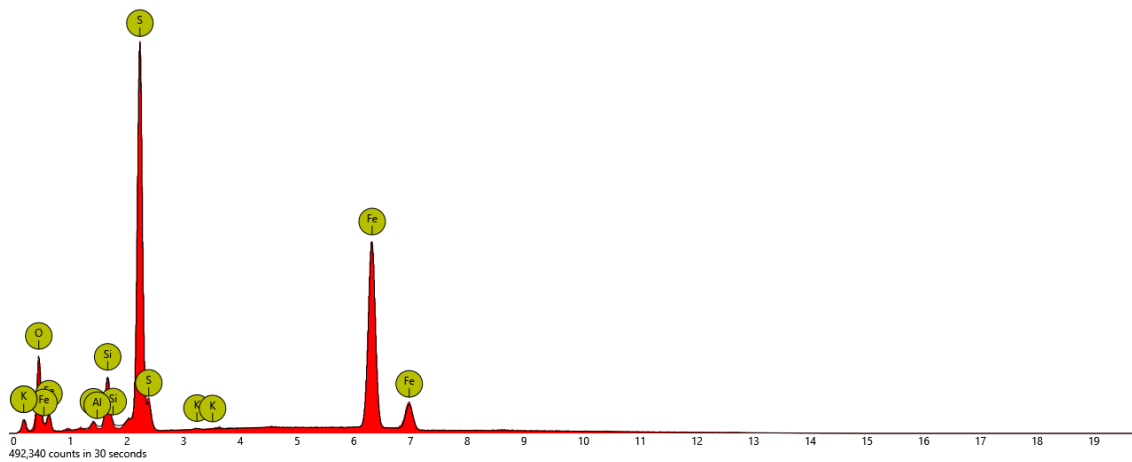
Disabled elements: C

2. spot



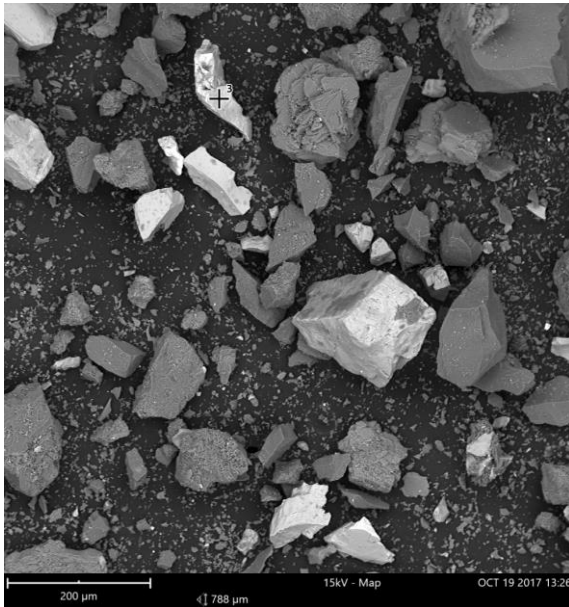
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	38.40	58.92
16	S	Sulfur	28.57	25.18
8	O	Oxygen	28.92	12.71
14	Si	Silicon	3.51	2.71
19	K	Potassium	0.09	0.10

FOV: 788 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:26



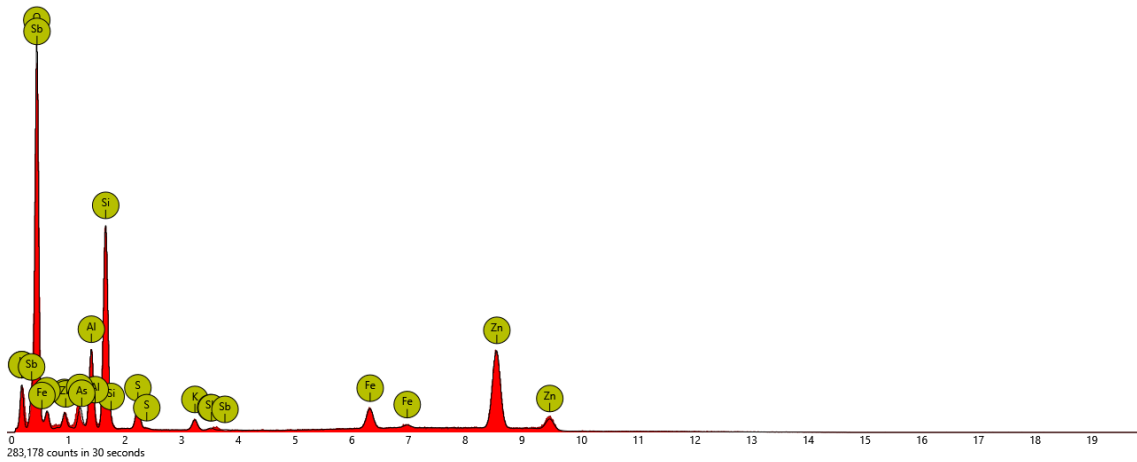
Disabled elements: C

3. spot



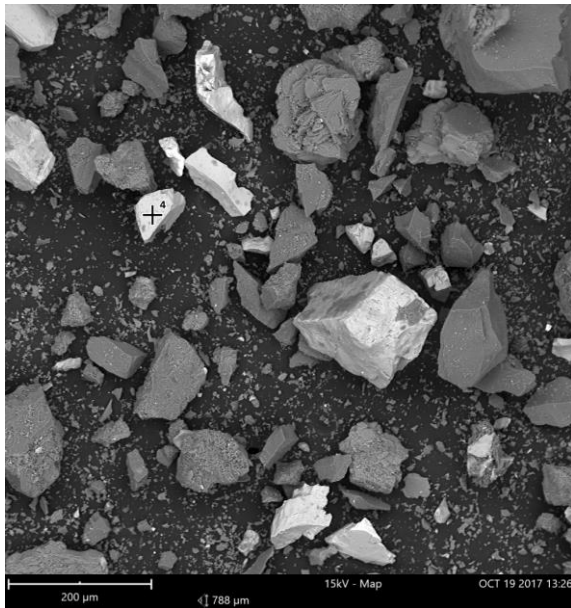
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
30	Zn	Zinc	21.09	46.47
8	O	Oxygen	60.53	32.64
14	Si	Silicon	9.39	8.89
13	Al	Aluminium	4.71	4.28
26	Fe	Iron	1.96	3.69
33	As	Arsenic	0.89	2.25
16	S	Sulfur	0.93	1.00
19	K	Potassium	0.47	0.62

FOV: 788 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:26



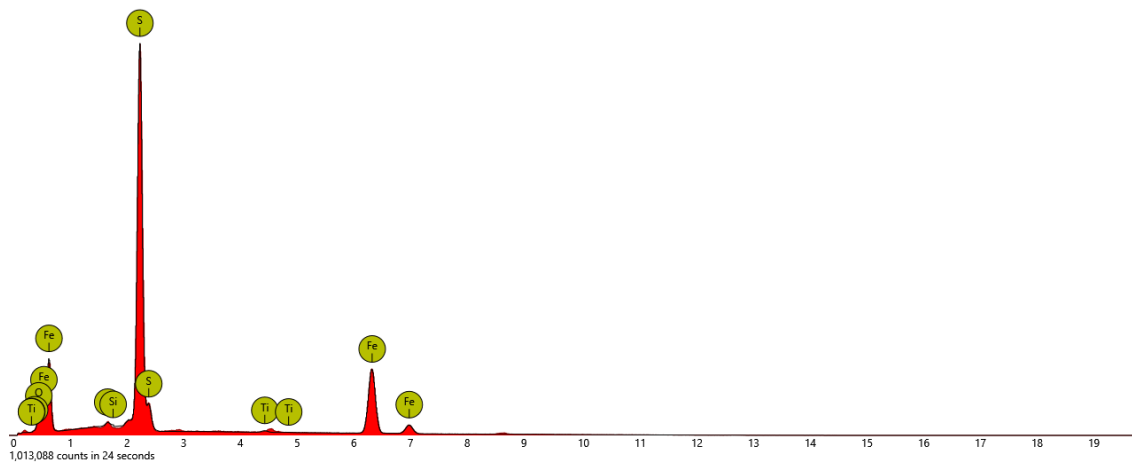
Disabled elements: Br, C, Mg

4. spot

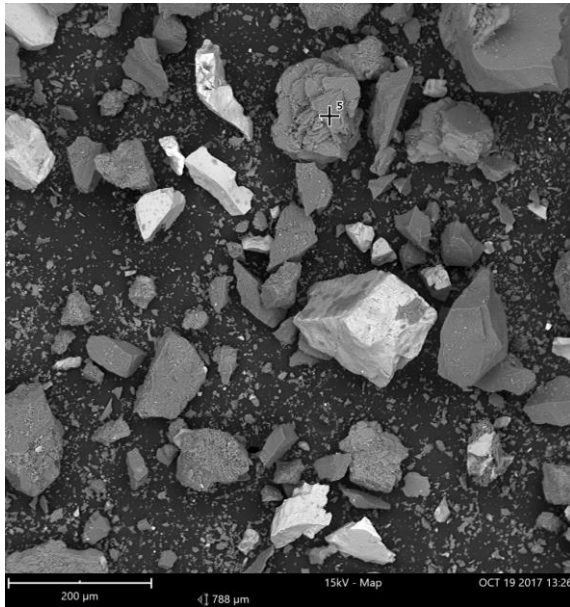


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	54.31	48.82
26	Fe	Iron	27.04	42.35
8	O	Oxygen	17.88	8.02
22	Ti	Titanium	0.37	0.49

FOV: 788 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:26



5. spot



Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	66.10	51.65
14	Si	Silicon	15.67	21.50
13	Al	Aluminium	12.15	16.01
19	K	Potassium	3.65	6.98
12	Mg	Magnesium	1.79	2.13
26	Fe	Iron	0.64	1.73

FOV: 788 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:26

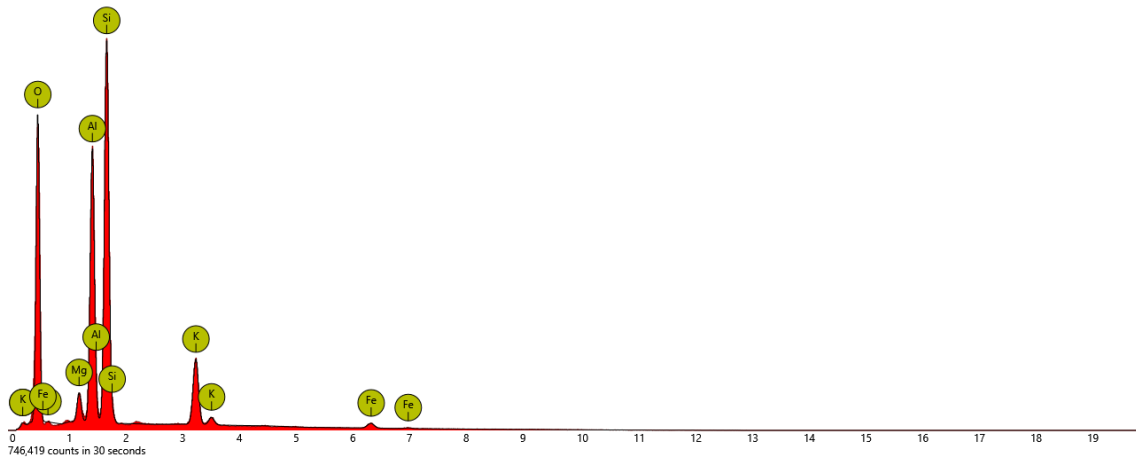
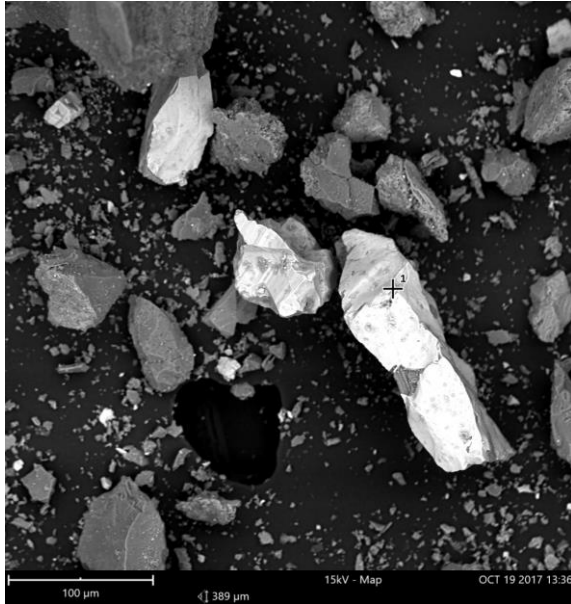


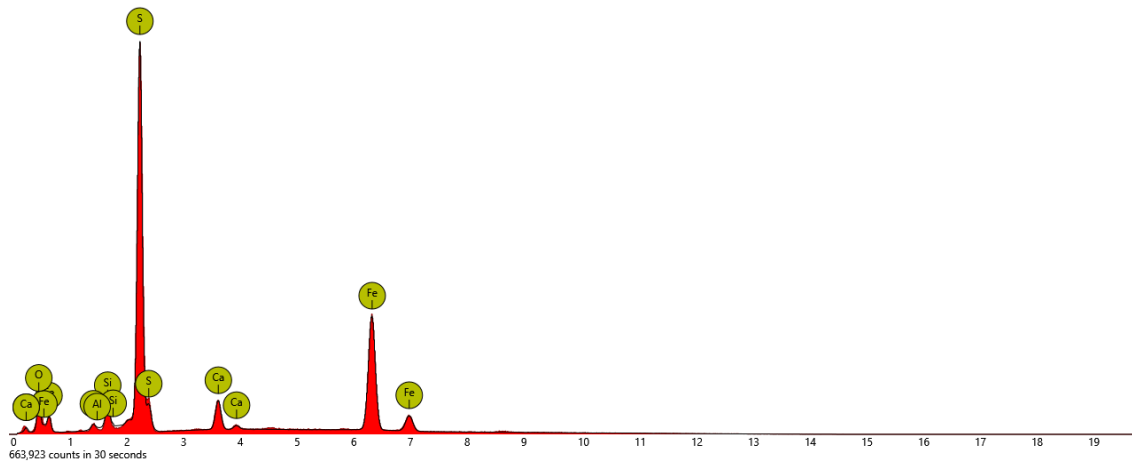
Image 14

1. spot

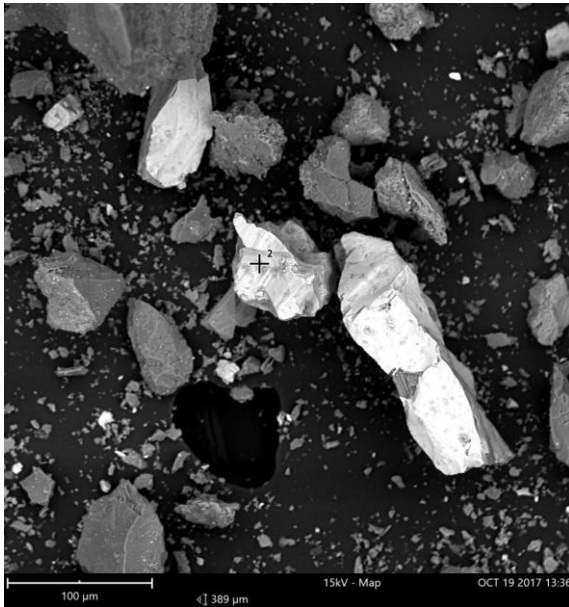


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	32.86	50.26
16	S	Sulfur	38.70	33.99
8	O	Oxygen	22.16	9.71
20	Ca	Calcium	3.73	4.10
14	Si	Silicon	1.96	1.51

FOV: 389 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:36

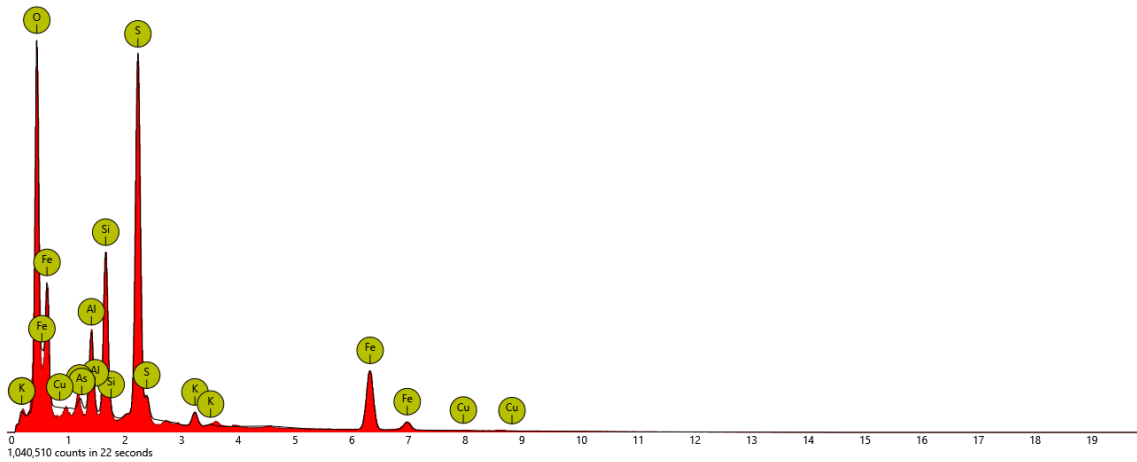


2. spot



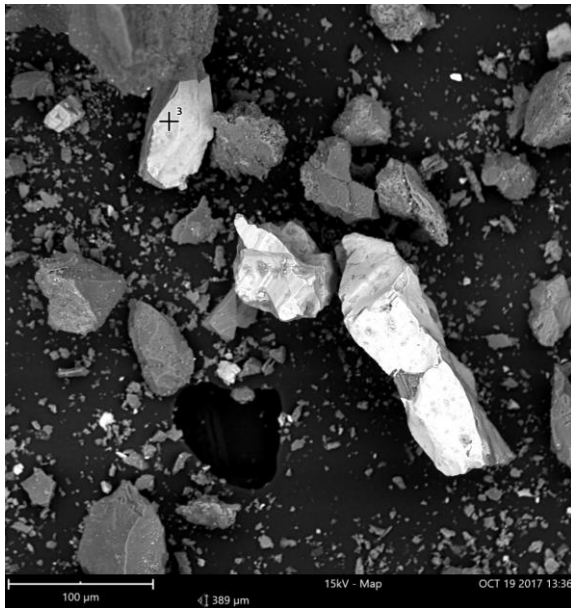
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	68.82	49.07
16	S	Sulfur	14.35	20.51
26	Fe	Iron	6.80	16.92
14	Si	Silicon	5.56	6.96
13	Al	Aluminium	3.44	4.13
19	K	Potassium	0.65	1.13
33	As	Arsenic	0.33	1.12
29	Cu	Copper	0.06	0.16

FOV: 389 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:36



Disabled elements: Te

3. spot



Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	34.39	38.68
26	Fe	Iron	16.27	31.87
8	O	Oxygen	45.55	25.57
14	Si	Silicon	1.85	1.82
13	Al	Aluminium	1.52	1.44
19	K	Potassium	0.25	0.34
22	Ti	Titanium	0.17	0.28

FOV: 389 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:36

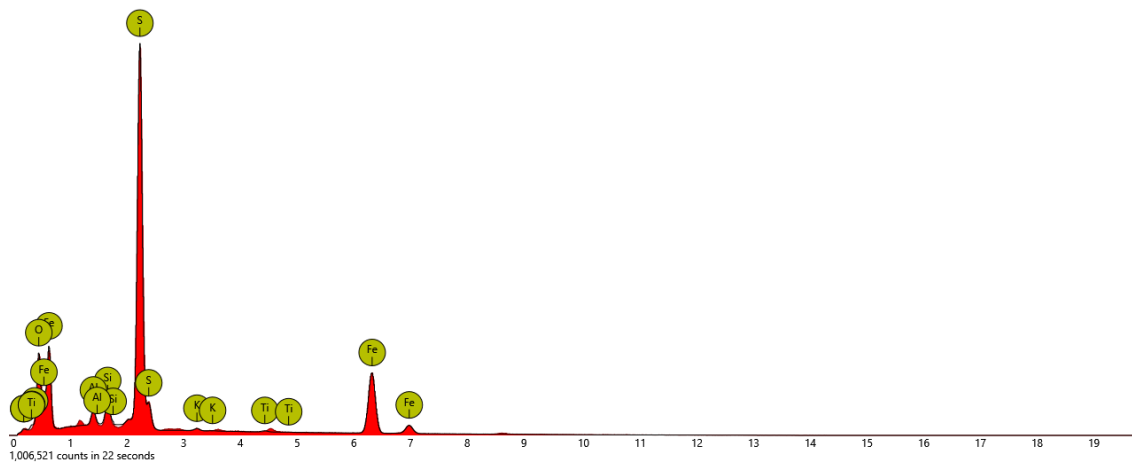
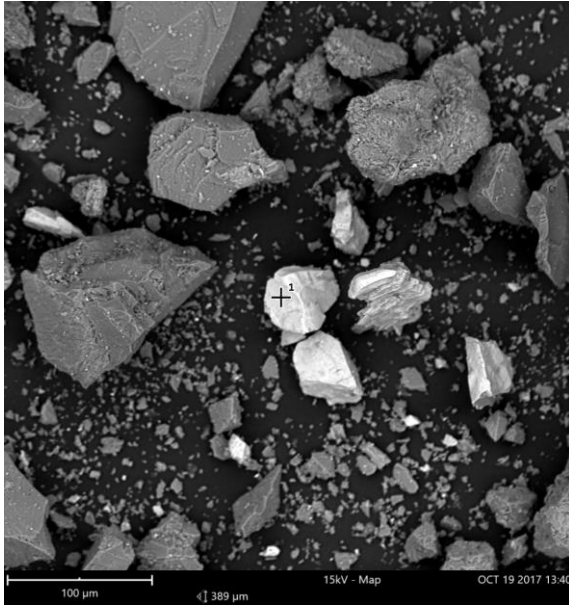


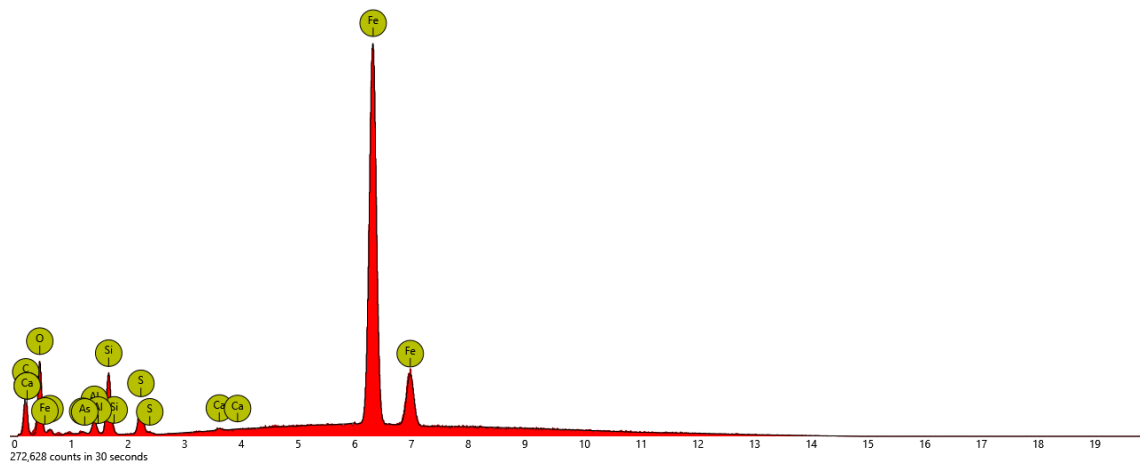
Image 15

1. spot

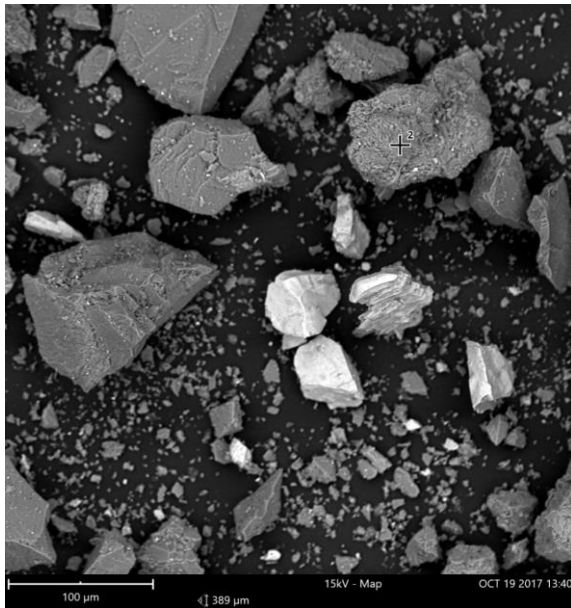


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	70.29	87.06
8	O	Oxygen	17.69	6.28
14	Si	Silicon	4.65	2.90
16	S	Sulfur	2.23	1.59
13	Al	Aluminium	1.51	0.90
6	C	Carbon	3.33	0.89
33	As	Arsenic	0.16	0.27
20	Ca	Calcium	0.14	0.13

FOV: 389 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:40

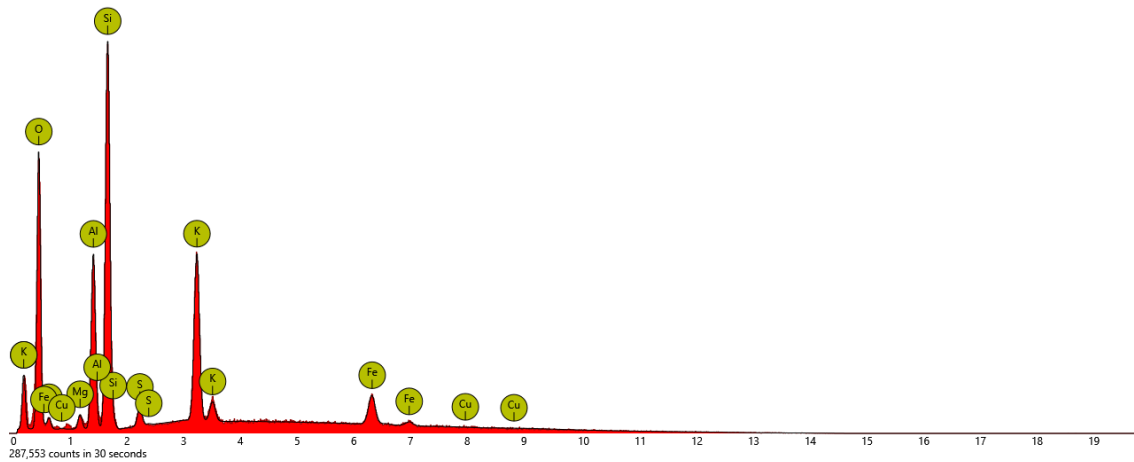


2. spot



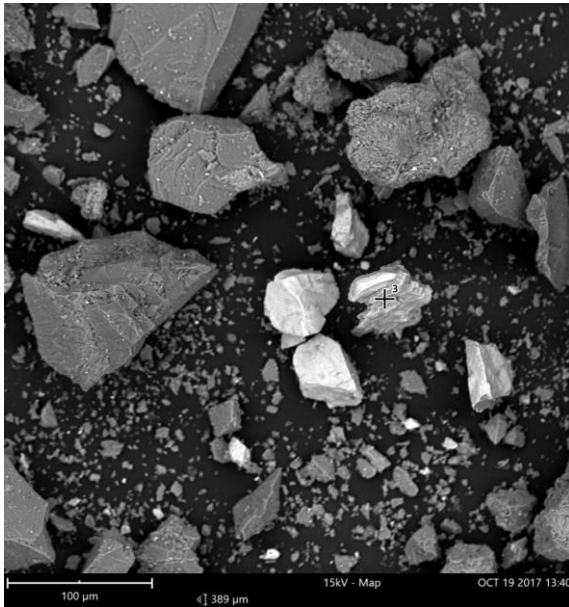
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	64.70	46.91
14	Si	Silicon	14.13	17.98
19	K	Potassium	8.43	14.94
13	Al	Aluminium	7.57	9.26
26	Fe	Iron	3.44	8.71
16	S	Sulfur	0.83	1.20
12	Mg	Magnesium	0.91	1.00
29	Cu	Copper	0.00	0.00

FOV: 389 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:40



Disabled elements: N

3. spot



Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	20.25	43.30
8	O	Oxygen	55.55	34.04
14	Si	Silicon	8.85	9.51
16	S	Sulfur	4.39	5.39
6	C	Carbon	7.45	3.43
13	Al	Aluminium	2.37	2.45
12	Mg	Magnesium	0.93	0.86
51	Sb	Antimony	0.15	0.69

FOV: 389 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:40

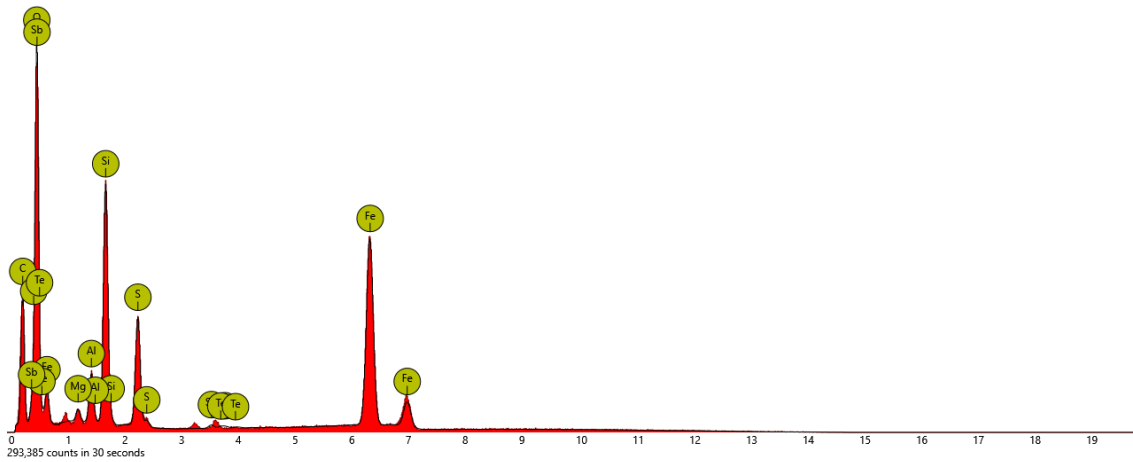
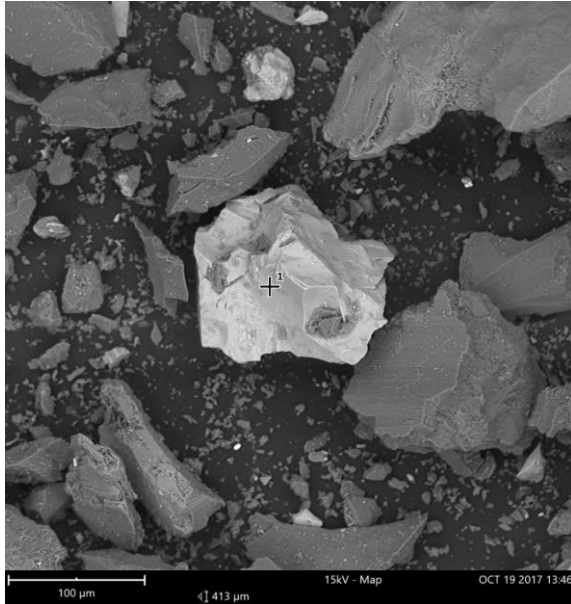


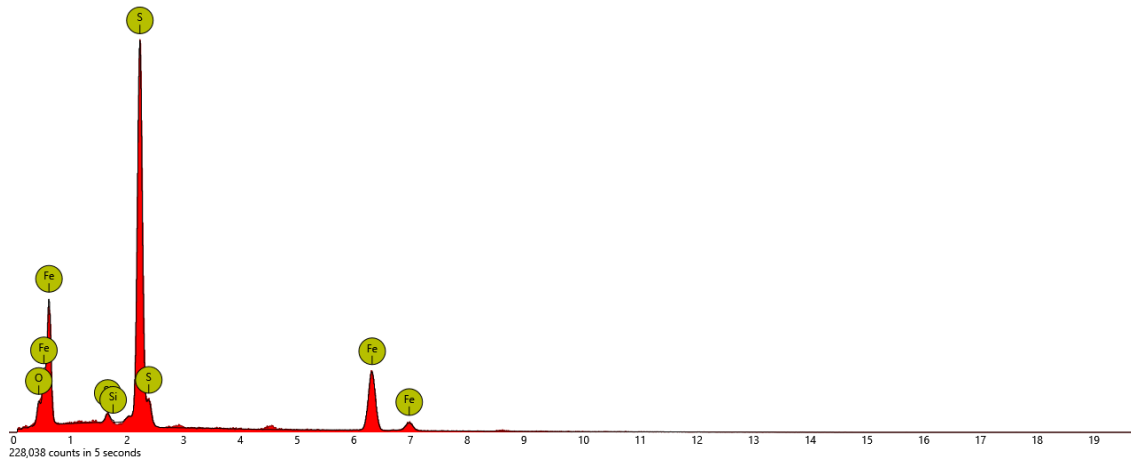
Image 16

1. spot



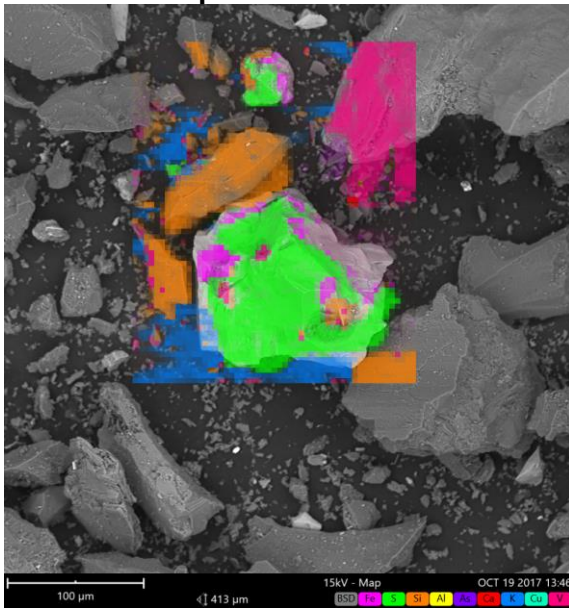
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	50.28	48.24
26	Fe	Iron	23.15	38.69
8	O	Oxygen	25.61	12.26
14	Si	Silicon	0.97	0.81

FOV: 413 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:46



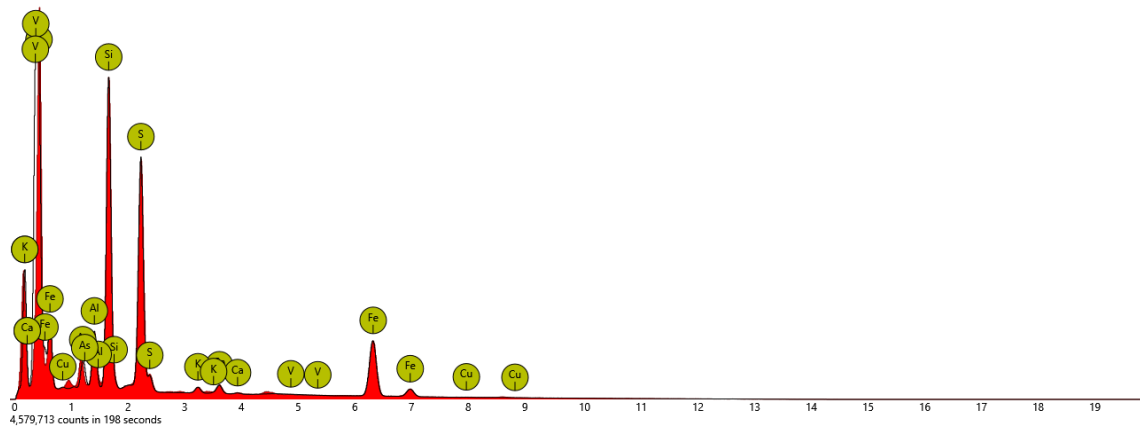
3. map

Combined map



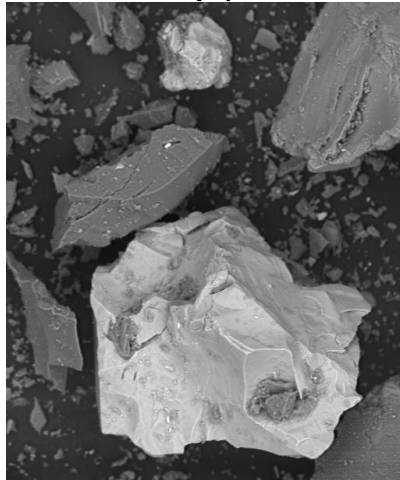
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	19.57	30.22
16	S	Sulfur	32.84	29.11
14	Si	Silicon	35.47	27.54
13	Al	Aluminium	7.29	5.43
33	As	Arsenic	2.41	5.00
20	Ca	Calcium	1.38	1.53
19	K	Potassium	0.98	1.05
29	Cu	Copper	0.06	0.11
23	V	Vanadium	0.00	0.00

FOV: 413 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 13:46

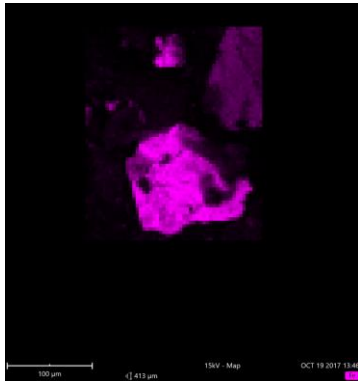


Disabled elements: B, Br, C, Te

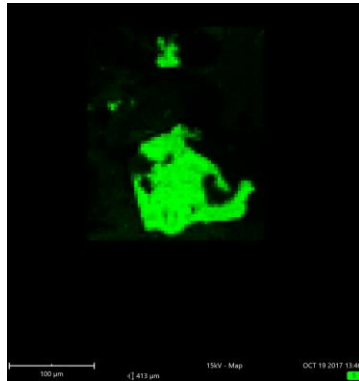
Cut out of map (resolution: 53x64 pixels)



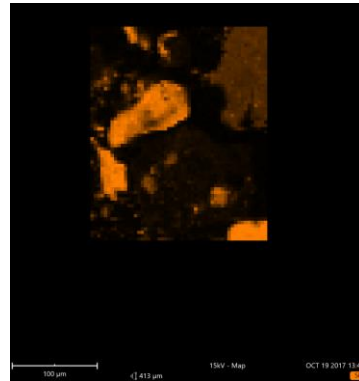
Iron



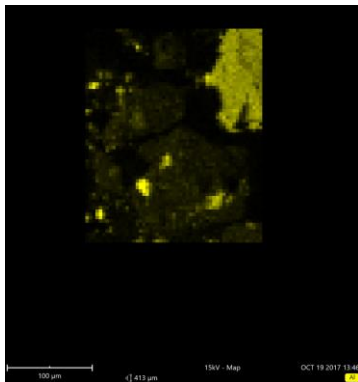
Sulfur



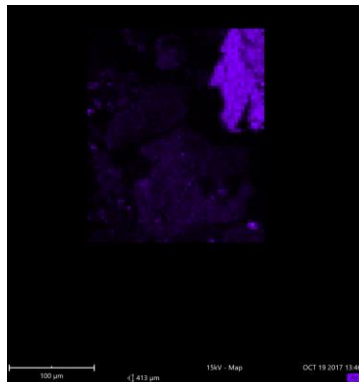
Silicon



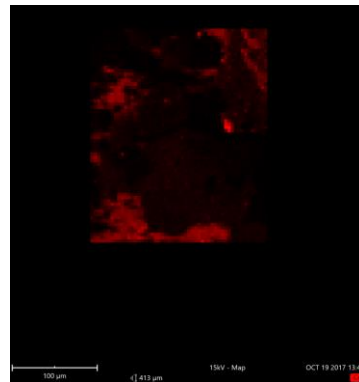
Aluminium



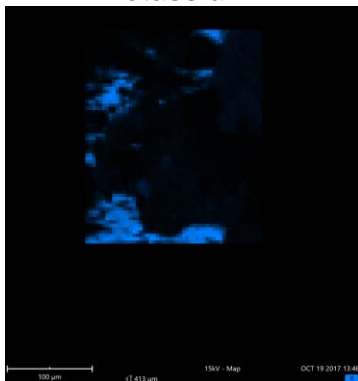
Arsenic



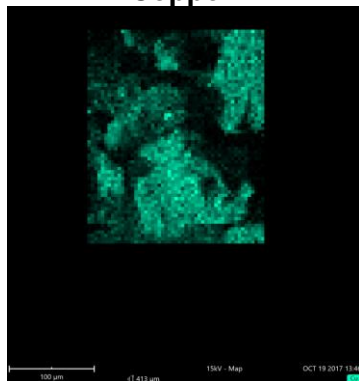
Calcium



Potassium



Copper

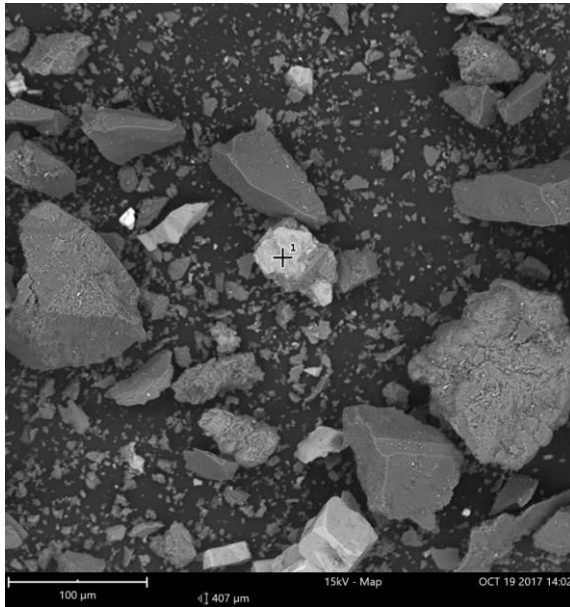


Vanadium



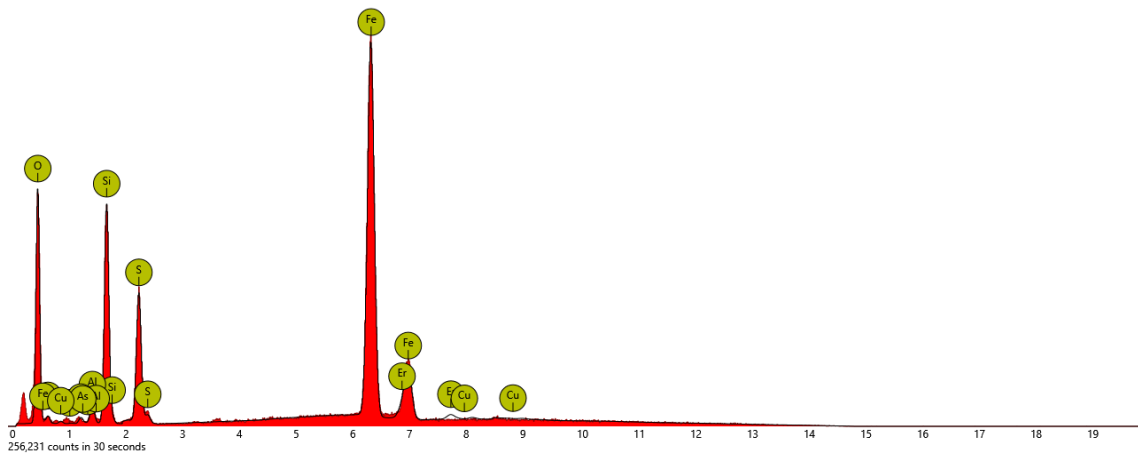
Image 17

1. spot



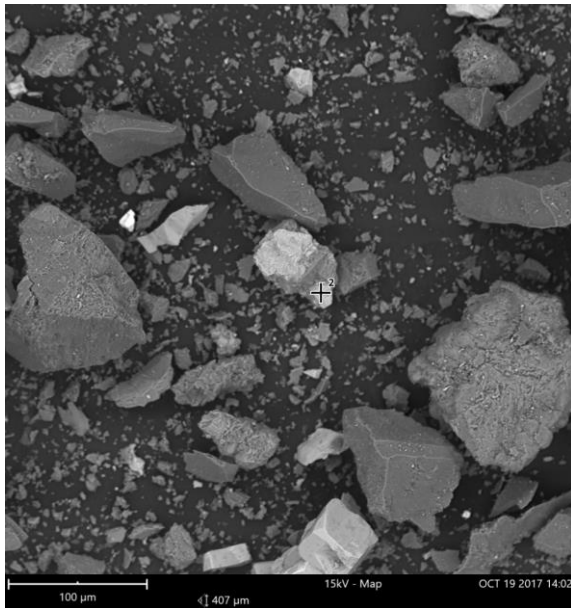
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	42.88	64.12
8	O	Oxygen	38.74	16.59
14	Si	Silicon	9.85	7.40
68	Er	Erbium	1.22	5.48
16	S	Sulfur	5.98	5.13
13	Al	Aluminium	1.09	0.79
33	As	Arsenic	0.25	0.49
29	Cu	Copper	0.00	0.00

FOV: 407 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 14:02



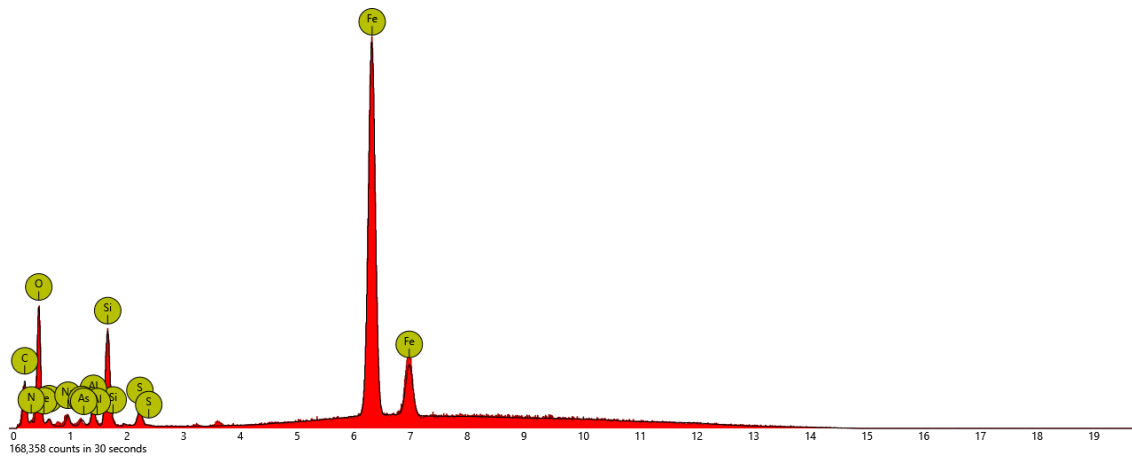
Disabled elements: Br, C, N

2. spot



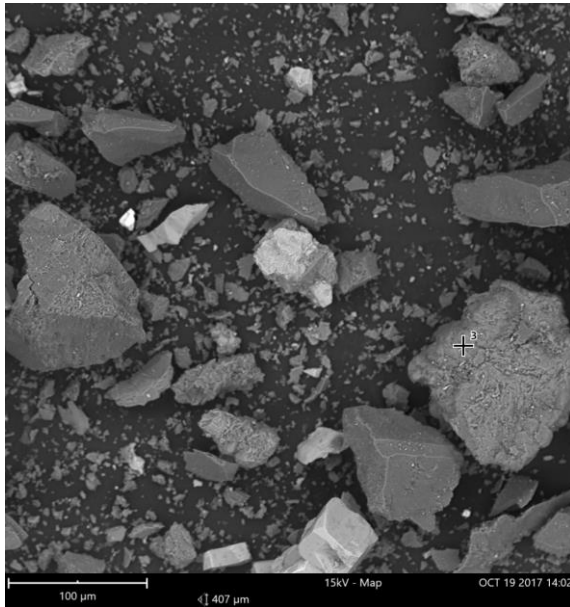
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
26	Fe	Iron	59.14	80.73
8	O	Oxygen	24.42	9.55
14	Si	Silicon	6.18	4.24
11	Na	Sodium	2.85	1.60
6	C	Carbon	3.49	1.02
13	Al	Aluminium	1.55	1.02
33	As	Arsenic	0.41	0.74
16	S	Sulfur	0.94	0.74

FOV: 407 µm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 14:02



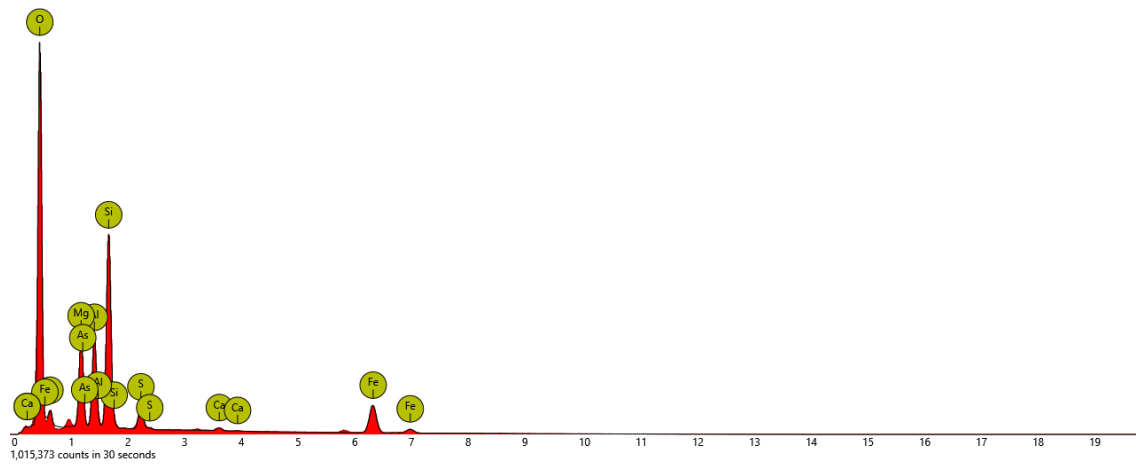
Disabled elements: Br

3. spot



Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
8	O	Oxygen	71.77	56.05
14	Si	Silicon	9.72	13.33
26	Fe	Iron	4.28	11.67
12	Mg	Magnesium	6.93	8.22
13	Al	Aluminium	5.56	7.32
16	S	Sulfur	1.28	2.01
33	As	Arsenic	0.29	1.06
20	Ca	Calcium	0.18	0.35

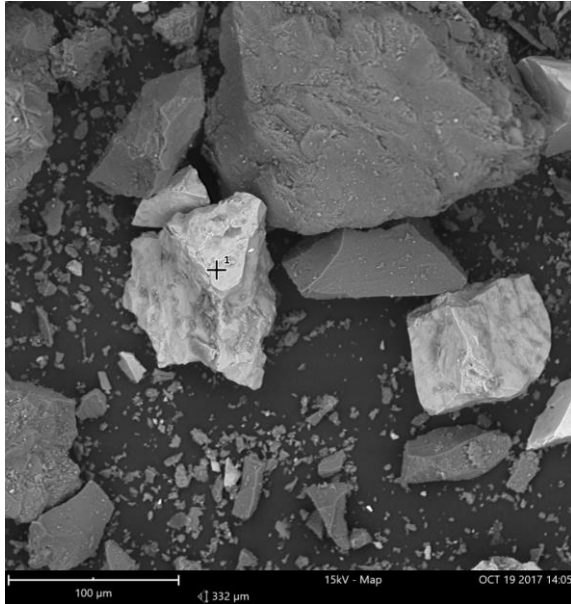
FOV: 407 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 14:02



Disabled elements: Br

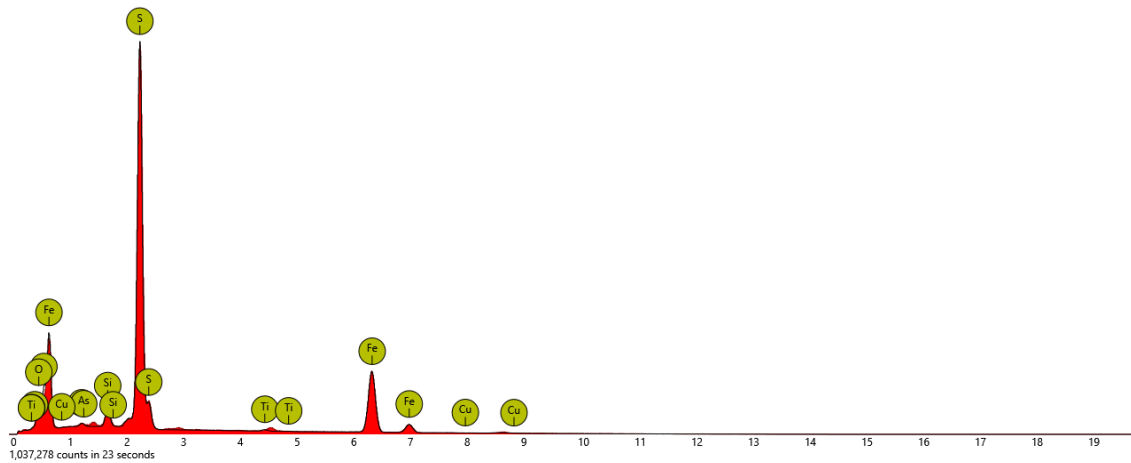
Image 18

1. spot

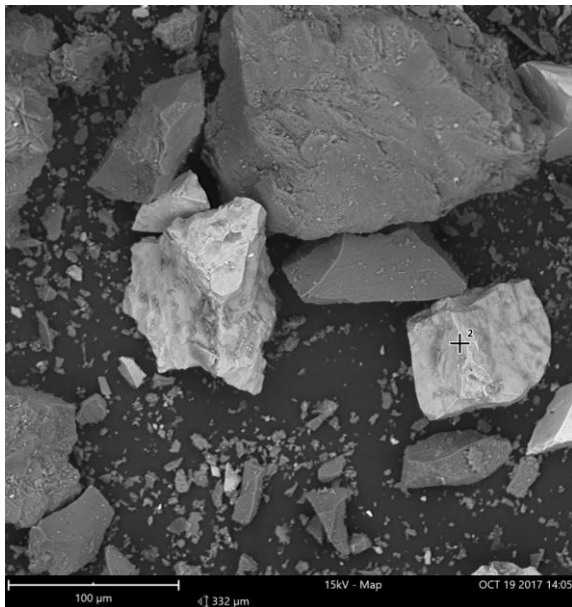


Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	44.79	44.72
26	Fe	Iron	21.03	36.57
8	O	Oxygen	31.41	15.65
14	Si	Silicon	2.18	1.90
33	As	Arsenic	0.32	0.74
22	Ti	Titanium	0.28	0.41
29	Cu	Copper	0.00	0.00

FOV: 332 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 14:05

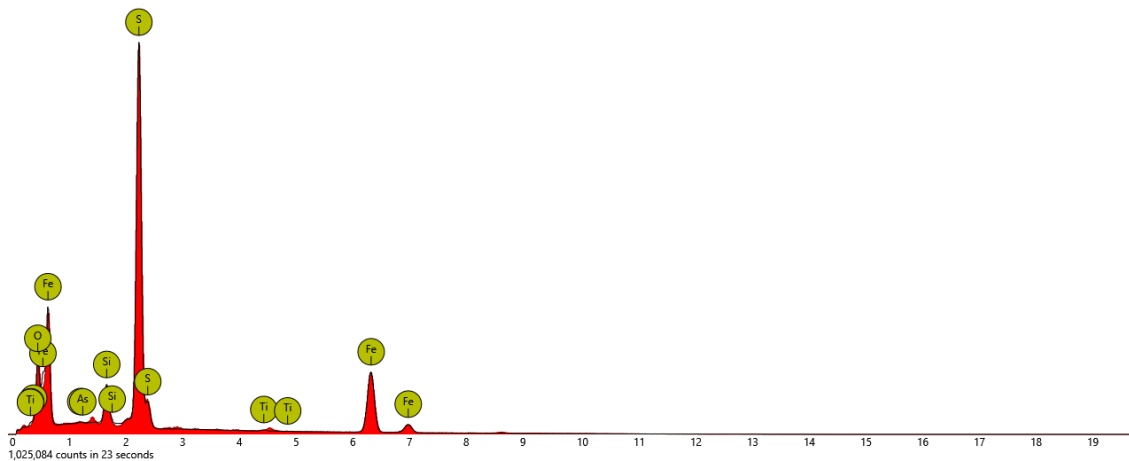


2. spot



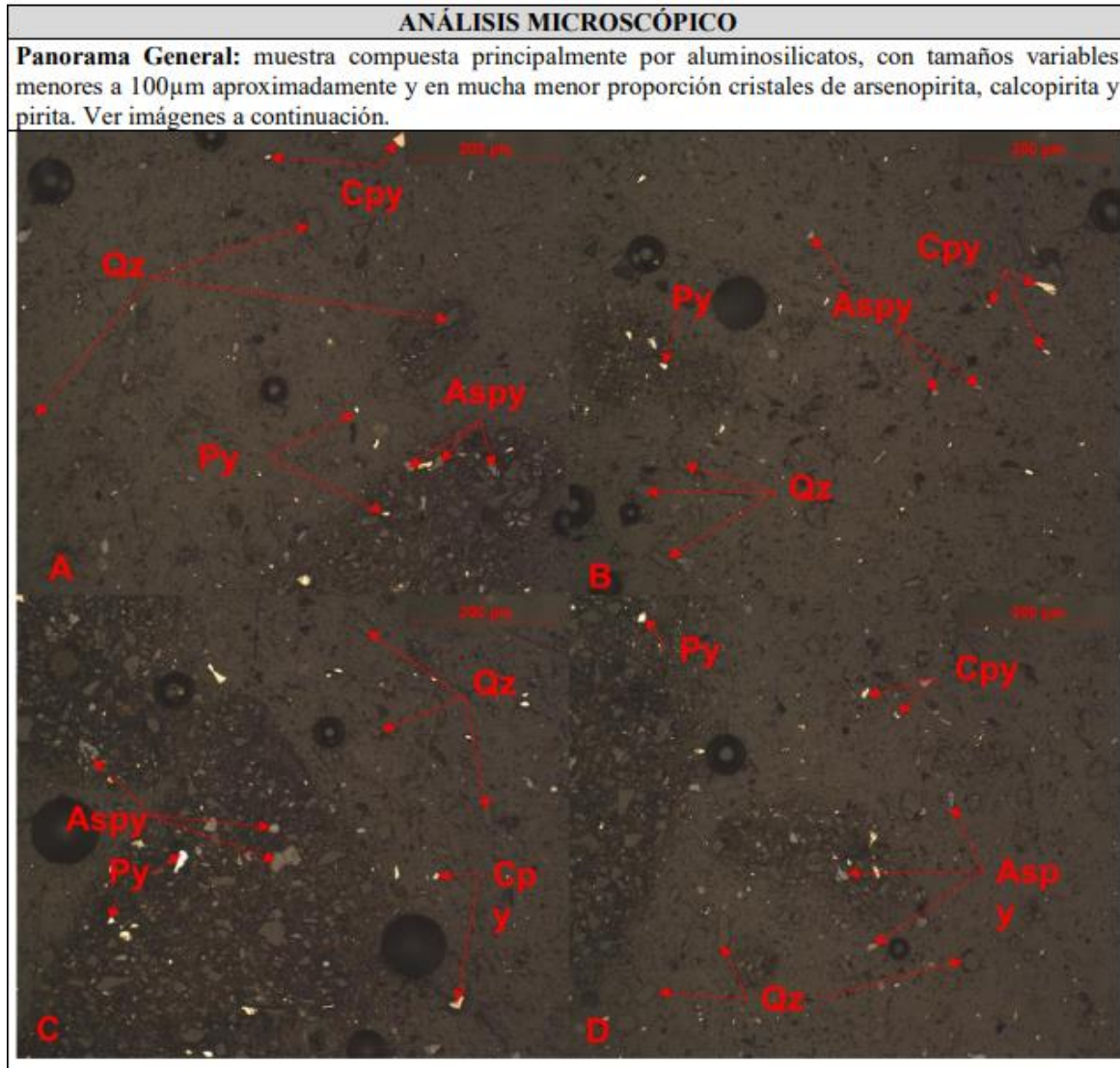
Element Number	Element Symbol	Element Name	Atomic Conc.	Weight Conc.
16	S	Sulfur	36.35	40.02
26	Fe	Iron	17.06	32.71
8	O	Oxygen	43.17	23.71
14	Si	Silicon	3.16	3.05
22	Ti	Titanium	0.17	0.29
33	As	Arsenic	0.09	0.23

FOV: 332 μm, Mode: 15kV - Map, Detector: BSD Full, Time: OCT 19 2017 14:05



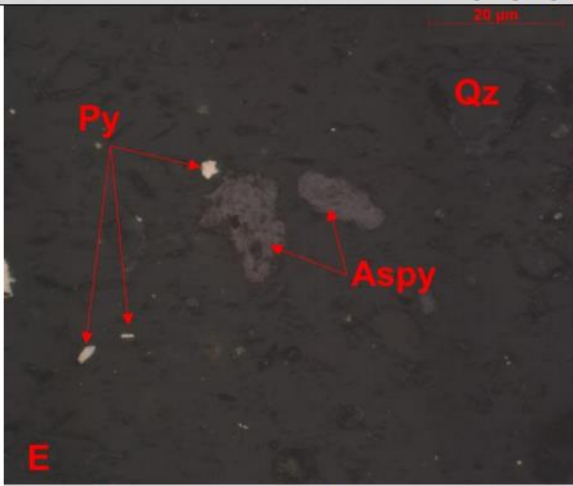

C. Anexo: MOLPP de las muestras IB 1, IB 2 y IB 3.

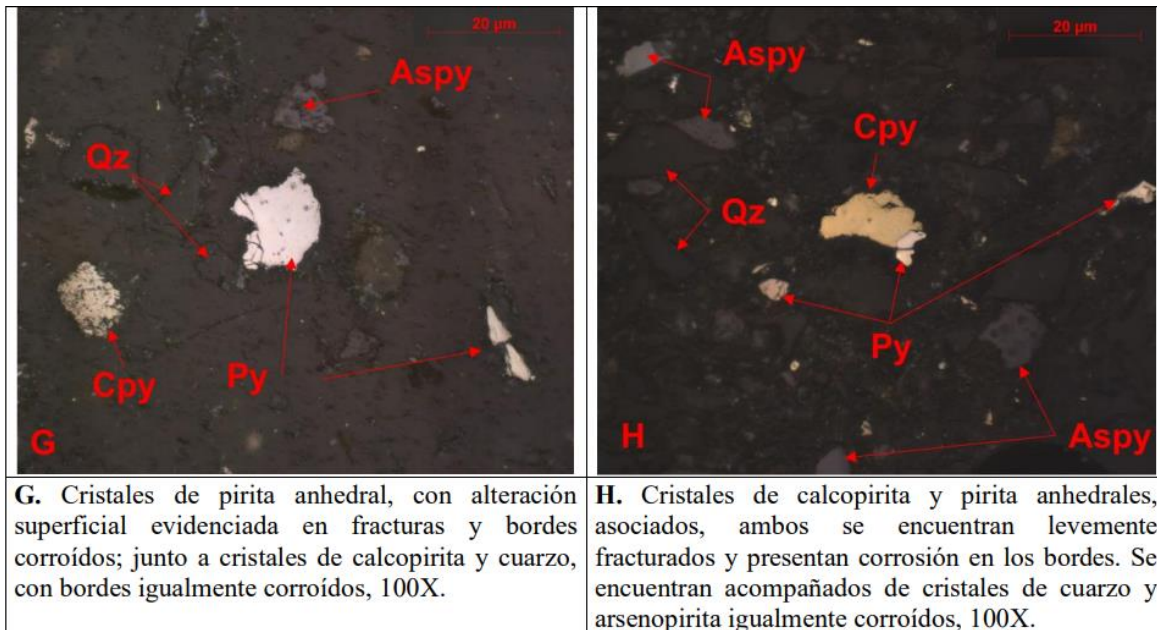
IB 1



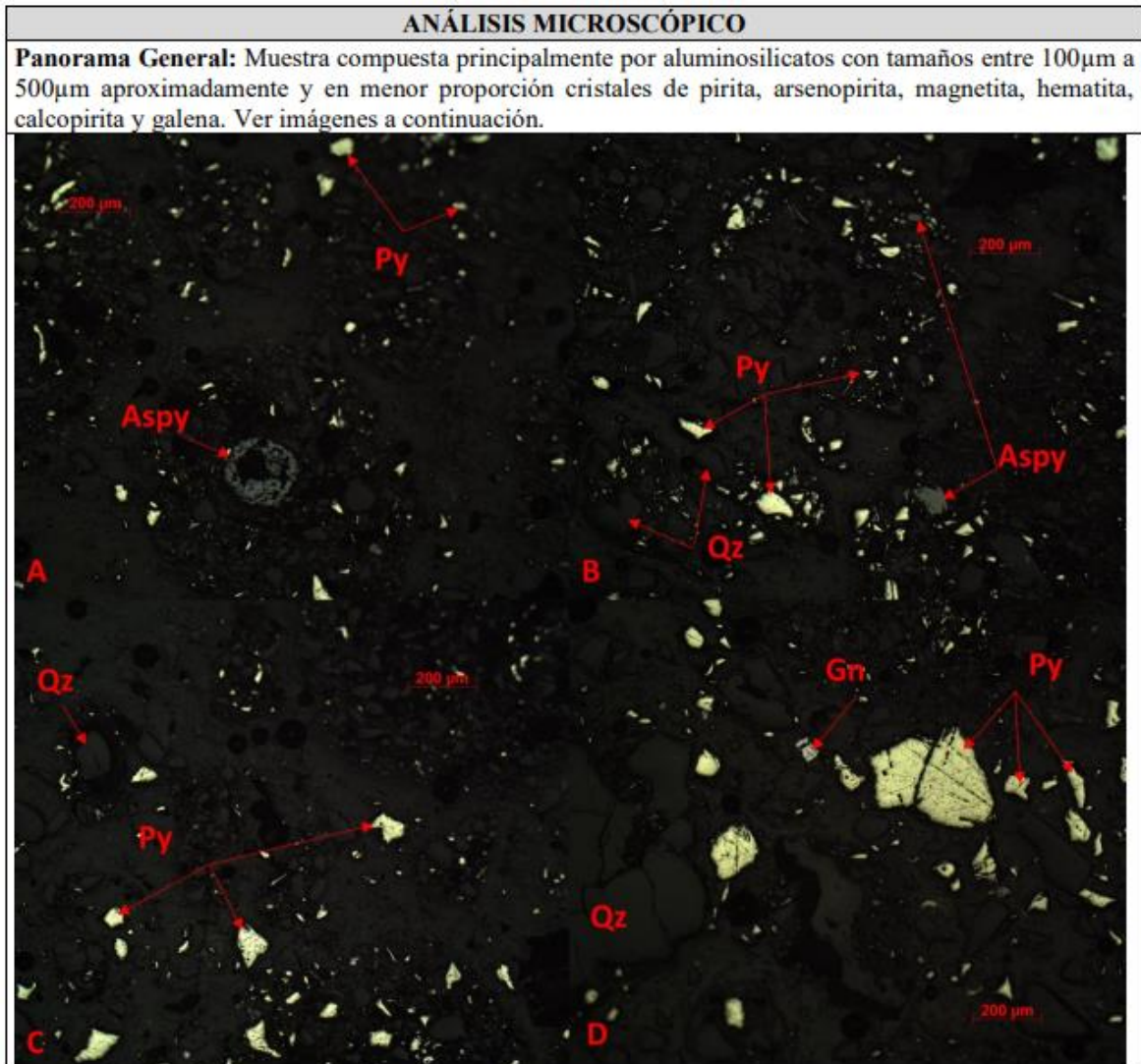
MINERALOGÍA (%)			
Aluminosilicatos (SiO ₂ + Al,Mg,Mn...)	77	Calcopirita (CuFeS)	4
Arsenopirita (AsFeS)	16	Pirita (FeS ₂)	3

DESCRIPCIÓN DE MINERALES
Arsenopirita (Aspy): Se observa de color gris claro, con fuerte anisotropía color pardo a rojo; en cristales anhedrales, con alteración superficial indicada en poros y surcos, con bordes de grano irregulares que evidencian corrosión; cristales de tamaños menores a 50µm aproximadamente; presenta inclusiones, las cuales no fue posible identificar debido al tamaño de la fase. Representa el 16% de la muestra.
Calcopirita (Cpy): Se presenta de color amarillo oscuro, isotrópico, en cristales anhedrales de tamaños menores a 20µm aproximadamente; se observan alteraciones superficiales indicadas en surcos y bordes de grano irregulares; se encuentra asociada con pirita en algunos casos. Representa el 4% de la muestra.
Pirita (Py): Se observa de color amarillo pálido, isotrópico, en cristales anhedrales de tamaños menores a 50µm aproximadamente; las caras de los cristales se presentan levemente alteradas con algunas grietas y poros, con bordes irregulares y corroídos; asociada en algunos casos con calcopirita. Representa el 3% de la muestra.

MICROFOTOGRAFÍAS	
 <p>E</p>	 <p>F</p>
<p>E. Cristales de arsenopirita anhedral, con alteración superficial evidenciada en poros y corrosión en los bordes, junto a cristales de calcopirita y cuarzo, con bordes igualmente corroídos, 100X.</p>	<p>F. Cristal de calcopirita anhedral, con evidencia de corrosión en los bordes, junto a cristales de arsenopirita y cuarzo, igualmente corroídos, 100X.</p>



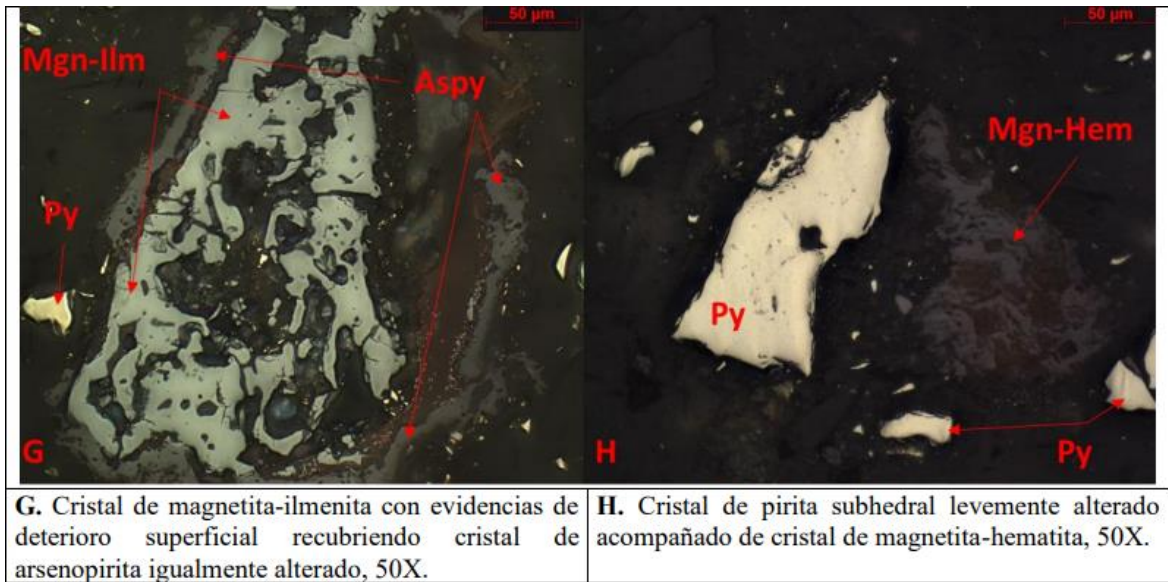
IB 2



MINERALOGÍA (%)			
Aluminosilicatos (SiO ₂ + Al,Mg,Mn...)	52	Arsenopirita (FeAsS)	5
Pirita (FeS ₂)	39	Calcopirita (CuFeS)	<1
Galena (PbS)	1	Magnetita e Hematita (Fe ₃ O ₄ y Fe ₂ O ₃)	2

DESCRIPCIÓN DE MINERALES
Pirita (Py): Se observa de color amarillo pálido, isotrópico, en cristales subhedrales de tamaño variable entre 80 μm y 200 μm aproximadamente, las caras de los cristales se presentan levemente alteradas con algunas grietas y poros y en su mayoría homogéneas, los bordes de grano se muestran regulares con relieve alto. Representa el 39% de la muestra.
Magnetita e Hematita (Mgn-Hem): Se observan de color gris claro y gris rojizo claro respectivamente, diferenciando de la ilmenita por su anisotropía, en cristales anhedrales, de tamaños variables entre 100 μm y 250 μm aproximadamente, sus bordes de grano se observan irregulares. Se encuentran inter-crecidas en la mayoría de veces. Representa el 2% de la muestra.
Arsenopirita (Aspy): Se observa de color gris claro a blanco, con fuerte anisotropía color roja en cristales anhedrales y altamente deteriorados con claras evidencias de surcos, poros y bahías de corrosión, normalmente recubierto por cristales de magnetita, con tamaño entre 50μm a 200μm, bordes de grano irregulares. Representa el 5% de la muestra.
Calcopirita (Cpy): Se presenta de color amarillo oscuro, en cristales anhedrales de tamaños menores a 15μm aproximadamente y como inclusión en cristales de arsenopirita, sus caras se presentan homogéneas. Representa menos del 1% de la muestra.
Galena (Gn): Se presenta de color gris claro en cristales subhedrales con tamaño menor a 15μm aproximadamente, clivaje difícilmente observable debido al tamaño de sus cristales. Representa el 1% de la muestra.

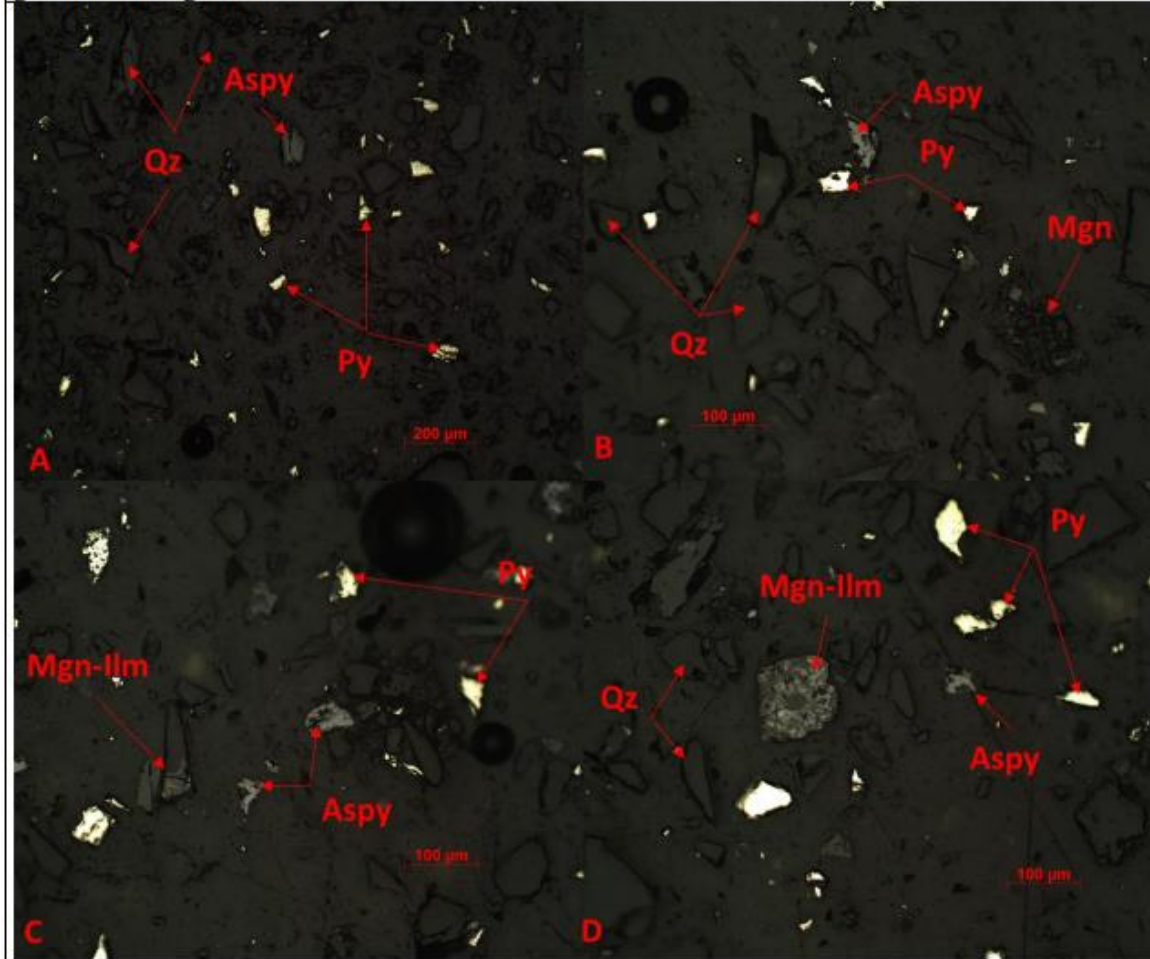




IB 3

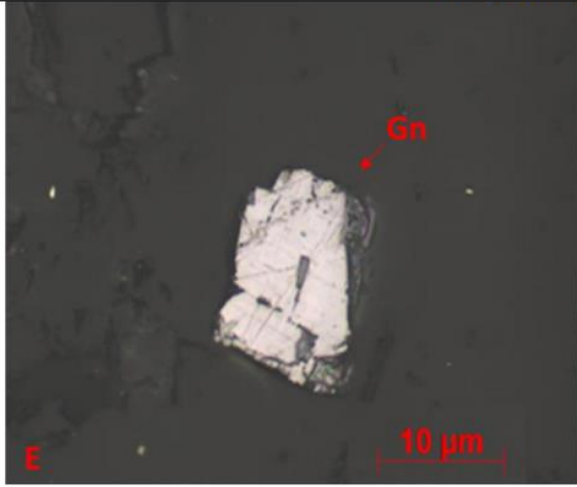
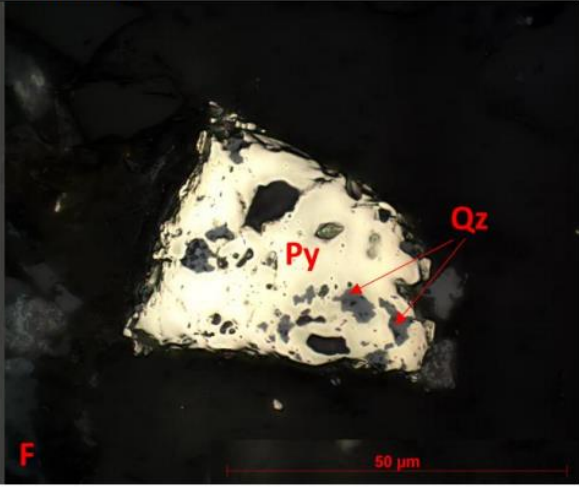
ANÁLISIS MICROSCÓPICO

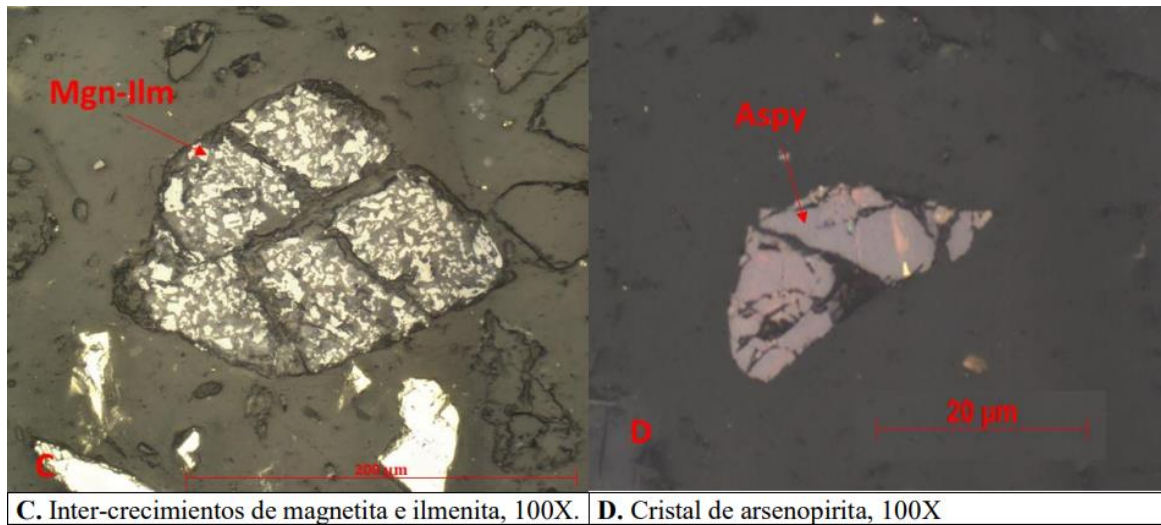
Panorama General: Muestra compuesta principalmente por aluminosilicatos con tamaños menores a 150 μm aproximadamente y en mucha menor proporción cristales de pirita, magnetita, ilmenita, arsenopirita y galena. Ver imágenes a continuación.



MINERALOGÍA (%)	
Aluminosilicatos ($\text{SiO}_2 + \text{Al, Mg, Mn...}$)	78
Pirita (FeS_2)	14
Magnetita e ilmenita (Fe_3O_4 y FeTiO_3)	6
Arsenopirita (FeAsS)	1
Galena (PbS)	<1

DESCRIPCIÓN DE MINERALES
Pirita (Py): Se observa de color amarillo pálido, isotrópico, en cristales anhedrales de tamaño variable menores a $100 \mu\text{m}$ aproximadamente, las caras de los cristales se presentan heterógamas con claras evidencias de deterioro superficial representado por surcos y poros, los bordes de grano son irregulares. Algunos de los cristales se encuentran asociados a aluminosilicatos. Representa el 14% de la muestra.
Magnetita e Ilmenita (Mgn-Ilm): Se observan de color gris claro y gris oscuro respectivamente, la magnetita isotrópica y la ilmenita con fuerte anisotropía grises, ambos en cristales anhedrales, de tamaños variables menores a $200 \mu\text{m}$, las caras de los cristales se observan homogéneas y los bordes de grano irregulares. Se encuentran inter-crecidas en la mayoría de la muestra. Representa el 6% de la muestra.
Arsenopirita (Aspy): Se observa de color gris claro a blanco, con una tenue anisotropía color roja, en cristales subhedrales menores a $50 \mu\text{m}$, la cara de los cristales se observa heterogénea y los bordes de grano irregulares. Representa el 1% de la muestra.
Galena (Gn): Se observa de color gris claro a blanco, isotrópica, en cristales subhedrales de tamaño menor a $20 \mu\text{m}$, presenta su típico clivaje en dos direcciones, las caras de los cristales se observan homogéneas y los bordes de grano irregulares. Representa menos del 1% de la muestra.

MICROFOTOGRAFÍAS	
	
E. Cristal de galena levemente deteriorado con bordes de grano irregulares, clivaje pobremente observable, 100X	B. Cristal de pirita con inclusiones de aluminosilicatos y evidencias de corrosión superficial (poros), 100X



C. Inter-crecimientos de magnetita e ilmenita, 100X.

D. Cristal de arsenopirita, 100X