

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Propuesta de proceso hidrometalúrgico para la recuperación de oro a partir del mineral proveniente de la mina "Epifanía", ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay (Ecuador).

PROYECTO INTEGRADOR

Previo la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Stefanía Elisa Hernández Segovia

Leonardo Gabriel Pancho Vega

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2019

DEDICATORIA

A mis padres, Saúl Hernández y Julia Segovia por el infinito amor, paciencia y respaldo brindado a lo largo de todos estos años; aunque un pequeño párrafo jamás podrá expresar tanto por decir, gracias por ese ejemplo de perseverancia y humildad que me han dado, pero, sobre todo, gracias por ser mis padres. A mis hermanos, por su apoyo y compañía en todos mis momentos.

Stefanía Elisa Hernández Segovia

DEDICATORIA

A mis padres, Patricio Pancho y Nelly Vega por ser mi soporte diario y a enseñarme a no detenerme jamás hasta lograr cada objetivo que me proponga e ir siempre a la superación. A mis hermanas, Adriana y Viviana por todos sus consejos y amor.

Leonardo Gabriel Pancho Vega

AGRADECIMIENTOS

Nuestro más sincero agradecimiento a la compañía ORENAS S.A., al Ingeniero Daniel Chung y a todos los trabajadores y socios que nos brindaron su apoyo y predisposición para que este trabajo sea posible.

A nuestra tutora, la Dra. Elizabeth Peña C., por toda su dirección, ayuda y respaldo en conjunto con el coordinador de la materia MSc. José Moreno.

A los ingenieros Washington Pincay, Eduardo Díaz y Galo Montenegro que colaboraron y ayudaron mediante los laboratorios.

Al laboratorio BIZALAB S.A.C. cuyo gran aporte hizo posible este proyecto.

Stefanía Elisa Hernández Segovia

Leonardo Gabriel Pancho Vega

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Stefanía Elisa Hernández Segovia* y *Leonardo Gabriel Pancho Vega* y damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”

Stefanía Elisa
Hernández Segovia

Leonardo Gabriel
Pancho Vega

EVALUADORES

.....
MASc. José Moreno C.

PROFESOR DE LA MATERIA

.....
Dra. Elizabeth Peña C.

PROFESOR TUTOR

RESUMEN

La hidrometalurgia es uno de los procesos más usados en la metalurgia extractiva, tanto por sus ventajas de control de operaciones, como de costos económicos, sin embargo, su aplicación deriva de estudios previos. El presente trabajo propone el proceso hidrometalúrgico para un nuevo material proveniente de la mina Epifanía, ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay-Ecuador, a través de estudios de caracterización de las asociaciones mineralógicas presentes, que permitirán establecer los parámetros adecuados para el procesamiento, a fin de corresponder con los planes de mejora en la productividad de la empresa.

La metodología empleada consistió primeramente en una caracterización física, química y mineralógica del material objeto de esta investigación, que comprende estudios de microscopía óptica y electrónica, espectrofotómetro de absorción atómica, y ensayos físicos que constan dentro de las normas ASTM. Luego de la data obtenida, se procedió a realizar el test de lixiviación directa en botellas con cianuro, dado que la mineralogía permitió clasificar el oro de la mena como microscópico, visible al microscopio óptico, y con escaso contenido de minerales consumidores de cianuro, denominados “cianicidas”.

Los resultados de las pruebas mostraron que a una granulometría de $D_{80} = 106 \mu m$, los porcentajes de recuperación alcanzaron el 90% y también se pudo evidenciar que a una granulometría de $D_{80} = 75 \mu m$ hay un aumento del consumo de $NaCN$. Por lo tanto, en base a los resultados obtenidos se concluye que, la lixiviación directa con cianuro a una concentración de $1000 ppm CN^-$ y un $D_{80} = 106 \mu m$, es el método más adecuado.

Palabras Clave: Geología, mineralogía, granulometría, cianuración

ABSTRACT

Hydrometallurgy is one of the most used processes in extractive metallurgy, both for its advantages of control of operations, as the economic cost; however, its application derives from previous studies. The present work proposes the hydrometallurgical process for a new material coming from the Epifanía mine, located in the canton Camilo Ponce Enríquez, Azuay-Ecuador, through characterization studies of the mineralogical associations present in the deposit, which will allow to establish the adequate parameters for the processing, in order to correspond with the plans of improvement in the productivity of the company.

The methodology employed in this study consisted of physical, chemical and mineralogical characterization of the material, which includes studies of optical and electron microscopy, atomic absorption spectrophotometer, and physical tests that are included in the ASTM standards. After the data obtained, the cyanide bottle roll leach tests were performed, since the mineralogy allowed to classify the gold of the ore as microscopic, visible under the optical microscope, and with little content of cyanide-consuming minerals, so-called "cyanicides".

The results of the tests showed that at a granulometry of $D_{80} = 106 \mu\text{m}$, the extraction percentages reached 90% and it was also shown that at a granulometry of $D_{80} = 75 \mu\text{m}$ there is an increase in the consumption of sodium cyanide. Therefore, based on the results obtained, it is concluded that direct cyanidation at a concentration of 1000 ppm CN^- and at $D_{80} = 106 \mu\text{m}$ is the most appropriate method.

Keywords: *Geology, mineralogy, granulometry, cyanidation.*

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	I
ABSTRACT.....	II
ÍNDICE GENERAL.....	III
ABREVIATURAS.....	V
SIMBOLOGÍA.....	VI
ÍNDICE DE FIGURAS.....	VIII
ÍNDICE DE TABLAS.....	IX
CAPÍTULO 1.....	1
1. Introducción.....	2
1.1 Antecedentes.....	2
1.2 Descripción del problema.....	3
1.3 Justificación del problema.....	3
1.4 Objetivos.....	4
1.4.1 Objetivo General.....	4
1.4.2 Objetivos Específicos.....	4
1.5 Alcance del proyecto.....	4
1.6 Marco teórico.....	5
1.6.1 Generalidades del área de estudio.....	5
1.6.2 Técnicas de muestreo.....	9
1.6.3 Estado del arte del procesamiento de menas auríferas.....	10
CAPÍTULO 2.....	17
2. Metodología.....	18
2.1 Metodología experimental.....	19
2.1.1 FASE I.....	19
2.1.2 FASE II.....	32

2.1.3	FASE III	35
CAPÍTULO 3.....		36
3.	Resultados y análisis	36
3.1	Caracterización de la muestra.....	36
3.1.1	Análisis químico	36
3.1.2	Análisis mineralógico.	37
3.1.3	Caracterización física.....	41
3.2	Pruebas de lixiviación directa con cianuro en botellas	41
3.2.1	Parámetros de trabajo.	41
3.2.2	Resultados de lixiviación directa con cianuro en botellas.	44
3.3	Análisis de resultados.....	49
CAPÍTULO 4.....		50
4.	Conclusiones y recomendaciones	51
	Conclusiones.....	51
	Recomendaciones.....	52
BIBLIOGRAFÍA.....		53
APÉNDICES.....		55

ABREVIATURAS

ESPOL Escuela Superior Politécnica del Litoral

ASTM American Society for Testing and Materials

MEB Microscopía electrónica de barrido

EAA Espectrometría de absorción atómica

DRX Difracción de rayos X

SIMBOLOGÍA

NaCN	Cianuro de sodio
h	Hora
s	Segundo
min	Minuto
%	Porcentaje
pH	Potencial de Hidrógeno
mg	Miligramo
<	Menor que
>	Mayor que
°C	Grados Celsius
L	Litro
ml	Mililitro
m	Metro
ha	Hectárea
m ³	Metro cúbico
cm	Centímetro
cm ³	Centímetro cúbico
mm	Milímetro
µm	Micrómetro
ppm	Partes por millón
t	Tonelada
kg	Kilogramo
g	Gramos
N	Norte
NE	Noreste
NO	Noroeste
S	Sur
SE	Sureste
SO	Suroeste
Au	Oro
Py	Pirita

Cp	Calcopirita
El	Electrum
K	Potasio
AgNO ₃	Nitrato de plata
Mx (Te, Bi)	Mineral mixto de (Te, Bi)
Te	Teluro
Bi	Bismuto
GGs	Ganga
D_{80}	Tamaño de malla por la que pasa el 80% del material

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Localización de la mina Epifanía.	6
Figura 1.2. Clasificación de menas auríferas, según procesos de tratamiento.	11
Figura 1.3 Gráfica de disociación entre el HCN y CN ⁻ libre, en función del pH.	13
Figura 2.1. Esquema metodológico de investigación.	18
Figura 2.2. Proceso de preparación y formación de compósitos.	20
Figura 2.3. Proceso de preparación mecánica de muestras.	21
Figura 2.4. Proceso de formación del compósito.	22
Figura 2.5. Proceso de homogenización y cuarteo.	23
Figura 2.6. Identificación de la muestra de mano y sección a cortar.	25
Figura 2.7 Equipo de pulido de secciones pulidas.	25
Figura 2.8. Realización del ensayo al fuego.	28
Figura 2.9. Espectrofotómetro de absorción atómica.	28
Figura 2.10. Proceso de determinación de densidad aparente y real.	30
Figura 3.1. Tipos de asociaciones presentes en los compósitos.	39
Figura 3.2 Diagrama de distribución de tamaños. D80 = 106µm	42
Figura 3.3 Diagrama de distribución de tamaños. D80 = 75µm	43
Figura 3.4. Cinética de cianuración de los compósitos en estudio.	47
Figura 3.5. Cinética de cianuración de los compósitos en estudio.	48

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Categorización del oro según su ocurrencia.....	10
Tabla 1.2. Clasificación de la refractariedad del mineral.	12
Tabla 2.1. Resumen de equipos empleados en fase de preparación de muestras.	24
Tabla 2.2 Resumen de equipos empleados en la caracterización mineralógica.	26
Tabla 2.3. Reactivos empleados para ensayos al fuego.	26
Tabla 2.4. Reactivos empleados generalmente en cianuración convencional.....	34
Tabla 3.1. Contenido total de oro en puntos de muestreo.	37
Tabla 3.2. Contenido total de oro en compósitos.	37
Tabla 3.3. Composición mineralógica global del compósito 4	38
Tabla 3.4. Composición mineralógica global del compósito 6	38
Tabla 3.5. Distribución de tamaños observados en el compósito 4.....	39
Tabla 3.6. Distribución de tamaños observados en el compósito 6.....	39
Tabla 3.7. Especies minerales identificadas en el DRX	40
Tabla 3.8. Parámetros de trabajo en la operación de lixiviación con cianuro.	41
Tabla 3.9 Resumen de distribución de tamaños por porcentajes. D80 = 106μm	42
Tabla 3.10 Resumen de distribución de tamaños por porcentajes. D80 = 75μm	43
Tabla 3.11. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (1000 ppm CN -).....	44
Tabla 3.12. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (500 ppm CN -).....	44
Tabla 3.13. Prueba de cianuración para Au del compósito 6 (1000 ppm CN -).....	45
Tabla 3.14. Prueba de cianuración para Au del compósito 6 (500 ppm CN -).....	45
Tabla 3.15. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (1000 ppm CN -).....	46
Tabla 3.16. Prueba de cianuración para Au del compósito 6 (1000 ppm CN -).....	46

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1. INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

La concesión minera San Sebastián II con código catastral 101455 y titular minero la empresa ORENAS S.A, está ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, provincia del Azuay. Abarca una superficie igual a 204 ha, donde bajo la modalidad de contrato de operación minera se encuentran establecidas legalmente un número de 20 sociedades mineras. La sociedad Minera Epifanía, como operador minero comienza sus labores de exploración y explotación en el año 2006, entre las cotas 440 msnm hasta la 220 msnm.

La geología de la mina Epifanía se caracteriza por tener dos eventos de mineralización, el segundo evento ha sido denotado por una estructura mineralizada denominada como “veta 2” o mineral refractario. Este material ha venido siendo explotado desde los inicios de la mina, hasta la actualidad. El ritmo de producción de este mineral refractario inicialmente tuvo un valor igual a $300 \frac{t}{mes}$ debido a indisponibilidad técnica y personal, sin embargo, en el año 2017 incrementó su producción a un valor igual a $800 \frac{t}{mes}$, implementando maquinaria y optimizando el personal. Esta estructura mineralizada refractaria se caracteriza por su composición mineralógica de cuarzo, estibina, arsenopirita, pirita, esfalerita y calcita, con orientación N-S y bajo buzamiento en un rango de 26-35 E, y una potencia que varía entre 0,2-1,0 m.

También se presenta otro evento geológico que es el primario mostrando una estructura mineralizada denominada como “veta 1”, que ha sido identificado en el transcurso de la explotación de la “veta 2”, el cual se destaca por sus reservas y como consecuencia, es atractivo para su explotación y recuperación hidrometalúrgica, a fin de obtener grandes ganancias económicas. La empresa ORENAS S.A. actualmente ha obtenido resultados en la recuperación de oro, mediante pruebas de concentración gravimétrica con un valor cerca del 60%, sin previa caracterización de dicha estructura mineralizada.

El material explotado en la mina Epifanía es transportado hasta la Planta “La López”, la misma con titular minero ORENAS S.A. en cuyas instalaciones se encuentran los equipos de cianuración, flotación y una planta de elución donde se aplica procesos de electro obtención. Además de tener un circuito de conminución que garantiza un $D_{80} = 106 \mu m$.

1.2 Descripción del problema

En la mina “Epifanía” están presentes dos eventos de mineralización, el primero, conocido como “veta 1”, se caracteriza por vetillas centimétricas y paralelas constituida de varios minerales tales como: cuarzo, pirita, pirrotina y calcopirita. Esta estructura, que posee un rumbo preferencial de SE-NW y buzamiento aproximadamente vertical de 75-87° E y W, es un potencial frente de producción que será dispuesto para planes de minado (Escudero, 2017). Actualmente no se cuenta con información a detalle de su caracterización con fines de recuperación metalúrgica; sin embargo, se han realizado pruebas de concentración gravimétrica en las que se ha obtenido una recuperación del 60%.

1.3 Justificación del problema

La compañía minera ORENAS S.A, en la búsqueda de ampliar sus operaciones y mejorar la productividad, se ha encontrado en la necesidad de iniciar el procesamiento y recuperación de oro proveniente del primer evento de mineralización del sistema estructural en la mina “Epifanía”.

El presente trabajo propone el proceso hidrometalúrgico para dicha mineralización, a través de estudios de caracterización mineralógica, pruebas químicas y fisicoquímicas, que permitirán establecer los parámetros adecuados para el procesamiento del mineral de estudio.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo General

- Proponer el proceso hidrometalúrgico para la recuperación de oro de la estructura mineralizada denominada “veta 1” presente en la mina “Epifanía” perteneciente a la concesión minera San Sebastián II, ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez, Azuay-Ecuador, mediante caracterización del mineral y pruebas experimentales.

1.4.2 Objetivos Específicos

- Caracterizar las propiedades físicas, químicas y mineralógicas de la mena para la determinación de la génesis y tamaño del mineral de interés económico.
- Diseñar pruebas experimentales, de acuerdo a la caracterización mineralógica de la mena objeto de estudio.

1.5 Alcance del proyecto

El alcance del presente proyecto está definido hasta la identificación del proceso hidrometalúrgico que garantice resultados viables para la empresa ORENAS S.A. considerando la ocurrencia del oro que presenta la estructura mineral de estudio.

Las actividades que no se cubren en esta investigación, son las siguientes:

- Ensayos de laboratorio de cementación de oro con polvo de zinc (Merrill Crowe).
- Ensayos de adsorción por carbón activado: (CIP), (CIL), o carbón en lixiviación con oxígeno (CILO)
- Pruebas de lixiviación con reactivos alternativos, tales como: tiourea, cloro gaseoso, entre otros.

1.6 Marco teórico

1.6.1 Generalidades del área de estudio

1.6.1.1 Ubicación del proyecto minero Epifanía y la planta de beneficio La López

El proyecto minero Epifanía desarrolla sus actividades dentro de la concesión minera San Sebastián II, la misma que yace en el cantón Camilo Ponce Enríquez, con coordenadas E: 641907 y N: 9663142.

La Planta de procesamiento “La López”, se encuentra localizada aproximadamente a 1 km de la comuna “La López”, que yace en el cantón Camilo Ponce Enríquez, perteneciente a la provincia del Azuay (Figura 1.1 Localización de la mina Epifanía.Figura 1.1).

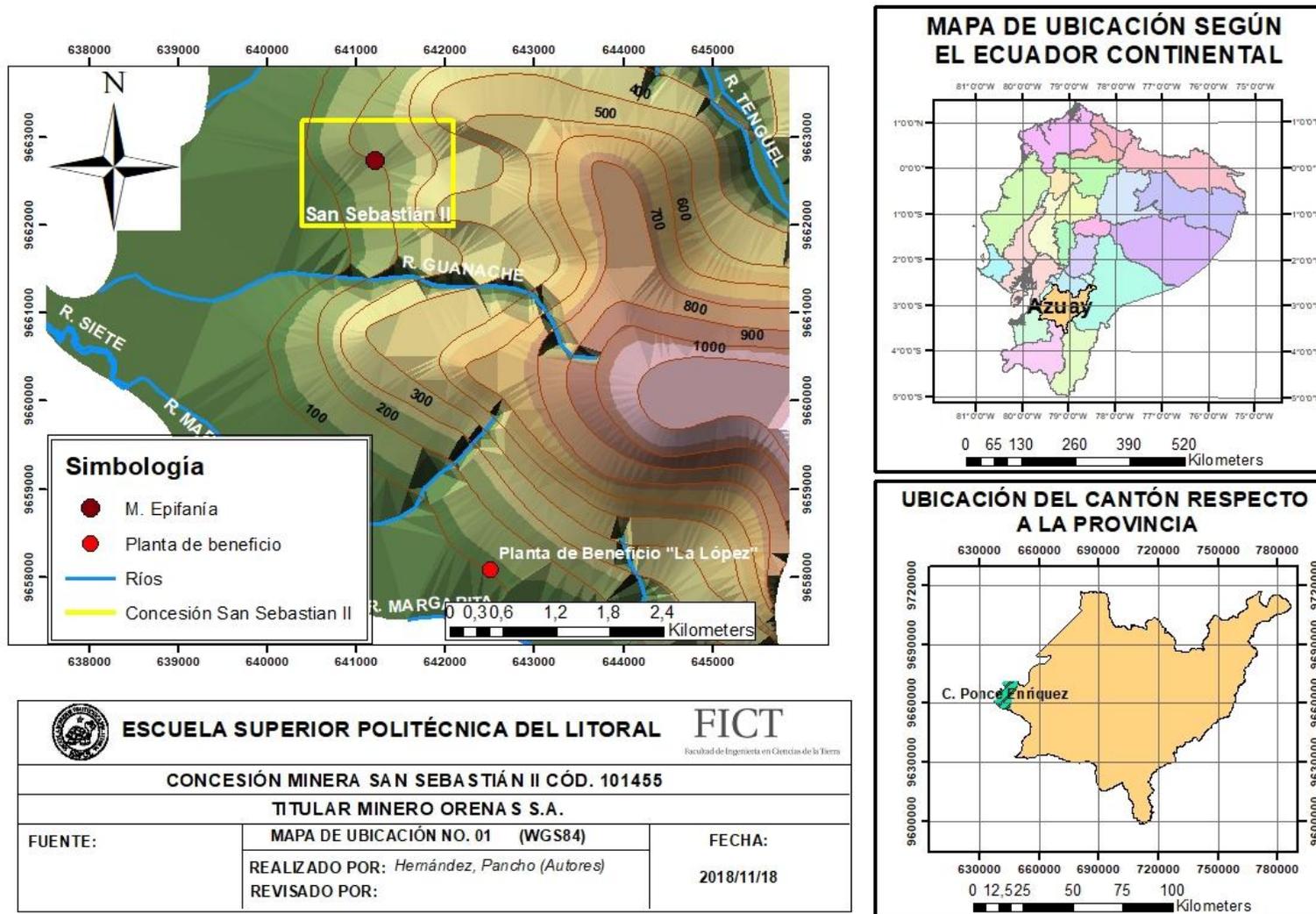


Figura 1.1 Localización de la mina Epifanía.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018

1.6.1.2 Geología del área de estudio

1.6.1.2.1 Geología Regional

El Cantón Camilo Ponce Enríquez se encuentra en el ambiente geológico regional del Distrito Azuay, que abarca toda la anchura de la cordillera occidental desde el Terreno Loja, al Este de la Falla de Baños, hasta la llanura costera del Golfo de Guayaquil en el Oeste. Desde el Sureste al Noreste comprende segmentos de los terrenos de rumbo NE-NNE Loja, Alao, Chaucha y Pallatanga de edades pre-tardío Cretácico que han sido acrecionados sucesivamente al hinterland Paleozoico-Triásico del Cratón de Guayana (Escudo Brasileño).

Dentro de la cordillera occidental se encuentra el terreno del Chaucha en el cual está el campo mineral de Ponce Enríquez, este terreno comprende una mélangé de rocas metamórficas (Peltetec-Palenque) que constituye la continuación hacia el Norte del Complejo Metamórfico de El Oro del Paleozoico al Cretácico (Aspden et al., 1995; Feininger, 1978) y forma el basamento de gran parte del área. (PRODEMINCA, 2000)

1.6.1.2.2 Geología Local

El Campo Mineral de Ponce Enríquez, situado dentro del Subdistrito Máchala-Naranjal, es conocido por sus depósitos de Cu-Au-Mo en pórfidos y en vetas, brechas y stockworks epi-mesotermales desarrollados dentro de las rocas de caja volcánicas y que están espacialmente relacionados con pórfidos.

El ámbito geológico del área minera San Sebastián II, se encuentra en un ambiente volcánico correspondiente a la unidad Macuchi y parte de los sedimentos volcánicos sobrepuestos de la formación Saraguro hacia el lado este de la cordillera. Dos lineamientos regionales son considerados importantes en estudios de exploración son los que limitan al distrito minero Ponce Enríquez, tenemos al norte la falla del río Tenguel y al sur la falla en el río Margarita ambas con dirección Este-Norte. (PRODEMINCA, 2000)

Litológicamente se ha identificado claramente andesitas de color verdoso y silicificadas, muy competentes para el desarrollo de labores mineras amplias,

basaltos andesíticos de color oscuro con fracturamiento fuerte las cuales presentan inestabilidad al momento de la explotación en los bloques de mineral y han sido las zonas con mayor dificultad al momento de la explotación.

Un dique diorítico premineral se determinó que atraviesa el área con dirección SW-NE, el mismo que es afectado por la mineralización del evento 2 (veta 2) al cual lo altera y disemina mineralización de estibina, pirita, arsenopirita principalmente en forma de microvetillas y parches, esto se identifica en los niveles P3L3, P4L7S, donde el cuerpo diorítico es visiblemente mejor. Este cuerpo intrusivo presenta una aureola de alteración en la caja de biotita secundaria y clorita. También se puede observar un fuerte sistema de vetas que va de 6 a 12 cm de espesor, siendo el mineral predominante pirita, es muy posible que el dique esté relacionado regionalmente al intrusivo Gaby explorado en el proyecto Tama. (Escudero, 2017)

1.6.1.3 Sistema Estructural de la Mina Epifanía

A través de los diferentes niveles de exploración y bloques de explotación se determinó la existencia de dos sistemas estructurales los cuales controlan la mineralización en la mina Epifanía. El primer sistema es caracterizado por vetas centimétricas y paralelas con mineralización de interés económico, constituidas por cuarzo, pirita, pirrotina, calcopirita y oro. El rumbo preferencialmente es de SE-NW con buzamiento vertical entre 75-87° E y W. Este sistema se lo encontró en el nivel P2L1S, P3L2S, P1L2S, que comprende dos vetillas centimétricas (hasta 10 cm) de potencia con valores en oro cianurable de interés económico.

El segundo sistema, relacionado a un evento de vetas claramente definido, el cual atraviesa al primero con un corto desplazamiento y se diferencia tanto en la mineralización como en la potencia de la estructura. La mineralización que caracteriza a este evento es cuarzo, estibina, arsenopirita, pirita, esfalerita, calcita, con orientación preferencial N-S y de bajo buzamiento 26-36° E. La potencia de estas vetas se manifiesta desde 0,2 m llegando a 1 m en las curvaturas de la misma. Al norte del área en el límite con el área 12 de octubre,

una falla en sentido Este-Oeste cambia la orientación de las vetas lo que origina un cizallamiento de la veta liberando mineral cuyo resultado es el clavo mineral. En la actualidad se tiene identificado la geología y mineralización del yacimiento, por niveles de explotación una longitud de 350 m y una profundidad de 450 m. (Escudero, 2017)

1.6.2 Técnicas de muestreo

El muestreo se define como aquel proceso de colección, análisis y estimación de contenido mineral en una estructura mineral. Ésta ofrece información valiosa, mediante test mineralógicos y metalúrgicos, que permitirán el desarrollo de una adecuada planificación minera con el fin de maximizar beneficios.

Se conoce tres técnicas de muestreo que se explicará a continuación con su respectiva definición

1. Channel sampling. - Consiste en la extracción y colección de muestras de forma perpendicular a la potencia de veta en rangos de ancho de 102 mm ,19 mm de profundidad y un peso total de muestra alrededor de 2 kg. (Tapp, 1982)
2. Chip sampling. - Es una variación del Channel sampling, empleado cuando se complica el proceso de muestreo debido a dureza de la roca, se procede a desprender toda la superficie de roca de tal manera que sea homogéneo. (Tapp, 1982)
3. Grab sampling. - El proceso de muestreo involucra la colección de grandes o series de muestras a partir de una pila de material, se colectan empleando las manos o palas, realizado por un geólogo. El tamaño de las muestras abarca un rango entre 1-5 kg. (Dominy, 2010)

1.6.3 Estado del arte del procesamiento de menas auríferas.

El oro fue uno de los primeros metales en ser descubiertos probablemente a su ocurrencia libre en la naturaleza, este mismo tiene propiedades únicas que fomentaron un gran interés. Era el metal más pesado que cualquier otro conocido (Carter, 1953).

El conocimiento de los diferentes tipos de ocurrencia del oro, minerales auríferos, sus asociaciones, granulometría, abundancia y características texturales son de gran relevancia para la selección del método de tratamiento para la obtención óptima del metal con valor de interés (Oro). (MONTREUIL, 1985)

Mineralógicamente, el oro se ha clasificado en tres categorías según la ocurrencia del mismo en donde se considera: oro microscópico, oro submicroscópico y oro adherido a la superficies,(Zhou & Gu, 2008) y se muestran en la Tabla 1.1 a continuación.

Tabla 1.1. Categorización del oro según su ocurrencia.

Fuente: (Zhou & Gu, 2008)

Oro microscópico (Oro visible)	Oro Sub-microscópico (Oro invisible)	Oro adherido a la superficie (Oro absorbido).
Aleación de oro <ul style="list-style-type: none"> • (Oro nativo, Electrum, Kustelite, Auricupride). • Teluros de oro • Antimonioruros de oro • Bismoturos de oro 	Oro en solución sólida y coloidal. <ul style="list-style-type: none"> • Pirita • Arsenopirita • Marcasita • Calcopirita • Rejalgar • Enargita • Minerales arcillosos 	Oro metálico y complejo. <ul style="list-style-type: none"> • Óxidos de hierros • Grafito • Arsenopirita • Pirita • Minerales arcillosos

Existe además una segunda clasificación de minerales de oro acorde al proceso de tratamiento, que se muestra a continuación en la Figura 1.2.

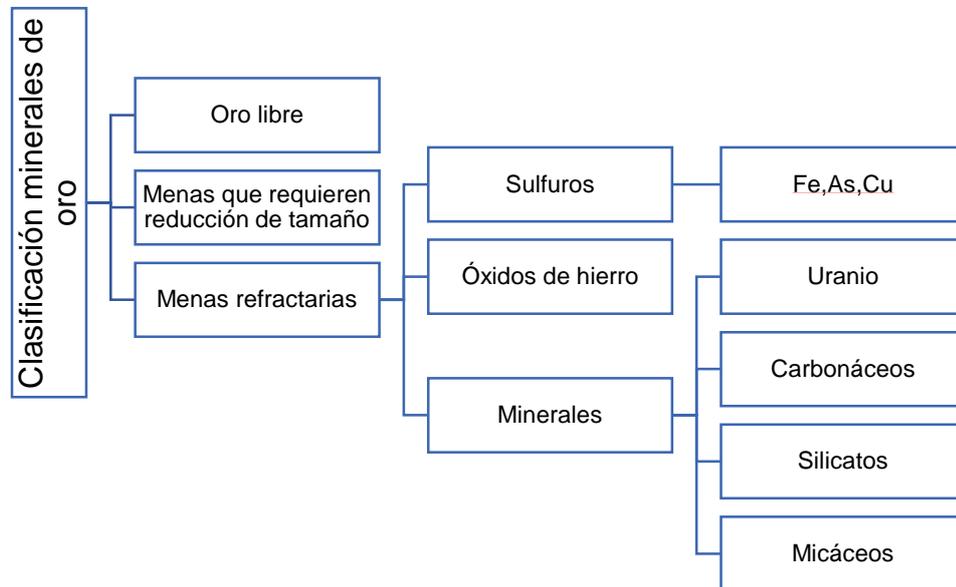


Figura 1.2. Clasificación de menas auríferas, según procesos de tratamiento.

Fuente: (ITGE, 1992)

Las menas auríferas para la etapa de procesamiento comúnmente son clasificadas dentro de 2 categorías: *free-milling* y *refractory*. En donde *free-milling* son menas definidas por minerales con recuperación del 90% de oro empleando el tratamiento convencional de lixiviación con cianuro. (Zhou & Gu, 2008)

En respuesta al proceso de cianuración se muestra también el grado de refractariedad de un mineral (La Brooy, Linge, & Walker, 1994), como se indica en la siguiente tabla. (Tabla 1.2)

Tabla 1.2. Clasificación de la refractariedad del mineral.

Fuente: (La Brooy et al., 1994)

Recuperación <50%	Altamente refractario.
Recuperación 50-80 %	Moderadamente refractario.
Recuperación 80-90 %	Ligeramente refractario.
Recuperación 90-100%	No refractario (free Milling).

1.6.3.1 Tratamiento Metalúrgico de los minerales de Oro

El tratamiento metalúrgico de los minerales auríferos se sustenta en base a las propiedades del oro nativo, teluros de Au-Ag y otras especies minerales metálicas y no metálicas; entre estas tenemos:

- ❖ Alto peso específico con respecto a los minerales que la acompañan.
- ❖ Solubilidad en soluciones diluidas de cianuros alcalinos.

Por lo anteriormente expuesto, uno de los métodos de tratamientos actualmente más usados es el de lixiviación por cianuración, no obstante, debido a la considerable ocurrencia del oro asociada a sulfuros, la concentración por flotación ha sido un proceso incorporado a modo de producir concentrados auríferos con altas o mejores leyes (MONTREUIL, 1985).

La hidrometalurgia como rama de la Metalurgia Extractiva y alternativa frente a procesos pirometalúrgicos, corresponde a la extracción de metales a partir de los minerales a través de medios acuosos. Ésta comprende una etapa primordial de disolución selectiva conocida como lixiviación (Esteban M. Mihovilovic, 2001).

Existen un número de reactivos que pueden formar complejos estables con el oro denominados reactivos lixiviantes, como son: cianuro, cloruro, tiourea, tiocianato y tiosulfato.

Cianuro

El efecto de disolución de oro a partir de menas auríferas durante el proceso denominado cianuración depende del oxígeno como agente oxidante donde el resultado de dicho proceso es la formación del complejo aurocianuro en medio alcalino, como se indica en la siguiente reacción:



Generalmente, el proceso de lixiviación con cianuro se desarrolla a pH con valores mayores a 9, 4 a fin de prevenir la pérdida de cianuro. Esto se justifica en el efecto de cianuro en el agua, en donde se explica que a pH mayor a 10,2, el 90% del total de cianuro está presente como cianuro libre CN^- . Existe la forma de HCN , el mismo que se caracteriza como un compuesto que se volatiliza fácilmente a partir de la solución en condiciones normales provocando la pérdida de cianuro. (Dalglish et al., 2007b) (Figura 1.3)

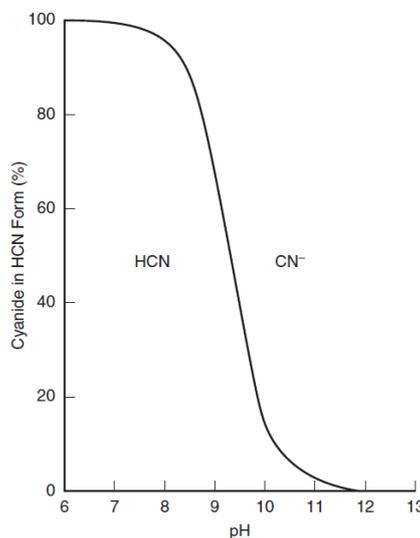


Figura 1.3 Gráfica de disociación entre el HCN y CN^- libre, en función del pH.

Fuente: (Dalglish et al., 2007b)

Tiourea

El lixivante tiourea fue incorporado en el tratamiento de menas auríferas consumidoras de cianuro, como una alternativa al uso de éste, además en regiones donde conocen el riesgo potencial ambiental del uso de cianuro. La tiourea es un compuesto orgánico, el cual es fácilmente disuelto en un medio ácido, éste forma un complejo con el oro en el estado de oxidación +1. La ecuación que representa el proceso de lixiviación con tiourea se muestra a continuación:



La presencia de aire y oxígeno es indeseable y el uso de hierro (III), Peróxido de hidrógeno u ozono, son requeridos para una adecuada tasa de disolución del oro en este compuesto, el cual se caracteriza por ser más rápida con respecto en el proceso de cianuración.

La presencia de aire y oxígeno es indeseable y el uso de hierro (III), Peróxido de hidrógeno u ozono, son requeridos para una adecuada tasa de disolución del oro en este compuesto, el cual se caracteriza por ser más rápida con respecto en el proceso de cianuración. (Dalglish et al., 2007b; Filmer, Lawrence, & Hoffman, 1984)

Cloruro

El complejo de oro que se forma empleando cloruro se caracteriza por ser más débil que los complejos con cianuro o tiourea. Dicho proceso es más empleado para el tratamiento de menas refractarias y requiere condiciones muy oxidantes y un medio ácido para una rápida disolución del oro, se indica a continuación la reacción del proceso en donde el ion cloruro actúa como agente complejante y el cloro como agente oxidante. (Filmer et al., 1984)



La tasa de lixiviación de oro se ve influenciado por el pH de la solución en donde se explica que mantiene una tasa lenta en $\text{pH} > 4$.

El empeño de encontrar alternativas a la lixiviación tradicional de cianuro se da debido a las características de ciertos minerales de oro y plata en las cuales el tratamiento con cianuro no es muy efectivo. Sin embargo, la lixiviación con cianuro sigue siendo la primera opción debido a la simplicidad de su proceso y costos económicos. (Brent, 1998)

1.6.3.2 Test de lixiviación en botella

Estas pruebas son de tipo preliminar, a pequeña escala y consisten en botellas o frascos, que descansan sobre unos rodillos giratorios. La botella se puede suspender para tomar muestras de la solución a intervalos de tiempo preestablecidos, por ejemplo 2, 4, 6, 8, 12 o 24 horas. (ITGE, 1992)

En la metodología del procesamiento metalúrgico de oro es fundamental la realización de estos siguientes pasos.

1. Determinación de Au y Ag, empleando ensayo al fuego y análisis de otros elementos tales como S, As, Bi, Te, Se, Hg, Cu, Pb, Zn y C.
El método de ensayo al fuego se define como técnica de cuantificación de contenido de metales que consiste en la fusión de una muestra sólida empleando reactivos y fundentes. (Dalglish et al., 2007a).
2. Caracterización del oro visible, incluyendo la identificación de minerales de oro, la distribución, composición, liberación y asociaciones con otros minerales.
3. Cuantificación de las diversas ocurrencias de oro, liberado, asociado a sulfuros, óxidos y silicatos, y oro asociado a material carbonáceo. Para la estimación de cantidades que pueden ser recuperadas mediante los diversos tratamientos tales como gravedad, flotación y cianuración directa o la combinación de estas.

4. Cuantificación del oro submicroscópico en sulfuros y otros minerales para la determinación de la cantidad de oro que puede ser recuperable empleando tratamiento de preoxidación y biolixiviación.
5. Caracterización de minerales nocivos, consumidores de oxígeno y cianuro, y minerales solubles en agua con el objetivo de predecir una posible respuesta a un problema en el transcurso del procesamiento de estos.(Zhou & Gu, 2008)

CAPÍTULO 2

METODOLOGÍA

2. METODOLOGÍA

La metodología a seguir se detalla a continuación en la Figura 2.1.

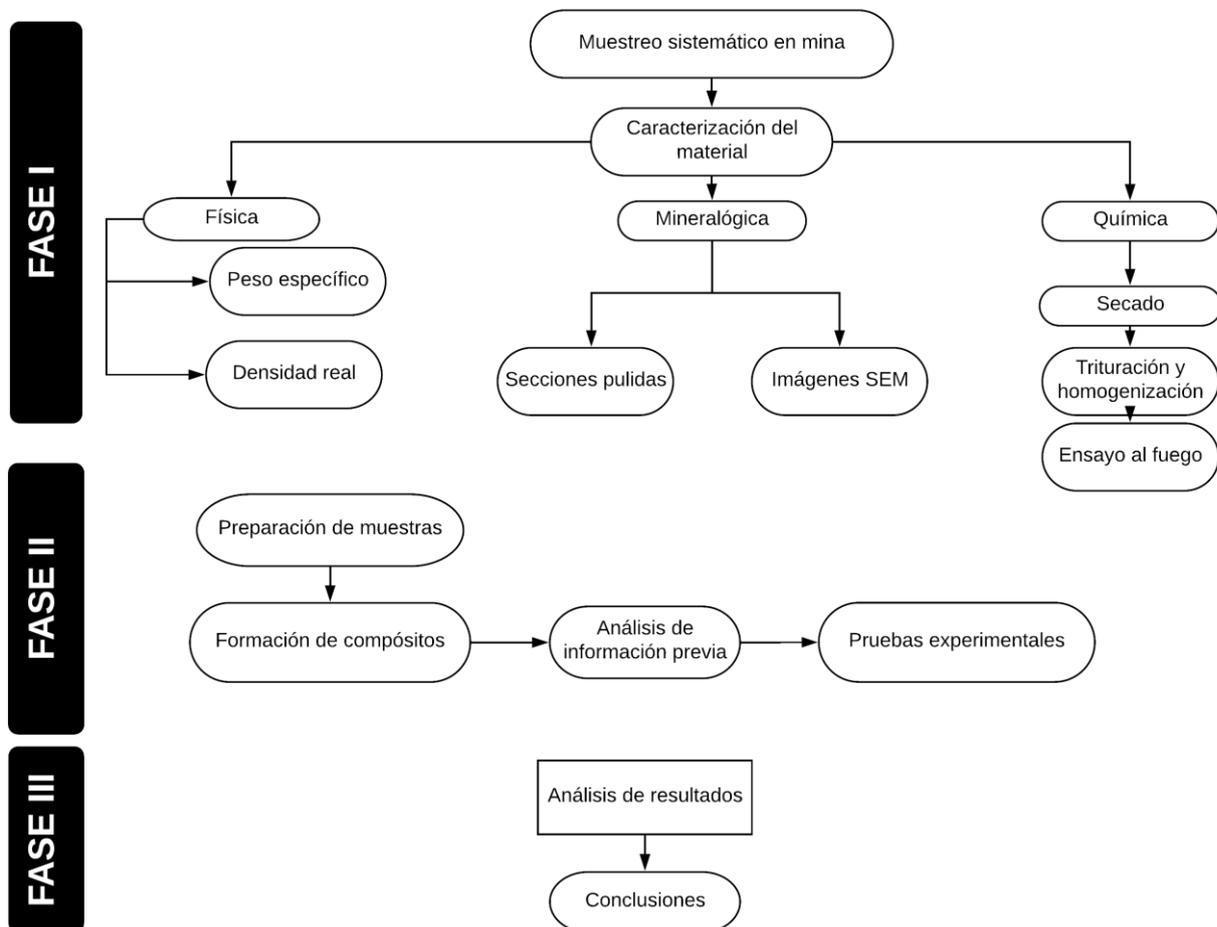


Figura 2.1. Esquema metodológico de investigación.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018

2.1 Metodología experimental

Siendo el objetivo de proponer un proceso metalúrgico para la recuperación de oro de la estructura mineralizada denominada “veta 1”, presente en la mina “Epifanía”, la misma que se caracteriza por un fuerte buzamiento vertical entre 75-87° E y W.

La metodología a seguir, se la ha dividido en tres fases y se detalla a continuación:

2.1.1 FASE I

2.1.1.1 Muestreo in situ

Con el fin de realizar un muestreo metódico sobre la estructura mineralizada “veta 1”, se aplicó las técnicas de muestreo, mismas que varían de acuerdo al yacimiento, que para este caso es epitermal.

2.1.1.1.1 Channel sampling

Para el caso de la investigación se realizó el muestreo tipo “Channel”. Cada 2.0 metros, se tomó aproximadamente 2 kg de mineral en la “veta 1”. El mineral de la “veta 1” se encuentra con mayor frecuencia en los niveles 4 y 6. Debido a la presencia de fallas estructurales en los niveles superiores la aparición de este mineral es errático.

El número total de muestras fue 16, de las cuales, 7 pertenecen al nivel 4 y 9 al nivel 6.

2.1.1.2 Preparación de las muestras

El proceso de preparación de las muestras se encuentra resumido en el siguiente esquema (Figura 2.2).



Figura 2.2. Proceso de preparación y formación de compósitos.

Fuente: Hernández S., Pancho L.

2.1.1.2.1 Secado

Con la finalidad de eliminar el agua higroscópica presente en las muestras se procedió al secado de estas, sin cambiar la estructura cristalina de los minerales, empleando una estufa eléctrica a una temperatura de 40 °C, durante 12 h.

2.1.1.2.2 Preparación mecánica

Las muestras extraídas de la mina Epifanía fueron secadas en las instalaciones del laboratorio de mineralurgia de la ESPOL, el material pasó por un circuito de trituración primaria, posterior a este una trituración secundaria empleando trituradora de rodillos (Figura 2.3).



Figura 2.3. Proceso de preparación mecánica de muestras.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

2.1.1.2.3 Formación del compósito.

Se define un compósito como la unión de diferentes muestras que pertenecen a un mismo conjunto con similares características. De esta manera se formó dos compósitos con un peso aproximado de 8 kg para las pruebas experimentales, extrayendo cantidades iguales de cada muestra tomada en la campaña de muestreo, para el nivel 4 y nivel 6. En la Figura 2.4 se observa el proceso realizado.

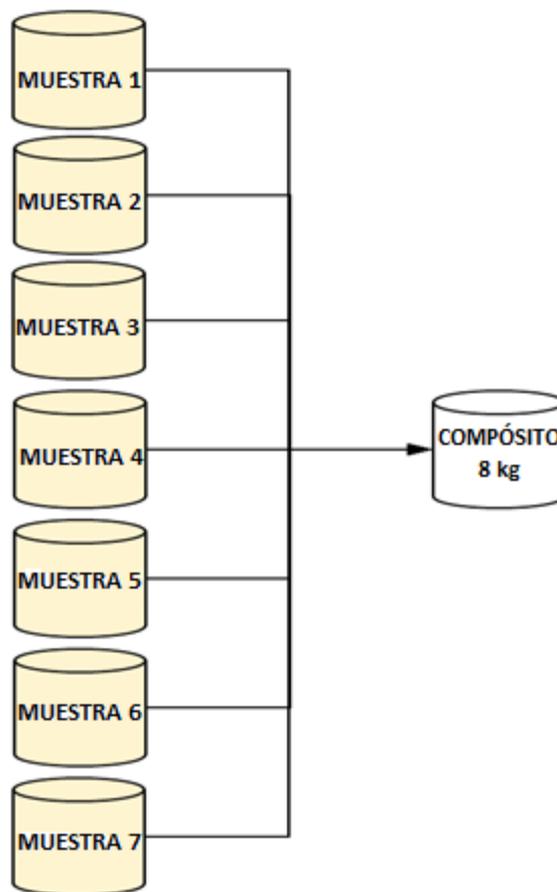


Figura 2.4. Proceso de formación del compuesto.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

2.1.1.2.4 Homogenización y cuarteo.

A fin de obtener muestras representativas para las diversas pruebas experimentales se realizó la homogenización empleando un tambor rotatorio y se cuarteó los compósitos hasta obtener 6 muestras de cada uno (Figura 2.5).



Figura 2.5. Proceso de homogenización y cuarteo.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Todos los equipos empleados para la fase de preparación de muestras se detallan a continuación en la Tabla 2.1.

Tabla 2.1. Resumen de equipos empleados en fase de preparación de muestras.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Equipo	Marca	Modelo	Descripción
Rifleador	RETSCH	RT 75	6 estribos de 75 mm con 3 cestas y manillas.
Rifleador	RETSCH	RT 6.5	12 estribos de 6,5 mm, 3 cestas
Mufla	CARBOLITE		
Trituradoras de mandíbulas			Abertura 150x250 mm
Trituradora de rodillos			Abertura ajustable
Molino de discos	BLD		Abertura 0,5 mm
	PULVERIZER		

2.1.1.3 Caracterización mineralógica

2.1.1.3.1 Secciones pulidas

Se realizaron secciones pulidas para la identificación de minerales opacos, asociaciones mineralógicas presentes; también para la determinación de la ocurrencia del mineral de interés económico (oro). A continuación, se detalla los pasos a seguir:

1. Seleccionar el corte en la muestra y limpiar material que se vaya a emplear para las secciones pulidas.
2. Empleando cortadora de disco se seccionó las rocas hasta el tamaño adecuado para el acoplamiento en la briqueta, asegurando que la superficie cortada se encuentre lo más plana posible.
3. Se calienta por 4 h el material cortado para el proceso de inclusión en resina (Figura 2.6).
4. Se realiza el proceso de inclusión con resina a temperatura ambiente y esperar un tiempo estimado de 24 h.
5. Se pule la superficie de la sección pulida con el objetivo de disminuir rayas e imperfecciones que fomentarían una errada observación (Figura 2.7).

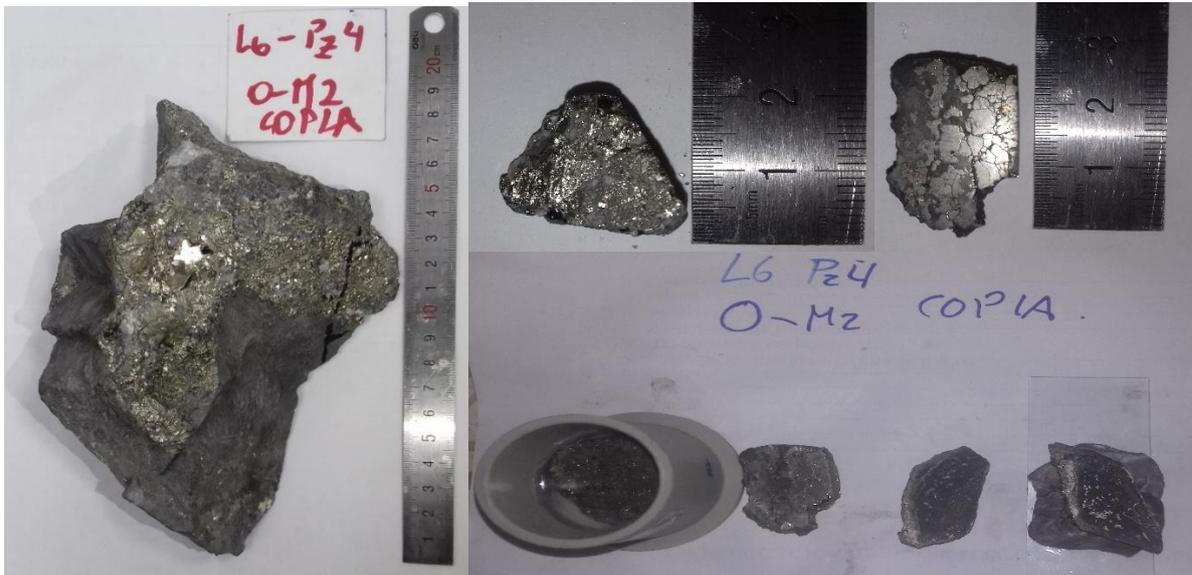


Figura 2.6. Identificación de la muestra de mano y sección a cortar.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018



Figura 2.7 Equipo de pulido de secciones pulidas.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018

A continuación, en la Tabla 2.2 se describen los equipos empleados para la caracterización mineralógica.

Tabla 2.2 Resumen de equipos empleados en la caracterización mineralógica.

Fuente: Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Equipo	Marca	Modelo
Cortadora / diamante		
Pulidor Automático	METKON	FORCIPOL 300-1V
Microscopio / polarización	OLYMPUS	BX51 P

2.1.1.4 Caracterización química

Para la caracterización química se realizaron análisis de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica, del material extraído de los puntos de muestreo, así como también de los compósitos formados, para las diferentes pruebas experimentales, con la finalidad de cuantificar la ley del metal de interés económico (oro).

Los análisis de ensayo al fuego se hicieron en duplicados, a fin de conocer las leyes de cabeza de los compósitos previamente homogenizados. Estos análisis se realizaron en el laboratorio de la planta La López de la empresa ORENAS.S.A.

Para la realización de este análisis fue necesario una cantidad de 10 g de muestra con una granulometría de $D_{80} = 75 \mu m$ y a continuación se lista los reactivos y cantidades empleadas para la ejecución del ensayo al fuego (ver Tabla 2.3).

Tabla 2.3. Reactivos empleados para ensayos al fuego.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Pasos:

Reactivo		Unidad
Muestra		10 g
Nitrato de plata (AgNO ₃)		4 ml
Nitrato de potasio (KNO ₃)		0,5-1,0 g
FUNDETE (70 g)	Litargirio (PbO)	39,15 g
	Carbonato de sodio (Na ₂ CO ₃)	17,80 g
	Sílice (SiO ₂)	11,87 g
	Bórax (Na ₂ B ₄ O ₇)	1,19 g

1. Moler la muestra a un $D_{80} = 75 \mu m$ y pesar 10 g

(representativo).

2. Pesar 70 g de fundente y entre 0,5 y 1,0 g de nitrato de potasio que será previamente mezclado con los 10 g de muestra y colocados en el crisol.
3. Adicionar en la mezcla dentro del crisol, 4 ml de nitrato de plata y cubrir con una capa de bórax (Figura 2.8).
4. Fundir en el horno por aproximadamente 40-60 min a temperatura de 1000 °C.
5. Se obtiene el régulo de plomo que es colocado en la copela, misma que atraparé el contenido de plomo para la obtención del botón de oro y plata.
6. La copela pasa al horno de fundición por alrededor de 30 min a una temperatura de 1000 °C (Figura 2.8).
7. El botón de oro y plata obtenido es laminado con cuidado y dispuesto en un vaso de precipitación de 50 ml (Figura 2.8).
8. Para disolver la plata, el vaso es colocado en una plancha de calentamiento a 100 °C y se agrega ácido nítrico al 15% y se obtiene una solución de nitrato de plata y Au.
9. Se realiza un lavado con agua para eliminar la solución de nitrato de plata.
10. El oro es diluido con agua regia que es preparada con HCl y HNO₃, en plancha de calentamiento a 80 °C, volumen que luego se afora a 25 ml agregando agua destilada para la posterior lectura en el equipo de EAA (Figura 2.9).



Figura 2.8. Realización del ensayo al fuego.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018



Figura 2.9. Espectrofotómetro de absorción atómica.

Fuente: Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

2.1.1.5 Caracterización física

2.1.1.5.1 Humedad natural

Para la obtención de este parámetro el cual se define como la razón del peso del agua que está presente en la muestra con respecto al peso del sólido seco y se realizó el siguiente procedimiento:

1. Pesar 100 g de material.

2. Secar el material en estufa eléctrica, durante 12 h a 40 °C.
3. Sacar y situar en desecador durante 1 hora posterior a aquello, pesar y anotar el peso.
4. El contenido de humedad de la muestra se obtiene a partir de la siguiente ecuación 2.1.

$$\%Humedad = \frac{M_{H_2O}}{M_s} = \frac{M_m - M_s}{M_s} \quad (2.1)$$

Donde:

M_{H_2O} : Masa de agua

M_m : Masa de material

M_s : Masa de material seco

2.1.1.5.2 Peso específico.

A continuación, se presenta el procedimiento para determinar el peso específico de una muestra de roca aplicando el método de la balanza hidrostática (America, 2014; Vallejo, 2002).

1. Secar la muestra en el horno a (110 °C ± 5 °C) hasta alcanzar masa constante (alrededor de 24 h).
2. Deje enfriar la muestra en el desecador de vidrio en un tiempo aproximado de 1 a 3 h.
3. Pesar la muestra de roca y anotar el valor como masa de la muestra en el aire (M_s).
4. Colocar la muestra dentro de la canastilla de la balanza hidrostática y se registra el valor como masa de la muestra sumergida (M_H).
5. Realizar los cálculos correspondientes. Ecuación 2.2

$$\gamma = \frac{M_s}{M_s - M_H} * \rho_l \left[\frac{g}{cm^3} \right] \quad (2.2)$$

Donde:

M_s : masa de la muestra en el aire (gr)

M_H : masa de la muestra sumergida (gr)

ρ_l : densidad del líquido en el cual se sumerga la muestra $\rho_l =$ (densidad del agua)

2.1.1.5.3 Densidad aparente y real.

Se define densidad aparente como la relación del peso de muestra seco con el volumen total de roca, incluyendo sus espacios libres. (Alonso Rodríguez, 2010)

Para la realización del ensayo de densidad real se procedió a emplear la norma UNE-EN-1936:2007. “Los métodos de ensayo para piedra natural: Determinación de la densidad real”.



Figura 2.10. Proceso de determinación de densidad aparente y real.

Fuente: Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Procedimiento para densidad aparente:

1. Secar la muestra en el horno a ($110\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5\text{ }^{\circ}\text{C}$) durante 24 h hasta alcanzar masa constante.
2. Colocar en el desecador de vidrio en un lapso de 1 a 3 horas
3. Pesar en la balanza y anotar el valor como masa de la muestra seca (M_s)
4. Sumergir la muestra de roca en agua hasta alcanzar peso constante durante 24 h (Figura 2.10).
5. Secar la superficie de la muestra de roca con un paño no absorbente a modo de eliminar la capa de agua existente.

6. Pesar en la balanza y se registra el valor como masa de la muestra saturada (M_{sat}).
7. Colocar la muestra dentro de la canastilla de la balanza hidrostática, anotar el valor que marca como masa de la muestra sumergida (M_H), medir la temperatura del agua con un termómetro.
8. Realizar los cálculos correspondientes con la siguiente ecuación 2.3:

$$\rho_{ap} = \frac{M_s}{M_{sat} - M_H} * \rho_l \quad \left[\frac{g}{cm^3} \right] \quad (2.3)$$

Procedimiento para densidad real:

1. Triturar y moler la muestra que previamente fue molida a pasante de tamiz #250 y se tomó 50 g de material.
2. Colocar agua hasta un nivel indicado y añadir el material cuya masa será M_e
3. El picnómetro es sometido al vacío para eliminar las burbujas de aire, y a continuación se llena hasta enrasarlo y se lo pesa. Se anota como M_1 (Figura 2.10).
4. Luego el picnómetro es limpiado y llenado con agua, se lo pesa y se marca como M_2 .
5. A continuación, se calcula con la ecuación 2.4:

$$\rho_r = \frac{M_e}{M_1 - M_2 + M_e} * \rho_{rh} \quad \left[\frac{g}{cm^3} \right] \quad (2.4)$$

Donde:

ρ_{rh} : es la densidad del agua a la temperatura de trabajo. ($\frac{kg}{m^3}$)

M_e : Masa del material (50 g)

M_1 : Masa del picnómetro + Agua+ material [g]

M_2 : Masa del picnómetro + agua [g]

2.1.2 FASE II

2.1.2.1 Pruebas experimentales

2.1.2.1.1 Lixiviación con cianuro

Se realizó pruebas de cianuración en donde se varía la concentración de cianuro. Se efectuó pruebas de cianuración de 15 h con 500 g de material de los compósitos conformados anteriormente, manteniendo un pH: 10,5-11 y una dilución de 2.

A continuación, se detalla la metodología y cálculos para las pruebas de cianuración:

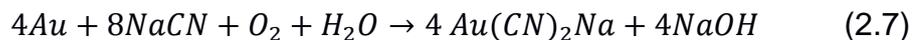
1. Establecer parámetros para la prueba de cianuración como:
 - a) Porcentaje de sólidos
 - b) Concentración inicial de CN^- (ppm)
 - c) Tiempo de agitación
 - d) Dilución (D=Líquido/sólido)
 - e) Gramos de mineral molido
 - f) Granulometría del material
 - g) Litros de agua a adicionar
 - h) pH natural del material
 - i) pH 10,5-11 en el que se debe mantener la cianuración.
2. El siguiente paso es una conversión para establecer los gramos de cianuro iniciales a agregar, dependiendo de la concentración establecida en los parámetros. Ecuación 2.5 y 2.6.

$$X \text{ ppm } CN^- = \frac{49 \text{ g NaCN}}{26 \text{ g CN}} = X \text{ ppm NaCN} \quad (2.5)$$

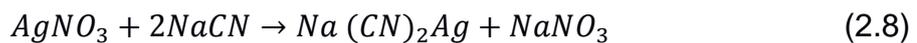
$$X \text{ ppm NaCN} = X \frac{\text{mg}}{\text{L}} * \frac{1 \text{ g}}{1000 \text{ mg}} = \frac{X}{1000} \left[\frac{\text{g}}{\text{L}} \right] *$$

$$\text{Litros}_{\text{Agua adicionados}} = X \text{ g NaCN} \quad (2.6)$$

3. El material junto con el agua se mezcla, se mide el pH inicial y agrega cal necesaria hasta alcanzar un pH 10,5-11.
4. Una vez obtenido el pH adecuado, se adicionan los gramos de NaCN establecidos y se procede a girar la botella sobre los rodillos. Estos gramos son los que deberán mantenerse constantes a lo largo de todo el proceso de cianuración.
5. La reacción resultante del proceso es: (Ecuación 2.7).



6. Luego, tomar aproximadamente 20 ml de la botella, se filtra y con una pipeta tomar 5 ml del filtrado para titular con AgNO₃. Agregar 3 gotas de indicador (yoduro de potasio). La siguiente reacción se da al realizar la titulación: (Ecuación 2.8).



De este modo se puede estimar el contenido de cianuro libre en solución por medio del volumen consumido de titulante, cuando se da el viraje del indicador, el mismo que se denota por una coloración verde limón.

Para calcular la cantidad de cianuro libre en la pulpa luego de obtener el volumen consumido de AgNO₃, tenemos la ecuación 2.9:

$$NaCN_{ppm} = \frac{Vol_{AgNO_3}(ml) * [AgNO_3](\frac{g}{L}) * 577}{Vol. muestra_{alícuota}(ml)} \quad (2.9)$$

El resultado se dará en ppm de NaCN, para convertirlo a gramos, se realiza el paso 2.

7. Una vez obtenidos en gramos la cantidad de cianuro de sodio presente en la pulpa, restamos a la cantidad inicial. La diferencia será lo consumido de CN durante la reacción y que deberá ser reestablecido en la botella. (Ecuación 2.10).

$$X_{NaCN\ inicial}(gr) - Y_{NaCN\ libre\ pulpa}(gr) = Gramos\ de\ NaCN\ a\ adicionar \quad (2.10)$$

8. Los pasos del 6 al 8 se repiten en cada punto de control determinado en horas. Recordar siempre llevar registro del pH de la pulpa adicionando cal cuando sea necesario.

9. Cada muestra de solución filtrada de la botella deberá ser analizada con un espectrofotómetro de absorción atómica para registrar en cada toma la cantidad de Au lixiviada.
10. Al finalizar, la cola o relave es secada para realizarle un ensayo al fuego y determinar la ley de oro residual.
11. La ley de cabeza se determina mediante ensayo al fuego, y también es calculada sabiendo de antemano que el 100% del Au contenido en la muestra solo puede encontrarse en la solución o en el relave. Se lo obtiene mediante la ecuación 2.11.

$$Ley\ Cabeza_{calculada} = (Dilución * Ley.Au_{última\ lectura}) + Ley\ relave$$

(2.11)

12. Los porcentajes de recuperación están dados por: (Ecuación 2.12).

$$\% Rec = \frac{Dilución * Ley.Au_{última\ lectura}}{Ley\ Cabz_{calculada}} \quad (2.12)$$

A continuación, se lista los reactivos empleados en la prueba de cianuración.

Tabla 2.4

Tabla 2.4. Reactivos empleados generalmente en cianuración convencional.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Reactivo	Descripción
Cianuro de sodio ($NaCN$)	Agente lixivante
Cal ($Ca(OH)_2$)	Compuesto capaz de acondicionar el pH idóneo de la muestra para el proceso de lixiviación con cianuro
Nitrato de plata ($AgNO_3$) (1,22 g/ml)	Titulante empleado para la determinación de CN^- libre en solución
Yoduro de potasio (KI)	Indicador empleado en la titulación para la determinación de CN^- libre en solución

Debido a su toxicidad y posible riesgo ambiental, por el empleo de cianuro de sodio en las pruebas experimentales, los desechos resultantes fueron depositados en una

de las piscinas de relaves dentro de las instalaciones de la planta ORENAS S.A., a fin de un tratamiento especial previo a su disposición final.

2.1.3 FASE III

2.1.3.1 *Análisis de resultados.*

Se procedió a emitir conclusiones y recomendaciones en base a las pruebas realizadas, esta información se detalla en el capítulo 4.

CAPÍTULO 3

RESULTADOS Y ANÁLISIS

3. Resultados y análisis

3.1 Caracterización de la muestra.

Se realizaron diversos ensayos físicos y químicos a las muestras de los compósitos conformados a fin de determinar sus propiedades además de la caracterización mineralógica, el mismo que es fundamental para conocer el comportamiento de la mena en su procesamiento.

3.1.1 Análisis químico

Se muestra a continuación el contenido de oro presentes en la campaña de muestreo tanto para el nivel 4 y 6 además de los compósitos formados, obtenidos mediante el proceso de ensayo al fuego y espectrofotómetro de absorción atómica BUCK Scientific Modelo 210VGP (Tabla 3.1).

Tabla 3.1. Contenido total de oro en puntos de muestreo.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

N°	Muestra	Ley Au ($\frac{g}{t}$)	N°	Muestra	Ley Au ($\frac{g}{t}$)
1	Nivel 4 S-M0	9,25	9	Nivel 6 E-M2	120
2	Nivel 4 S-M1	37,0	10	Nivel 6 E-M3	11,0
3	Nivel 4 S-M2	160,11	11	Nivel 6 O-M1	243,0
4	Nivel 4 S-M3	38,0	12	Nivel 6 O-M2	42,75
5	Nivel 4 S-M4	150,15	13	Sobre Nivel 6 E-M2	28
6	Nivel 4 S-M5	11,0	14	Sobre Nivel 6 O-M1	1,25
7	Nivel 4 S-M6	5,23	15	Sobre Nivel 6 O-M2	37,0
8	Nivel 6 E-M1	144	16	Sobre Nivel 6 E-M1	138,0

Para la confiabilidad de resultados en las pruebas posteriores se realizó duplicados a fin de conocer el contenido de oro en los compósitos. En la Tabla 3.2 se muestra los valores promedios de contenido total de oro.

Tabla 3.2. Contenido total de oro en compósitos.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

N°	Muestra	Ley prom. de Au ($\frac{g}{t}$)
1	Compósito Nivel 4	68,25
2	Compósito Nivel 6	81,75

3.1.2 Análisis mineralógico.

3.1.2.1 Análisis por microscopía óptica y electrónica

Acorde a la distribución observada en las secciones pulidas se determinó la composición mineralógica, tipos de asociación y liberación de los minerales, en el compósito 4 y 6. En las tablas a continuación se presentan los resultados (Tabla 3.3 y Tabla 3.4).

Tabla 3.3. Composición mineralógica global del compuesto 4

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

Simbología	Fórmula química	Mineral	%
GGs	Variada	Minerales no metálicos (ganga)	51.7
Py	FeS ₂	Pirita	44.0
Po	Fe(1-x)S	Pirrotita	1.3
Goe	Variada	Goethita	<0.5
Cp	CuFeS ₂	Calcopirita	<0.5
Mx(Te,Bi)	-	Mineral, Te, Bi	<0.5
el	Au, Ag	Electrum	<0.5

Tabla 3.4. Composición mineralógica global del compuesto 6

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

Simbología	Fórmula química	Mineral	%
GGs	Variada	Minerales no metálicos (ganga)	52,3
Py	FeS ₂	Pirita	44,5
Cp	CuFeS ₂	Calcopirita	1,2
Goe	Variada	Goethita	<0,5
Po	Fe(1-x)S	Pirrotina	<0,5
Mx(Te,Bi)	-	Mineral, Te, Bi	<0,5
el	Au, Ag	Electrum	<0,5
Au	Au	Oro nativo	<0,5

3.1.2.1.1 Texturas y liberación de partículas

En base a la sección pulida desarrollada se describe a continuación la aleación (Electrum) y ocurrencias de oro en los compósitos en estudio (Figura 3.1).

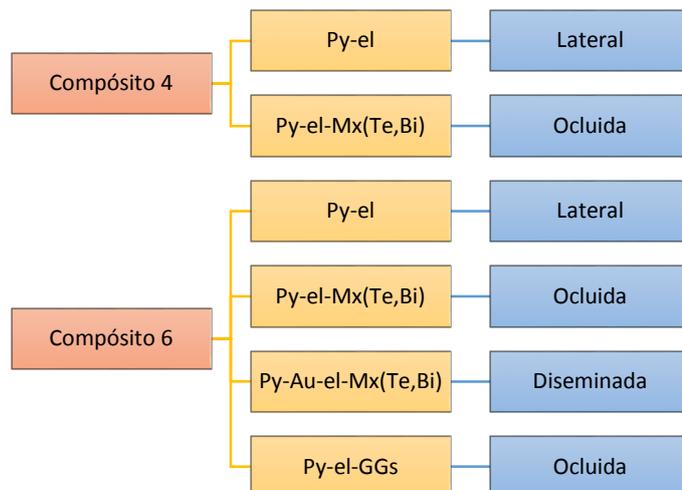


Figura 3.1. Tipos de asociaciones presentes en los compósitos.

Fuente: BIZALAB S.A.C. 2019/01/10

3.1.2.1.2 Distribución de tamaños

Todos los minerales observados en las secciones pulidas para los compósitos 4 y 6, fueron distribuidos en porcentaje, dependiendo del tamaño en que se encuentran y los resultados se resumen en las siguientes tablas (Tabla 3.5 y Tabla 3.6).

Tabla 3.5. Distribución de tamaños observados en el compósito 4.

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

Micrones	Electrum-Oro (%)
<13	0
13-15	0
16-23	0
24-32	0
33-75	0
76-106	100
>106	0
Total	100

Tabla 3.6. Distribución de tamaños observados en el compósito 6.

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

Micrones	Electrum-Oro (%)
----------	------------------

<13	11
13-15	0
16-23	11
24-32	11
33-75	11
76-106	56
>106	0
Total	100

En el apartado del **Apéndice A** se describen las fotomicrografías de las diversas asociaciones más representativas que se identificaron en las secciones pulidas por medio de microscopía óptica y en el **Apéndice B** los resultados de las imágenes revisadas con MEB.

3.1.2.2 *Análisis de difracción de rayos X (DRX).*

Se realizó análisis cualitativo con una cantidad menor a 1 gramo de muestra y granulometría menor a $D_{80} = 45 \mu m$ con la finalidad de determinar las diversas especies minerales. Para este ensayo se realizó empleando el equipo PANalytical XPert Pro. A continuación, los resultados se presentan en la Tabla 3.7.

Tabla 3.7. Especies minerales identificadas en el DRX

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Minerales metálicos	Minerales no metálicos
Pirita	Cuarzo
	Calcita
Esfalerita	Clinocloro
	Illita
	Flogopita

En el apartado de **Apéndice C** se encuentra las gráficas del espectro obtenido del difractómetro de rayos X.

3.1.3 Caracterización física

3.1.3.1 Peso específico.

Se seleccionaron 15 especímenes de diversos puntos de muestreo, el ensayo se lo realizó a una temperatura del agua a 22 °C ($\rho_{H_2O(22^\circ C)} = 997,86 \frac{kg}{m^3}$). Obteniendo un valor promedio del peso específico de la estructura mineral “veta 1” igual a $\gamma = 32,27 \frac{kN}{m^3}$.

3.1.3.2 Densidad aparente y real

A fin de conocer la densidad real de la estructura mineral “veta 1”, se basó del “método de ensayo para piedra natural. Determinación de la densidad aparente y la porosidad abierta y total” (UNE-EN 1936:2007). Se empleó un número de 15 especímenes de diferentes puntos de muestreo en los niveles 4 y 6, el ensayo se lo realizó a una temperatura del agua a 22 °C ($\rho_{H_2O(22^\circ C)} = 997,86 \frac{kg}{m^3}$). Finalmente se obtuvo un valor de densidad real igual, $\rho = 2,99 \frac{g}{cm^3}$.

3.2 Pruebas de lixiviación directa con cianuro en botellas

3.2.1 Parámetros de trabajo.

Se muestra a continuación las condiciones de operación (Tabla 3.8).

Tabla 3.8. Parámetros de trabajo en la operación de lixiviación con cianuro.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Parámetros	Unidad	Condición
Mineral	-	Sulfuros
Peso de mineral	g	500
Porcentaje de sólidos	%	33,33
Granulometría del mineral	-	$D_{80} = 106 \mu m$ $D_{80} = 75 \mu m$
Dilución	-	2/1
Potencial de hidrógeno	pH	10,5-11,0
Concentración de CN^-	ppm	500 1000
Velocidad angular	rpm	30
Temperatura	°C	25

Tiempo de cianuración	h	1-2-4-8-12
-----------------------	---	------------

3.2.1.1 Análisis granulométrico

A continuación, se presentan los análisis granulométricos del material a lixiviar, que fueron realizados en el equipo HORIBA LA-300 que es un analizador de distribución de tamaño de partículas por dispersión láser.

La Figura 3.2 y Figura 3.3 representan los resultados de las granulometrías de 106 y 75 μm respectivamente. La Tabla 3.9 corresponde a distribución de porcentajes de tamaños encontrados para la granulometría de 106 μm y la Tabla 3.10 para 75 μm .

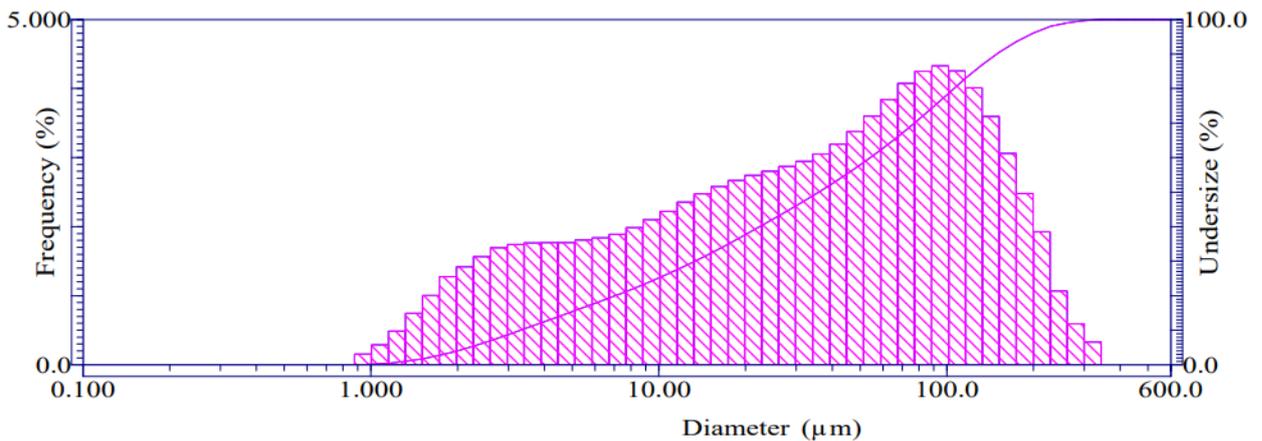


Figura 3.2 Diagrama de distribución de tamaños. $D_{80} = 106\mu\text{m}$

Fuente: Escáner Láser HORIBA LA-300

Tabla 3.9 Resumen de distribución de tamaños por porcentajes. $D_{80} = 106\mu\text{m}$

Fuente: Escáner Láser HORIBA LA-300

% Distribución	Tamaño (μm)
5	2.1887
10	3.3095
20	7.0538
30	13.3364
40	22.4109
60	54.2848

70	77.0824
80	105.8275
90	149.3600
95	188.4816

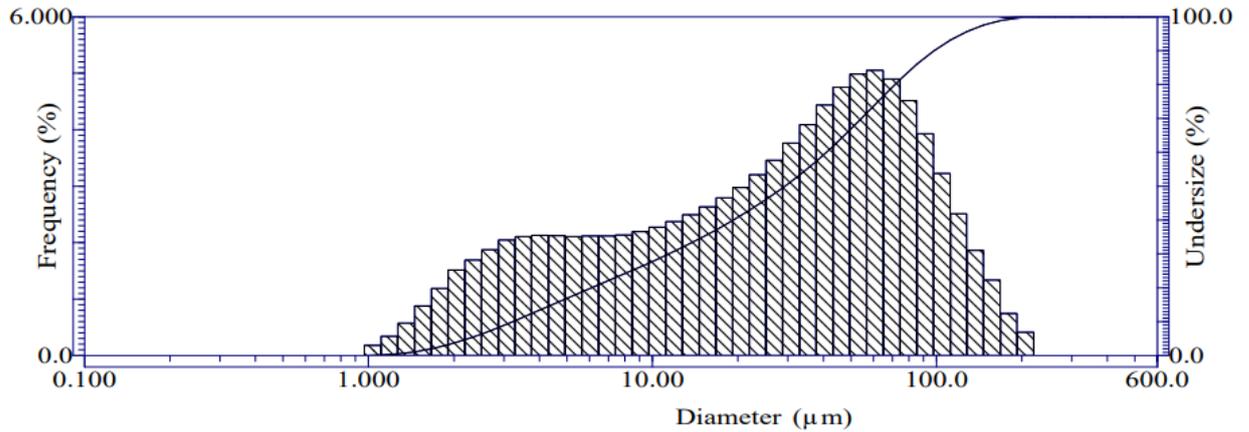


Figura 3.3 Diagrama de distribución de tamaños. $D_{80} = 75\mu m$

Fuente: Escáner Láser HORIBA LA-300

Tabla 3.10 Resumen de distribución de tamaños por porcentajes. $D_{80} = 75\mu m$

Fuente: Escáner Láser HORIBA LA-300

% Distribución	Tamaño (μm)
5	2.0339
10	2.9215
20	5.5531
30	10.3434
40	17.4849
60	37.1446
70	49.3790
80	74.8231
90	88.8904
95	112.2001

3.2.2 Resultados de lixiviación directa con cianuro en botellas.

En las siguientes tablas se resumen los resultados de las pruebas de cianuración tanto para el compósito 4 y 6 con una granulometría $D_{80} = 106 \mu m$.

Las pruebas del compósito 4 con concentración a 1000 y 500 ppm CN^- se observan en la Tabla 3.11 y Tabla 3.12 respectivamente.

Para el compósito 6 con concentración a 1000 y 500 ppm CN^- se presentan los resultados en la Tabla 3.13 y Tabla 3.14 respectivamente.

Tabla 3.11. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (1000 ppm CN^-).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [h]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	3,77	0,00
1	4,78	62,52
3	5,10	80,75
7	5,50	91,17
11	5,62	92,30
15	5,74	92,65

Tabla 3.12. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (500 ppm CN^-).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [h]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	1,88	0,00
1	2,46	50,55
3	2,87	64,99
7	3,09	77,68
11	3,21	81,65
15	3,30	83,56

Tabla 3.13. Prueba de cianuración para Au del compósito 6 (1000 ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [h]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	3,77	0,00
1	4,48	41,27
3	4,91	62,31
7	4,61	82,54
11	4,67	85,23
15	4,71	90,90

Tabla 3.14. Prueba de cianuración para Au del compósito 6 (500 ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [h]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	1,88	0,00
1	2,57	26,13
3	2,95	50,95
7	3,36	81,52
11	3,55	83,27
15	3,74	87,00

En las siguientes tablas se resumen los resultados de las pruebas de cianuración tanto para el compósito 4 y 6 con una granulometría $D_{80} = 75 \mu m$. (Tabla 3.15 y Tabla 3.16).

Tabla 3.15. Prueba de cianuración para Au del compuesto 4 (1000 ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018

Tiempo [h]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	3,77	0,00
1	4,42	27,42
3	5,08	75,32
7	5,82	84,85
11	6,59	85,71
15	7,40	86,58

Tabla 3.16. Prueba de cianuración para Au del compuesto 6 (1000 ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018

Tiempo [h]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	3,77	0,00
1	4,37	25,18
3	5,10	77,25
7	5,47	84,12
11	5,90	84,12
15	6,61	84,98

A continuación, se muestran las gráficas comparativas de los resultados obtenidos en las tablas. Para el compuesto 4; Figura 3.4 y compuesto 6; Figura 3.5.

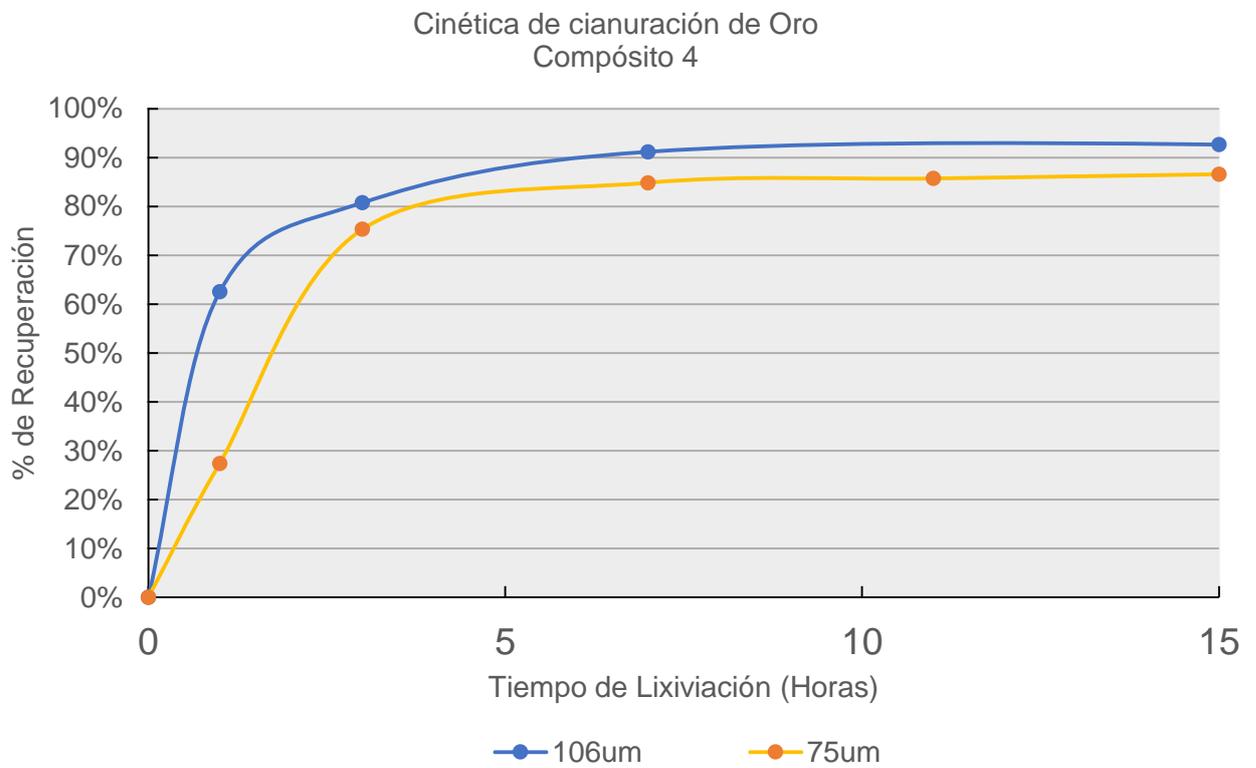


Figura 3.4. Cinética de cianuración de los compósitos en estudio.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

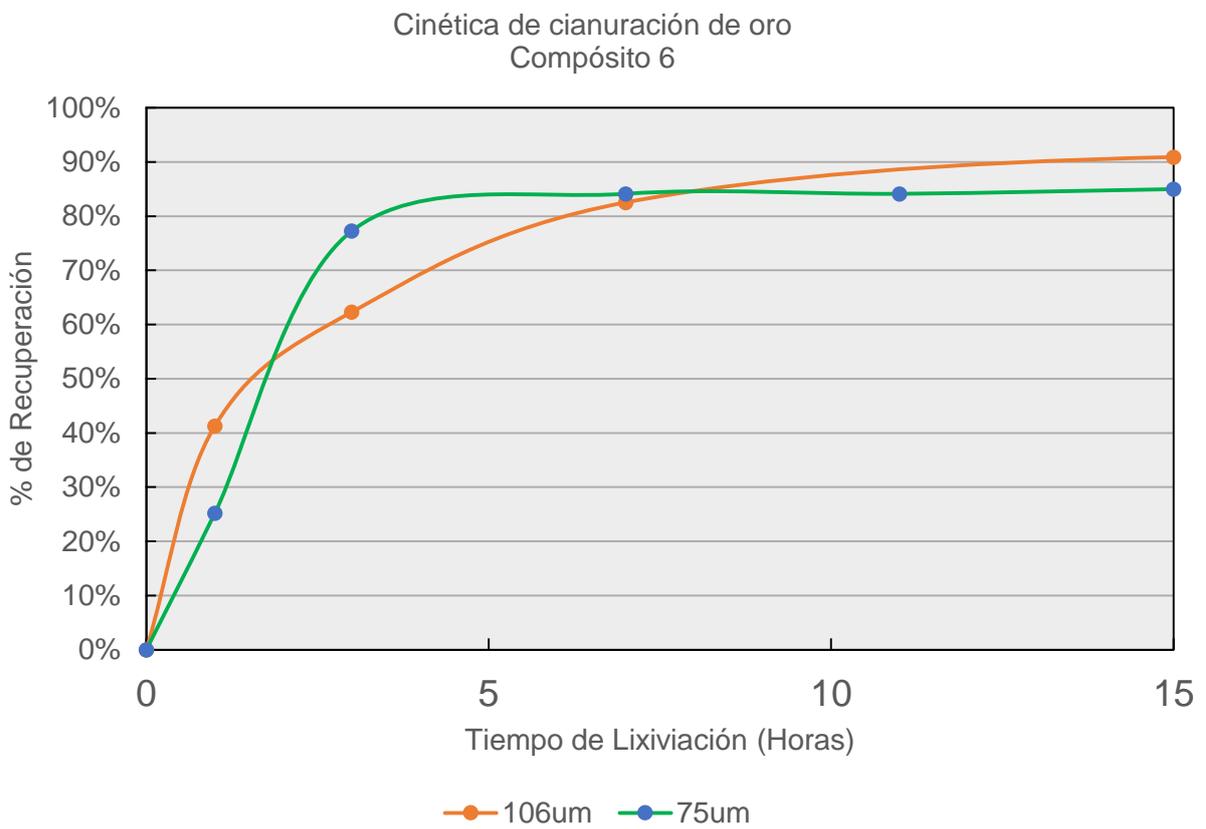


Figura 3.5. Cinética de cianuración de los compósitos en estudio.

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

3.3 Análisis de resultados

- Los resultados de los ensayos al fuego realizados tanto para cada punto de muestreo, así también para cada compósito formado, indican que el nivel 6 cuenta con leyes de contenido de oro más alta con respecto al nivel 4. Basándose en el compósito que pretende simular los niveles mencionados, las leyes de los niveles 6 y 4 fueron de 81,75 y 68,25 g/t, respectivamente.
- La composición mineralógica de ambos compósitos bordea contenidos de 52% ganga (minerales no metálicos) y 44% pirita, además de otros minerales de telurio y bismuto, y sulfuros.
- En el compósito 6 mediante el análisis de microscopía óptica y la constatación en microscopía electrónica de las secciones pulidas se identificó oro nativo y en aleación con plata (electrum). El oro nativo y electrum se encuentran de manera asociada en su mayoría a pirita, ganga y mixtos (Te, Bi).
- El compósito 4 tiene mayor proporción de pirrotita en comparación con el compósito 6 (1,3%) que, al igual que éste, el oro se encuentra principalmente como electrum y está asociado a pirita y mixto (Te, Bi).

CAPÍTULO 4

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4. Conclusiones y recomendaciones

Conclusiones

El oro presente en la mena en estudio ingresa en la categorización de oro microscópico debido a su visibilidad frente a equipos de microscopia óptica y electrónica, encontrándose como oro metálico y electrum, ambas asociadas a la pirita.

De acuerdo con la caracterización química de los compósitos conformados, los resultados de la ley del nivel 6 y 4 son de 81,75 y 68,25 *g/t* respectivamente, mostrándose así, que efectivamente el nivel 6 cuenta con leyes de contenido de oro más alta con respecto al nivel 4.

La mena en estudio comprende una composición mayoritaria de minerales no metálicos que corresponde al 52%, seguida de la pirita con un porcentaje del 44%.

De acuerdo con el análisis de difracción por rayos X, la composición de minerales no metálicos contiene minerales de grupos silicatos y carbonatos.

El tamaño de molienda influye dentro de las primeras horas ya que alcanza un mayor porcentaje de recuperación para la granulometría de 75 μm , aunque en la recuperación final obtenida al término de las 15 h, no existe una amplia diferencia, por lo que el tamaño de molienda de 106 μm es adecuado.

Se comprueba que a menor granulometría el consumo de reactivo lixivante es mayor, esto sugiere que la posible causa es la liberación de especies minerales cianicidas.

Con base en los resultados obtenidos a partir de la lixiviación directa con cianuro, la dosificación adecuada es una concentración de 1000 *ppm* CN^- .

Recomendaciones

- Aplicar métodos de concentración gravimétrica o flotación por espumas previo a un proceso de lixiviación con cianuro para conocer el comportamiento de la mena en estudio.
- La ley promedio del relave de los ensayos realizados, es de 8 *g/t* de oro, por lo que desde el punto de vista económico sería de interés su recuperación.

BIBLIOGRAFÍA

- Alonso Rodriguez, F. J. (2010). La Porosidad Como propiedad física: propiedades densidad y porosidad, 3. Retrieved from http://ocw.uniovi.es/pluginfile.php/4887/mod_resource/content/1/T3b-DensidadPorosidad.pdf
- America, M. I. of. (2014). Dimension Stone Test Methods, Guides, and Standards 1.0. In *ASTM STANDARDS* (Vol. VII, pp. 1–8).
- Brent, J. (1998). Dissolution chemistry of gold and silver in diferent lixiviant. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy review.*, (April 2013), 37–41.
- Dalgleish, T., Williams, J. M. G. ., Golden, A.-M. J., Perkins, N., Barrett, L. F., Barnard, P. J., ... Watkins, E. (2007a). A textbook of Fire Assaying. *Journal of Experimental Psychology: General*, 136(1), 23–42.
- Dalgleish, T., Williams, J. M. G. ., Golden, A.-M. J., Perkins, N., Barrett, L. F., Barnard, P. J., ... Watkins, E. (2007b). *The Chemistry of Gold Extraction. Journal of Experimental Psychology: General* (Vol. 136).
- Dominy, S. C. (2010). Grab sampling for underground gold mine grade control, 110(JUNE), 21–23.
- Escudero, P. (GEMINEX). (2017). *MINA EPIFANIA*.
- Esteban M. Mihovilovic, D. (2001). Lixiviación de metales. In *Hidrometalurgia* (pp. 202–215).
- Filmer, A. O., Lawrence, P. R., & Hoffman, W. (1984). A comparison of cyanide , thiourea and chlorine as lixiviant for gold, (October).
- ITGE. (1992). Ensayos de laboratorio. In *Minería Química* (pp. 195–225).
- La Brooy, S. R., Linge, H. G., & Walker, G. S. (1994). Review of gold extraction from ores.

Minerals Engineering, 7(10), 1213–1241. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90114-7](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90114-7)

MONTREUIL, L. (1985). Mineralogía del oro y su relación con el tratamiento metalúrgico. *SME*, 28–31.

PRODEMINCA. (2000). Depósitos Epi-mesotermales relacionados con intrusiones. In *Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador* (pp. 169–184).

Tapp, C. A. (1982). Sampling, Dilution, And Recovery. In *Methods for underground mining* (pp. 6–8).

Vallejo, L. I. G. de. (2002). 1.Ingeniería Geológica (Vallejo).pdf.

Zhou, J., & Gu, Y. (2008). Gold process mineralogy and its significance in gold metallurgy. *9th International Congress for Applied Mineralogy ICAM 2008*, (September), 205–211.

APÉNDICES

APÉNDICE A

ANÁLISIS MICROSCOPIA ÓPTICA

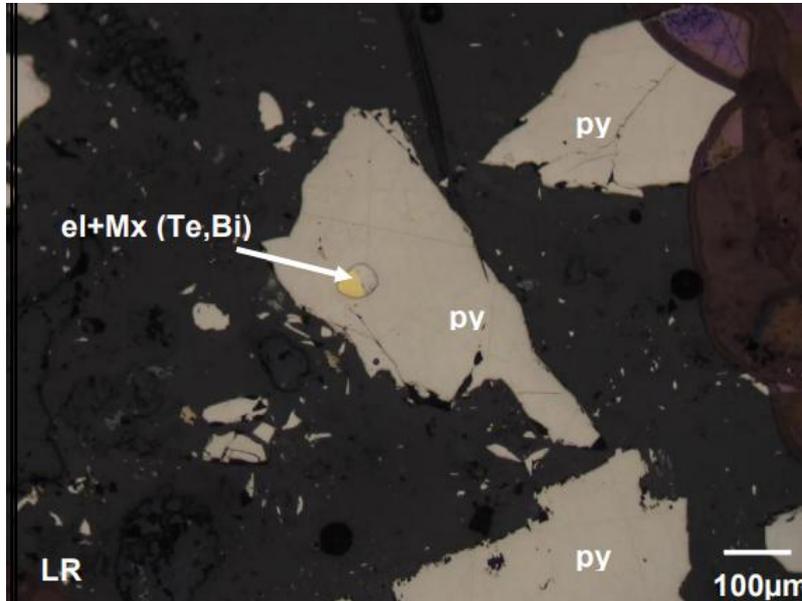


Figura A 1. Pirita con inclusión lateral de partícula de electrum y mineral mixto (Te, Bi), (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

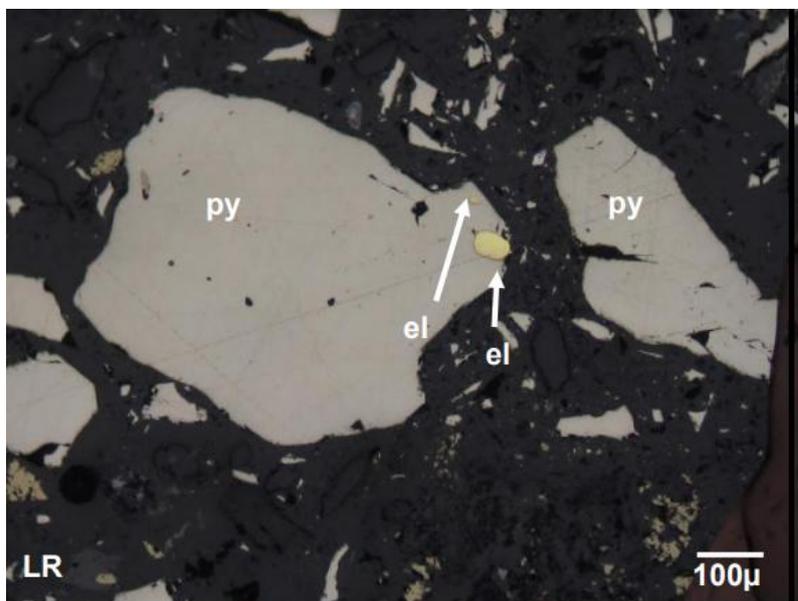


Figura A 2. Electrum incluido/ocluído en Inter crecimiento de pirita (Py) y ganga (GGs) (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

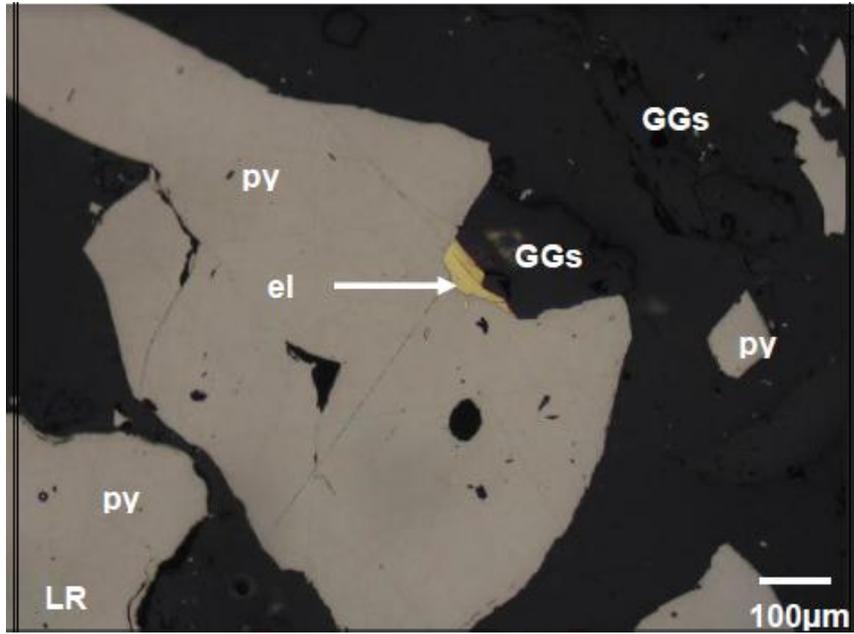


Figura A 3. Pirita con inclusión de electrum y una asociación lateral pirita (Py) - electrum (Comósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

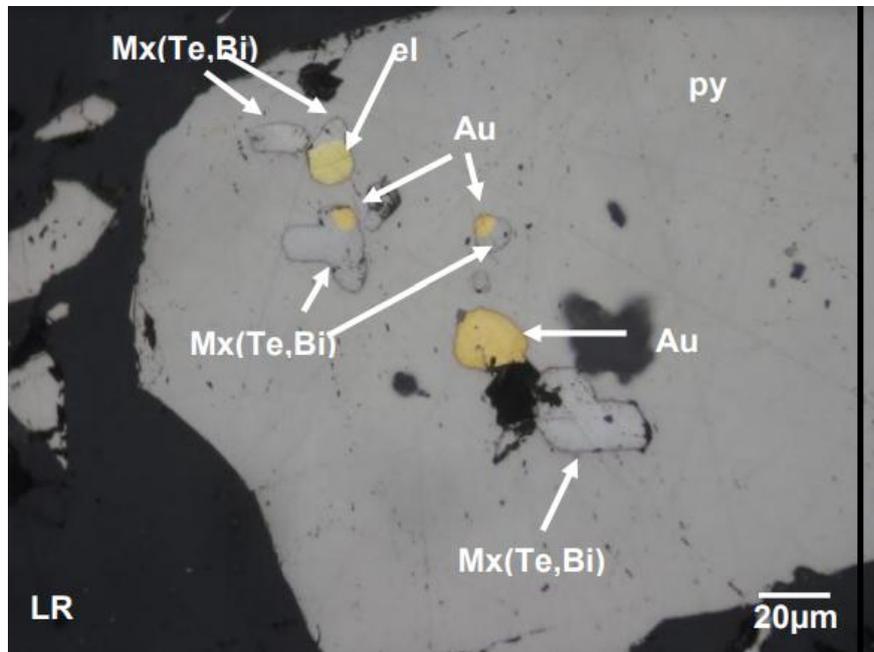


Figura A 4. Pirita con diseminaciones de oro nativo, mineral mixto (Te, Bi) y electrum (Comósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

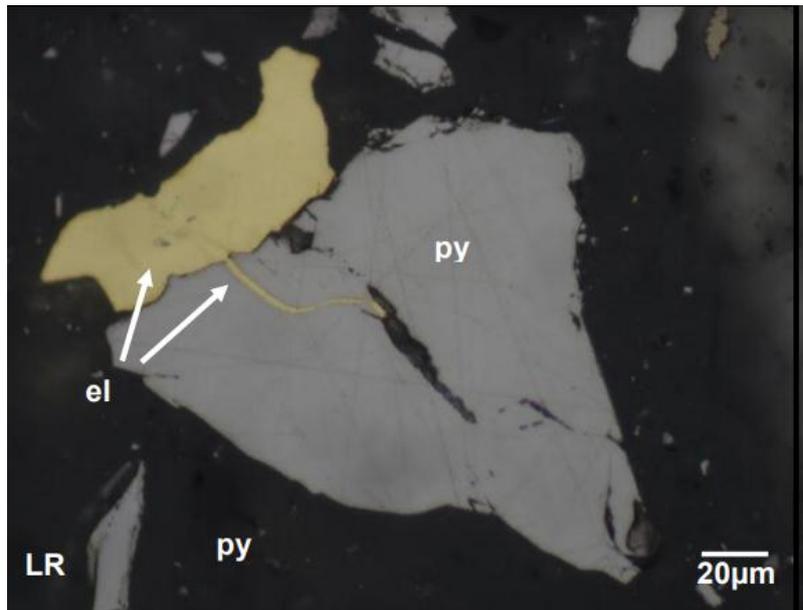


Figura A 5. Electrum incluido/ocluido entre intercrecimiento pirita (Py) – ganga (GGs) (Compósito 4).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

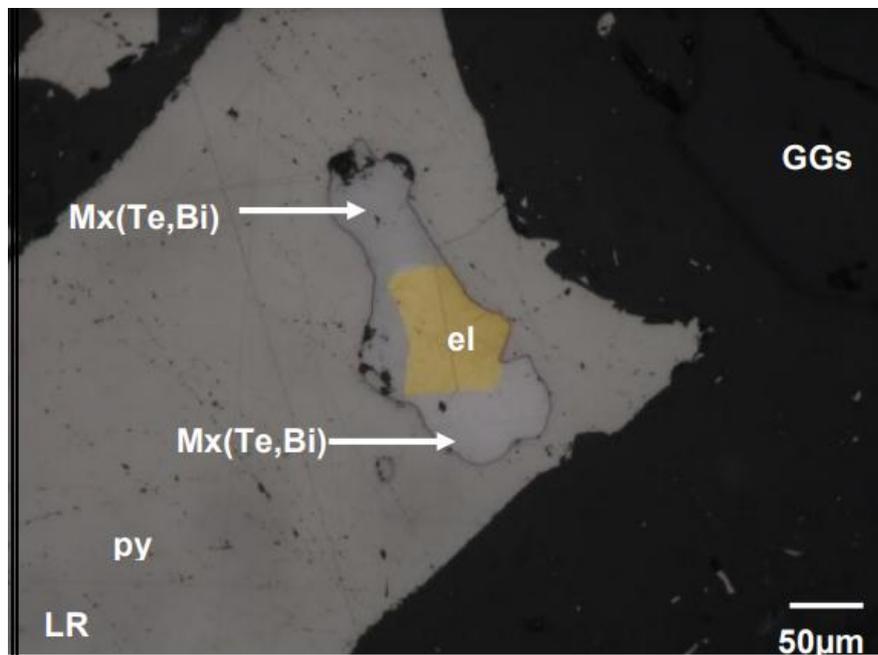


Figura A 6. Pirita con inclusión de electrum y mineral mixto (Te, Bi) (Compósito 4).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

APÉNDICE B

ANÁLISIS DE MICROSCOPIA ELECTRÓNICA DE BARRIDO

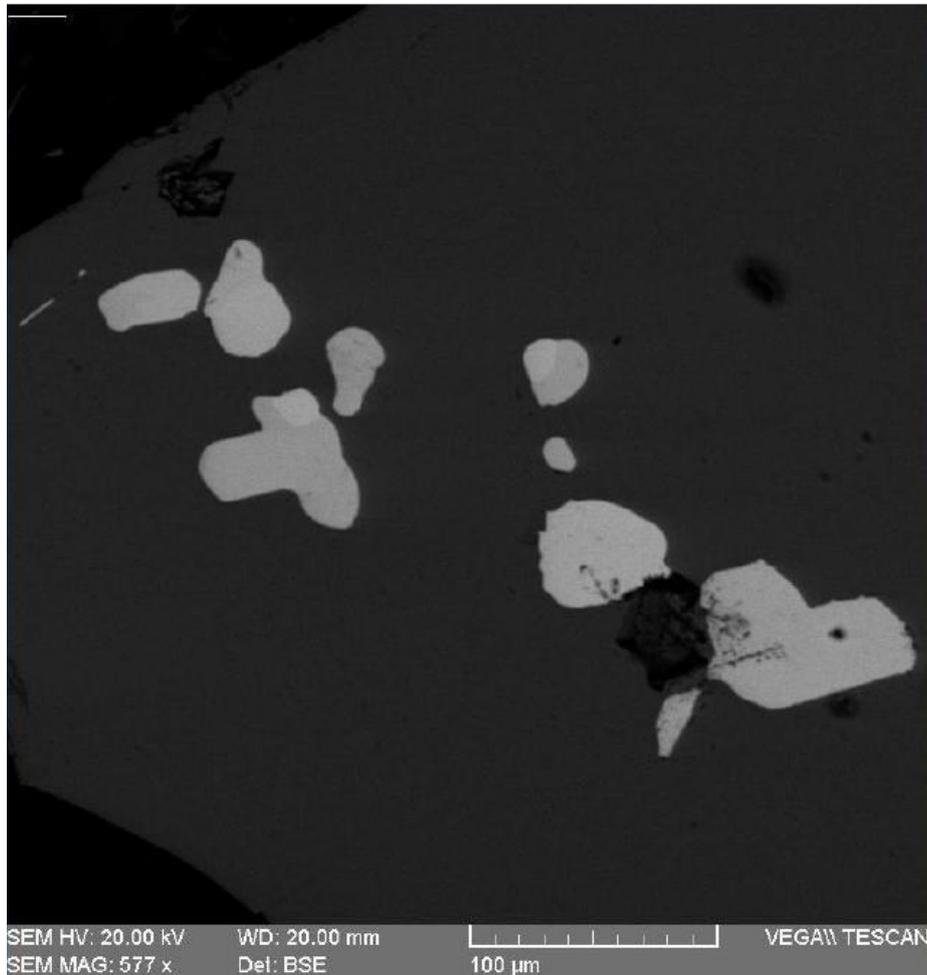
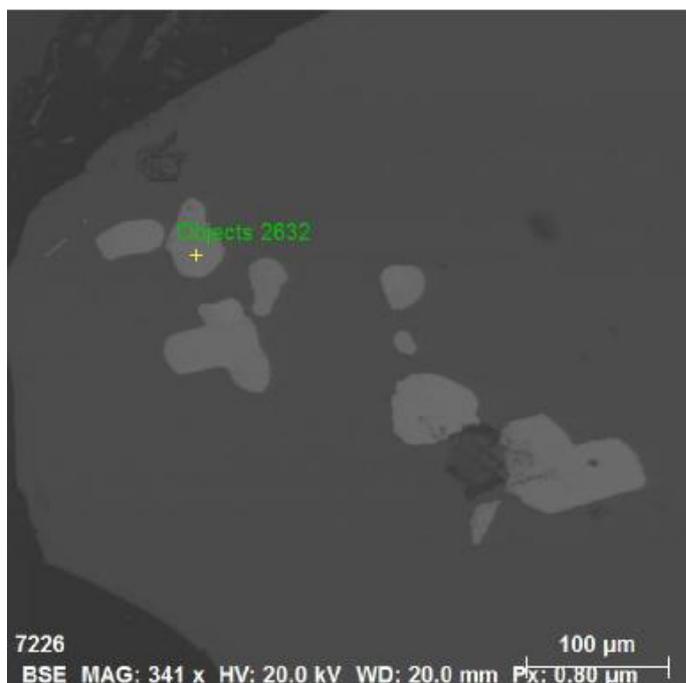


Figura B 1. MEB-EDX BSE- Amplificación 577x, pirita con disseminaciones de oro nativo, mineral mixto (Te, Bi) y electrum. (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2632

Element	norm. [wt. %]	Atom. [at. %]	C Error (3 Sigma) [wt. %]
Gold	76.95	69.64	9.10
Silver	23.05	30.36	1.22
Total:	100.00	100.00	

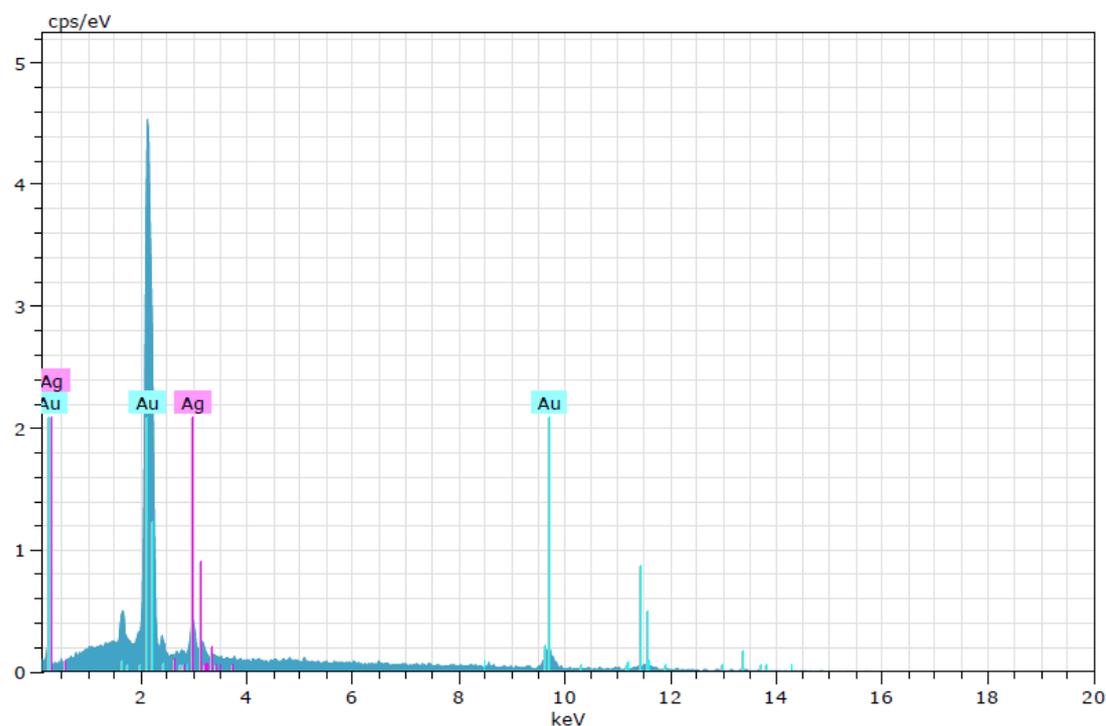
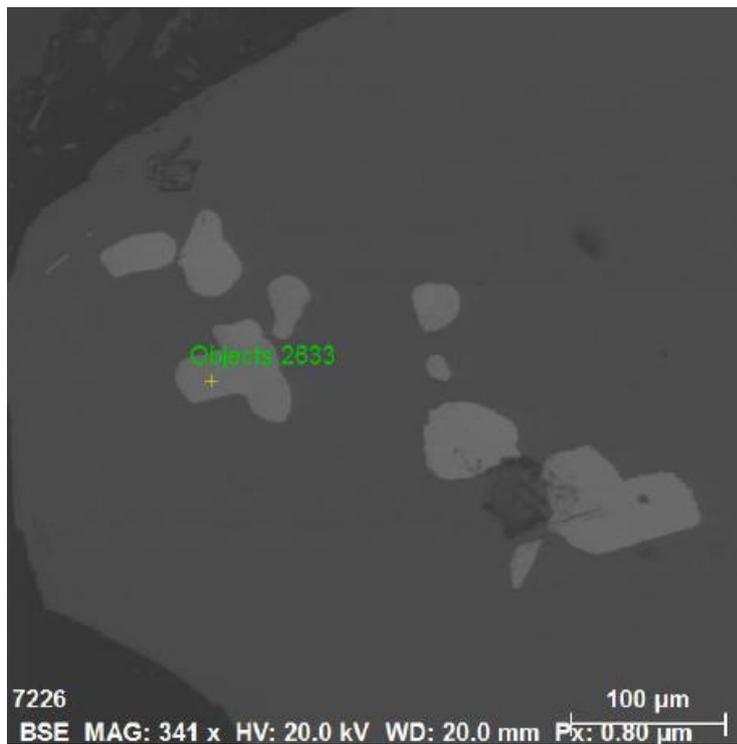


Figura B 2. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum incluido en piritita. (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2833

Element	norm. [wt.%]	Atom. C [at.%]	Error (3 Sigma) [wt.%]
Tellurium	74.20	82.49	2.12
Bismuth	25.80	17.51	1.07
Total:	100.00	100.00	

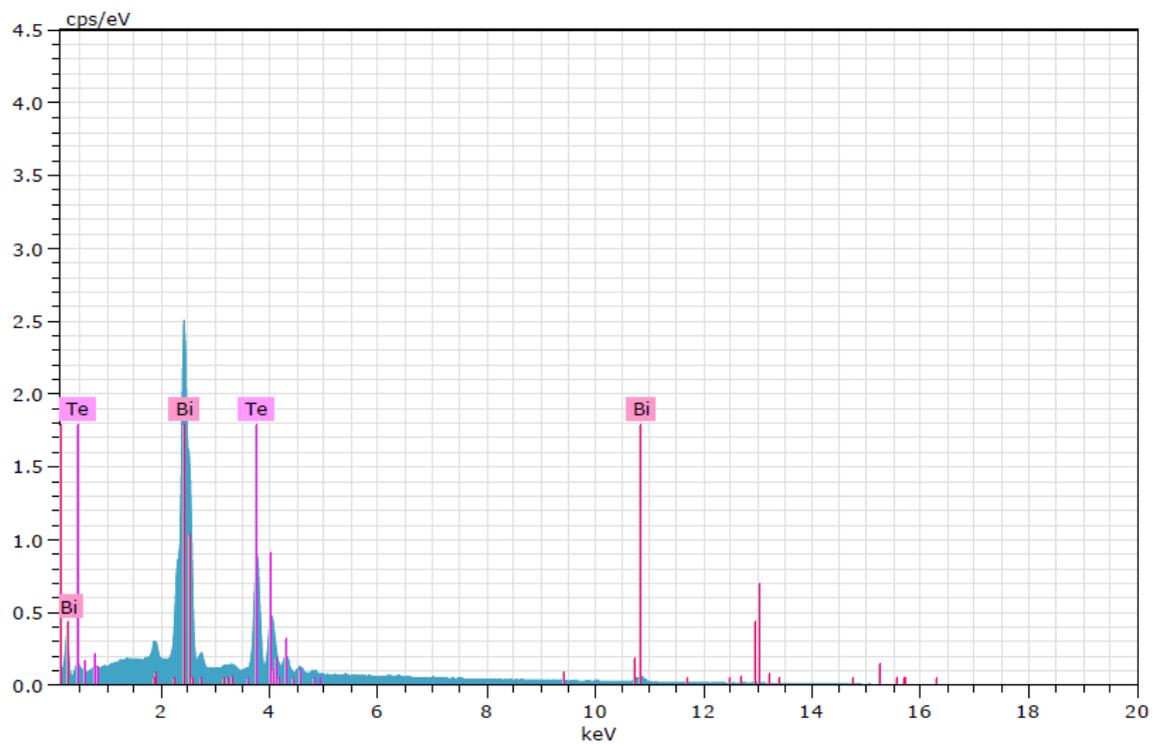
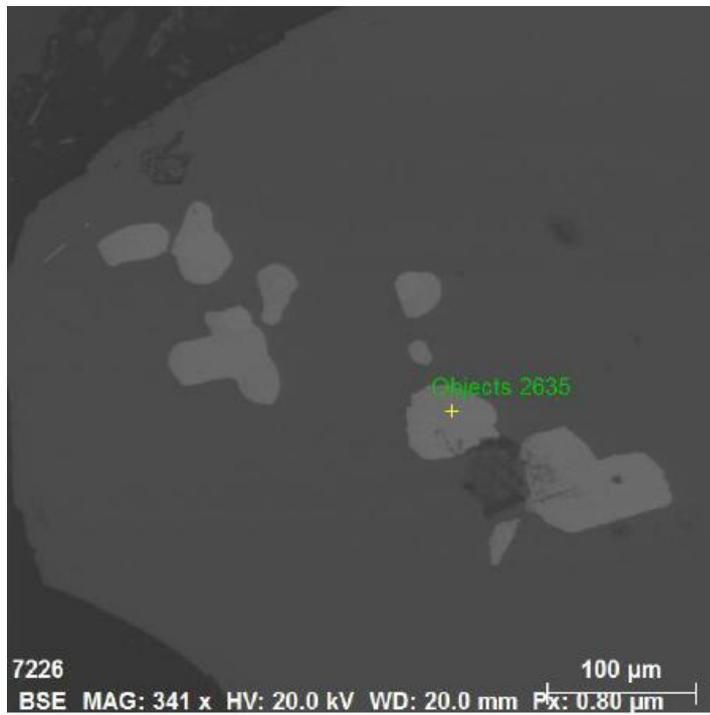


Figura B 3. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de composición mineral mixto (Te, Bi), incluido en pirita. (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2635			
Element	norm. [wt.%]	Atom. [at.%]	C Error (3 Sigma) [wt.%]
Gold	93.23	88.29	4.70
Silver	6.77	11.71	0.59
Total:	100.00	100.00	

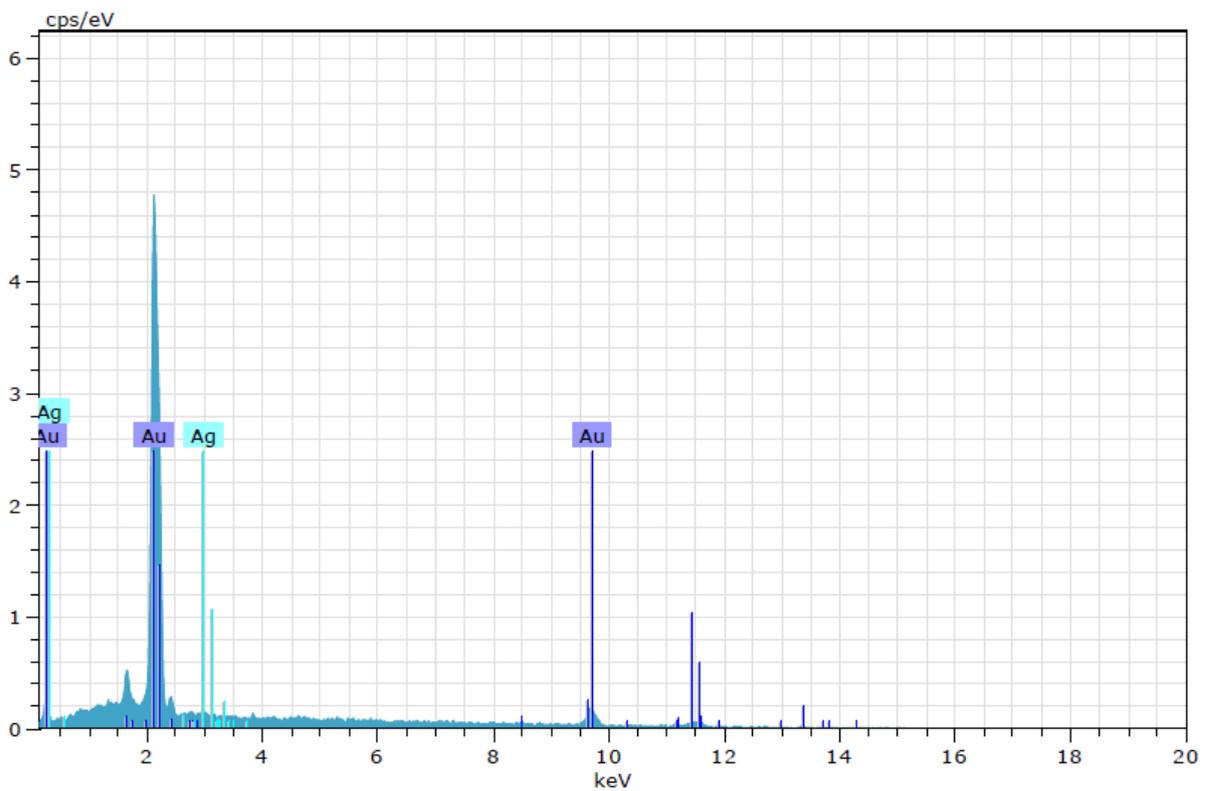
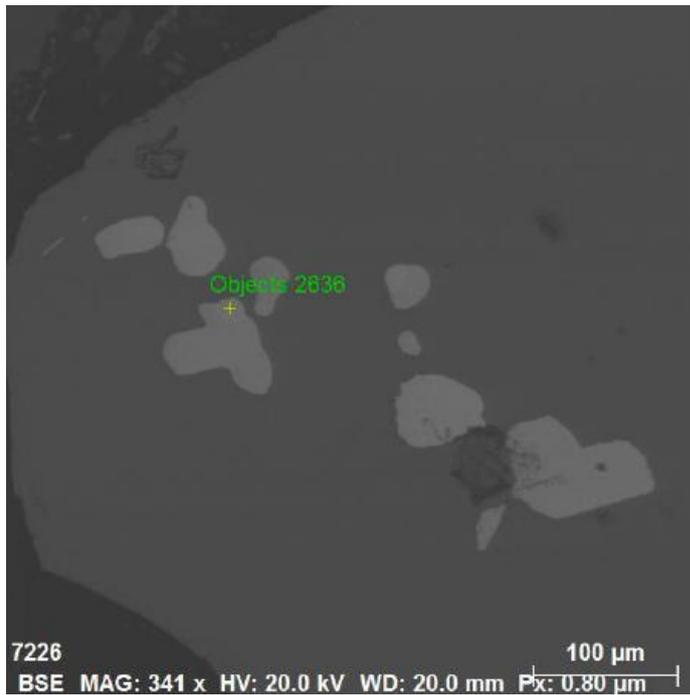


Figura B 4. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de oro nativo (1), incluido en pirita. (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2636

Element	norm. [wt.%]	C Atom. [at.%]	C Error (3 Sigma) [wt.%]
Gold	95.60	92.25	4.64
Silver	4.40	7.75	0.46
Total:	100.00	100.00	

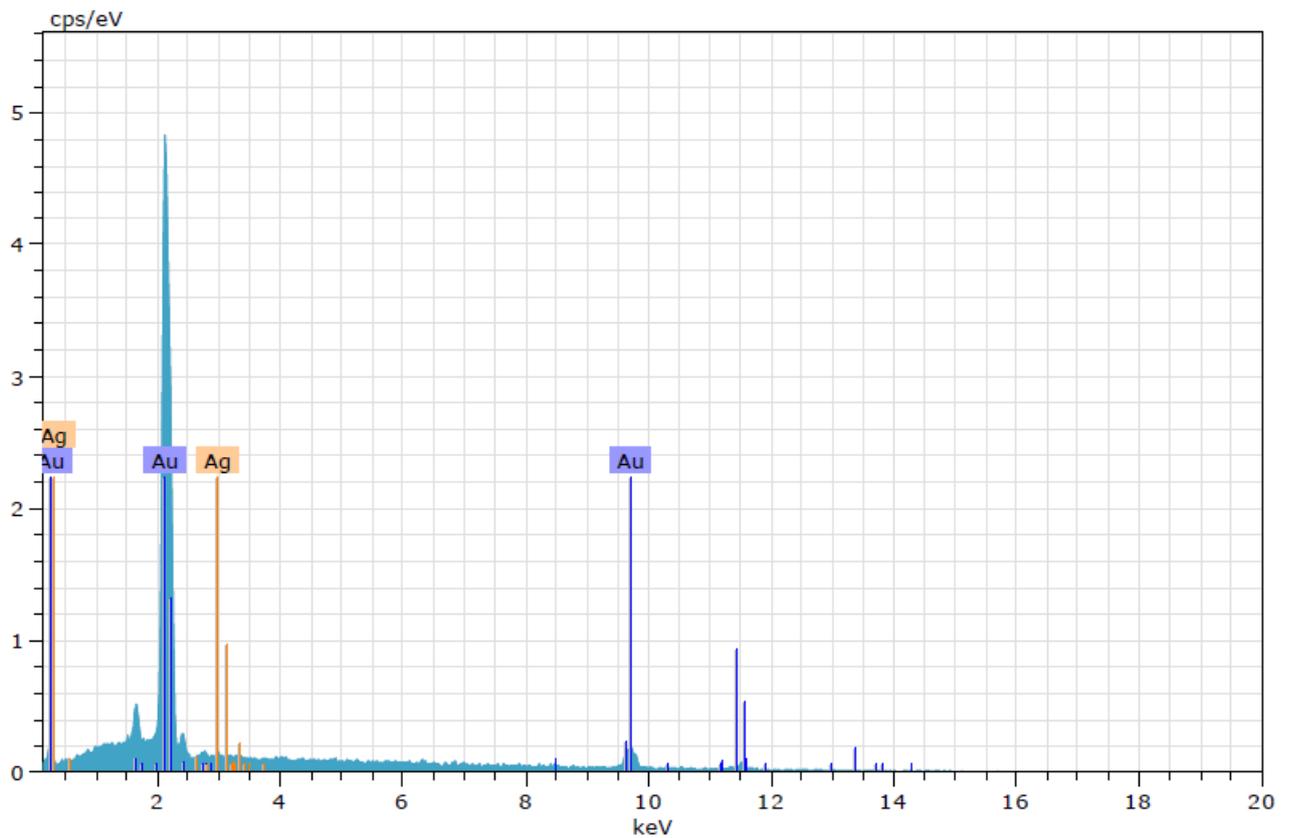
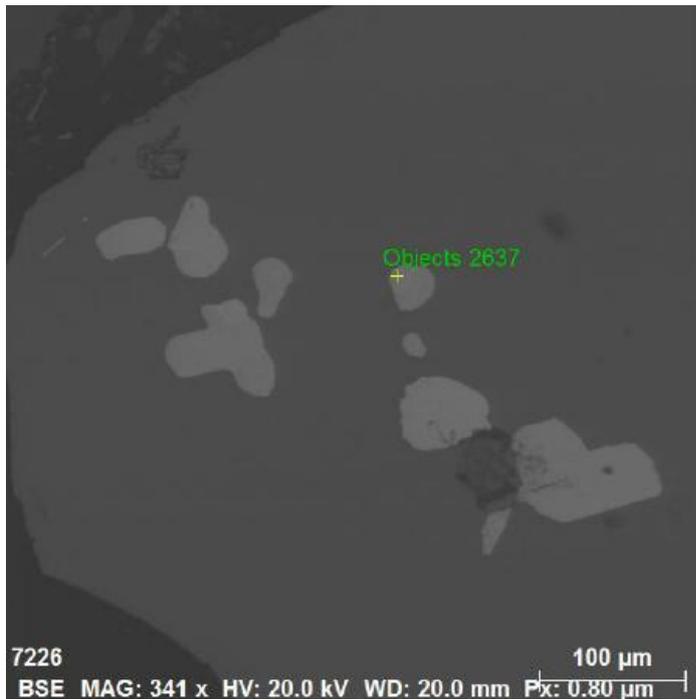


Figura B 5. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de oro nativo (2), incluido en pirita. (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2637			
Element	norm. [wt.%]	Atom. C [at.%]	Error (3 Sigma) [wt.%]
Gold	94.48	90.36	4.76
Silver	5.52	9.64	0.55
Total:		100.00	100.00

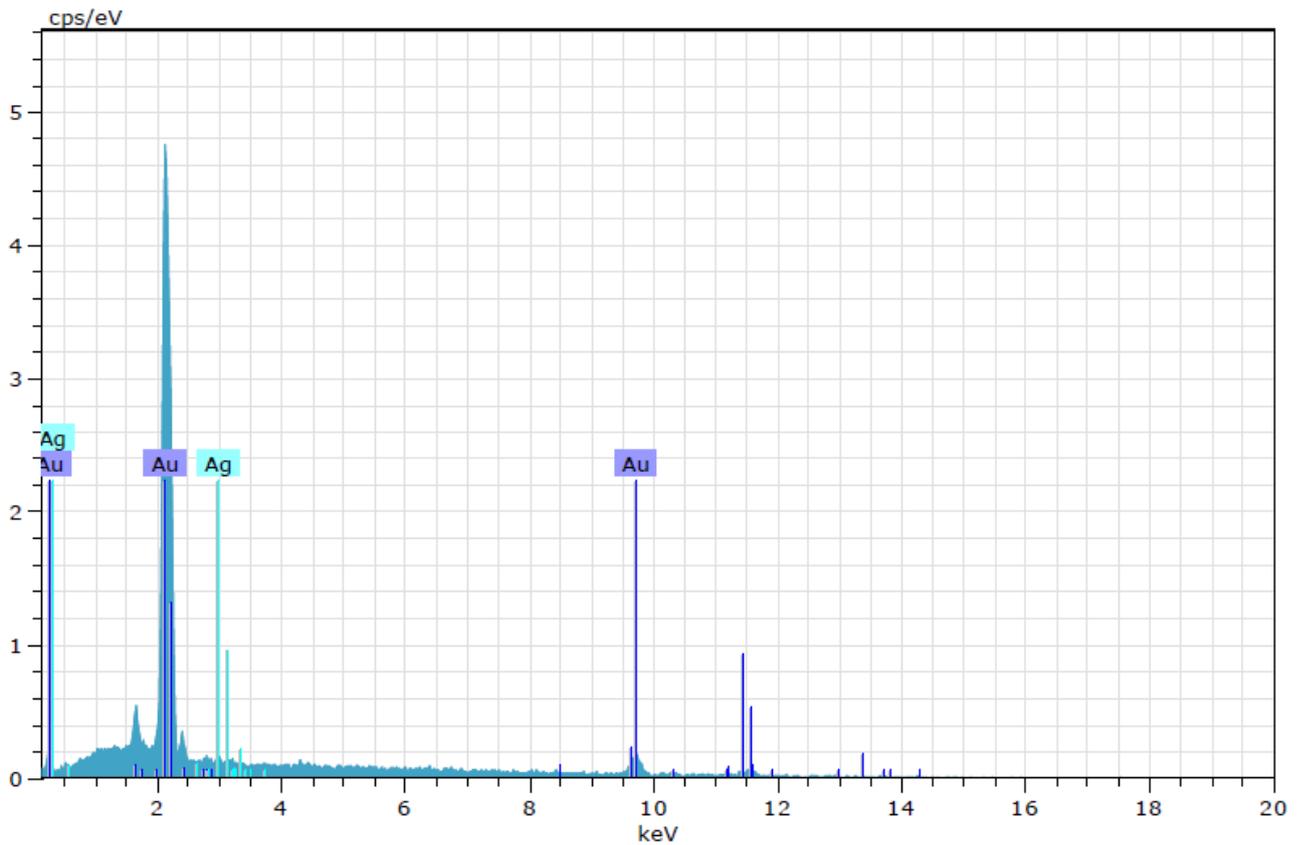
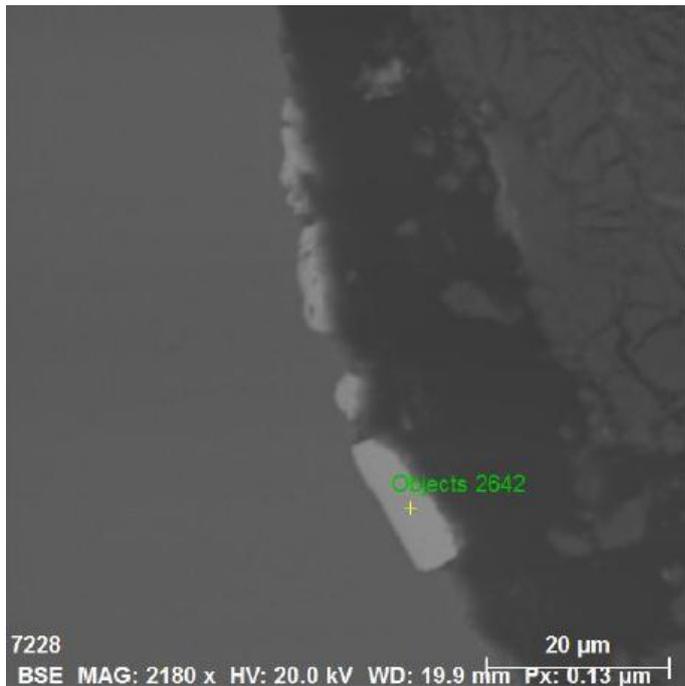


Figura B 6. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de oro nativo (3), incluido en pirita. (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2642			
Element	norm. [wt.%]	Atom. C [at.%]	Error (3 Sigma) [wt.%]
Gold	68.95	54.88	5.03
Silver	31.05	45.12	1.78
Total:	100.00	100.00	

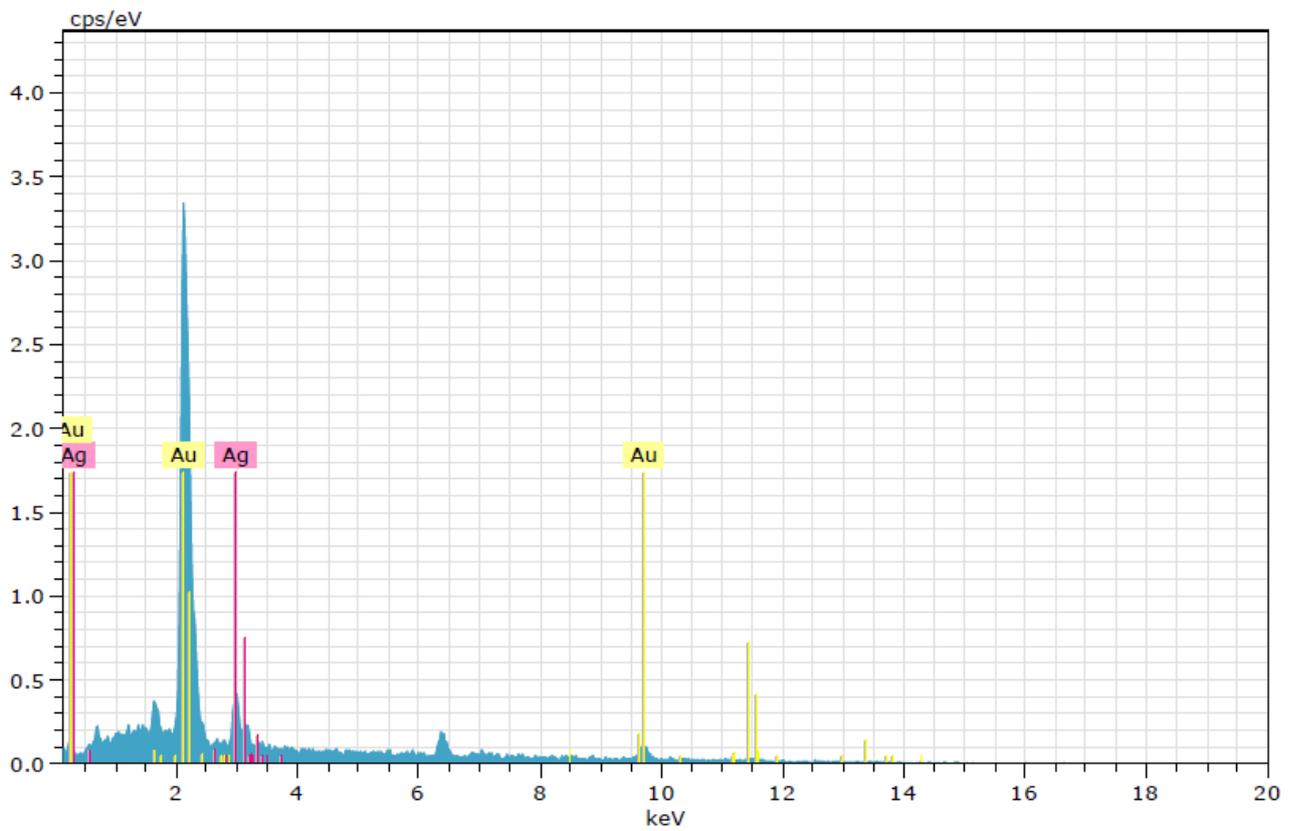
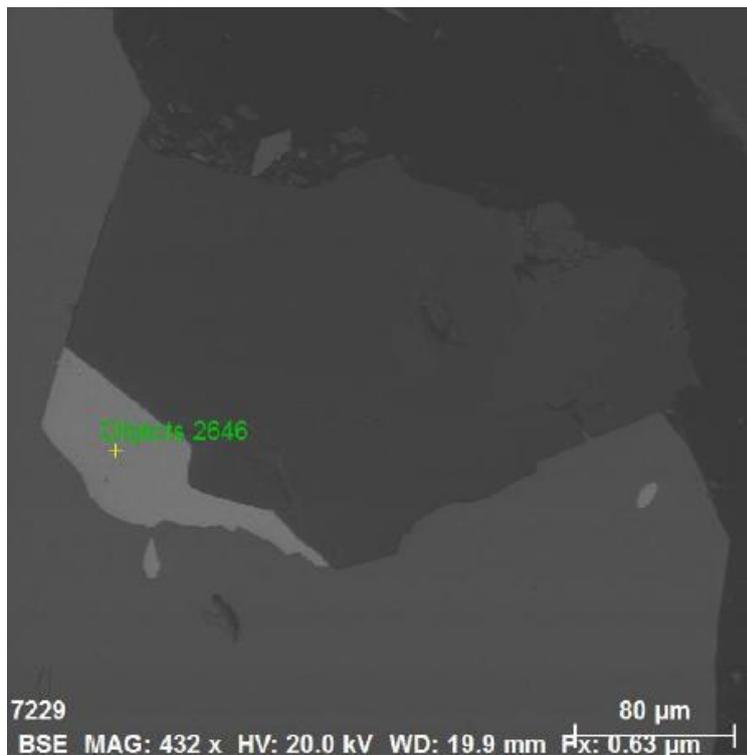


Figura B 7. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum con asociación lateral en pirita. (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2646

Element	norm. [wt.%]	C Atom. [at.%]	Error (3 Sigma) [wt.%]
Gold	69.34	55.33	4.68
Silver	30.66	44.67	1.64
Total:	100.00	100.00	

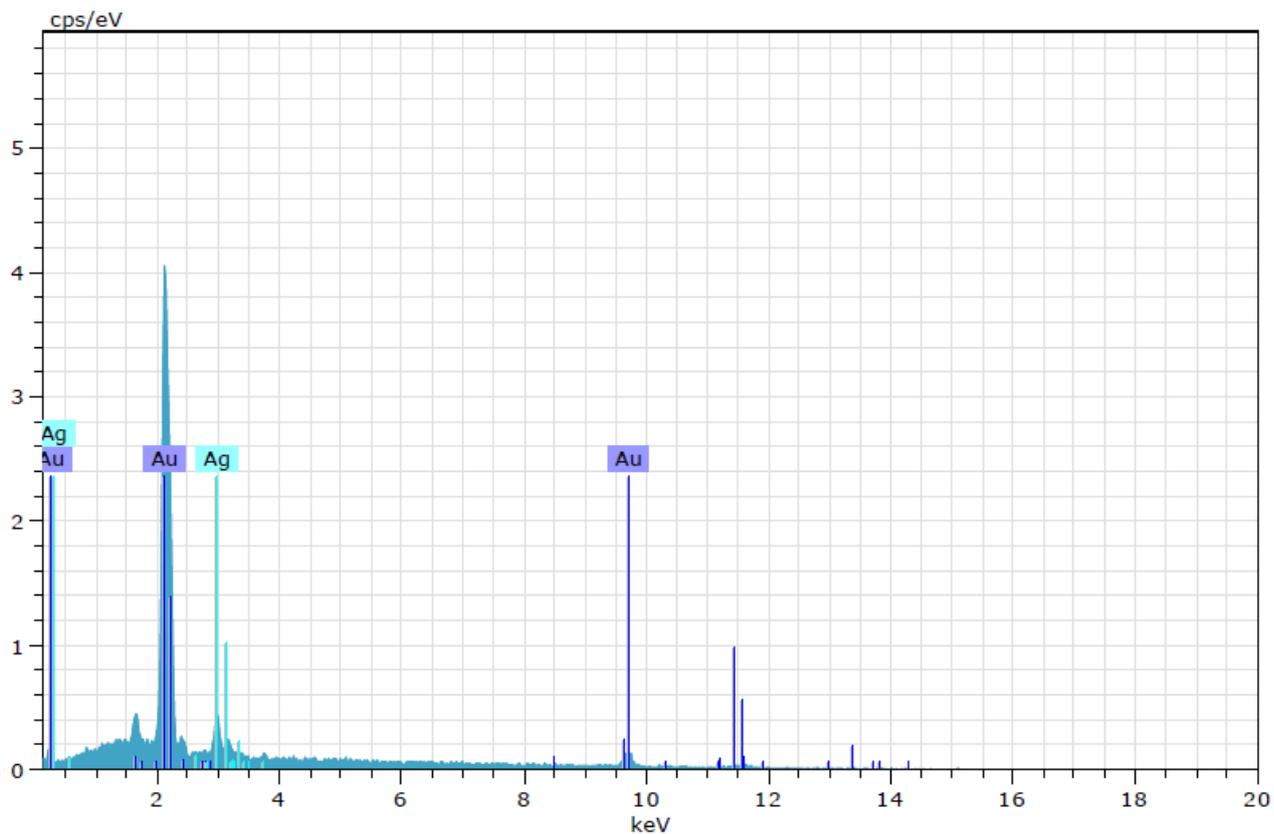


Figura B 8. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum en piritita y ganga (Cuarzo). (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

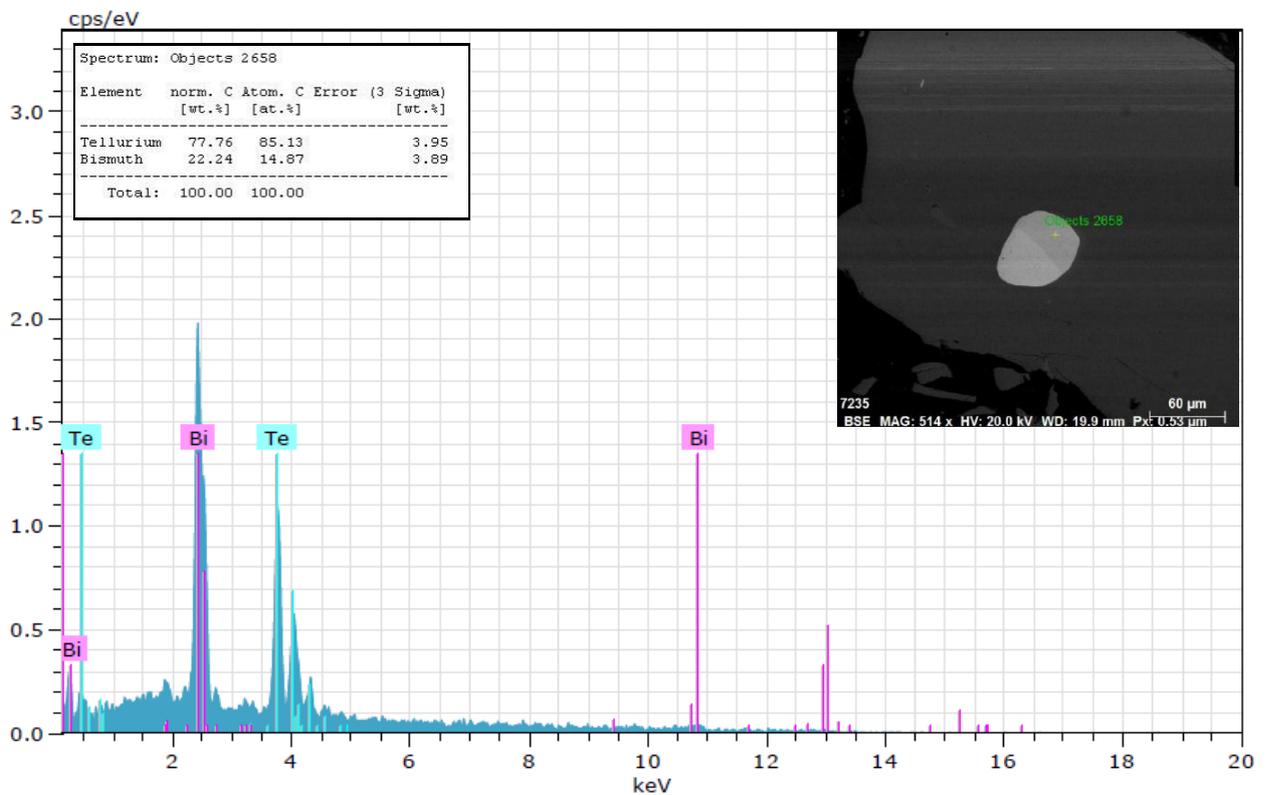
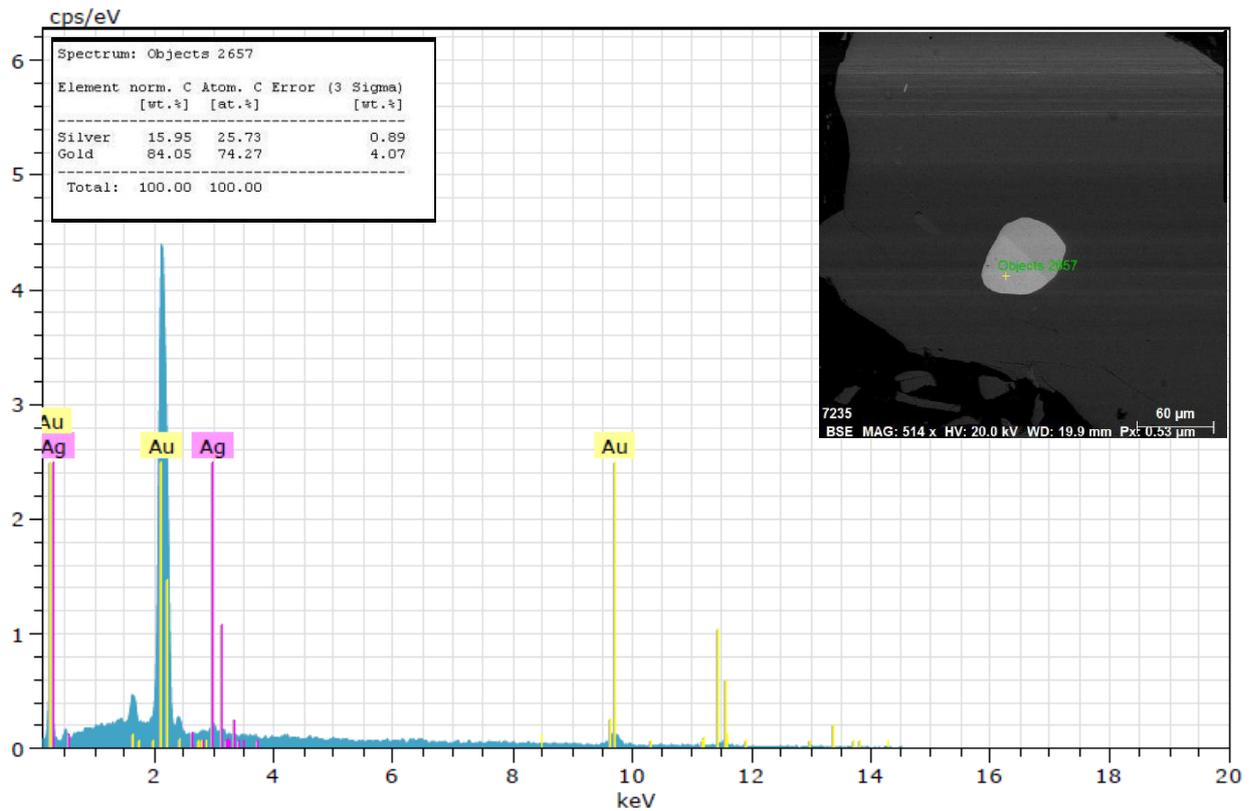


Figura B 9. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum en asociación lateral de mineral mixto (Te, Bi), incluidos en pirita (Py) (Compósito 6).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

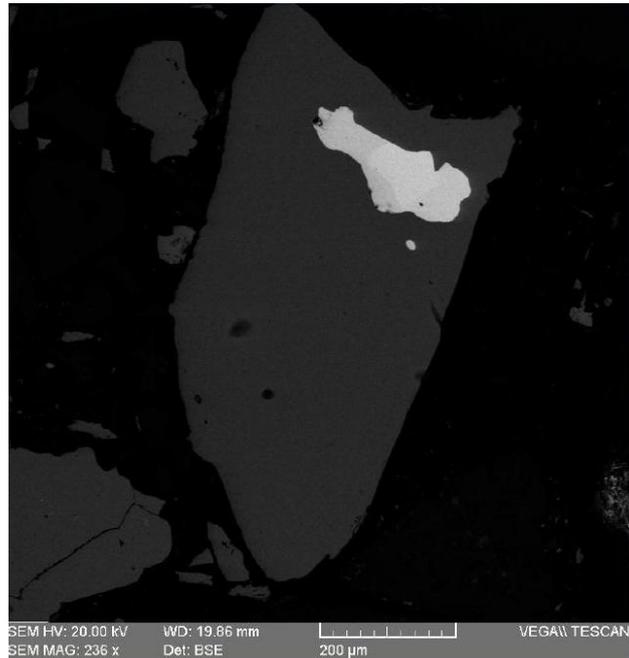


Figura B 10. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum en asociación con mineral mixto (Te, Bi), incluidos en pirita (Py) (Compósito 4).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

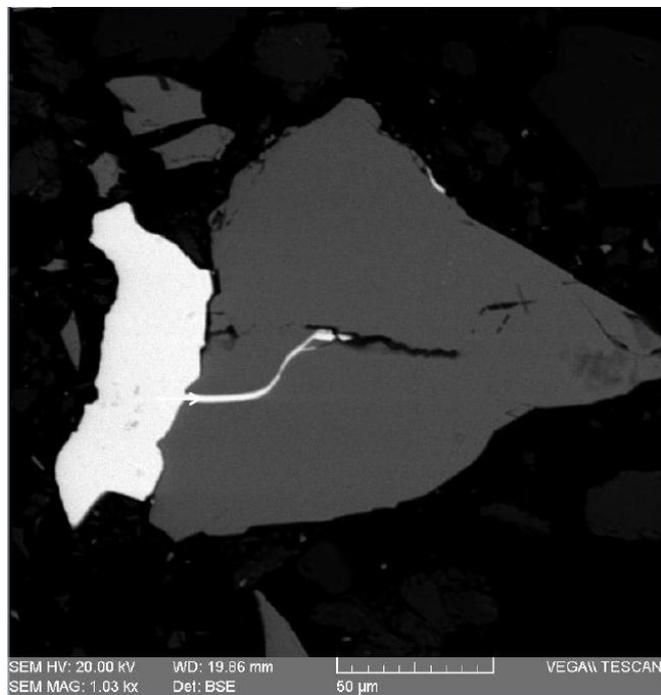


Figura B 11. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum incluido/ocluído en intercrecimiento de pirita (Py) (Compósito 4).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

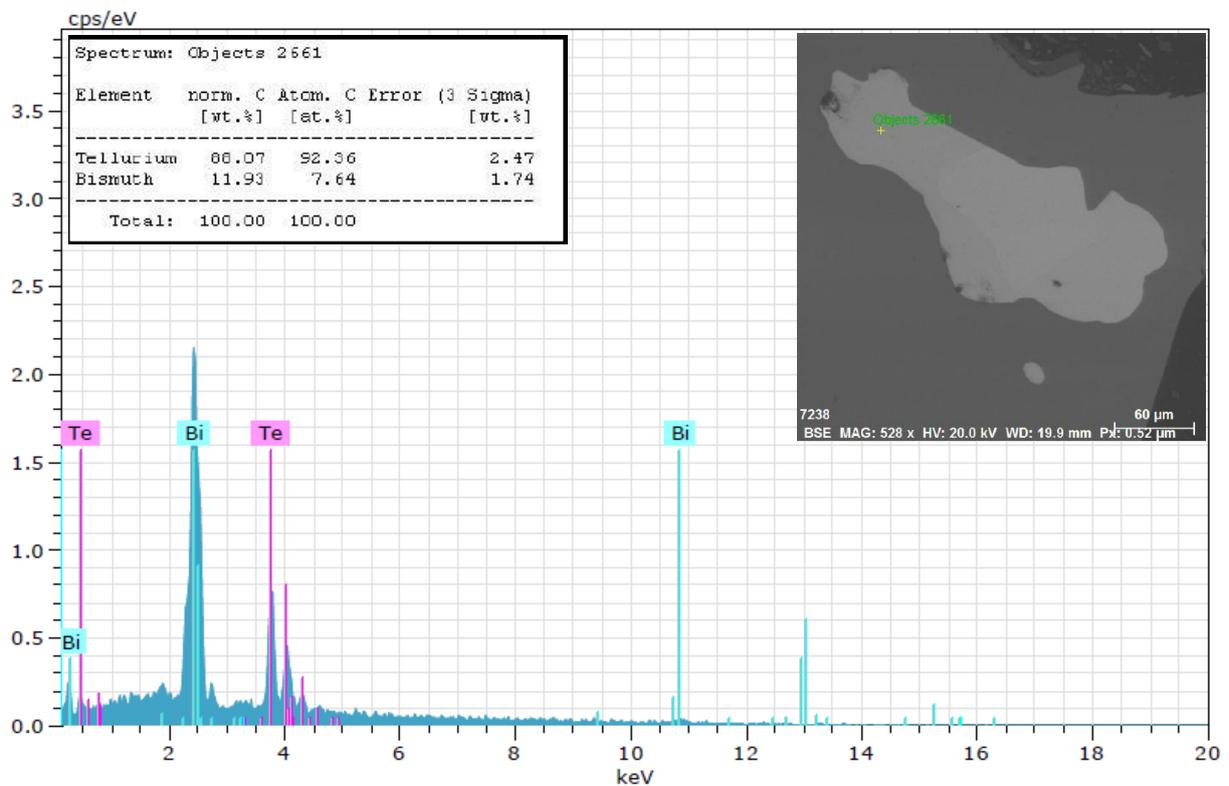
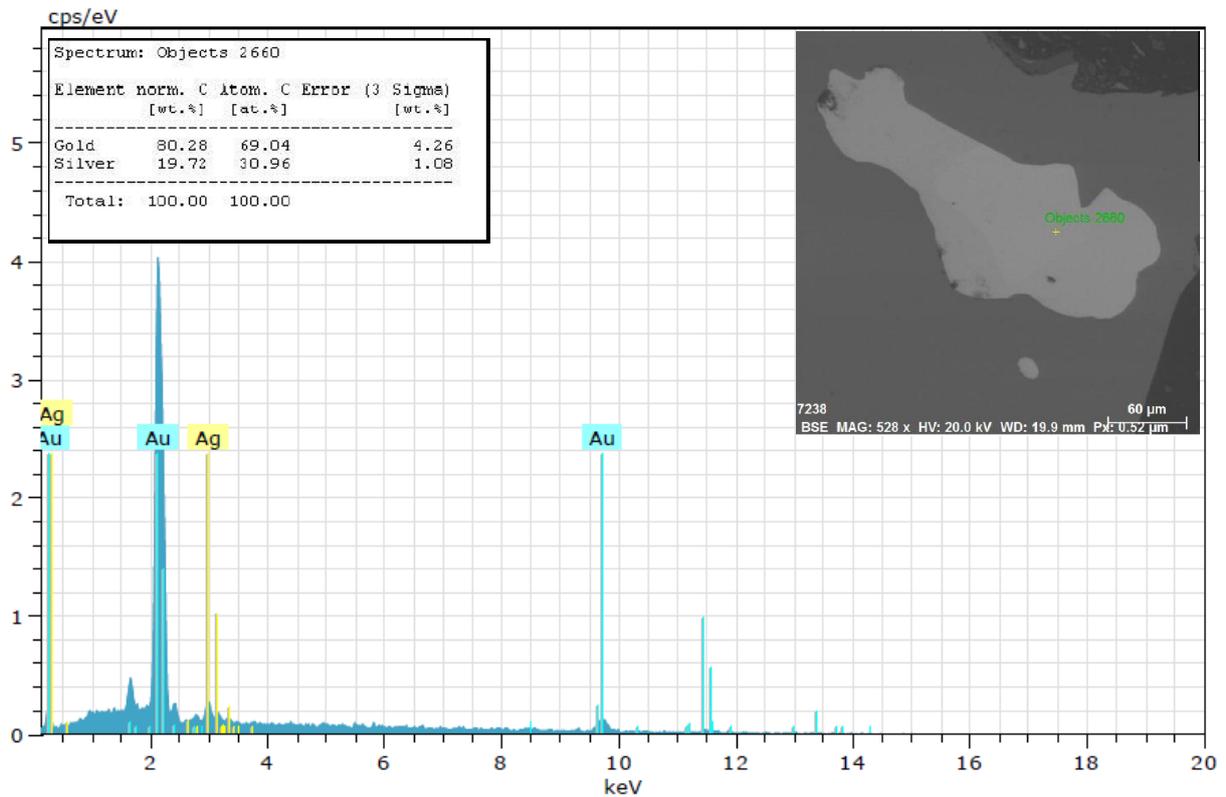
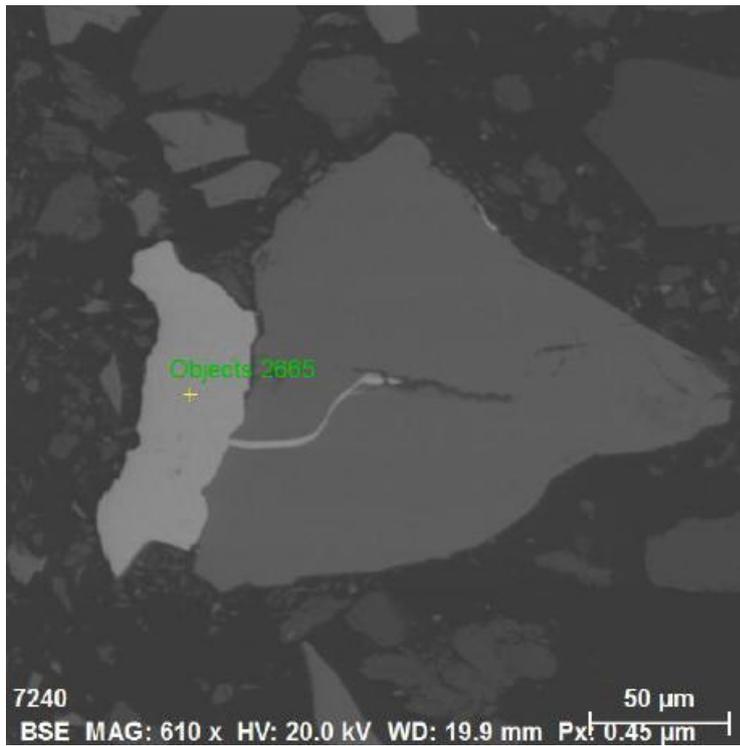


Figura B 12. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum asociado con mineral mixto (Te, Bi), incluidos en pirita (Py) (Compósito 4).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019



Spectrum: Objects 2665			
Element	norm. C [wt.%]	Atom. C [at.%]	Error (3 Sigma) [wt.%]
Gold	56.73	41.79	2.21
Silver	43.27	58.21	1.15
Total:	100.00	100.00	

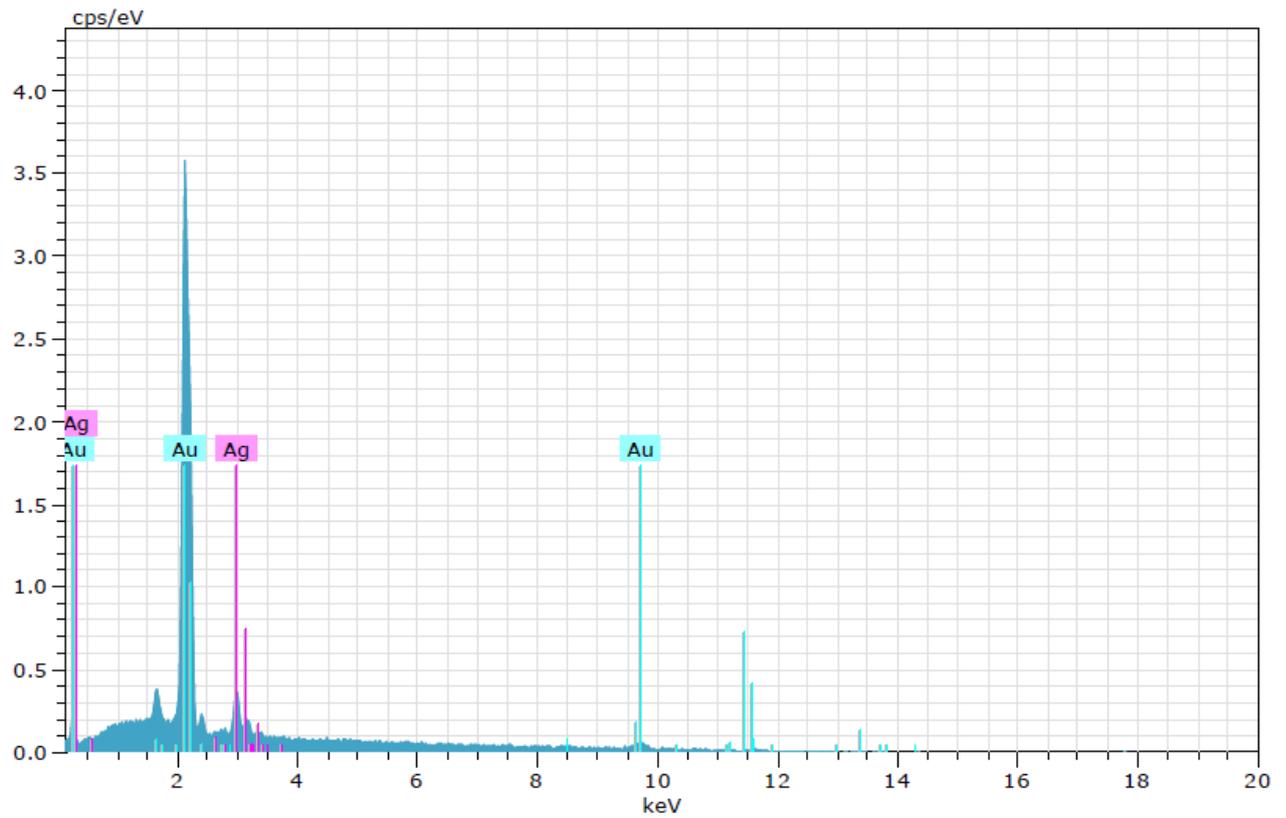


Figura B 13. MEB-EDX BSE- Amplificación 341x, microanálisis de electrum asociado lateralmente y como vetilla en pirita. (Compósito 4).

Fuente: BIZALAB S.A.C. ENERO 2019

APÉNDICE D

RESULTADOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLA PARA EL COMPÓSITO 4 CON UN D(80)=106 μm , A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE CN^-

Tabla D 1. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (500ppm CN^-).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [H]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	1.88	0.00
1	2.46	50,55
3	2.87	64.99
7	3.09	77.68
11	3.21	81.65
15	3.30	83.56

Tabla D 2. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (1000ppm CN^-).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [H]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	3.77	0.00
1	4.78	62.52
3	5.10	80.75
7	5.50	91.17
11	5.62	92.30
15	5.74	92.65

Tabla D 3. Prueba de cianuración para Au del compósito 4 (1500ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [H]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	5.65	0.00
1	6.74	64.74
3	7.44	84.45
7	7.28	85.29
11	7.95	86.35
15	8.23	86.98

RESULTADOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLA PARA EL COMPÓSITO 6 CON UN D(80)=106 μ m, A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE CN-

Tabla D 4. Prueba de cianuración para Au del compósito 6 (500ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [H]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	1.88	0.00
1	2.57	26.13
3	2.95	50.95
7	3.36	81.52
11	3.55	83.27
15	3.74	87.00

Tabla D 5. Prueba de cianuración para Au del compuesto 6 (1000ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [H]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	3.77	0.00
1	4.48	41.27
3	4.91	62.31
7	4.61	82.54
11	4.67	85.23
15	4.71	90.90

Tabla D 6. Prueba de cianuración para Au del compuesto 6 (1500ppm CN⁻).

Fuente: Hernández S., Pancho L., 2018.

Tiempo [H]	Consumo acum. NaCN [$\frac{kg}{t}$]	% Recuperación
0	5.65	0.00
1	6.66	41.03
3	7.30	63.76
7	7.89	80.80
11	7.89	80.80
15	8.92	78.27