

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción, con el
objetivo de encontrar un modelo de recuperación de oro y
consumo de reactivos, en una planta de beneficio**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Aníbal Agustín Canto

 [0009-0006-6262-7265](https://orcid.org/0009-0006-6262-7265)

Asesor

Dr. Ricardo Castillo Ungaro

 [0000-0001-8044-3079](https://orcid.org/0000-0001-8044-3079)

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Agustín Canto [1]
Referencia/Reference	[1] A. Agustín Canto, “ <i>Evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción, con el objetivo de encontrar un modelo de recuperación de oro y consumo de reactivos, en una planta de beneficio</i> ” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Agustín, 2024)
Referencia/Reference	Agustín, A. (2024). <i>Evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción, con el objetivo de encontrar un modelo de recuperación de oro y consumo de reactivos, en una planta de beneficio</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Dedico esta tesis a mis padres, Elías y Gladis, por su amor incondicional y su apoyo constante en cada camino.

A mi esposa Kimberly y a nuestros hijos, Jael y Santhiago, les dedico esta tesis por su paciencia y sacrificio que hicieron posible este logro.

Agradecimientos

Primeramente, doy gracias a Dios, por darme la fortaleza y perseverancia para alcanzar este camino.

A mi asesor de tesis, cuyo apoyo y orientación invaluable me han llevado a través de este desafiante pero gratificante viaje.

A mi especialista de tesis por la paciencia sin límites que ha demostrado durante este proceso.

A la Universidad Nacional de Ingeniería, gracias por brindarme la oportunidad de crecer académica y profesionalmente.

Resumen

La presente investigación se desarrolló con un mineral aurífero que se procesa en una planta de beneficio al sur del país, buscando la sostenibilidad de una buena recuperación se realizó una evaluación metalúrgica a las cuatro zonas de extracción con el objetivo de encontrar un modelo de recuperación de Au y consumo de reactivos mediante el apoyo de un diseño experimental.

Se realizaron pruebas metalúrgicas clasificándolos en Litologías y Unidades Geometalúrgicas, variando las condiciones de granulometría (P_{95}) y concentración de cianuro (ppm).

Para el diseño experimental se optó por variar la granulometría (P_{95}) de 40 a 101 μm y en un rango de 200 a 800 ppm de concentración de cianuro.

Se realizaron pruebas de Moliendabilidad para determinar el tiempo para cada granulometría (P_{95}), también se realizó el diagnostico de lixiviación (DLT) para determinar las asociaciones mineralógica y pruebas de lixiviación en botella (BRT) para determinar la recuperación de Au.

Los resultados de las pruebas fueron modelados con el diseño hexagonal, concluyendo que la recuperación de Au incrementa a medida que la granulometría es más fina y al incrementar las concentraciones de cianuro este impacta positivamente en la recuperación.

En el UGM-3 se obtuvo una recuperación de 90.2%, mayor en 2.0% a la recuperación actual en la planta de beneficio, con una granulometría de (P_{95}) de 74 μm y concentración de cianuro de 600 ppm. El consumo de cal se redujo en 2.46 Kg/t. menor en 0.55 kg/t

Palabras clave — Lixiviación, modelos, recuperación, unidad geometalurgica.

Abstract

The present investigation was developed with a gold ore that is processed in a benefit plant in the south of the country, seeking the sustainability of a good recovery, a metallurgical evaluation was carried out in the four extraction areas with the objective of finding a Au recovery model. and consumption of reagents through the support of an experimental design.

Metallurgical tests were carried out, classifying them into Lithologies and Geometallurgy Units, varying the conditions of granulometry (P_{95}) and cyanide concentration (ppm).

For the experimental design, it was decided to vary the granulometry (P_{95}) from 40 to 101 μm and in a range of 200 to 800 ppm cyanide concentration.

Grindability tests were carried out to determine the time for each granulometry (P_{95}), the leaching diagnosis (DLT) was also carried out to determine the mineralogical associations and bottle leaching tests (BRT) to determine the recovery of Au.

The test results were modeled with the hexagonal design, concluding that the recovery of Au increases as the granulometry is finer and by increasing the cyanide concentrations this positively impacts the recovery.

In the UGM-3, a recovery of 90.2% was obtained, 2.0% higher than the current recovery in the processing plant, with a granulometry of (P_{95}) of 74 μm and cyanide concentration of 600 ppm. Lime consumption was reduced by 2.46 Kg/t. lower by 0.55 kg/t

Keywords — Leaching, recovery, models, geometallurgical unit.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades	1
1.2 Descripción del problema de Investigación.....	1
1.2.1 Problema general	2
1.2.2 Problemas específicos	2
1.3 Objetivos	2
1.3.1 Objetivo general	2
1.3.2 Objetivos específicos.....	2
1.4 Hipótesis	2
1.4.1 Hipótesis general.....	2
1.4.2 Hipótesis específicas.....	3
1.5 Variables y operacionalización	3
1.5.1 Variable independiente.....	3
1.5.2 Variables dependientes	3
1.5.3 Operacionalización de las variables	4
Capitulo II. Marcos teórico y conceptual.....	5
2.1 Marcos teórico y conceptual	5
2.1.1 Marco teórico.....	5
2.1.2 Antecedentes internacionales.....	6
2.2 Mineralización local	8
2.2.1 Yacimientos.....	9
2.3 Caracterización geometalúrgica	11
2.3.1 Mineralogía	11

2.3.2	Unidades litológicas.....	12
2.4	Proceso electroquímico	13
2.4.1	Disolución del oro.....	14
2.4.2	Interferentes en soluciones alcalinas de cianuro	16
2.4.3	Diagrama E-pH.....	16
2.4.4	Cinética	17
2.5	Pruebas metalúrgicas en laboratorio	19
2.5.1	Análisis mineralógico.....	19
2.5.2	Análisis mineralógico a través de difracción de Rayos X.....	19
2.5.3	Pruebas de conminución	20
2.6	Pruebas de Lixiviación.....	23
2.6.1	Lixiviación de minerales auríferos.....	23
2.6.2	Reacciones típicas de la lixiviación de minerales auríferos.....	24
2.6.3	Mecanismo de reacción para la lixiviación.....	24
2.7	Diseños experimentales para la optimización de recuperación de oro.....	26
2.7.1	El diseño factorial 2k	26
2.7.2	El diseño hexagonal	26
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		28
3.1	Tipo de investigación.....	28
3.2	Enfoque de la Investigación.....	28
3.3	Diseño de la Investigación.....	28
3.4	Descripción del circuito.....	28
3.4.1	Circuito de chancado.....	28
3.4.2	Molienda.....	29
3.4.3	Espesamiento.....	30
3.4.4	Cianuración	30
3.4.5	Reactivos	30
3.5	Modelamiento geometalurgico.....	30

3.5.1	Distribución de los yacimientos en litologías.....	30
3.5.2	Unidades geometalúrgicas propuestas.....	34
3.6	Caracterización química y física de las muestras	35
3.6.1	Análisis químico	35
3.6.2	Minerales Sulfurados.....	35
3.6.3	Características Físicas	36
3.7	Variables del modelamiento	36
3.7.1	Rangos.....	36
3.7.2	Variables	37
3.8	Cinética de Molienda	37
3.9	Recuperación de Au.....	38
3.9.1	Diagnóstico de Lixiviación (DLT)	38
3.9.2	Prueba de lixiviación en botellas.....	41
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados		46
4.1	Análisis de las zonas de extracción	46
4.2	Análisis del DLT	46
4.2.1	Resumen DLT en las litologías.....	46
4.2.2	Resumen de DLT en cada Unidad geometalúrgica.....	47
4.3	Modelamiento del diseño hexagonal de las pruebas de lixiviación	47
4.4	Consumo de Reactivos	51
Conclusiones		54
Recomendaciones		55
Referencias bibliográficas		56
Anexos		60

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Operacionalización de las variables	4
Tabla 2: Minerales de oro	13
Tabla 3: Distribución de zonas de extracción	31
Tabla 4: Distribución de las unidades geometalurgicas.....	34
Tabla 5: Resultado de análisis químico.....	35
Tabla 6: Minerales sulfurados presentes en las litologías y UGMs.....	35
Tabla 7: Caracterización física de las muestras	36
Tabla 8: Rangos	36
Tabla 9: Variables.....	37
Tabla 10: Moliendabilidad de litologías y unidades geometalurgicas	38
Tabla 11: Liberaciones de Au según ataque de tratamiento de disolución	38
Tabla 12: DLT en Litología 1	39
Tabla 13: DLT en Litología 2.....	39
Tabla 14: DLT en Litología 3.....	39
Tabla 15: DLT en Litología 4.....	40
Tabla 16: DLT en Litología 5.....	40
Tabla 17: DLT en Unidad Geometalúrgica 1	40
Tabla 18: DLT en Unidad Geometalúrgica 2	41
Tabla 19: DLT en Unidad Geometalúrgica 3	41
Tabla 20: BRT en Litología 1	42
Tabla 21: BRT en Litología 2	42
Tabla 22: BRT en Litología 3	43
Tabla 23: BRT en Litología 4	43
Tabla 24: BRT en Litología 5	44
Tabla 25: BRT en Unidad Geometalúrgica 1.....	44
Tabla 26: BRT en Unidad Geometalúrgica 2.....	45

Tabla 27: BRT en Unidad Geometalúrgica 3.....	45
Tabla 28: Ecuaciones de recuperación de Au modelados en Minitab	47
Tabla 29: Consumo de cianuro de sodio, ratio NaCN: kg/t.....	52
Tabla 30: Consumo de oxido de calcio ratio Cal: kg/t.....	52
Tabla 31: Ratio de consumo de reactivos UGM 3	53

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Sistemas hidrotermales.....	10
Figura 2: Identificación litológica del yacimiento minero.....	12
Figura 3: Modelo de cianuración anódica. Limite (i): interface oro-película. Limite (o) interface película-solución.....	14
Figura 4: Celda de corrosión local en la superficie de oro en contacto con una solución de cianuro que contiene oxígeno, i_a es la corriente anódica, i_c es la corriente catódica	15
Figura 5: Diagrama E-pH para el sistema Au-H ₂ O-CN a 25°C. Concentraciones de todas las especies solubles de oro 10 ⁻⁴ M.....	16
Figura 6: Difracción Rayos X mineralógico	20
Figura 7: Proceso secuencial de reducción de tamaño	21
Figura 8: Fragmentación de una roca mineralizada	22
Figura 9: Perfil granulométrico	23
Figura 10: Flowsheet de una planta de cianuración en tanques.....	24
Figura 11: Mecanismo de reacción para la lixiviación	25
Figura 12: Modelo de diseño hexagonal	27
Figura 13: Veta Verónica	31
Figura 14: Veta Katy	32
Figura 15: Veta Pampeñita	32
Figura 16: Veta Antapite	32
Figura 17: Relleno Zorro R. Pampeñita.....	33
Figura 18: Relleno Antapite.....	33
Figura 19: Roca Caja.....	34
Figura 20: DLT en Litologías.....	46
Figura 21: DLT en unidades geometalúrgicas.....	47
Figura 22: Litología 1	48

Figura 23: Litología 2	48
Figura 24: Litología 3	49
Figura 25: Litología 4	49
Figura 26: Litología 5	50
Figura 27: Unidad Geometalúrgica 1	50
Figura 28: Unidad Geometalúrgica 2	51
Figura 29: Unidad Geometalúrgica 3	51

Introducción

Las evaluaciones metalúrgicas de los minerales aportan valor significativo en la optimización de la recuperación del mineral valioso, reduciendo la incertidumbre y aumentando el nivel de confianza del procesamiento del mineral.

Las zonas de extracción presentan respuestas metalúrgicas variables, debido particularmente a las asociaciones mineralógicas en las que se encuentre el Au, es por ello que es necesario conocer el comportamiento que tendrán en las plantas de beneficio.

Bajo ese contexto, en la presente investigación se realizó la evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción, con el objetivo de encontrar un modelo de recuperación de oro y consumo de reactivos.

Dentro de las cuatro zonas de extracción se realizaron pruebas metalúrgicas clasificándolas en 5 Litologías y 3 Unidades Geometalúrgicas, que son un blending de las litologías; con una distribución tal que mantengan una ley de cabeza promedio. Esto con el fin de mantener una variación mínima de dosificación de reactivos.

Para la obtención de los modelos de recuperación de Au, se realizaron pruebas metalúrgicas variando las condiciones de granulometría (P_{95}) y concentración de cianuro (ppm). Se optó por un diseño hexagonal donde la granulometría (P_{95}) se varió en un rango de 40 a 101 μm y de 200 a 800 ppm la concentración de cianuro.

Se realizaron pruebas de cinética de molienda para determinar el tiempo de molienda para cada granulometría (P_{95}), también se realizó el diagnóstico de lixiviación (DLT) con la finalidad de para conocer las asociaciones mineralógicas que influyan directamente con la recuperación del Au.

Para la recuperación de Au se realizaron pruebas de lixiviación en botella (BTR) a cada Litología y Unidad Geometalúrgica.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

El presente trabajo se centró en evaluar las variables del procesamiento y tratamiento metalúrgico de minerales auríferos que se subdividen en litologías, para ello se plantea 3 Unidades Geometalúrgicas; la mineralización de las vetas de la minera presenta muchas fracturas en las rocas de origen hidrotermal con sulfuración baja que está acompañado de cuarzo, pirita, adularia y sericita, también hay presencia de oro nativo y como tipo electrum.

El objetivo del trabajo es realizar una evaluación metalúrgica de las litologías y UGMs para poder encontrar un modelo de recuperación de oro y el consumo de reactivos mediante el uso de un diseño experimental, para ello realizaremos pruebas metalúrgicas de lixiviación, aplicando las diferentes condiciones de recuperación adecuadas con el fin de obtener un modelo estadístico que explique la recuperación de Au y Ag en función de las variables granulometría y concentración de cianuro.

1.2 Descripción del problema de Investigación

La industria minero-metalúrgica ha incrementado sus inversiones durante la última década, por ejemplo, solo durante el primer trimestre del 2023 la inversión en nuevos proyectos de plantas de beneficio de minerales alcanzó una varianza porcentual positiva del 9.2% con respecto al trimestre del año 2022, según el boletín estadístico minero publicado por el MINEM. Es por esta razón que se requiere nuevas exploraciones y estudios técnicos en yacimientos mineralógicos, ya que una caracterización mineralógica inexacta puede ocasionar el fracaso de una empresa minera antes de iniciar los procesos de extracción.

Es debido a ello que se requiere realizar una evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción con el objetivo de optimizar la recuperación actual del Au y los consumos de reactivos.

1.2.1 Problema general

¿Es posible realizar una evaluación Metalúrgica (Recuperación) de las cuatro zonas de extracción, con el objetivo de encontrar un modelo de recuperación de Au y consumo de reactivos?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuál es el modelo de diseño experimental adecuado para optimizar la recuperación de Au?
- ¿Qué asociaciones mineralógicas presentan las zonas de extracción y como influyen en la recuperación de Au?
- ¿Cómo incrementar la recuperación de Au y disminuir el consumo de cianuro de sodio mediante los UGMs propuestos?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Realizar una óptima evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción, con el objetivo de encontrar un modelo de recuperación de Au y consumo de reactivos.

1.3.2 Objetivos específicos

- Elaborar un modelo de diseño experimental adecuado para optimizar la recuperación de Au.
- Identificar las asociaciones mineralógicas en las zonas de extracción que influyan en la recuperación del Au.
- Incrementar la recuperación de Au y disminuir consumo de cianuro mediante los UGMs propuestos.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

Es posible realizar una evaluación metalúrgica, de las cuatro zonas de extracción. Y con ello se logra formular los modelos metalúrgicos relacionado a la recuperación de Au y consumo de reactivos.

1.4.2 Hipótesis específicas

- Se elaboro un modelo de diseño hexagonal adecuado para optimizar la recuperación de Au.
- Se identifico las asociaciones mineralógicas en las zonas de extracción que influyen en la recuperación de Au.
- En el UGM-3 se obtuvo incremento en la recuperación de Au, disminución del consumo de cianuro de sodio.

1.5 Variables y operacionalización

1.5.1 Variable independiente

Las variables independientes se ha considerado la granulometría (P_{95}) y la concentración de cianuro (ppm), en cada Litología y Unidad Geometalúrgica

1.5.2 Variables dependientes

Las variables dependientes se ha considerado la recuperación de oro y el consumo de reactivos

1.5.3 Operacionalización de las variables

Tabla 1

Operacionalización de las Variables

VARIABLE	DESCRIPCIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE: Evaluación metalúrgica de las zonas de extracción.	Los estudios de evaluación metalúrgica ayudan a crear un entendimiento general de un yacimiento mineral y delimitan los procesos que podrían ser usados para extraer minerales valiosos. (S.G.S. (2012))	Existen cuatro zonas de yacimiento hidrotermal de oro, se describirán y analizarán las litologías y las UGMs propuestos	Métodos o técnicas de evaluación metalúrgica de las zonas de extracción.	Granulometría P_{95} Concentración de Cianuro
VARIABLE DEPENDIENTE: Modelo de recuperación de oro.	La modelación matemática es el proceso racional de elaborar ecuaciones para expresar fenómenos reales (Cervantes, L.G. (2015))	Se buscará un modelo de recuperación de oro que pueda explicar cómo varía la recuperación de oro y consumo de reactivos en las Litologías y UGMs propuestos	Tipo de modelamiento matemático.	Recuperación de oro Consumo de reactivos

Nota: Fuente Elaboración propia

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marcos teórico y conceptual

2.1.1 Marco teórico

Antecedentes nacionales

Ingaruca (2018) desarrolló la tesis profesional titulada *“Optimización del proceso de lixiviación en la recuperación de oro, en Minera IRL, Unidad Corihuarmi”*. A través de esta investigación se buscó determinar la mejor dosificación de cianuro de sodio para optimizar el tiempo de lixiviación en el proceso de recuperación de Au. La investigación tiene un enfoque de tipo correlacional cuantitativo – explicativo, por lo tanto, busca establecer la significancia de las variables de evaluación en la recuperación de oro, por ejemplo, se modificó la cantidad de NaCN (cianuro de sodio), el reposo en tiempo y la concentración del curado. Para esto, se realizó ensayos de lixiviación usando minerales de los Tajos denominados Scree Slope así como Susan, en relación de 2 a 1. Como resultado, se logró determinar que el curado (en ppm) es la variable con mayor influencia en la recuperación de oro. En conclusión, para mejorar la recuperación de oro el curado debe realizarse entre 1000 a 1500 ppm.

Apaza (2018) realizó la tesis *“Optimización del proceso de cianuración aplicando diseños experimentales a nivel laboratorio en la compañía mineral Titán del Perú”*. Mediante este trabajo se buscó mejorar el procedimiento de cianuración utilizando el diseño experimental en la unidad Minera Titan. Se utilizó un diseño experimental con alcance correlacional – explicativo y enfoque cuantitativo. Para este fin se realizaron pruebas metalúrgicas de cianuración, de esta manera se logró analizar las variables más importantes que forman parte del proceso de lixiviación del oro. Además, se seleccionó las variables que se pueden controlar, por ejemplo, la granulometría, el porcentaje de NaCN y el tiempo respecto a la residencia. Se logró mejorar la adsorción del oro desde 91 a 95.86% trabajando con el 91% de la granulometría a malla -200. Finalmente, la granulometría y la

duración de la residencia demostraron ser los factores que tuvieron mayor impacto en el proceso de cianuración.

Según, Tribiños, 2018, en su proyecto titulado: “Evaluación preliminar de la extracción de AU a partir de pruebas metalúrgicas de un mineral con alteración sílice granular en UEA Valeria – Anabi SAC - Grupo Aruntani”: La empresa produce oro mediante la lixiviación de mineralización de oro para producir cianuro. Identificar las variables de un mineral de oro con propiedades especiales (sílice con variaciones extraordinarias) es fundamental para lograr una recuperación de oro increíble. Se emplearon estudios de cianación inicial: Prueba de cianuro: flash, botella, columna grande. El conocimiento de la generación de los tres tipos de pruebas indica que estas pruebas se realizaron en un laboratorio metalúrgico con el objetivo de obtener resultados iniciales consistentes en términos de extracción y porcentaje de consumo de reactivos de minerales de sílice de oro granular. La prueba flash fue diseñada para lograr rápidamente la máxima sustracción de oro (2 hrs) a una alta concentración de cianuro (10,000 ppm) con un tamaño de partícula de 60% m-200. Se realizó una prueba de botella para observar el cómo se comporta el mineral frente al cianuro para una dosis de 200 ppm de cianuro y 60% de tamaño de partícula m-200. El motivo de la lixiviación de las columnas es reproducir la lixiviación de los pads, determinar la cantidad de reactivos y la relación de extracción de oro. (Tribiños Casco, 2018)

2.1.2 Antecedentes internacionales

Segura & Turner (2018) desarrollaron la investigación: “Evaluación geológica y mineralógica para la determinación de zonas potenciales auríferas en el sector del río Piloto, cantón Santa Rosa, provincia El Oro, Ecuador” mediante el cual se desarrolló un análisis geológico y mineralógico con el fin de identificar zonas potenciales con formación mineralógica de oro. La metodología fue netamente experimental, con enfoque cuantitativo y alcance exploratorio – explicativo, ya que no existían muchos estudios mineralógicos realizados previamente en el cantón Santa Rosa. Los estudios realizados evidencian que la provincia de El Oro cuenta con cuerpos porfidíticos del tipo granodioríticos y dioríticos.

Además, estos intrusivos están asociados a mineralizaciones de cobre y molibdeno producto de procesos hidrotermales. Finalmente, se determina que las aureolas de oro están presentes en la zona de investigación, particularmente en los tramos más altos del río. Por otro lado, el oro está presente en los niveles inferiores en forma de chispas irregulares.

Pérez et al. (2019) realizó el artículo de revista titulado “Ensayo geometalúrgica para la recuperación de oro de la zona de sulfuros primarios de la mina La Herradura, Sonora México”, Mediante este artículo se buscó determinar la probabilidad de encontrar oro recuperable a partir de ensayos geometalúrgicas en la mina La Herradura. Para esto, el área de sulfuros primarios se dividió en tres zonas geometalúrgicos denominadas Zona A, B y C. El estudio realizado tuvo un diseño de tipo experimental con enfoque de carácter cuantitativo y alcance explicativo. Además, se elaboraron compasitos representativos y se utilizaron concentradores gravimétricos para su análisis. Como resultado se obtuvo que la Zona A presenta mayores posibilidades de recuperación con 78.10% con una ley de concentrado de 11.21 g/Ton, mientras que la zona C presenta la menor recuperación (75.8%) con una ley de 75.8 g/Ton. Finalmente, se determinó que la mineralogía de la Zona A y B son muy similares y la Zona C presenta menor porcentaje de cuarzo y pirita, ya que presenta menor cuarzo libre para la formación de SiO_2 .

Amado (2019) realizó la investigación “Evaluación geológica-Económica del yacimiento Aurífero aluvial Okara, Cantón Ancoma, distrito de Sorata, provincia de Larecaja, departamento de La Paz, (Bolivia)” la cual tuvo como objetivo fundamental realizar el estudio geológico – económico del yacimiento aluvial Okara. Dado que se estudió el depósito sin cambiar las circunstancias originales, la investigación utilizó una técnica cuantitativa y un diseño de tipo no experimental. Se utilizaron georadres para identificar las regiones con la mayor concentración de oro para ayudar con las pruebas de campo. Como resultado se obtiene que procesando 200 m³ de la zona de terrazas, en la formación Cangalli se obtiene una utilidad bruta diaria de 335.50\$ (1.48 Oz/día). Por otro lado, si se procesa 100 m³ de la zona paleocanal, en la depresión del Paleocauce Tipuani

se obtiene 5876.66 \$/día (4.95 Oz/día). Finalmente, se determinó que la zona de terrazas permite procesar más volumen de carga y es económicamente rentable; sin embargo, la zona de Cangalli presenta ganancias exponenciales mayores.

Andrews, 2012, en su proyecto titulado: "Diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de minera Meridian" Este examen analiza la viabilidad técnica y financiera de la recuperación de oro y plata, mediante la dinámica de métodos implementados al mineral de relave y las recuperaciones de mineral precioso. Estas pruebas son: lavado del mineral de estéril para determinar el porcentaje de mineral impregnado en el interior del mineral, molienda estéril que determinará la proporción de materia valiosa adherido al interior del mineral, y para decidir su impacto en la recuperación del mineral valioso y concentración por flotación. Una vez finalizados todos los exámenes anteriores, se decidió que el adecuado método del mineral del depósito de estériles incluye una remolienda del mineral a un cien por cien por debajo de setenta y cinco μm y posterior lixiviación con NaCN.

En esta nueva técnica se suprime el nivel de trituración y sustituye por el de molienda. Una vez decidido el proceso para obtener mejor oro y plata del depósito de estériles. El resultado de un análisis financiero fue un VAN de 15.226.529 USD y una TIR del 154%, en condiciones de términos de costes de explotación y de mercado del acero. Por este motivo, el proyecto estudiado es muy interesante y se recomienda encarecidamente realizar un examen más particular para decidir hasta qué punto merece la pena realmente la empresa. (Andrews Estrada, 2012)

2.2 Mineralización local

La mineralización de las vetas presenta rellenos de fracturas en rocas, además el oro presenta un origen hidrotermal con baja sulfuración acompañado de cuarzo, adularia, sericita y pirita.

Asimismo, el Au se puede encontrar en estado nativo o también como tipo electrum y presenta asociaciones con piritas, galena, calcopirita y sulfosales.

2.2.1 Yacimientos

En primer lugar, se puede definir a los yacimientos minerales como acumulaciones u ocurrencias anómalas de uno o más minerales que contienen elementos químicos de interés y, además, que son económicamente posibles de extraer con la tecnología actual. Asimismo, Gocht (1988) sostiene: "Se define como yacimiento a la acumulación local, geológicamente establecida de un mineral específico, que puede ser extraído bajo las condiciones económicas actuales". Por lo mencionado anteriormente, se considera necesario establecer la importancia de que un yacimiento aurífero posea un grado de enriquecimiento económicamente viable al momento de realizar los análisis geometalúrgicos y además debe ser posible de extraer y concentrar con la tecnología actual.

Por otro lado, desde un punto de vista geológico, los yacimientos minerales auríferos son cuerpos mineralizados de los que se puede extraer el oro de forma rentable. Al mismo tiempo, el oro se encuentra aleado con otros elementos como el cobre, plata, osmio, indio, etc. y asociado con minerales ganga como el cuarzo, pirita, arsenopirita, calcita, etc. Finalmente, se debe resaltar que yacimientos auríferos principalmente se clasifican en hidrotermales, residuales y placeres, por consiguiente, se explicará brevemente acerca de sus características.

2.2.1.1 Yacimientos hidrotermales. Los yacimientos hidrotermales auríferos son aquellos depósitos de concentración de mineral formados por la precipitación de iones de oro previamente disueltos en soluciones a elevadas temperaturas que recorren diferentes partes de la corteza terrestre y se depositan especialmente en las fracturas e intersticios de las rocas. Además, Palacios (1993) indicó: "Su mineralización consiste en la diseminación de oro, vetas y stock-work de Au-Cu emplazados en rocas volcánicas Jurásicas y rocas intrusivas del Cretácico Superior."

Los sistemas hidrotermales están constituidos por 3 elementos. Primero, una fuente de calor que proporcione energía térmica a la solución que diluirá los metales de interés depositados en las rocas mineralizadas. Segundo, una fase fluida acuosa la cual se

2.2.1.3 Yacimientos de placeres. Según Slingerland y Smith (1986), establecen los placeres como “un depósito de minerales en grano detrítico o residuales, de valor económico, que han sido concentrados por agentes mecánicos”. Entonces, se puede definir a los yacimientos de placeres como aquellos depósitos formados por el transporte de minerales desde yacimientos primarios, zonas pre-enriquecidas, desechos antrópicos, etc. Asimismo, este transporte de minerales es causado por agentes exógenos como contacto o exposición el agua, el viento o el hielo. Finalmente, los placeres se pueden clasificar de la siguiente manera:

- **Placeres aluviales**

Se forman debido a la meteorización de yacimientos de oro, donde las partículas más grandes de oro se depositan en depósitos cercanos al yacimiento mientras que las partículas más finas son llevadas aguas abajo formando depósitos de arenas auríferas.

- **Placeres eluviales**

Son considerados los yacimientos precursores de los placeres aluviales, es decir, son placeres que se encuentran muy cercanos a la roca madre, ya que los agentes meteóricos erosionan la roca ocasionando que se libere filones o vetas auríferas que afloran sobre ella.

2.3 Caracterización geometalúrgica

Se puede definir como caracterización geometalúrgica al estudio que requiere implementar análisis químico, mineralógico, textural y físico-mecánico con el fin de abarcar todos los parámetros al momento de evaluar los yacimientos mineralógicos, por ejemplo, la recuperación, consumo de reactivos, ley, planificación de minado, etc.

2.3.1 Mineralogía

La mineralogía se encarga de estudiar la condición de formación, propiedades físicas y químicas, estructura cristalina y la importancia de los minerales. Siguiendo con lo anteriormente mencionado, en el caso de minerales auríferos, generalmente se forman en yacimientos hidrotermales y se depositan como precipitados enriquecidos en las fracturas

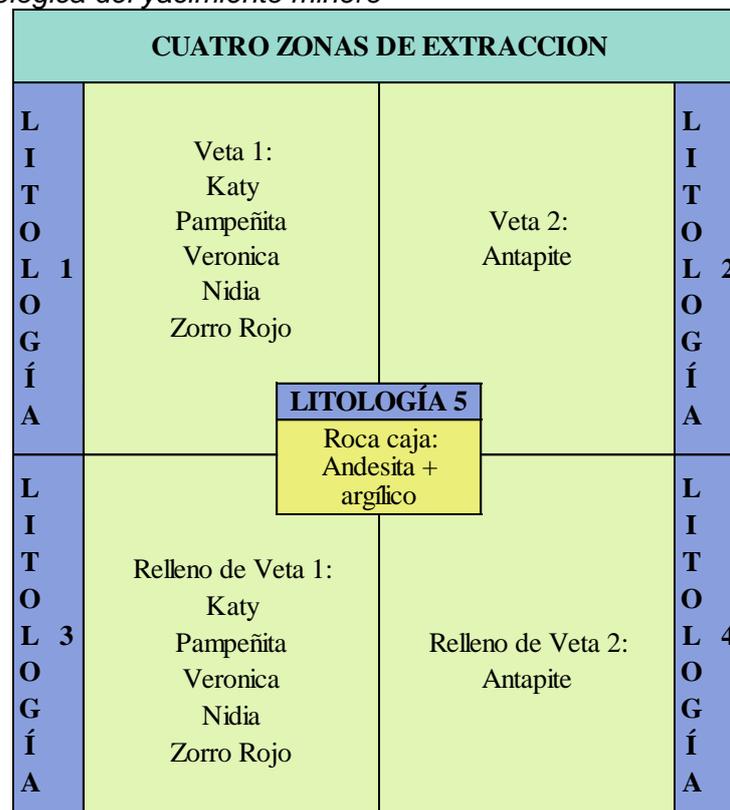
de rocas o rocas porosas asociados a otros minerales de mena como la pirita, marcasita, calcopirita, galena, etc. Además, generalmente presentan minerales ganga como el cuarzo, sericita y calcita.

2.3.2 Unidades litológicas

Las unidades litológicas son superficies geológicas delimitadas donde los minerales se distribuyen de manera más homogénea. Además, estas zonas contienen valores promedios de propiedades mecánicas como la fricción interna, cohesión, resistencia a la tracción y compresión. A continuación, se muestra un ejemplo de identificación de unidades litológicas.

Figura 2

Identificación litológica del yacimiento minero



Nota: Fuente (Elaboracion Propia)

El oro usualmente se encuentra aleado con mercurio, telurio, selenio, bismuto, cobre, etc., por ejemplo, a continuación, se muestran los principales minerales auríferos:

Tabla 2*Minerales de oro*

Aleaciones naturales		Sulfuros	
Au argentífero (electrum)	(Au,Ag)	Uytembogardita	(Au ₃ AuS ₂)
Au cuprífero (cuproaururo)	(Au,Cu)	Telururos	
Au paladinífero (porpesita)	(Au,Pd)	Calaverita	(Au,Ag)Te ₂
Au rodonífero (rodita)	(Au,Rh)	Krennerita	(Au,Ag)Te ₂
Au irídico	(Au,Ir)	Montbrayita	(Au,Sb) ₂ Te ₃
Au platinífero	(Au,Pt)	Muthmannita	(Au,Ag)Te
Au bismutífero	(Au,Bi)	Silvanita	(Au,Ag)Te ₄
Amalgama de oro	(Au ₂ Hg ₃)	Kostavita	(Au,Cu)Te ₄
Maldonita	(Au ₂ Bi)	Nagyagita	Pb ₅ Au(Te,Sb) ₄ S ₅
Auricúprico	(AuCu ₃)	Antimoniuros	
Paladio cupríaurico	(Cu,Pd) ₃ Au ₂	Aurostibita	(AuSb ₂)

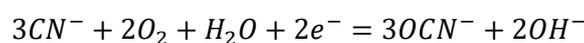
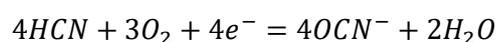
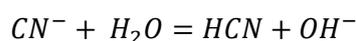
Nota: Fuente Adaptado de (Martinez, 2021)

2.4 Proceso electroquímico

Las sales de cianuro simples, por ejemplo, el cianuro de sodio (NaCN), el cianuro de potasio (KCN) y el cianuro de calcio [Ca(CN)₂], se han utilizado ampliamente como activos de la lixiviación con cianuro.

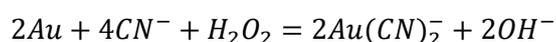
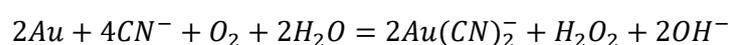


Los iones cianuro se hidrolizan para formar ácido cianhídrico, HCN, e iones hidróxido OH⁻, que también aumentan el pH. A un pH próximo a 9,3, la mitad de todo el cianuro se encuentra como HCN y la otra mitad como iones CN⁻ desprendidos. A pH más altos, todo el cianuro está principalmente como iones CN⁻ sueltos. Reacciones indeseables que podrían surgir en el curso de la lixiviación debido al HCN, así como al CN⁻ libre, pueden ser la oxidación del cianuro y el CN⁻ libre, puede ser la oxidación con oxígeno para formar cianato (OCN⁻), que ya no disuelve el oro y, por tanto, reduce la atención del cianuro libre. (Tribiños Casco, 2018)

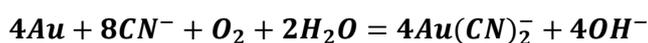


2.4.1 Disolución del oro

La oxidación del oro es un requisito previo para su disolución en una solución alcalina de cianuro. Aunque es inerte a la oxidación, es ampliamente convencional que, en presencia de un adecuado acomplejante apropiado, junto con el cianuro, el oro se oxida y se disuelve para formar el ion complejo sólido $Au(CN)_2^-$. El oxígeno se reduce para formar peróxido de hidrógeno como producto intermedio en la primera etapa, convirtiéndose en el agente oxidante dentro del 2º nivel, lo que da lugar a que ocurran las siguientes reacciones químicas. (Tribiños Casco, 2018)



La suma de las dos ecuaciones parciales se presenta como:

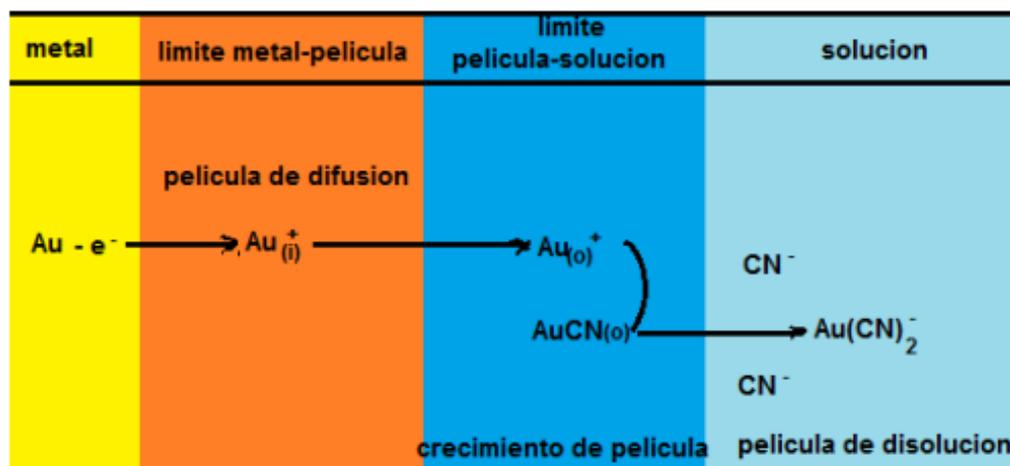


Esta denominada ecuación de Elsner, no describe absolutamente las reacciones catódicas relacionadas con la disolución. El mecanismo de disolución se ha debatido a continuación para cada una de las situaciones ácidas y alcalinas. La disolución está involucrada en un procedimiento electroquímico donde la reacción anódica es la oxidación Au, mientras que la respuesta catódica es el descuento del oxígeno.

Se ha ilustrado la difusión del ion Au⁺ por las interfaces en disolución:

Figura 3

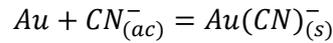
Modelo de cianuración anódica. Limite (i): interface oro-película. Limite (o) interface película-solución.



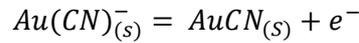
Nota: Fuente. Adaptado de (Huerta Mejia & Elaboracion propia, 2019)

Las etapas de la reacción anódica en la fase solución:

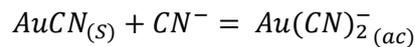
- Absorción del cianuro sobre la superficie del oro.



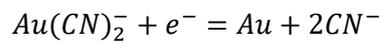
- Extracción electroquímica de un electrón:



- Combinación del intermedio absorbido con otro ion cianuro:



En la cual (s) se refiere a las especies absorbidas en la superficie y AuCN es una especie intermedia neutra absorbida en la superficie. (d) La reacción anódica total es:



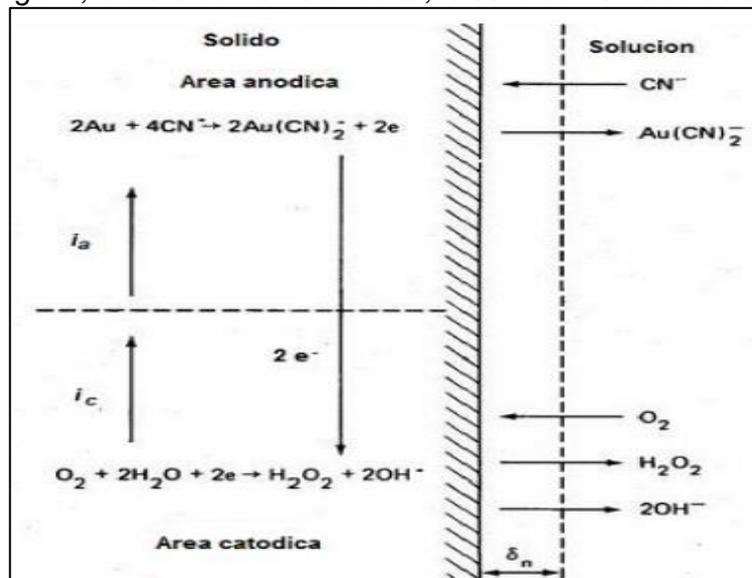
La ecuación de Nernst es beneficiosa para descubrir la capacidad de reducción en los electrodos bajo situaciones específicas de los requisitos (atención 1 M, a 1 atm, temperatura 298 K o 25 °C). (Tribiños Casco, 2018)

$$E = -0,60 + 0,118pCN + 0,059\log [Au(CN)_2^-]$$

La disolución anódica es seguida por el descuento catódico del oxígeno, concerniente a muchas reacciones paralelas y de colección:

Figura 4

Celda de corrosión local en la superficie de oro en contacto con una solución de cianuro que contiene oxígeno, i_a es la corriente anódica, i_c es la corriente catódica.



Nota: Fuente. Adaptado de (Huerta Mejía & Elaboración propia, 2019)

El (H_2O_2) es fuerte agente oxidante, se reduce a iones OH^- . Se ha comprobado que es difícil que se produzca la rebaja de estas especies y la velocidad de disolución en respuestas sin O_2 que contienen peróxido de hidrógeno puede ser muy gradual.

2.4.2 Interferentes en soluciones alcalinas de cianuro

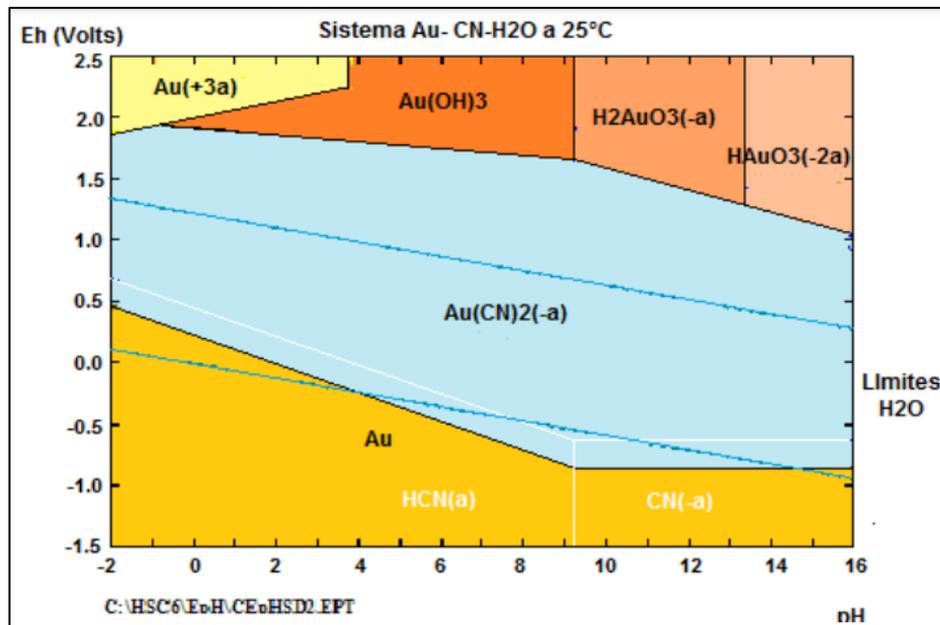
Muchos minerales se disuelven en una solución diluida de cianuro alcalino. Estos cambios químicos, pueden disparar el consumo de reactivos y, en consecuencia, disminuir el rendimiento de la lixiviación del oro. Por ejemplo, los sulfuros transportan complejos cianuro-acero y numerosas especies que contienen cianuro, junto con iones sulfato, sulfuros, tioceno, tiosulfuros y tiosulfatos. (Tribiños Casco, 2018)

2.4.3 Diagrama E-pH

El potencial redox puede utilizarse con las estabilidades de los metales. La capacidad redox está relaciona con los diagramas E-pH, también denominados diagramas de Pourbaix, a través de la ecuación de Nernst.

Figura 5

Diagrama E-pH para el sistema Au-H₂O-CN a 25°C. Concentraciones de todas las especies solubles de oro 10⁻⁴ M.



Nota: Fuente: Adaptado de (Domic, 2001)

2.4.4 Cinética

Las reacciones críticas máximas en los métodos hidrometalúrgicos de recuperación de oro son heterogéneas, relativas a la transmisión de metales y minerales entre los niveles sólido y líquido, estas se gestionan tanto con la ayuda de la cinética de reacción química inherente o por la carga de transferencia de masa de los reactantes de una fase límite. (Tribiños Casco, 2018)

Cinética de la reacción

El enfoque de disco giratorio ha sido contratado para realizar los estudios esenciales para decidir las velocidades con una superficie constante, suponiendo que la rugosidad del suelo no se intercambia ahora en algún momento del curso de la respuesta.

$$\frac{-dN_{Au}}{Adt} = \frac{2(D_{CN^-})[CN^-][O_2]}{\partial\{(D_{CN^-})[CN^-] + 4(D_{O_2})[O_2]\}}$$

Donde:

A = Área superficial del disco de oro en contacto con la fase acuosa, [m^2]

D_{CN^-} = Coeficiente de difusión del cianuro, [m^2/s]

D_{O_2} = Coeficiente de difusión del oxígeno, [m^2/s]

N_{Au} = Cantidad de oro en partículas, [mol]

T = Tiempo, [s]

∂ = Espesor de la capa límite de Nernst

Cabe mencionar, que muchos investigadores han intentado antes o después dar la cinética relativa relacionada con uno de los reactantes. Se propuso una ecuación de ritmo único basada principalmente en el comportamiento pseudohomogéneo del mineral. (Tribiños Casco, 2018)

Esta carga de reacción puede expresarse en función de la masa de mineral:

$$-d[Au]/dt = k[CN^-]^\alpha[O_2]^\beta([Au] - [Au]_\varphi)^\gamma [^{mg}/(kg - h)]$$

Donde:

[Au] = Concentración de oro en partículas, [$^{mg}/Kg$].

$[Au]_{\varphi}$ = Concentración de oro en partículas luego de un tiempo infinito de lixiviación, $[mg/Kg]$.

K = Velocidad total de reacción, depende de los órdenes de reacción.

A = Orden de reacción para el cianuro

B = Orden de reacción para el oxígeno

γ = Orden de reacción para el oro

En el modelo, se descubrió que un orden de respuesta de uno, 5 para el oro concordaba excepcionalmente con los hechos experimentales. Adicionalmente descubrieron que la constante de precio total, k , es igual a, 0,0016 +/- 0,0002; α es igual a 0,81 +/- 0,10; β es igual a 0,73 +/- 0,09, en el rango examinado de $[CN^-] = 25 - 156$ mg/L, $[O_2] = 8,5 - 40$ mg/L; $[Au] = 4,7 - 13,2$ mg/Kg y pH = 10.

La siguiente versión pseudohomogéneo describe el procedimiento de consumo:

$$r_{CN^-} = K_{CN} [CN^-]^n \quad [mg/(L^3 - h)]$$

$$-K_{CN} = c_3 / (dm^{\theta} - c_4)$$

Donde:

c_3, c_4 = Son coeficientes, sus unidades dependen del orden de reacción.

K_{CN} = Constante de velocidad total que es una función del diámetro promedio de la partícula, $(L - mg)2.71/h$.

Θ = Exponente para el diámetro promedio de las partículas de mineral.

(Tribiños Casco, 2018)

El modelo de cianuración libre está dado por:

$$-r_{CN^-} = [CN^-]^{3.71} [(1,69 \times 10^{-8}) / (dm^{0.547} - 6,40)] [mg/(L - h)]$$

También se ha comprobado que la cinética de consumo de cianuro es más rápida para los detritos más pequeños debido a la descarga de especies devoradoras de cianuro descubiertas en el mineral. (Tribiños Casco, 2018)

$$-dN_{Au}/Adt = (1/F)(k_a[CN^-])^{0.5}(k_c[O_2])^{0.5} \text{ mol}/(m^2 - seg)$$

Donde:

F = Constante de Faraday, 96485.34 C/mol

K_a = Constante de velocidad de la semirreacción anódica,

$$\left[\frac{\text{C} - m}{\text{mol} - \text{seg}} \right]$$

k_c = Constante de velocidad de la semirreacción catódica.

La expresión de la tasa derivada de las 1/2-reacciones anódica y catódica es de orden $\frac{1}{2}$ en las concentraciones de cianuro y oxígeno. La sensibilización al cianuro determina la carga de disolución anódica del oro, así como la concentración de oxígeno determina el descuento catódico del oxígeno. (Tribiños Casco, 2018)

2.5 Pruebas metalúrgicas en laboratorio

2.5.1 Análisis mineralógico

Se puede definir el análisis mineralógico como el estudio que permite identificar los atributos individuales de una especie estudiada, por ejemplo, en yacimientos auríferos permite identificar qué tipo de minerales ganga están presentes o asociadas al oro (silicatos, cuarzo, carbonatos, etc.). Asimismo, permite identificar la forma en la que se presenta el oro, pongamos por caso el oro encapsulado o nativo.

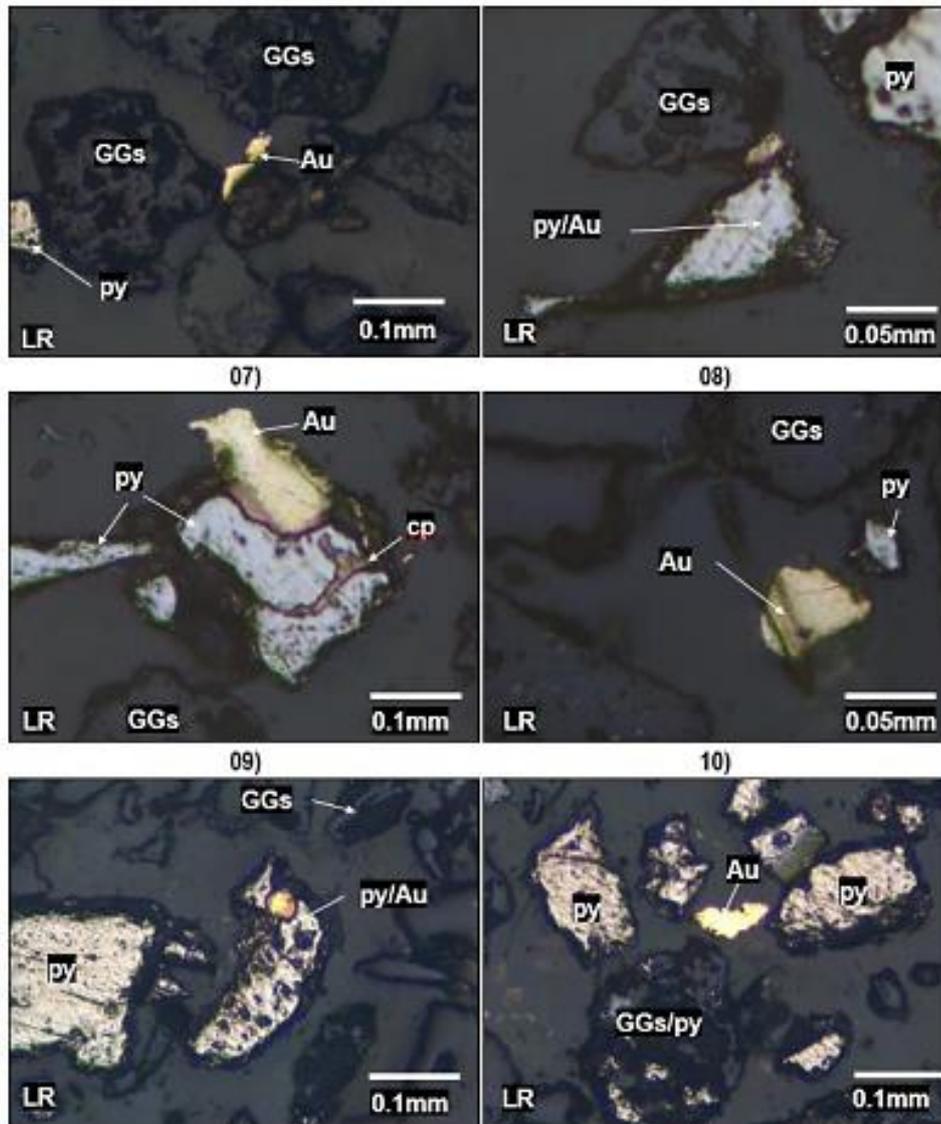
2.5.2 Análisis mineralógico a través de difracción de Rayos X

Este método instrumental permite la rápida adquisición de datos mineralógicos fundamentales, convirtiéndolo en una herramienta eficiente y complementaria para la identificación de minerales.

Con frecuencia sirve como un enfoque de aproximación para la investigación mineralógica y se combina con el análisis elemental de fluorescencia de rayos X (XRF). La identificación y estudio de sustancias sólidas a partir de características cristalográficas es donde radica su mayor utilidad científica (Londoño, 2010).

Figura 6

Difracción Rayos X mineralógico



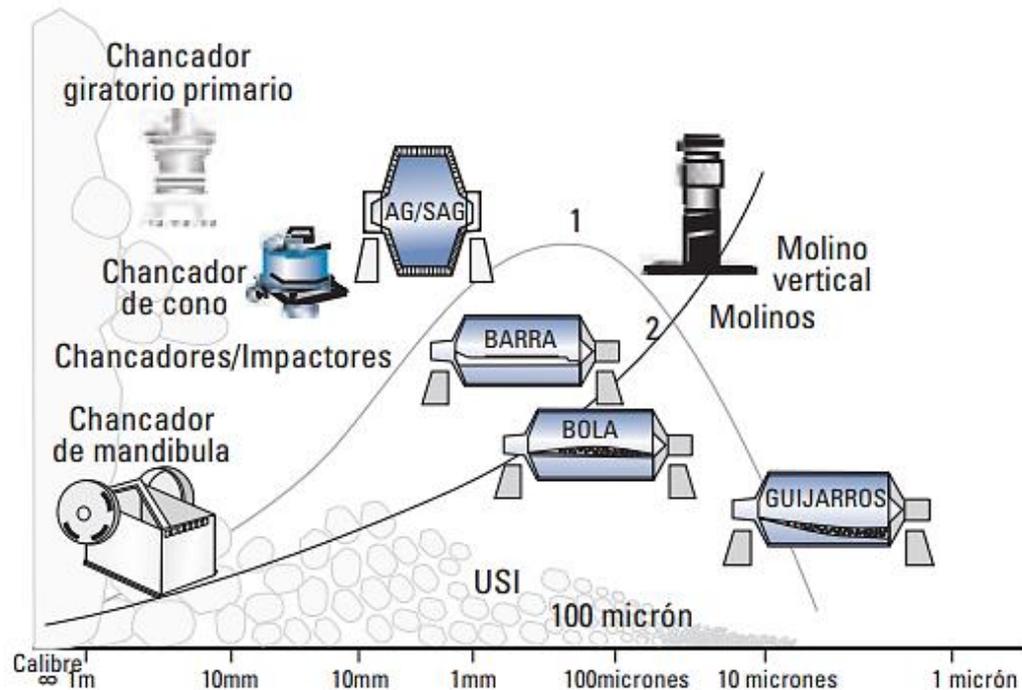
Nota: Fuente (Elaboracion Propia)

2.5.3 Pruebas de conminución

Según Wills y Napier (2006), se define a la conminución como la reducción progresiva del tamaño de partícula del mineral hasta que las partículas del metal deseado puedan separarse o concentrarse por otros métodos. Es decir, la etapa de conminución permite liberar la partícula de interés que se encuentra atrapada o diseminada en la roca madre. Asimismo, la conminución utiliza reactores de trituración, por ejemplo, las chancadoras primarias, secundarias y molinos. La siguiente imagen explica mejor el proceso secuencial de reducción de tamaño.

Figura 7

Proceso secuencial de reducción de tamaño



Nota: Fuente (Portal Minero, 2006)

2.5.3.1 Variables de la conminución. Para que la molienda se realice de forma efectiva y se consiga liberar la partícula de interés desde la ganga del mineral aurífero, es importante tener un manejo y control de las siguientes variables:

- Porcentaje de sólidos en pulpa
- Carga circulante
- Velocidad de rotación del molino
- Grado de reducción
- Tiempo de molienda

Mecanismos de conminución

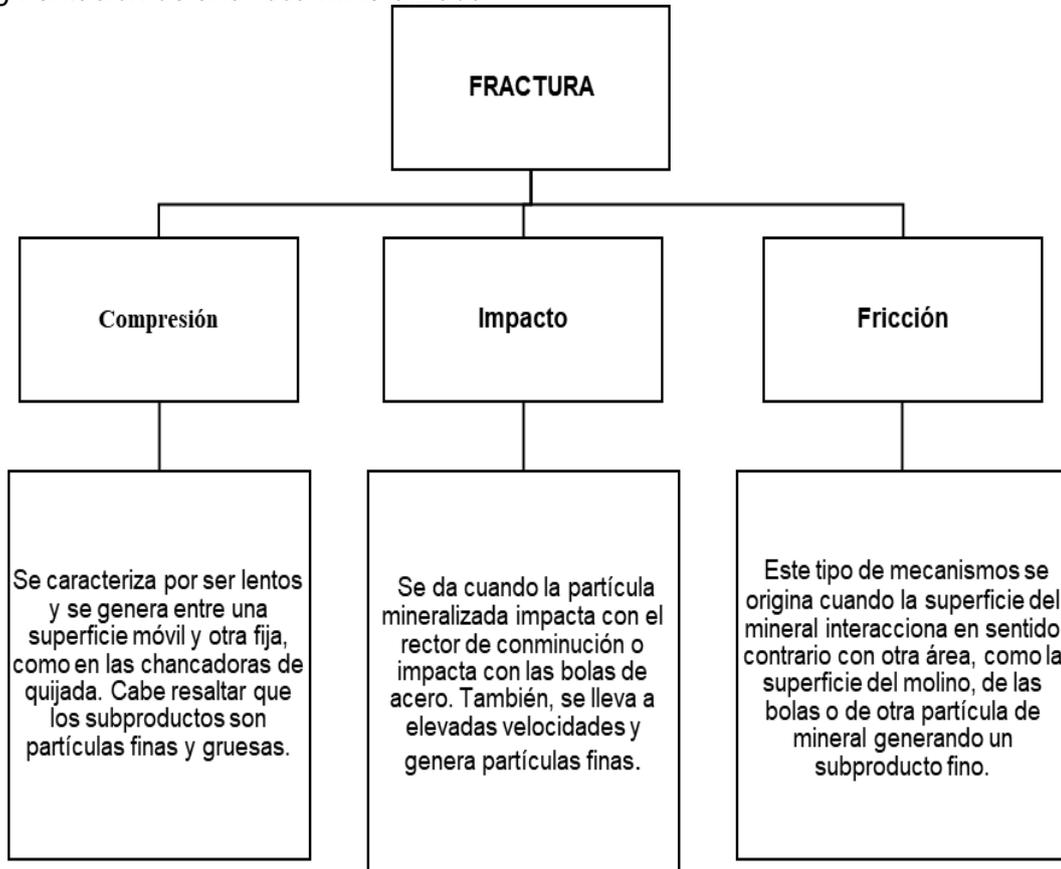
2.5.3.2 Principales mecanismos de conminución. Los principales mecanismos de conminución se señalan a continuación:

- Fractura
- Astillamiento
- Abrasión

Es la fragmentación de una roca mineralizada en varias partes, debido a un proceso de resquebrajamiento irregular. Además, se subclasifica como se muestra en el siguiente mapa conceptual.

Figura 8

Fragmentación de una roca mineralizada



Nota: Fuente (Elaboración Propia)

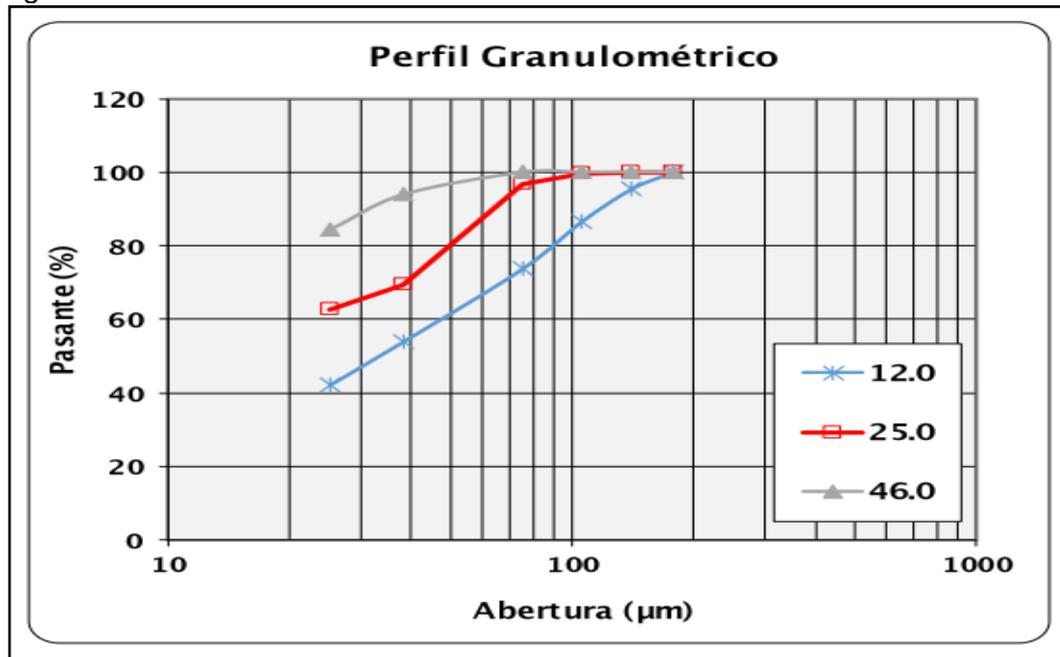
2.5.3.3 Astillamiento. Es el desprendimiento de pequeñas partículas de los bordes de la partícula mineral original.

2.5.3.4 Abrasión. Finalmente, el mecanismo de abrasión se produce cuando el esfuerzo de fricción se concentra en la superficie del mineral. Esta forma de conminución se realiza a velocidad constante y genera partículas finas.

2.5.3.5 Análisis granulométrico. El análisis granulométrico es una gráfica del porcentaje pasante en función del tamaño de partícula y nos permite identificar la distribución de todos los tamaños de partícula y especialmente del tamaño predominante, el cual debe coincidir con la granulometría esperada.

Figura 8

Perfil granulométrico



Nota: Fuente (Elaboracion Propia)

2.6 Pruebas de Lixiviación

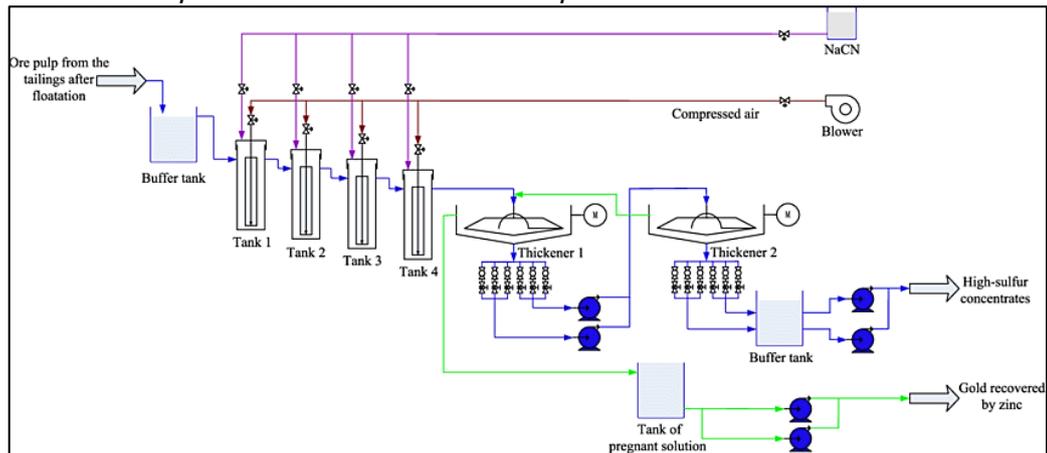
El procedimiento de lixiviación consiste en disolver los componentes del mineral precioso en una solución acuosa utilizando un medio de lixiviación. Bugueño (2015). Este concepto quiere decir que la lixiviación consta de la disolución del metal de interés desde una materia prima mediante agentes químicos.

2.6.1 Lixiviación de minerales auríferos

También conocida como cianuración, es uno de los métodos más industrializados debido a que bajo condiciones oxidantes que proporciona los agentes lixiviantes como el cianuro de sodio o los tiosulfatos, permiten disolver el oro y la plata presentes en los minerales triturados. Además, el proceso se puede realizar en pilas de lixiviación (Merrill-Crowe) o en tanques de agitación. La siguiente imagen muestra el flowsheet de una planta de cianuración en tanques.

Figura 9

Flowsheet de una planta de cianuración en tanques



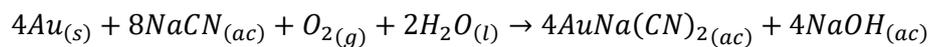
Nota: Fuente (Zhang, 2015)

2.6.1.1 Variables de la lixiviación. Para que la lixiviación de los minerales auríferos presente una recuperación óptima, es de gran importancia que se controle los siguientes parámetros.

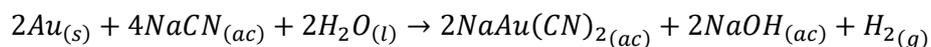
- Agitación de los tanques.
- pH de la solución
- Concentración de oxígeno insuflado
- Concentración de cianuro

2.6.2 Reacciones típicas de la lixiviación de minerales auríferos

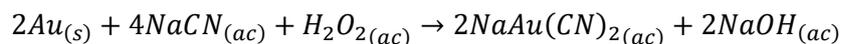
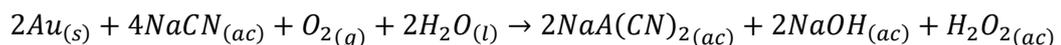
- Ecuación de Elsner



- Ecuación de Janín



- Ecuaciones de Bodlaender



2.6.3 Mecanismo de reacción para la lixiviación

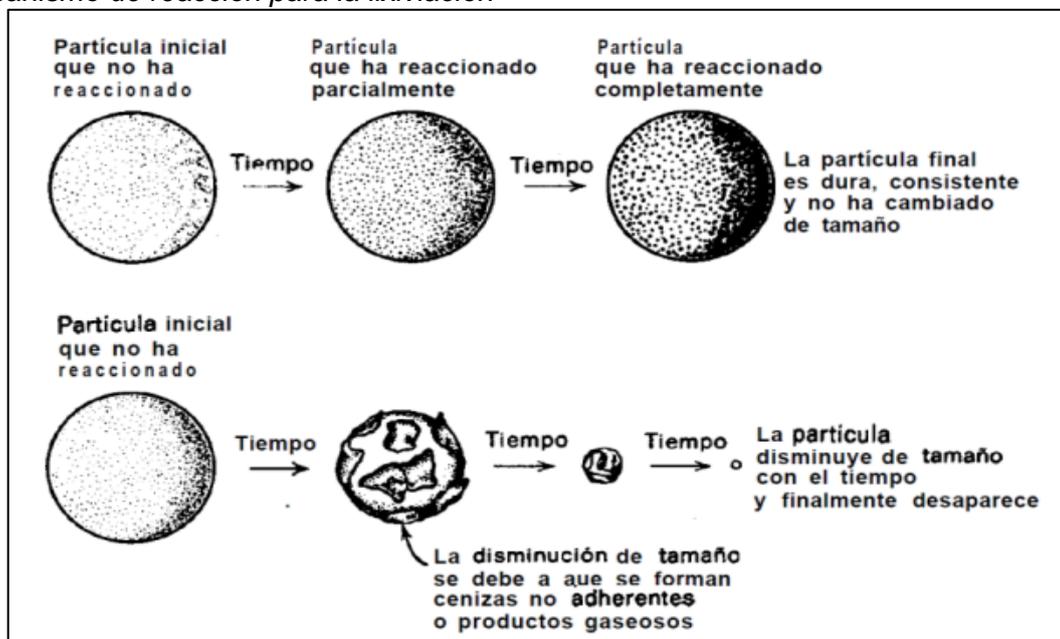
La lixiviación se considera como una reacción de sólido-fluido no catalíticas, ya que cuando el mineral aurífero se pone en contacto con el cianuro de sodio, el reactivo lixiviaste

reacciona con el mineral sólido y lo transforma en producto progresivamente. Entre los principales modelos se encuentran:

- Modelos que muestran el núcleo sin reaccionar.
- Modelos de conversión o transformación progresiva.
- Modelos de la partícula considerada granulada.
- Modelos de hueco variable.
- Modelos de poro único.

Figura 10

Mecanismo de reacción para la lixiviación



Nota: Fuente (Levenspiel, 1999)

2.6.3.1 Modelo de núcleo sin reaccionar. Es el modelo cinético que mejor se ajusta a la lixiviación de minerales. Además, la etapa predominante es el control por la reacción química. El modelo cinético es el siguiente.

$$1 - (1 - x_A)^{\frac{1}{3}} = Kt$$

Donde:

- K = Es la constante de velocidad de reacción
- x_A = Es el grado de conversión de la partícula (varia de 0 a 100%)
- T = Es el tiempo de residencia de la partícula en el reactor

2.7 Diseños experimentales para la optimización de recuperación de oro

Un diseño experimental es un análisis o conjunto de análisis en las que las variables que ingresan a un sistema o proceso se cambian intencionalmente para observar las variables de salida o respuesta o para determinar las causas. Para decirlo de otra manera, el diseño experimental es un enfoque científico que permite a los experimentadores cambiar deliberadamente las variables de ingreso de un proceso con la finalidad de identificar y señalar los motivos de los cambios que ocurren en la variable de respuesta (Ruiz de Maya & López, 2013).

Asimismo, existen cinco factores que determinan el tipo de diseño experimental que se debe aplicar.

- La finalidad del experimento
- La cantidad de factores a estudiar.
- La cantidad de niveles que se ponen a prueba en cada factor.
- El efecto o efectos que se interesa investigar.
- El precio del experimento, el tiempo y la precisión deseada.

2.7.1 El diseño factorial 2^k

Los diseños factoriales son utilizados para estudiar la influencia de dos o más factores sobre un proceso, de esta manera se puede optimizar los procesos metalúrgicos. Por ejemplo, en la cianuración de minerales auríferos se aplica el diseño factorial para analizar la influencia del consumo de reactivos, el pH, la velocidad de agitación y la presencia de oxígeno.

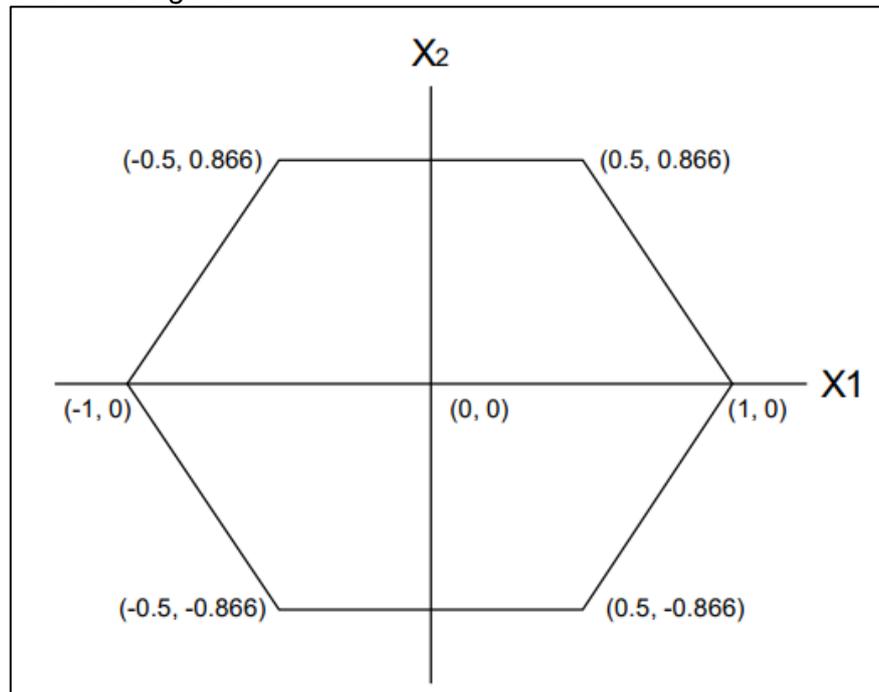
2.7.2 El diseño hexagonal

Los diseños de sitios experimentales adicionales están separados uniformemente del punto central, los diseños experimentales giratorios tienen una capacidad idéntica para predecir en todas las direcciones. Esto indica que la Varianza (S^2_e) simplemente obedece la distancia entre el "punto (x_1, x_2, \dots, x_k) y el punto central del diseño (x_0) " Ayala & Pardo (1995).

Con lo anterior mencionado, el diseño de tipo experimental hexagonal se emplea considerando algunos métodos matemáticos de segundo orden (no lineales). Además, este modelo consta de seis pruebas codificadas y posicionadas en las coordenadas extremas de un hexágono regular con centro canónico

Figura 11

Modelo de diseño hexagonal



Nota: Fuente (Rojas, 2003)

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Tipo de investigación

La investigación es de tipo aplicada, “La investigación aplicada tiene como objeto el estudio de un problema destinado a la acción. La investigación aplicada puede aportar hechos nuevos, si proyectamos suficientemente bien nuestra investigación aplicada, de modo que podamos confiar en los hechos puestos al descubierto, la nueva información puede ser útil y estimable para la teoría” (Hernandez Sampieri, Fernandez, & Baptista, 2014).

Mencionando lo anterior, el estudio busca realizar una evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción, con el objetivo de encontrar un modelo de recuperación de Au y consumo de reactivos.

3.2 Enfoque de la Investigación

El enfoque de este estudio es cuantitativo, debido a que se evaluarán las características y resultados que brindan los modelos matemáticos con fines de encontrar un modelo de recuperación de Au y consumo de reactivos, basándonos en el lado viablemente económico y práctico.

3.3 Diseño de la Investigación

La investigación se desarrollará utilizando el diseño experimental, que implica manipular cuidadosamente las variables y ver cómo estos cambios afectan el proceso que se está estudiando.

La investigación posee un diseño experimental por el origen de la tarea y la manipulación de las variables, se va proponer ecuaciones experimentales para mejorar la recuperación de Au y disminuir el consumo de reactivos en la extracción de Au.

3.4 Descripción del circuito

3.4.1 Circuito de chancado

El mineral es alimentado a tolva de gruesos de 200 TM de capacidad, se descarga el mineral mediante el alimentador de faja N°1 de 36" x 10 m hacia una chancadora primaria

de 15'x30' donde el mineral es reducido hasta 2.5". El producto es transportado por medio de la faja transportadora N° 1 de 24" hacia la zaranda de doble piso 5'x12' con malla rígida y auto limpiantes de 1" de abertura en el deck superior y 1/2" en el deck inferior obteniendo un producto pasante de 80% < 13 mm, el cual es almacenado en la tolva cilíndrica de finos de 500 TM de capacidad.

El mineral mayor a 13 mm o 1/2" es descargado a la faja transportadora N° 2 de 24" que alimenta a la chancadora secundaria cónica, la descarga de la chancadora secundaria retorna a la faja transportadora N°1 cerrando el circuito.

3.4.2 Molienda

3.4.2.1 Molienda primaria. El mineral almacenado en la tolva de finos es descargado mediante el alimentador de faja N° 2 de 36" x 6.3 m, hacia a la faja transportadora N° 4 de 24", que a su vez descarga a la faja transportadora N° 5 de 24" y alimenta al molino primario de bolas Allis Chalmers 9'x13'. Se opera con una densidad de pulpa en el molino, entre 1600 – 1650 g/lit.

La descarga del molino primario es impulsada por la bomba marca Warman 6"x4" hacia el primer nido de 6 ciclones ICBA D10B. En donde se mantiene una presión entre 10 – 11 PSI. El producto del Over Flow pasa por un trommell astillero de 3/16" de abertura que nos permitirá separar los residuos de madera y luego continuará la siguiente etapa, mientras que el Under Flow retorna al molino 9'x13'.

3.4.2.2 Molienda secundaria. La fracción fina del primer nido de ciclones se dirige al cajón de labomba secundaria 6"x6", impulsa esta pulpa al segundo nido de ciclones conformado por 6 ciclones D10, manteniendo la presión en los ciclones entre 19 – 21 PSI, en donde el producto del Over flow se alimenta al circuito de cianuración y el Under Flow de los ciclones retorna al molino secundario, cerrando el circuito, la densidad de descarga en el molino secundario se encuentra entre 1700 – 1800 g/lit. El producto final de molienda tiene una granulometría de < 95% menor a 200 mallas.

3.4.3 Espesamiento

El Over Flow del nido de ciclones secundario D-10, son enviadas por gravedad hacia una zaranda de limpieza de desechos (cedazo 3'x4' Derrick malla 30, para separar residuos de madera, plásticos, etc.) y la pulpa luego ingresa al espesador 60'x12'. Se dosifica floculante con la pulpa de ingreso, también se diluye hasta una densidad de 1180 g/lit y se regula el pH de cianuración entre 10.5 y 11.5. En el espesador se controla el amperaje entre un rango de 1.3 – 1.6 como parámetro normal de trabajo. En el espesador se obtiene una descarga de pulpa de 40 % de sólidos que luego es bombeada a los tanques de cianuración.

3.4.4 Cianuración

La pulpa proveniente del espesador es alimenta al circuito de Cianuración, el cual cuenta con seis tanques 30'x30' en serie con agitación mecánica a 31 RPM e inyección de oxígeno a 30-50 m³ /h y 93% de pureza (generada en la Planta de Oxígeno OGP20 y su complementación por una compresora GA55). Se dosifica cianuro de sodio para mantener una concentración de cianuro libre de 600 ppm en el tanque de Cianuración 30'x30' N°1 y 300 ppm en el tanque de Cianuración 30'x30'N°6.

3.4.5 Reactivos

Se cuenta con 03 tanques de preparación de reactivos en solución (Solución de cianuro de sodio, Solución de óxido de calcio y solución de floculante).

3.5 Modelamiento geometalurgico

Actualmente no se cuenta con un modelamiento de bloques del yacimiento minero, por lo que se hace difícil identificar dominios y caracterizarlos adecuadamente. En consecuencia, se coordinó con Geología y Mina, la descripción de las vetas principales que estarían incluidas en los planes de producción y la propuesta de las Unidades Geometalurgicas.

3.5.1 Distribución de los yacimientos en litologías

Se realizó una clasificación Litológica basada en la descripción mineralógica indicada por el área de Geología.

Tabla 3

Distribución de zonas de extracción

DISTRIBUCIÓN DE LAS CUATRO ZONAS DE EXTRACCIÓN				
	Litología	Ley g/t	Peso g	Distribución Peso (%)
L-1	Veta Pampeñita	7.5	3,048	38%
	Veta Verónica	5.2	1,759	22%
	Veta Katy	29.1	290	4%
	Roca caja	0.6	2,902	36%
		5.3		
L-2	Veta Antapite	3.3	8,000	100%
		3.3		
L-3	Pampeñita/ Zorro Rojo	8.0	1,943	24%
	Roca caja	0.6	6,057	76%
		2.4		
L-4	Relleno Antapite	2.7	6,944	87%
	Roca caja	0.6	1,056	13%
		2.4		
L-5	Antapite/Zorro	0.9	4,561	57%
	Caja Katy	0.3	3,439	43%
		0.6		

Nota: Fuente Elaboración propia

3.5.1.1 Litología 1

Figura 12

Veta Verónica



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 13

Veta Katy



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 14

Veta Pampeñita



Nota: Fuente Elaboración propia

3.5.1.2 Litología 2

Figura 15

Veta Antapite



Nota: Fuente Elaboración propia

3.5.1.3 Litología 3. Es el material de relleno de la Litología 1, contiene la misma mineralización con leyes bajas, con presencia excesiva de madera y finos (comportamiento plástico, tipo arcilloso) por voladuras anteriores.

Figura 16

Relleno Zorro R. Pampeñita



Nota: Fuente Elaboración propia

3.5.1.4 Litología 4. Es el material de relleno de la veta Antapite con leyes bajas y presencia de madera y finos de voladuras pasadas.

Figura 17

Relleno Antapite



Nota: Fuente Elaboración propia

3.5.1.5 Litología 5. La roca caja de las vetas en el yacimiento es la andesita parcialmente argilizada. En este estudio fue utilizada para acondicionar las leyes de acuerdo al Forecast.

Figura 18

Roca caja



Nota: Fuente Elaboración propia

3.5.2 Unidades Geometalúrgicas propuestas

Tabla 4

Distribución de las Unidades Geometalúrgicas

DISTRIBUCION LITOLOGICA DE CADA UGM				
	Litología	Ley g/t	Peso g	Distribución Peso (%)
UGM-1	Litología 1	5.3	1,020	13%
	Litología 3	2.4	6,980	87%
		2.8		
UGM-2	Litología 2	3.3	2,000	25%
	Litología 4	2.4	6,000	75%
		2.6		
UGM-3	Litología 1	5.3	798	10%
	Litología 2	3.3	443	6%
	Litología 3	2.4	5,386	67%
	Litología 4	2.4	1,373	17%
		2.7		

Nota: Fuente Elaboración propia

3.6 Caracterización química y física de las muestras

3.6.1 Análisis químico

Tabla 5

Resultado de análisis químico

	Ley Au	Ley Ag	Ley Cu	Ley Fe	Ley As	Ley Zn
	(g/t)	(g/t)	(%)	(%)	(%)	(%)
Litología 1	5.3	8.6	0.005	2.210	0.008	0.009
Litología 2	3.3	2.6	0.005	0.685	0.011	0.019
Litología 3	2.4	5.3	0.006	3.424	0.011	0.010
Litología 4	2.4	8.5	0.005	3.876	0.008	0.007
Litología 5	0.6	2.2	0.007	3.885	0.006	0.009
UGM-1	2.8	5.7	0.006	3.269	0.011	0.010
UGM-2	2.6	7.1	0.005	3.078	0.009	0.010
UGM-3	2.7	6.1	0.006	3.229	0.010	0.010

Nota: Fuente Elaboración propia

3.6.2 Minerales Sulfurados

Tabla 6

Minerales sulfurados presentes en las litologías y UGMs

	Pirita	Arsenopirita	Calcopirita	Esfalerita
	%	%	%	%
	FeS ₂	FeAsS	CuFeS ₂	(Zn,Fe)S
Litología 1	4.70	0.02	0.020	0.014
Litología 2	1.40	0.02	0.010	0.030
Litología 3	7.30	0.02	0.020	0.015
Litología 4	8.30	0.02	0.020	0.011
Litología 5	8.30	0.01	0.020	0.014
UGM-1	7.00	0.02	0.020	0.015
UGM-2	6.60	0.02	0.020	0.016
UGM-3	6.90	0.02	0.020	0.015

Nota: Fuente Elaboración propia

3.6.3 Características Físicas

Tabla 7

Caracterización física de las muestras

	Gravedad Específica	Descripción
Litología 1	2.79	Qv Blanco/Gris + Limonitas + Py diseminada + Ox Fe
Litología 2	2.75	Qv + Se + Cal + Py fina + Trazas de sp + gl + cpy + bn
Litología 3	2.65	Litología 1 + presencia de partículas finas y madera
Litología 4	2.68	Litología 2 + presencia de partículas finas y madera
Litología 5	2.58	Roca encajonante: Andesita parcialmente Argilizada
UGM-1	2.67	Litología 1 + Litología 3
UGM-2	2.7	Litología 2 + Litología 4
UGM-3	2.67	Litología 1 + Litología 2 + Litología 3 + Litología 4

Nota: Fuente Elaboración propia

3.7 Variables del modelamiento

Se aplicó un diseño experimental tipo hexagonal donde se buscará obtener un modelo de recuperación de oro, donde nuestras variables será la concentración de cianuro y el tamaño de la partícula del mineral.

3.7.1 Rangos

Tabla 8

Rangos

	RANGOS	
	Nivel (-)	Nivel (+)
Concentración de [NaCN]	200 ppm	800 ppm
Tamaño de Partícula, P ₉₅	40 µm	105 µm

Nota: Fuente Elaboración propia

3.7.2 Variables

Tabla 9

Variables

Pruebas	X1	X2	NaCN	P ₉₅	Variables
					Respuesta
1	1	0	800 ppm	73 µm	
2	0.5	0.87	650 ppm	101 µm	Recuperación Au, %
3	-0.5	0.87	350 ppm	101 µm	
4	-1	0	200 ppm	73 µm	Velocidad
5	-0.5	-0.87	350 ppm	44 µm	K, h ⁻¹
6	0.5	-0.87	650 ppm	44 µm	
7	0	0	500 ppm	73 µm	Consumo Cianuro Kg/t
8	0	0	500 ppm	73 µm	

Nota: Fuente Elaboración propia

3.8 Cinética de Molienda

Con el objetivo de acondicionar las pruebas de cianuración para diferentes tamaños de partícula P_{95} (40 a 101 µm), se hace necesario encontrar una ecuación de regresión que permita obtener los tiempos estimados de molienda a nivel laboratorio para cada muestra litológica y UGMx

Para ello se evaluó en 3 tiempos de 16, 30 y 40 min cada muestra, con los resultados se obtuvo una ecuación de molienda, esto se repitió para cada Litología y Unidad Geometalúrgica.

Tabla 10*Moliendabilidad de litologías y Unidades Geometalúrgicas*

	Cinética Molienda	Coeficiente Correlación
	Nivel Laboratorio	
Litología 1	$t = 3549.3 * (P_{95})^{-1.156}$	$R^2 = 0.9997$
Litología 2	$t = 5010.7 * (P_{95})^{-1.232}$	$R^2 = 0.9999$
Litología 3	$t = 12460 * (P_{95})^{-1.459}$	$R^2 = 0.9927$
Litología 4	$t = 19285 * (P_{95})^{-1.563}$	$R^2 = 1.0000$
Litología 5	$t = -33.33 * \ln(P_{95}) + 172.59$	$R^2 = 0.9850$
UGM-1	$t = -26.47 * \ln(P_{95}) + 133.95$	$R^2 = 0.9512$
UGM-2	$t = 11963 * (P_{95})^{-1.465}$	$R^2 = 0.9949$
UGM-3	$t = -24.23 * \ln(P_{95}) + 127.74$	$R^2 = 0.9815$

Nota: Fuente Elaboración propia

3.9 Recuperación de Au**3.9.1 Diagnóstico de Lixiviación (DLT)**

La prueba de diagnóstico se realiza sometiendo cada muestra de mineral en varias lixiviaciones con diversos reactivos químicos como se muestran en la tabla

Tabla 11*Liberaciones de Au según ataque de tratamiento de disolución*

Etapa Previa	Minerales Susceptibles
NaCN	Oro Libre
HCl / NaCN	Calcita, dolomita, hematita
Agua Regia	Pirita, calcopirita, marcasita
Residuo	Sílice

Nota: Fuente Elaboración propia

Se realizaron pruebas de diagnóstico en diferentes condiciones como se presenta en las siguientes tablas a cada Litología y Unidad Geometalúrgica según el tipo de reactivo.

Tabla 12*DLT en litología 1*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	94.90%	66.60%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	1.20%	16.70%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	2.40%	4.30%
Residuo	Encapsulado en sílice	1.50%	12.40%
Total		100.00%	100.00%

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 13*DLT en litología 2*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	90.00%	70.00%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	2.80%	10.70%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	5.90%	17.40%
Residuo	Encapsulado en sílice	1.30%	1.90%
Total		100.00%	100.00%

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 14*DLT en litología 3*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	89.20%	63.20%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	9.80%	19.90%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	0.10%	11.10%
Residuo	Encapsulado en sílice	0.90%	5.70%
Total		100.00%	99.90%

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 15*DLT en litología 4*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	94.40%	63.00%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	3.70%	3.30%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	0.30%	2.70%
Residuo	Encapsulado en sílice	1.70%	30.90%
Total		100.10%	99.90%

nota: fuente elaboración propia**Tabla 16***DLT en litología 5*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	89.90%	59.40%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	8.50%	16.00%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	1.00%	10.20%
Residuo	Encapsulado en sílice	0.70%	14.40%
Total		100.10%	100.00%

Nota: Fuente Elaboración propia**Tabla 17***DLT en Unidad Geometalúrgica 1*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	92.70%	61.80%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	3.90%	21.50%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	1.10%	11.80%
Residuo	Encapsulado en sílice	2.40%	4.90%
Total		100.10%	100.00%

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 18*DLT en Unidad Geometalúrgica 2*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	91.80%	63.00%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	6.40%	21.70%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	1.40%	1.60%
Residuo	Encapsulado en sílice	0.30%	13.60%
Total		99.90%	99.90%

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 19*DLT en Unidad Geometalúrgica 3*

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción	Extracción
		Au %	Ag %
NaCN	Libre o expuesto	94.20%	57.70%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	3.70%	29.20%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	0.20%	11.60%
Residuo	Encapsulado en sílice	1.80%	1.40%
Total		99.90%	99.90%

Nota: Fuente Elaboración propia

3.9.2 Prueba de lixiviación en botellas

Se realizaron 64 pruebas de BRT variando la granulometría (P_{95}) y la concentración de cianuro (ppm), obteniendo los siguientes resultados.

Tabla 20*BRT en litología 1*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones de Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h-1
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	45 µm	6.5	350 ppm	10.5	4.28	11.4	92.6	67.7	0.20	1.30	1.00
BRT 2	43 µm	6.5	650 ppm	11.0	4.62	11.0	95.6	71.6	0.22	1.40	2.00
BRT 3	72 µm	6.5	500 ppm	11.0	4.32	9.7	93.7	67	0.15	1.20	0.50
BRT 4	72 µm	6.5	500 ppm	11.0	4.21	12.9	92.3	72.7	0.15	1.20	0.60
BRT 5	73 µm	6.5	200 ppm	10.5	4.53	12.9	90.9	47.3	0.10	1.40	0.70
BRT 6	73 µm	6.5	800 ppm	11.0	4.75	10.2	91.4	69.3	0.45	1.40	1.80
BRT 7	100 µm	6.5	350 ppm	11.0	4.61	10.7	86.1	59.5	0.10	1.30	0.60
BRT 8	101 µm	7.0	650 ppm	11.0	4.54	11.0	89.1	57.5	0.15	1.40	0.50

Nota: Fuente Elaboración propia**Tabla 21***BRT en litología 2*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones de Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h-1
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	72 µm	6.0	200 ppm	10.5	2.17	3.3	85.5	69.7	0.18	1.29	0.91
BRT 2	72 µm	6.5	500 ppm	10.5	2.27	3.4	86.5	65.9	0.27	1.31	0.92
BRT 3	72 µm	6.5	800 ppm	10.5	2.19	3.3	87.2	78.6	0.30	1.29	0.93
BRT 4	43 µm	6.5	350 ppm	10.5	2.31	3.2	88.9	73.2	0.40	1.44	0.94
BRT 5	43 µm	6.5	650 ppm	10.5	2.31	3.3	89.7	69.3	0.38	1.41	0.95
BRT 6	72 µm	6.5	500 ppm	10.5	2.36	3.3	87.2	68.4	0.28	1.30	0.93
BRT 7	101 µm	6.5	350 ppm	10.5	2.13	3.4	82.5	61.1	0.20	1.13	0.88
BRT 8	101 µm	6.5	650 ppm	10.5	2.21	3.5	83.2	68.5	0.23	1.12	0.88

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 22*BRT en litología 3*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones de Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h ⁻¹
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	73 µm	6.5	200 ppm	10.5	2.10	5.3	81.0	61.8	0.15	1.50	0.80
BRT 2	73 µm	6.5	500 ppm	11.0	1.90	5.5	84.7	52.3	0.20	1.50	0.60
BRT 3	73 µm	6.5	500 ppm	11.0	2.20	6.1	83.8	53.1	0.20	1.50	0.90
BRT 4	73 µm	6.5	800 ppm	11.0	2.50	7.2	87.6	58.5	0.75	1.50	1.70
BRT 5	101µm	6.5	350 ppm	10.5	2.40	5.1	75.0	73.9	0.20	1.50	1.60
BRT 6	101 µm	6.5	650 ppm	11.0	2.40	5.6	82.1	67.3	0.55	1.50	1.40
BRT 7	44 µm	6.5	350 ppm	11.0	1.90	4.8	83.4	64.2	0.57	1.60	0.60
BRT 8	44 µm	6.5	650 ppm	11.0	2.40	5.7	88.0	61.4	0.61	1.50	2.00

Nota: Fuente Elaboración propia**Tabla 23***BRT en litología 4*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones De Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h ⁻¹
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	101µm	6.5	650 ppm	10.5	2.90	7.6	81.0	60.5	0.75	3.30	0.63
BRT 2	43 µm	6.5	350 ppm	11.0	2.96	7.6	90.1	65.6	0.90	3.80	0.70
BRT 3	73 µm	6.5	200 ppm	11.0	3.07	7.6	74.3	45.3	0.76	3.60	0.58
BRT 4	73 µm	6.5	500 ppm	11.0	3.01	7.6	85.6	59.8	0.80	3.60	0.67
BRT 5	73 µm	6.5	800 ppm	10.5	2.61	7.6	86.8	59.9	0.85	3.60	0.68
BRT 6	43 µm	6.5	650 ppm	11.0	2.79	7.6	92.8	57.4	0.95	3.80	0.72
BRT 7	73 µm	6.5	500 ppm	11.0	2.92	7.6	88.4	60.4	0.80	3.60	0.69
BRT 8	101 µm	6.5	350 ppm	11.0	3.22	7.6	79.5	58.1	0.70	3.30	0.62

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 24*BRT en litología 5*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones de Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h ⁻¹
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	43µm	6.5	650 ppm	10.5	1.12	4.1	90.6	63.4	0.70	2.70	0.27
BRT 2	76µm	6.5	200 ppm	10.5	0.42	2.5	77.3	73.8	0.35	1.77	0.23
BRT 3	101µm	6.5	350 ppm	10.5	0.46	2.5	71.4	59	0.30	1.80	0.21
BRT 4	44µm	6.5	350 ppm	10.5	0.50	2.5	79.0	54.9	0.50	1.83	0.24
BRT 5	76µm	6.5	500 ppm	10.5	0.94	5.0	87.9	59.8	0.45	1.84	0.26
BRT 6	74µm	6.5	500 ppm	10.5	1.00	2.5	86.7	51.1	0.45	1.87	0.26
BRT 7	104µm	6.5	650 ppm	10.5	0.41	2.5	77.1	50.1	0.60	1.93	0.23
BRT 8	73µm	6.5	800 ppm	10.5	0.72	2.5	83.2	31.6	0.65	2.32	0.25

Nota: Fuente Elaboración propia**Tabla 25***BRT en Unidad Geometalúrgica 1*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones de Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h ⁻¹
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	101 µm	6.5	650 ppm	10.5	2.02	7.5	82.3	69.6	0.70	2.80	1.15
BRT 2	101 µm	6.5	350 ppm	10.5	2.21	6.1	79.1	58.6	0.65	2.80	1.10
BRT 3	44 µm	6.5	350 ppm	10.5	2.17	7.3	91.7	57.5	0.45	3.08	1.28
BRT 4	44 µm	6.5	650 ppm	10.5	2.56	5.6	86.6	64.9	0.50	2.80	1.21
BRT 5	72 µm	6.5	500 ppm	10.5	2.32	7.2	85.3	55.6	0.50	2.59	1.19
BRT 6	73 µm	6.5	500 ppm	10.5	3.02	6.5	88.7	67.1	0.50	2.80	1.24
BRT 7	73 µm	6.5	800 ppm	10.5	2.90	7.4	91.4	63.3	0.50	3.00	1.27
BRT 8	73 µm	6.5	200 ppm	10.5	3.12	7.3	77.6	58.8	0.45	2.59	1.08

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 26*BRT en Unidad Geometalúrgica 2*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones de Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h ⁻¹
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	41 µm	6.0	350 ppm	10.5	2.76	11.7	87.4	62.1	0.42	2.57	0.97
BRT 2	41 µm	6.0	650 ppm	10.5	2.57	10.9	88.4	64.9	0.64	2.52	1.11
BRT 3	72 µm	6.0	800 ppm	10.5	2.83	9.7	86.3	61.4	0.59	2.40	0.88
BRT 4	73 µm	6.0	200 ppm	10.5	3.17	10.1	81.6	59.2	0.26	2.40	0.44
BRT 5	75 µm	6.0	500 ppm	10.5	2.88	11.9	86.8	63.2	0.46	2.43	0.99
BRT 6	75 µm	6.0	500 ppm	10.5	2.76	12.7	88.1	57	0.38	2.43	0.73
BRT 7	102 µm	6.0	350 ppm	10.5	2.74	8.8	84.4	60.2	0.37	2.40	0.41
BRT 8	103 µm	6.0	650 ppm	10.5	3.03	12.3	85.7	64.2	0.56	2.40	0.44

Nota: Fuente Elaboración propia

Tabla 27*BRT en Unidad Geometalúrgica 3*

BRT	Tamaño Partícula	pH Natural	Condiciones de Cianuración		Ley Cabeza Calculada g/t		Extracción %		Reactivos kg/t		Cte. Cinética K, h ⁻¹
			NaCN	pH	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	Cal	
BRT 1	44 µm	6.5	350 ppm	10.5	2.76	6.4	92.7	62.7	0.55	2.60	0.40
BRT 2	45 µm	6.5	650 ppm	11.0	2.64	7.5	93.6	62.2	0.69	2.60	1.50
BRT 3	73 µm	6.0	500 ppm	11.0	2.99	7.4	91.0	84.6	0.74	2.50	1.19
BRT 4	73 µm	6.0	500 ppm	11.0	2.60	8.7	88.4	46.8	0.77	2.50	1.40
BRT 5	73 µm	6.0	800 ppm	11.0	3.08	9.1	90.9	50	0.84	2.40	1.76
BRT 6	73 µm	6.0	200 ppm	11.0	2.21	7.7	83.3	68.9	0.61	2.60	0.28
BRT 7	101 µm	6.0	650 ppm	11.0	2.56	14.3	76.3	63.2	0.82	2.20	0.77
BRT 8	101 µm	6.0	350 ppm	11.0	2.95	10.5	71.2	62	0.67	2.10	0.65

Nota: Fuente Elaboración propia

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Análisis de las zonas de extracción

Las cuatro zonas de extracción se clasificaron en 5 Litologías para su evaluación metalúrgica, debido a que no se cuenta con un modelamiento de bloques por parte de geología y mina.

Se propusieron 3 Unidades Geometalúrgicas. Para ello se realizó una distribución de las 4 litologías que contienen mayor ley de Au (LG1, LG2, LG3 Y LG4), obteniendo una ley promedio de Au entre las 3 Unidades Geometalúrgicas (UGM1, UGM2 y UGM3)

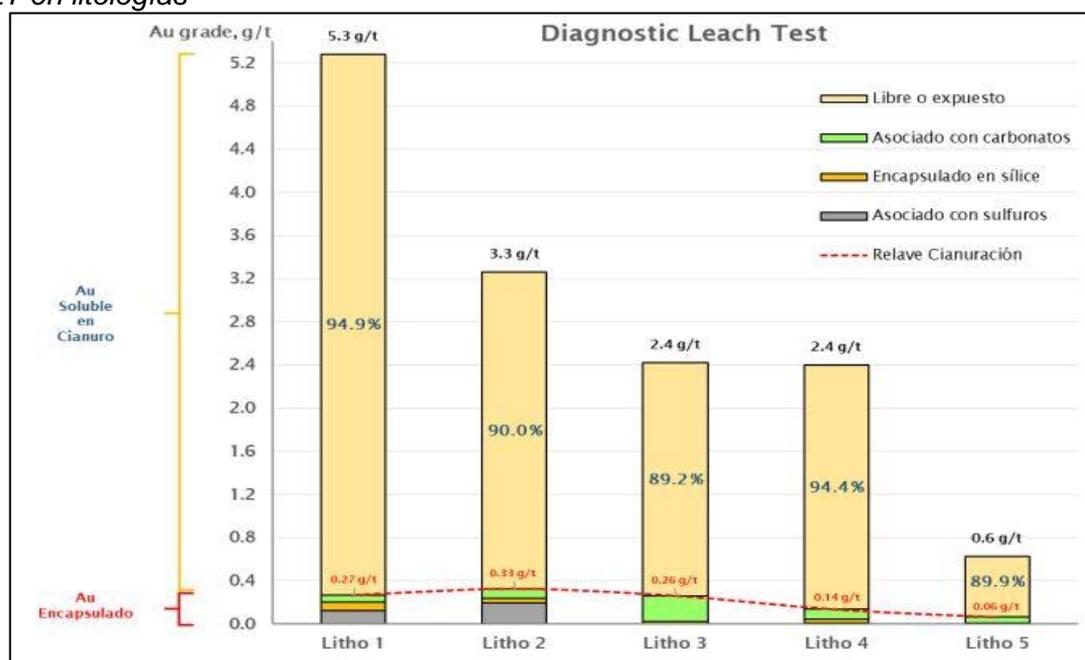
4.2 Análisis del DLT

El objetivo de realizar estas pruebas es identificar en qué asociación mineralógica se encuentra presente el oro y poder determinar las recuperaciones ideales de una cianuración convencional, así mismo evaluar la refractariedad que está relacionado a un tipo de oro difícil de recuperar.

4.2.1 Resumen DLT en las litologías

Figura 19

DLT en litologías

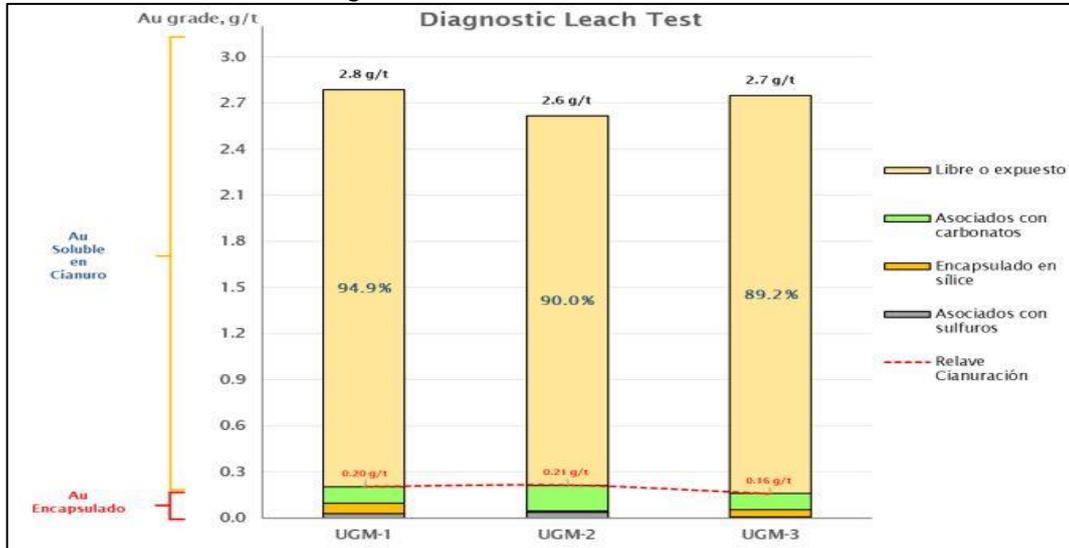


Nota: Fuente Elaboración propia

4.2.2 Resumen de DLT en cada Unidad Geometalúrgica

Figura 20

DLT en Unidades Geometalúrgicas



Nota: Fuente Elaboración propia

4.3 Modelamiento del diseño hexagonal de las pruebas de lixiviación

Tabla 28

Ecuaciones de recuperación de Au modelados en Minitab

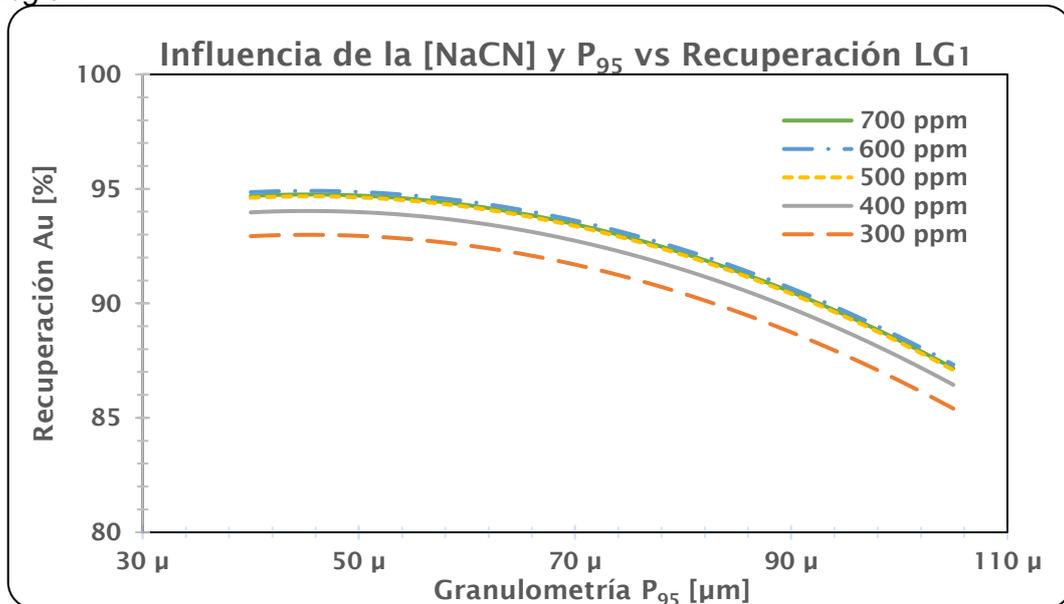
Modelamiento de la Recuperación de Au, % en función a [NaCN] y [P95]	
Litología 1	$RAu = 83.10 + 0.0244 * [NaCN] + 0.193 * [P95] - 0.000020 * [NaCN]^2 - 0.00213 * [P95]^2 - 0.000000 * [NaCN] * [P95]$
Litología 2	$RAu = 88.39 + 0.0080 * [NaCN] - 0.0054 * [P95] - 0.000005 * [NaCN]^2 - 0.000755 * [P95]^2 + 0.000002 * [NaCN] * [P95]$
Litología 3	$RAu = 77.90 + 0.0024 * [NaCN] + 0.190 * [P95] + 0.000001 * [NaCN]^2 - 0.00270 * [P95]^2 + 0.000147 * [NaCN] * [P95]$
Litología 4	$RAu = 74.80 + 0.0924 * [NaCN] - 0.2190 * [P95] - 0.000071 * [NaCN]^2 + 0.00040 * [P95]^2 - 0.000066 * [NaCN] * [P95]$
Litología 5	$RAu = 20.60 + 0.1198 * [NaCN] + 1.091 * [P95] - 0.000078 * [NaCN]^2 - 0.00760 * [P95]^2 - 0.000354 * [NaCN] * [P95]$
UGM-1	$RAu = 92.00 + 0.0064 * [NaCN] - 0.130 * [P95] - 0.000028 * [NaCN]^2 - 0.00183 * [P95]^2 + 0.000492 * [NaCN] * [P95]$
UGM-2	$RAu = 77.24 + 0.0451 * [NaCN] - 0.026 * [P95] - 0.000040 * [NaCN]^2 - 0.000208 * [P95]^2 + 0.00002 * [NaCN] * [P95]$
UGM-3	$RAu = 73.10 + 0.0246 * [NaCN] + 0.549 * [P95] - 0.000031 * [NaCN]^2 - 0.00702 * [P95]^2 + 0.000249 * [NaCN] * [P95]$

Nota: Fuente Elaboración propia

En base a las ecuaciones analizadas se graficó los siguientes modelos con las variables de NaCN en los rangos 300, 400, 500, 600 y 700 ppm y granulometría de mineral en el rango de 40 hasta 105 μm

Figura 21

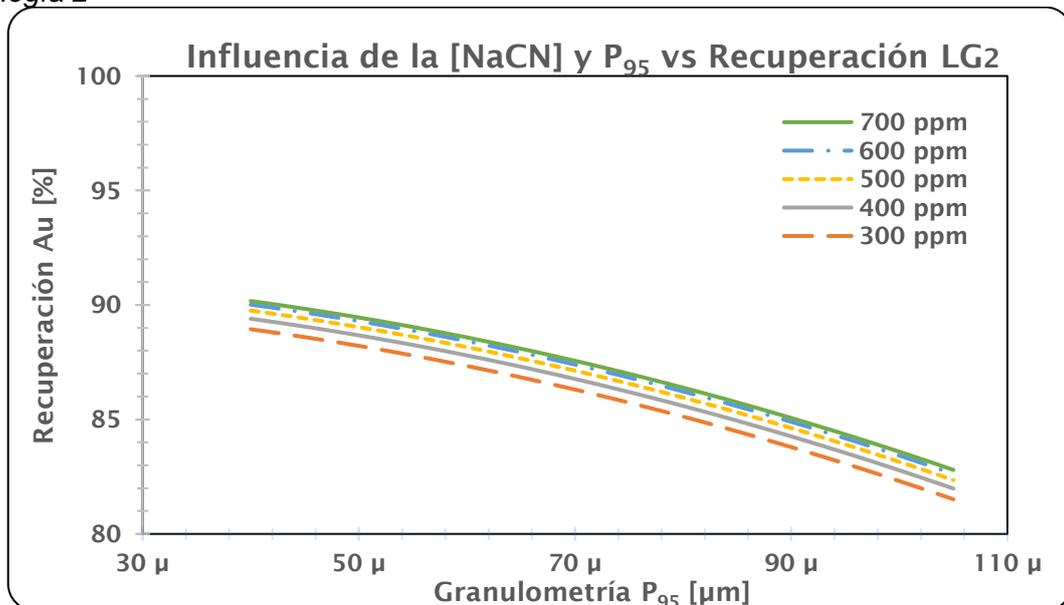
Litología 1



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 22

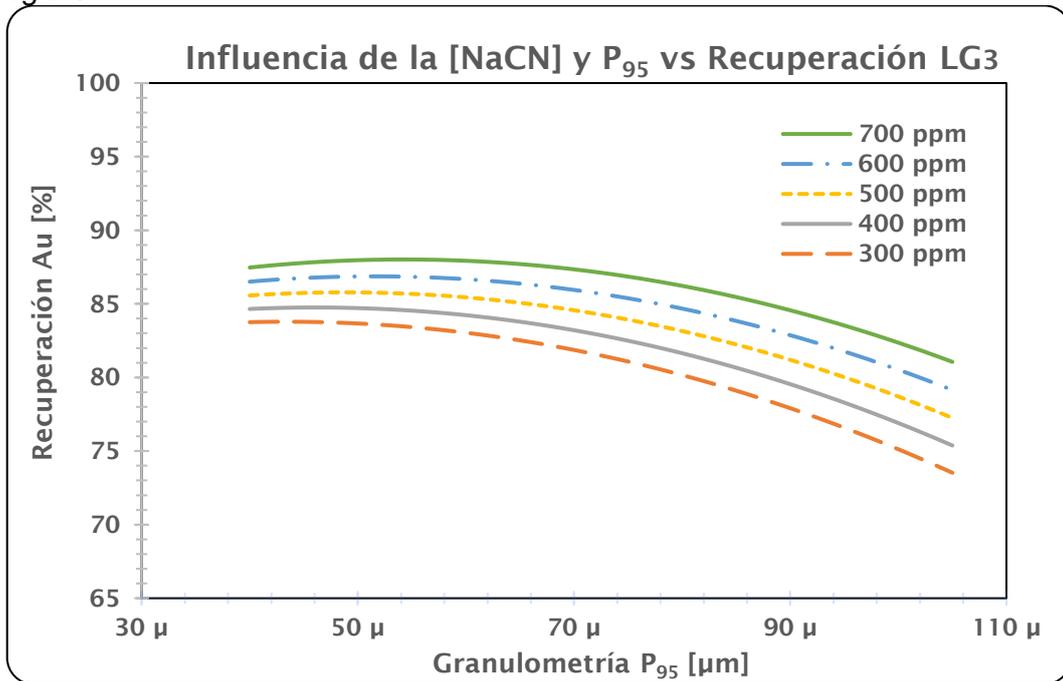
Litología 2



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 23

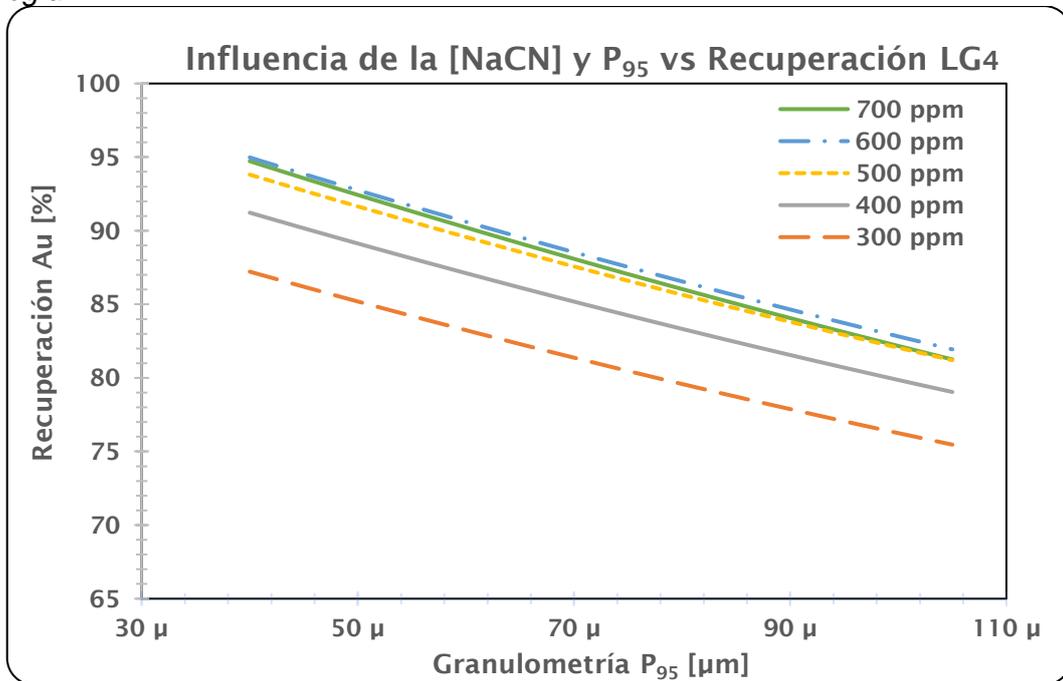
Litología 3



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 24

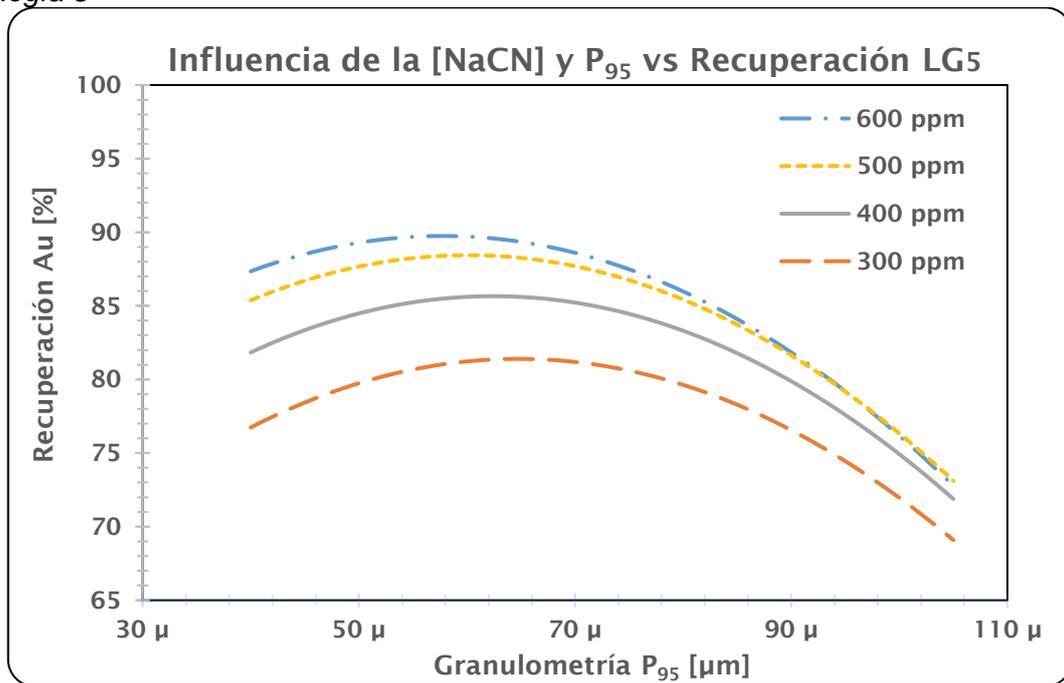
Litología 4



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 25

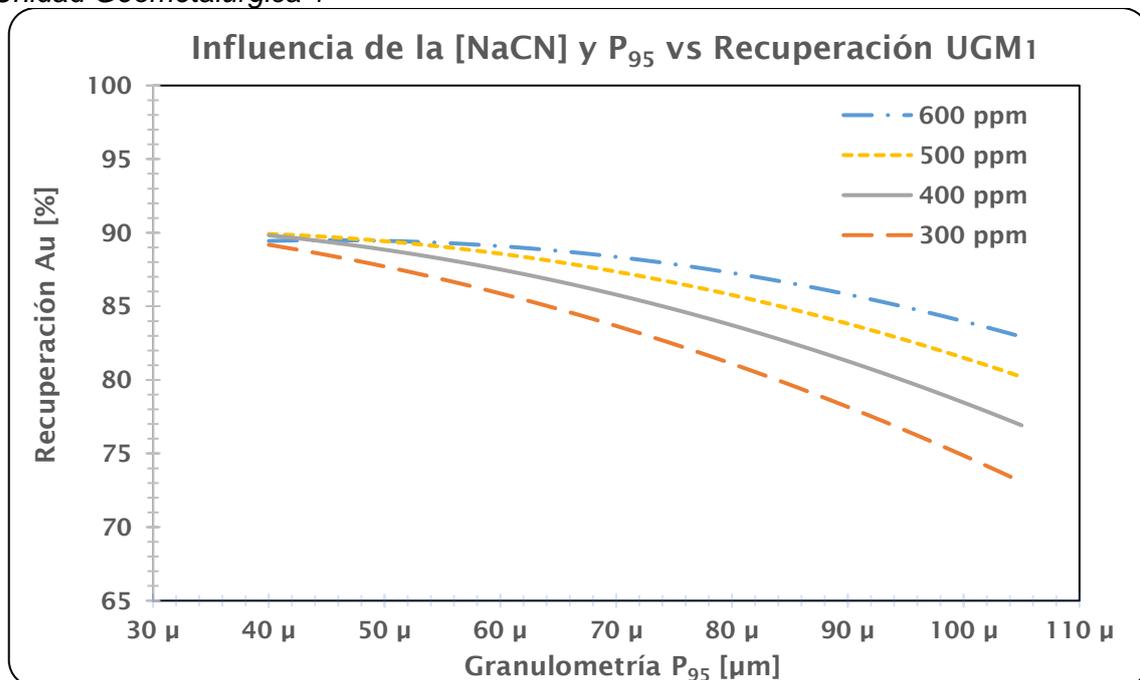
Litología 5



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 26

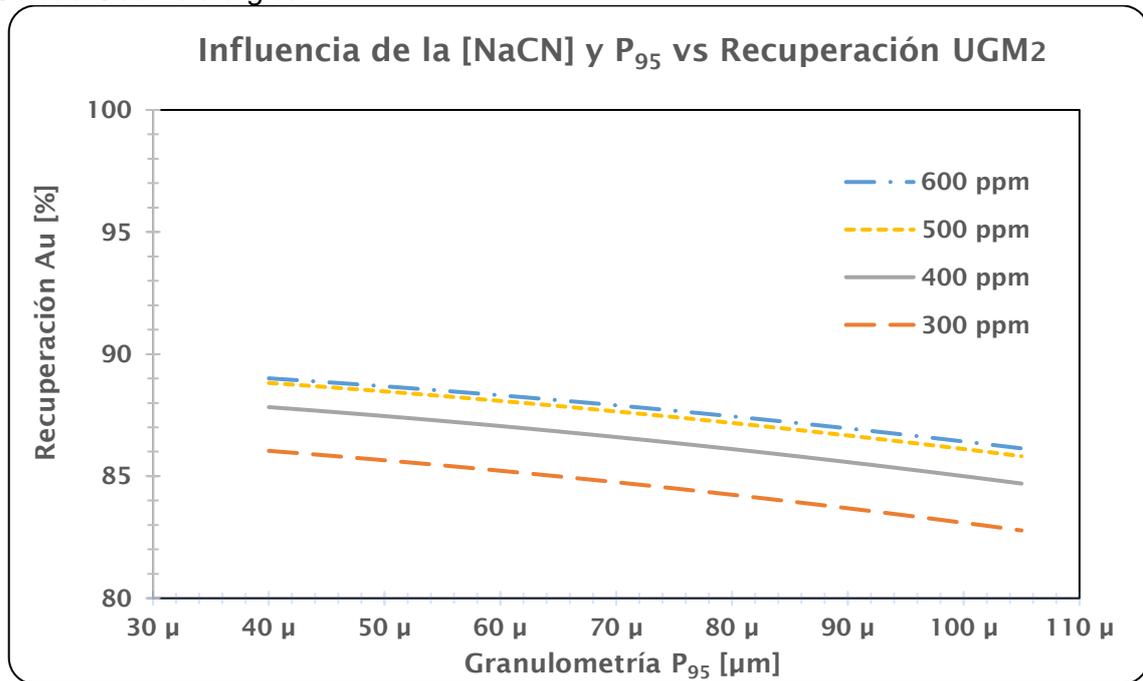
Unidad Geometalúrgica 1



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 27

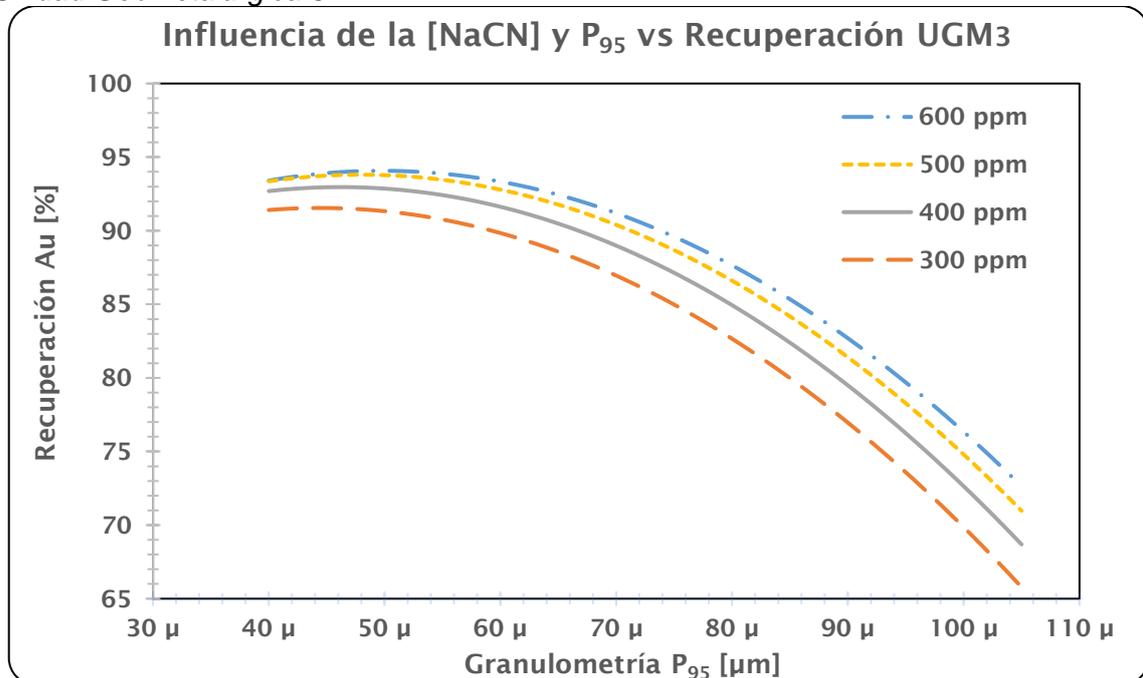
Unidad Geometalúrgica 2



Nota: Fuente Elaboración propia

Figura 28

Unidad Geometalúrgica 3



Nota: Fuente Elaboración propia

4.4 Consumo de Reactivos

Los reactivos presentes en el trabajo de investigación son el cianuro de sodio y el óxido de calcio.

En la siguiente Tabla se presenta el consumo de cianuro de sodio en función de la granulometría y concentración de cianuro.

Tabla 29

Consumo de cianuro de sodio, ratio NaCN: kg/t

Consumo de cianuro de sodio, ratio NaCN: kg/t	
Litología 1	$R_{NaCN} = 0.457 - 0.00108 * [NaCN] + 0.0003 * [P95] + 0.000001 * [NaCN]^2 - 0.000019 * [P95]^2 + 0.0000023 * [NaCN] * [P95]$
Litología 2	$R_{NaCN} = 0.65 + 0.000338 * [NaCN] - 0.01067 * [P95] + 0.000043 * [P95]^2 + 0.000003 * [NaCN] * [P95]$
Litología 3	$R_{NaCN} = 2.848 - 0.003208 * [NaCN] - 0.05313 * [P95] + 0.000003 * [NaCN]^2 + 0.000276 * [P95]^2 + 0.000018 * [NaCN] * [P95]$
Litología 4	$R_{NaCN} = 1.1158 + 0.000127 * [NaCN] - 0.007254 * [P95] + 0.000026 * [P95]^2$
Litología 5	$R_{NaCN} = 1.109 - 0.000379 * [NaCN] - 0.01711 * [P95] + 0.000001 * [NaCN]^2 + 0.000079 * [P95]^2 + 0.000006 * [NaCN] * [P95]$
UGM-1	$R_{NaCN} = 0.657 + 0.000389 * [NaCN] - 0.01132 * [P95] + 0.000103 * [P95]^2$
UGM-2	$R_{NaCN} = 0.527 + 0.000749 * [NaCN] - 0.01116 * [P95] + 0.000077 * [P95]^2 - 0.000002 * [NaCN] * [P95]$
UGM-3	$R_{NaCN} = -0.146 + 0.000754 * [NaCN] + 0.01452 * [P95] - 0.000085 * [P95]^2$

Nota: Fuente Elaboración propia

El consumo de óxido de calcio, para este análisis se observó que depende de la cantidad necesaria de mineral a trabajar.

Tabla 30

Consumo de óxido de calcio ratio Cal: kg/t

Consumo de Oxido de Calcio	
Ratio Cal: kg/t	
Litología 1	$R_{Cal} = -0.1260 * LN[P95] + 1.8648$
Litología 2	$R_{Cal} = -0.3430 * LN[P95] + 2.7240$
Litología 3	$R_{Cal} = -0.2540 * LN[P95] + 2.6418$
Litología 4	$R_{Cal} = -0.0079 * [P95] + 4.1436$
Litología 5	$R_{Cal} = -0.4900 * LN[P95] + 4.1067$
UGM-1	$R_{Cal} = -0.3640 * LN[P95] + 4.2731$
UGM-2	$R_{Cal} = +3.3559 * [P95] - 0.074$
UGM-3	$R_{Cal} = +3.0759 * EXP (-0.003 * [P95])$

Nota: Fuente Elaboración propia

Al usar las ecuaciones de consumo de cada reactivo para las condiciones actuales de Planta, P95: 74 µm y [NaCN]: 550 – 750 ppm, se obtiene las siguientes ratios para la Unidad Geometalúrgica 3 (UGM3)

Tabla 31*Ratio de consumo de reactivos UGM 3*

	P95	[NaCN]	Ratio de cal
	µm	ppm	Kg/t
UGM1	74	750	2.46
UGM2	74	700	2.46
UGM3	74	600	2.46

Note: Fuente Elaboración propia

Conclusiones

Se realizó una óptima evaluación metalúrgica de las cuatro zonas de extracción, encontrando los diferentes modelos de recuperación de Au y consumo de reactivos, para cada Litología y Unidad Geometalúrgica.

Se optó por un diseño hexagonal debido a que los principales factores en la recuperación de oro por cianuración, son la concentración de cianuro de sodio y el tamaño de partícula. Este efecto se corrobora para todas las litologías evaluadas en menor o mayor medida. Al reducir el tamaño de las partículas se libera al oro ocluido en la matriz de cuarzo y/o sulfuro, lo que permite su disolución, y al aumentar la concentración de cianuro, se corrobora incrementos en la recuperación de Au.

De las pruebas de DLT podemos concluir que la mineralización de las cuatro zonas de extracción, es del tipo relleno de fracturas, su origen es hidrotermal de baja sulfuración con cuarzo, adularia, sericita y pirita. La mena es aurífera con plata subordinada, y el oro se encuentra como electrum (Au-Ag) y está relacionado a gangas de cuarzo asociado con diversos sulfuros, principalmente piritas y trazas de esfalerita, galena y calcopirita. La relación de ley de Ag/Au es de 1:1 a 2:1.

El modelamiento Geometalúrgico del proceso de cianuración permite identificar las mejores condiciones operativas de Planta, debido a que la molienda primaria y secundaria está configurada para obtener como producto 95% pasante -m200 (74 μm), lo que conlleva a ajustar la concentración de cianuro entre 550 a 650 ppm para mantener recuperaciones cercanas a las ideales, estos parámetros son aplicables para los 3 UGM's evaluadas. Logrando así una recuperación de Au en 90.2% en la Unidad Geometalúrgica 3, mayor en 2.0% a la recuperación actual en planta.

Recomendaciones

Al aplicar los UGMs en la alimentación a planta de beneficio, se tiene que hacer un seguimiento minucioso de la ley de cabeza y la distribución de las litologías en cada UGM, para no afectar en un posible consumo excesivo de reactivos.

Las pruebas futuras deberán completar el mapeo Geometalúrgico tomando en cuenta la gravimetría, sedimentación, adsorción con carbón en pulpa y destrucción de cianuro.

Se hace necesario hacer una evaluación económica relacionada a reducir el tamaño de partícula que ingresa al proceso de cianuración, para asegurar que los consumos de medios molidores y/o energía específica requerida aun sea rentable al proceso metalúrgico.

Se recomienda realizar el impacto que se tendría en la sedimentación al reducir el tamaño de partícula en mejoras de aumentar la recuperación de Au.

Se recomienda realizar pruebas en la etapa de cianuración variando las concentraciones de oxígeno y sus efectos en la recuperación de Au

Referencias bibliográficas

- Agudelo Orrego, B. E. (2019). *Formación del talento humano y la estrategia organizacional en empresas de Colombia*. *Entramado*, 15(1), 116-137. Obtenido de <http://www.scielo.org.co/pdf/entra/v15n1/1900-3803-entra-15-01-116.pdf>
- Antoni Camprubí y Tawn Albinson. (2006). *Depósitos epidermales en México: actualización de su conocimiento y reclasificación empírica*. Sociedad Geológica Mexicana.
- Ariza Ramirez, F. J., & Ariza Ramirez, J. M. (2013). *Información y atención al cliente*. McGraw-hill. Obtenido de: <https://www.mheducation.es/bcv/guide/capitulo/8448196813.pdf>
- Bohórquez, E., Pérez, M., Caiche, W., & Benavides Rodriguez, A. (2020). *La motivación y el desempeño laboral: El capital humano como factor clave en una organización*. *Universidad y Sociedad*, 12(3), 385-390. Obtenido de: <http://scielo.sld.cu/pdf/rus/v12n3/2218-3620-rus-12-03-385.pdf>
- Canaza, H., Flores, Y., & Verónica, T. (2021). *Administración de recursos humanos y la calidad del servicio al público en la municipalidad de Usicayos*. *Revista Gestionar*, 1(3), 1-11. Obtenido de: <http://www.revistagestionar.com/index.php/rg/article/view/11/11>
- Chiavenato, I. (2009). *Gestión de Talento Humano*. Mc Graw Hill. Obtenido de https://www.academia.edu/40458319/Gesti%C3%B3n_del_Talento_Humano_libro_completo_chiavenato
- Clemenza, C., Gotera, A., & Araujo, R. (2010). *Calidad de los servicios prestados por el Servicio Autónomo Municipal de Administración Tributaria*. *Revista Venezolana de Gerencia*, 15(49), 103-124. Obtenido de <http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=29012358007>
- Cruz, S., & Martínez, N. (2022). *Presión de agua y frecuencia de rotación del concentrador Falcon L40 en el porcentaje de recuperación de oro mediante concentración gravimétrica a relaves*. Universidad Nacional de Trujillo. Obtenido de

[https://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/19680/MARTINEZ%20ECH
EVARRIA%20-%20CRUZ%20RODRIGUEZ.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/19680/MARTINEZ%20ECH%20EVARRIA%20-%20CRUZ%20RODRIGUEZ.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

Duque Oliva, E. J. (2005). *Revisión del concepto de calidad del servicio y sus modelos de medición*. *INNOVAR*, 15(25). Obtenido de:

<http://www.scielo.org.co/pdf/inno/v15n25/v15n25a04.pdf>

Flores Quispe, L. (2017). *Gestión del talento humano y su incidencia en la calidad de servicio y rentabilidad de las empresas de transporte terrestre de pasajeros interregionales del sur del Perú*, periodo 2015 - 2016. *Revista de investigaciones de la escuela de posgrado*, 6(4), 348-361. Obtenido de:

<http://revistas.unap.edu.pe/epg/index.php/investigaciones/article/view/130/111>

Gadea, A. (2000). *Gestión de la calidad en servicios públicos La perspectiva de los ciudadanos, clientes y usuarios*. Ayuntamiento de Santa Coloma de Gamenet.

Gil Flores, J. (2007). *La evaluación de competencias laborales*. *Educación XX1*, 10, 83-106. Obtenido de <https://www.redalyc.org/pdf/706/70601006.pdf>

Hernandez Sampieri, R., Fernandez, C. C., & Baptista, L. P. (2014). *Metodología de la investigación*. Mexico: Mc Graw Hill.

Hidalgo Cedeño, M. d., Romero Zambrano, M. A., & Pazmiño Chica, V. E. (2020). *Capacitación y gestión del talento humano en administración de empresas*. *Cienciamatria*, 6(10). Obtenido de:

<https://cienciamatriarevista.org.ve/index.php/cm/article/view/125/124>

Huerta Mejia, L. J. (2019). *Evaluación Geológica del yacimiento minero Sierra Antapite S.A.C.-Huaytara-Huancavelica*. Tesis de Pre grado, Universidad nacional Daniel Alcides Carrión. Obtenido de:

http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1052/1/T026_42704623_T.pdf

Jara Martínez, A. M., Asmat Vega, N. S., Alberca Pintado, N. E., & Medina Guzmán, J. J. (2018). *Gestión del talento humano como factor de mejoramiento de la gestión pública y desempeño laboral*. *Revista Venezolana de Gerencia*, 23(83), 1-20. Obtenido de <https://www.redalyc.org/journal/290/29058775014/29058775014.pdf>

- Jiménez León, F., & Mariño Lua, I. (2018). *Investigación y análisis de la rotación del talento humano en las cadenas de comidas rápidas y su impacto en la productividad y el clima laboral*. *Dominio de las ciencias*, 4(3), 449-465. Obtenido de <https://dominiodelasciencias.com/ojs/index.php/es/article/view/818/954>
- Levenspiel, O. (1999). *Chemical Reaction Engineering*.
- Lozano Correa, L. J. (2007). *El talento humano, una estrategia de éxito en las empresas culturales*. *Revista Escuela de Administración de Negocios(60)*, 147-164. Obtenido de <https://www.redalyc.org/pdf/206/20606008.pdf>
- Martinez, R. (2021). *Depósitos Ortomagmáticos*. Obtenido de <https://www.docsy.com/es/yacimientos-minerales-6/7512102/>
- Mina Sierra Antapite. (s.f.). *Geología del yacimiento aurífero Antapite*.
- Ojeda García, A., & Hernández Pérez, J. C. (2012). *Las competencias laborales: Una construcción recíproca entre lo individual y lo grupal*. *Enseñanza e investigación en Psicología*, 17(1), 171-187. Obtenido de <https://www.redalyc.org/pdf/292/29223246011.pdf>
- Portal Minero. (2006). *Manual general de minería y metalúrgia*. Portal Minero Ediciones.
- Rojas, V. S. (2003). *Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro pirítico para la optimización del proceso de cianuración utilizando el programa estadístico Statgraphic Plus*.
- Romero Parra, L. M., & Salcedo Lara, M. (2019). *Estrategias para fortalecer el proceso de gestión del talento humano en una entidad pública*. *Signos*, 11(2), 99-117. Obtenido de <https://dialnet.unirioja.es/servlet/articulo?codigo=6990344>
- Salazar Saldivar, J. A. (2020). *Gestión de talento humano y la calidad de servicio en la Municipalidad distrital de Chimban*. Tesis de licenciatura, Universidad Cesar Vallejo. Obtenido de https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/47193/Salazar_SJA-SD.pdf?sequence=1&isAllowed=y

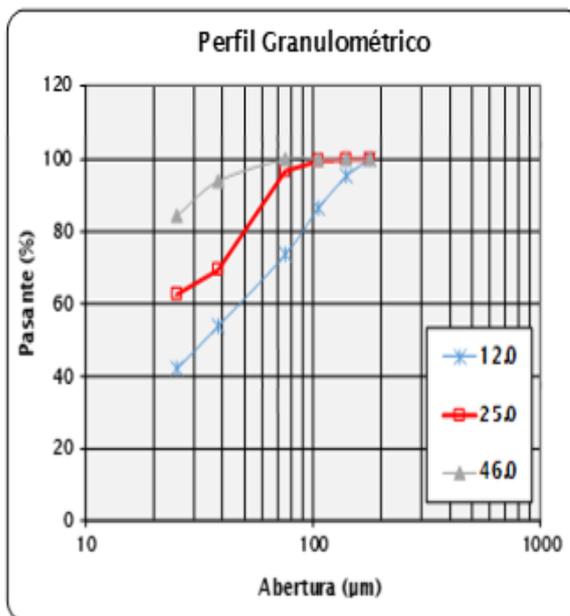
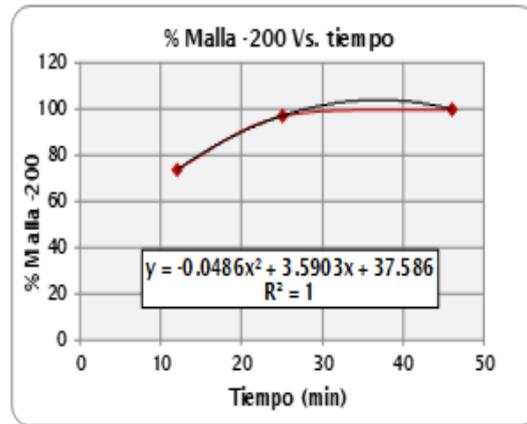
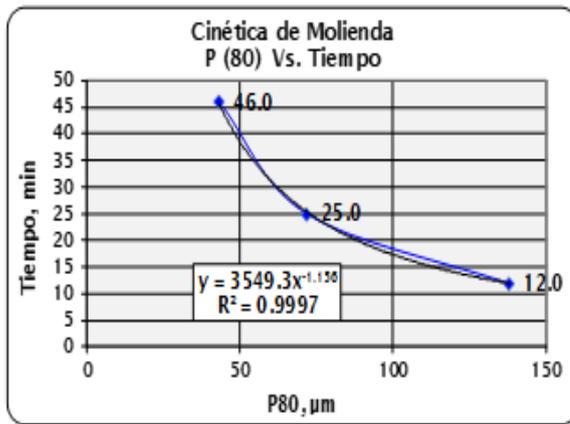
Zhang, J. (2015). *Serial Hybrid Modelling for a Gold Cyanidation Leaching Plant*. The Canadian Journal of Chemical Engineering.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 1	1
Anexo 2: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 2	2
Anexo 3: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 3	3
Anexo 4: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 4	4
Anexo 5: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 5	5
Anexo 6: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de las UGM-1	6
Anexo 7: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de las UGM-2	7
Anexo 8: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de las UGM-3	8
Anexo 9: Diagnóstico de lixiviación de la litología 1	9
Anexo 10: Diagnóstico de lixiviación de la litología 2	10
Anexo 11: Diagnóstico de lixiviación de la litología 3	11
Anexo 12: Diagnóstico de lixiviación de la litología 4	12
Anexo 13: Diagnóstico de lixiviación de la litología 5	13
Anexo 14: Diagnóstico de lixiviación de la UGM-1	14
Anexo 15: Diagnóstico de lixiviación de la UGM-2	15
Anexo 16: Diagnóstico de lixiviación de la UGM-3	16

Anexo 1: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 1

TEST DE MOLIENDABILIDAD										
Malla ASTM N°	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 4 (Min)		
		12.0			25.0			46.0		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	25.9	4.5	95.5	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
150	105	51.4	9.0	86.5	2.2	0.4	99.6	0.0	0.0	100.0
200	75	73.1	12.8	73.7	15.3	2.6	97.0	0.3	0.1	99.9
400	38	113.3	19.8	53.8	160.5	27.7	69.3	34.3	6.1	93.9
500	25	67.6	11.8	42.0	37.8	6.5	62.8	54.6	9.7	84.2
-500		240.0	42.0	-	364.0	62.8	-	476.2	84.2	-
Peso Muestra (g)		571.3			579.8			565.4		
Tpo. Mol. (min)		12.0			25.0			46.0		
P ₀₅ (µm)		138.0			71.9			43.2		
% Malla -200		73.7			97.0			99.9		



Potencial

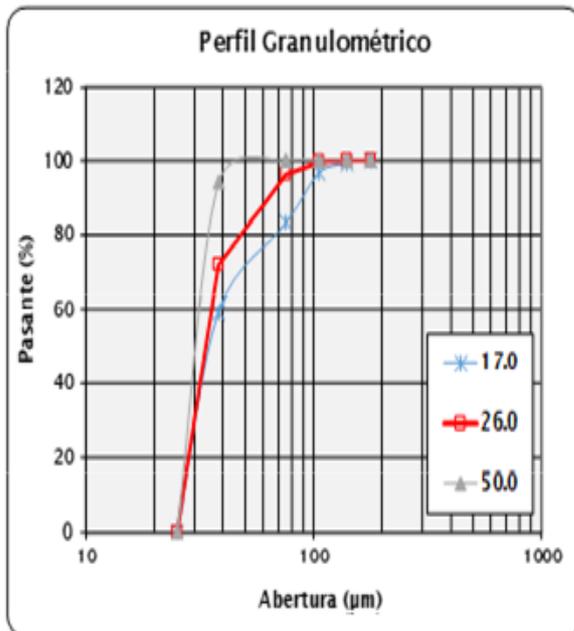
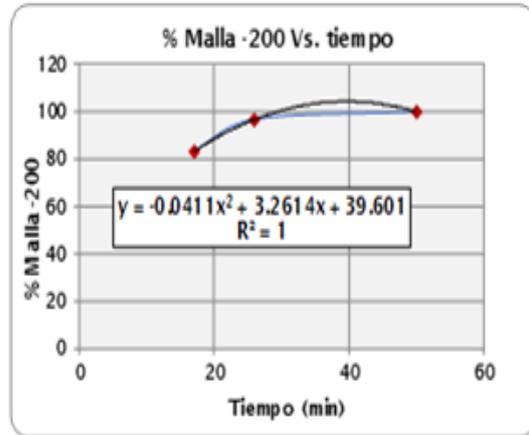
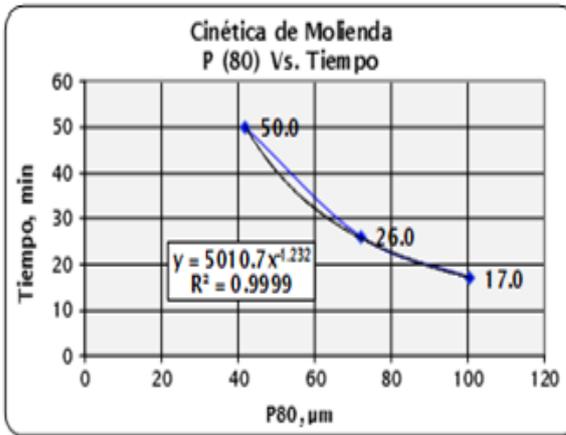
Tiempo (% - m200)		
P95 (µm)	Tiempo	% - m200
44	44.29	100
73	25.10	97
101	17.18	85

P (95)	Min	Seg
44	44	17
73	25	6
101	17	11

Nota: Fuente Elaboración propia

Anexo 2: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 2

		TEST DE MOLIENDABILIDAD								
Malla ASTM N'	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 3 (Min) M8		
		17.0			26.0			50.0		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	3.2	0.6	99.4	0.2	0.0	100.0	0.1	0.0	100.0
150	105	13.5	2.5	96.9	1.7	0.3	99.7	0.2	0.0	99.9
200	75	72.8	13.7	83.2	16.6	3.1	96.6	0.4	0.1	99.9
400	38	127.8	24.0	59.1	134.2	24.7	71.9	30.8	5.7	94.2
500	25	314.2	59.1	0.0	391.4	71.9	0.0	510.4	94.2	0.0
-500			0.0	-		0.0	-		0.0	-
Peso Muestra (g)		531.5			544.1			541.9		
Tpo. Mol. (min)		17.0			26.0			50.0		
P₉₅ (µm)		100.6			72.2			42.0		
% Malla -200		83.2			96.6			99.9		



Potencial

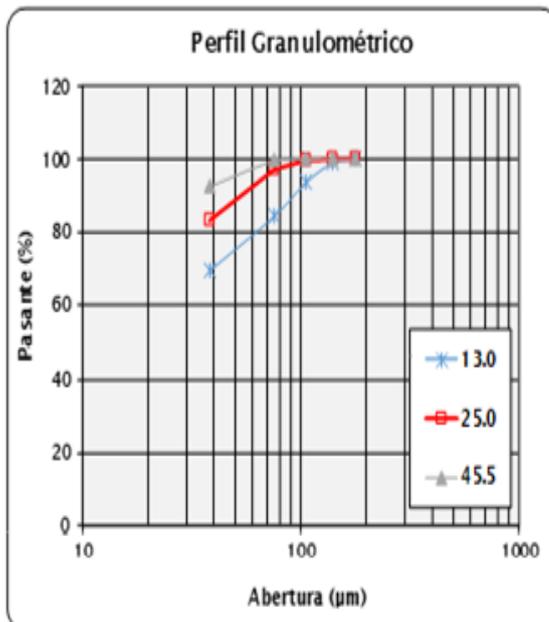
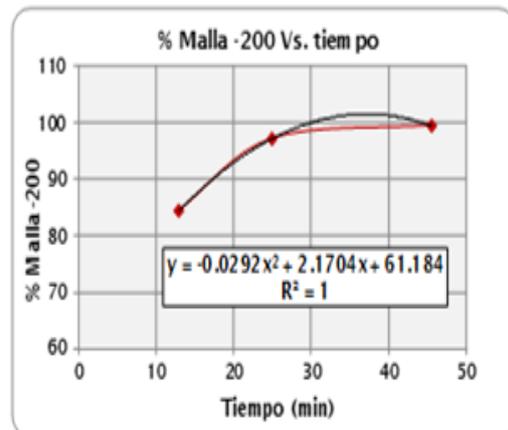
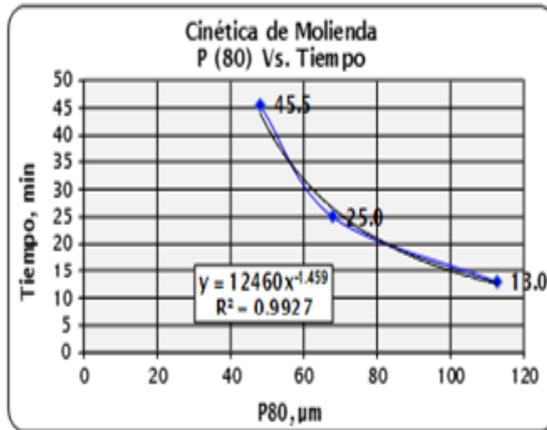
Tiempo (% - m200)		
P95 (µm)	Tiempo	% - m200
44	46.87	100
73	25.58	96
101	17.08	83

P (95)	Min	Seg
44	46	52
73	25	35
101	17	5

Nota: Fuente Elaboración propia

Anexo 3: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 3

		TEST DE MOLIENDABILIDAD								
Malla ASTM N'	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 3 (Min) M8		
		13.0			25.0			45.5		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	4.8	0.9	99.1	0.1	0.0	100.0	0.1	0.0	100.0
150	105	29.0	5.4	93.7	2.5	0.5	99.5	0.2	0.0	99.9
200	75	50.0	9.3	84.5	12.3	2.3	97.2	2.3	0.4	99.5
400	38	80.3	14.9	69.6	74.3	13.9	83.3	36.6	6.8	92.7
-400	0	375.4	69.6	0.0	443.6	83.3	0.0	498.1	92.7	0.0
		0.0	0.0	-	0.0	0.0	-	0.0	0.0	-
Peso Muestra (g)		539.5			532.8			537.3		
Tpo. Mol. (min)		13.0			25.0			45.5		
P ₉₅ (µm)		112.5			67.8			48.0		
% Malla -200		84.5			97.2			99.5		



Potencial

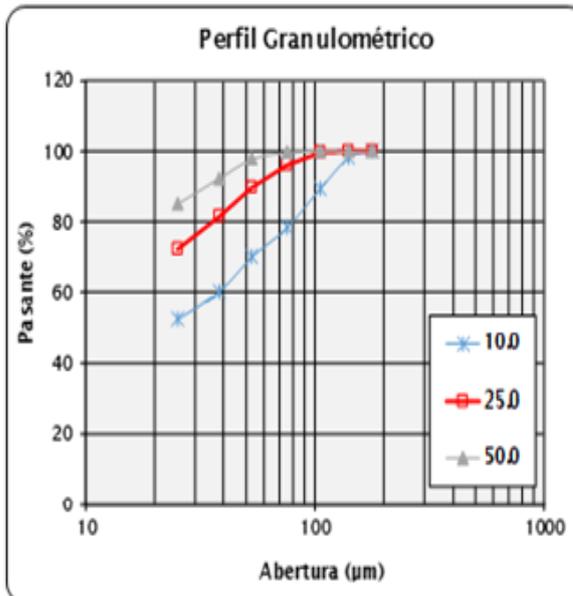
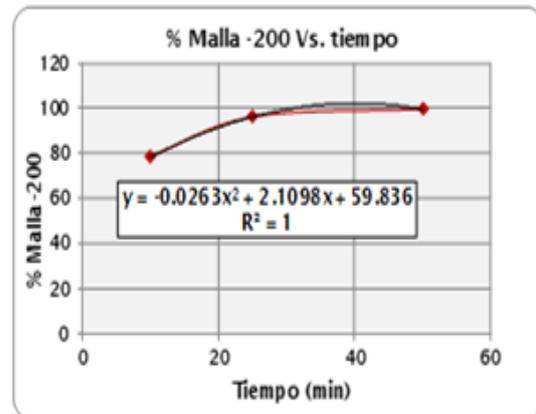
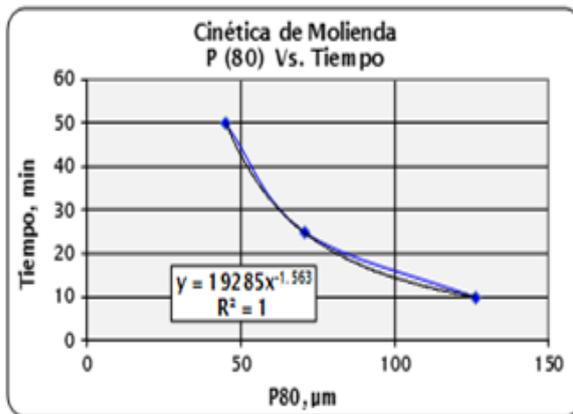
Tiempo (% - m200)		
P95 (µm)	Tiempo	% - m200
44	49.28	97
73	24.06	96
101	14.91	87

P (95)	Min	Seg
44	49	17
73	24	4
101	14	55

Nota: Fuente Elaboración propia

Anexo 4: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 4

		TEST DE MOLIENDABILIDAD								
Malla ASTM N'	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 4 (Min)		
		10.0			25.0			50.0		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	9.8	1.7	98.3	0.1	0.0	100.0	0.1	0.0	100.0
150	105	50.3	8.8	89.4	2.7	0.5	99.5	0.3	0.1	99.9
200	75	63.4	11.1	78.3	19.0	3.3	96.2	1.7	0.3	99.6
270	53	46.2	8.1	70.2	36.7	6.5	89.7	10.9	1.9	97.7
400	38	56.8	10.0	60.2	45.4	8.0	81.7	31.9	5.5	92.2
500	25	44.8	7.9	52.3	53.6	9.4	72.2	42.0	7.3	84.9
-500		298.0	52.3	-	410.0	72.2	-	489.2	84.9	-
Peso Muestra (g)		569.3			567.5			576.1		
Tpo. Mol. (min)		10.0			25.0			50.0		
P ₉₅ (µm)		126.2			70.6			45.1		
% Malla -200		78.3			96.2			99.6		



Potencial

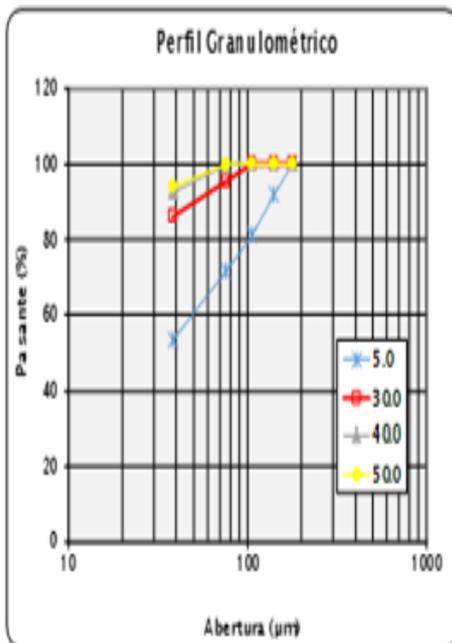
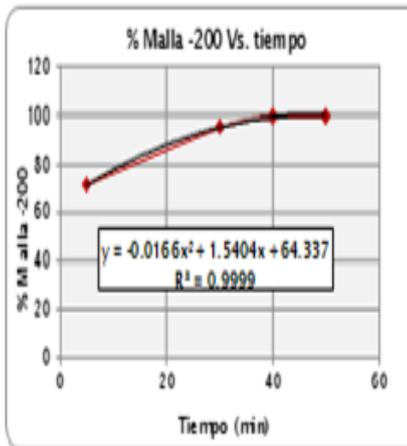
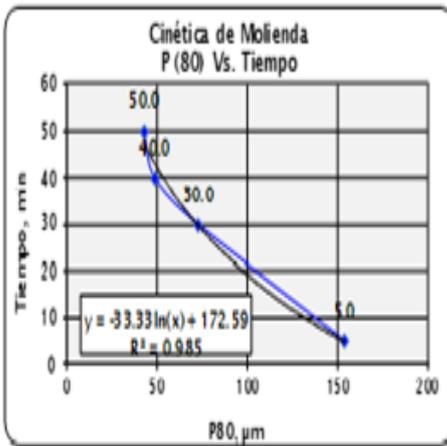
Tiempo (%- m200)		
P95 (µm)	Tiempo	%- m200
44	51.41	99
73	23.85	95
101	14.28	85

P (95)	Min	Seg
44	51	25
73	23	51
101	14	17

Nota: Fuente Elaboración propia

Anexo 5: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de la litología 5

TEST DE MOLIENDABILIDAD													
Malla ASTM N°	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 3 (Min) M8			Tiempo 4 (Min)		
		5.0			30.0			40.0			50.0		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	43.6	8.1	91.9	0.0	0.0	100.0	0.2	0.0	100.0	0.1	0.0	100.0
150	105	57.1	10.6	81.3	0.4	0.1	99.9	0.3	0.1	99.9	0.2	0.0	99.9
200	75	51.6	9.6	71.6	25.6	4.5	95.5	1.6	0.3	99.6	0.9	0.2	99.8
400	38	97.0	18.1	53.6	53.0	9.2	86.2	39.7	7.2	92.5	33.2	5.8	94.0
-400		287.8	53.6	-	494.3	86.2	-	512.4	92.5	-	539.6		-
Peso Muestra (g)		537.1			573.3			554.2			574.0		
Tpo. Mol. (min)		5.0			30.0			40.0			50.0		
P ₈₅ (µm)		153.6			72.6			48.7			42.8		
% Malla -200		71.6			95.5			99.6			99.8		



Potencial

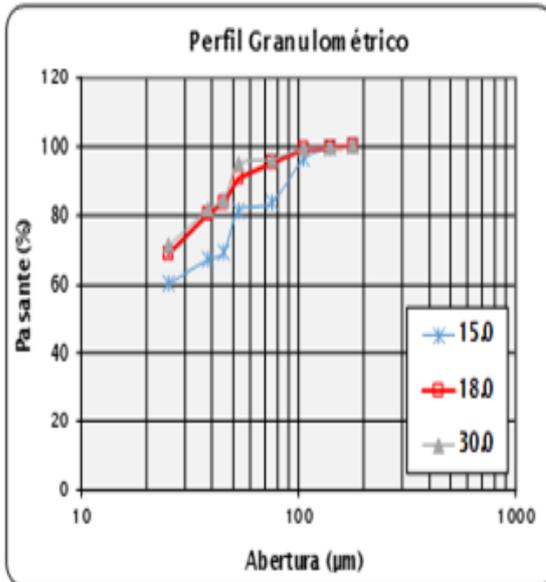
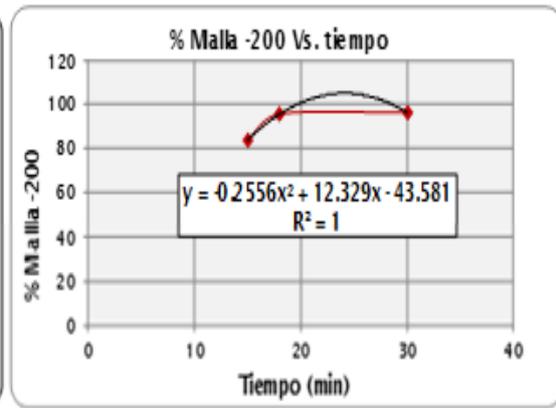
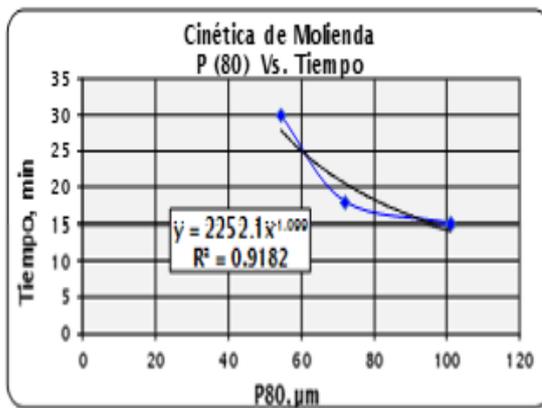
Tiempo (% - m200)		
P95 (µm)	Tiempo	% - m200
44	46.20	100
73	29.82	96
101	18.89	88

P (95)	Min	Seg
44	46	12
73	29	49
101	18	53

Nota: Fuente Elaboración propia

Anexo 6: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de las UGM-1

TEST DE MOLIENDABILIDAD										
Malla ASTM N°	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 3 (Min)		
		15.0			18.0			30.0		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	2.1	0.4	99.6	0.3	0.1	99.9	1.7	0.3	99.7
150	105	18.4	3.1	96.6	2.7	0.5	99.5	1.4	0.2	99.5
200	75	75.7	12.7	83.9	22.1	3.9	95.5	18.6	3.2	96.3
270	53	14.4	2.4	81.4	24.9	4.4	91.1	8.0	1.4	94.9
325	45	72.6	12.2	69.2	41.2	7.3	83.8	60.0	10.3	84.6
400	38	12.7	2.1	67.1	18.0	3.2	80.6	17.1	2.9	81.7
500	25	41.0	6.9	60.2	66.0	11.7	68.8	61.0	10.5	71.2
-500		358.6	60.2	-	387.2	68.8	-	414.7	71.2	-
Peso Muestra (g)		595.5			562.4			582.5		
Tpo. Mol. (min)		15.0			18.0			30.0		
P ₈₀ (µm)		101.0			72.0			54.3		
% Malla -200		83.9			95.5			96.3		



Potencial

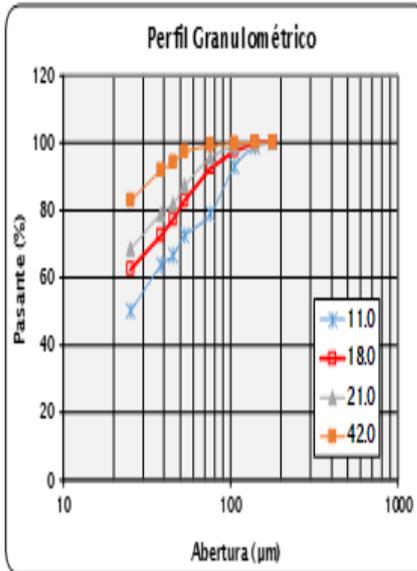
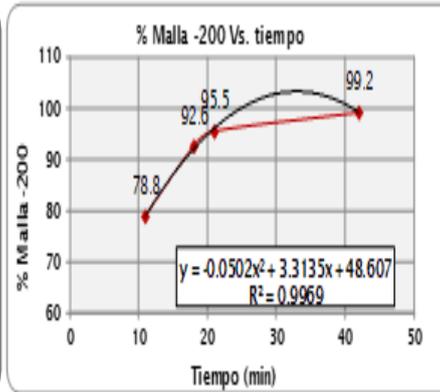
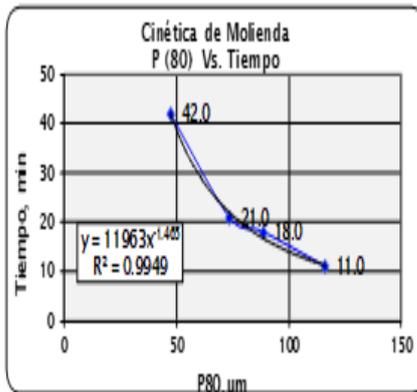
Tiempo (% - m200)		
P80 (µm)	Tiempo	% - m200
73	20.33	100
44	34.88	100
101	14.17	100

P (80)	Min	Seg
73	20	20
44	34	53
101	14	10

Nota: Fuente Elaboración propia

Anexo 7: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de las UGM-2

TEST DE MOLIEDABILIDAD													
Malla ASTM N°	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 3 (Min)			Tiempo 3 (Min)		
		42.0			21.0			18.0			11.0		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	0.0	0.0	100.0	1.5	0.3	99.7	0.0	0.0	100.0	6.5	1.1	98.8
150	105	1.6	0.3	99.7	4.4	0.8	99.0	14.3	2.5	97.5	33.2	5.8	93.0
200	75	3.3	0.6	99.2	19.8	3.5	95.5	27.8	4.9	92.6	81.2	14.2	78.8
270	53	10.7	1.8	97.4	46.7	8.2	87.3	55.8	9.8	82.9	35.6	6.2	72.6
325	45	20.4	3.5	98.9	32.9	5.8	81.6	31.0	5.4	77.4	34.7	6.1	66.5
400	38	12.5	2.1	91.8	14.6	2.6	79.0	28.7	5.0	72.4	16.2	2.8	63.7
500	25	53.1	9.0	82.8	60.3	10.5	68.5	57.1	10.0	62.4	77.7	13.6	50.1
-500		489.7	82.8	-	391.90	68.5	-	356.7	62.4	-	280.0	49.0	-
Peso Muestra (g)		591.3			572.1			571.4			565.1		
Tpo. Mol. (min)		42.0			21.0			18.0			11.0		
P ₈₀ (µm)		47.4			73.5			88.5			116.0		
% Malla -200		99.2			95.5			92.6			78.8		



Potencial

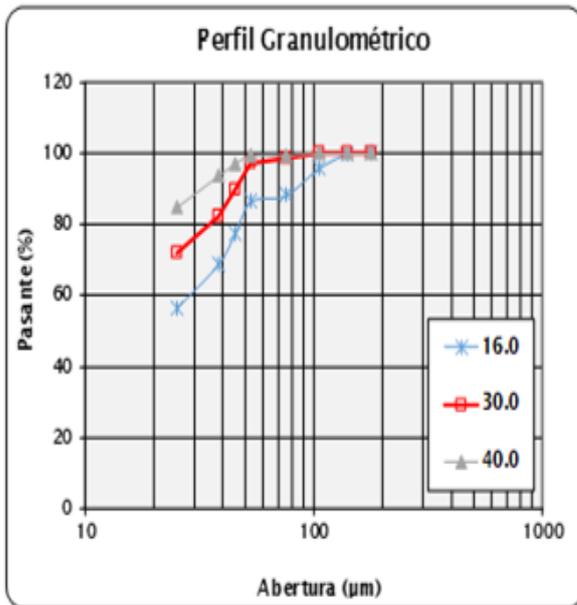
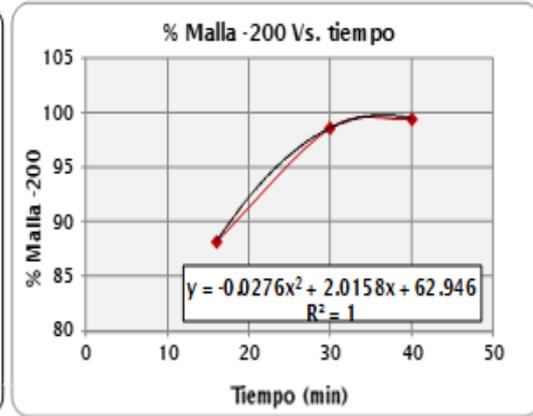
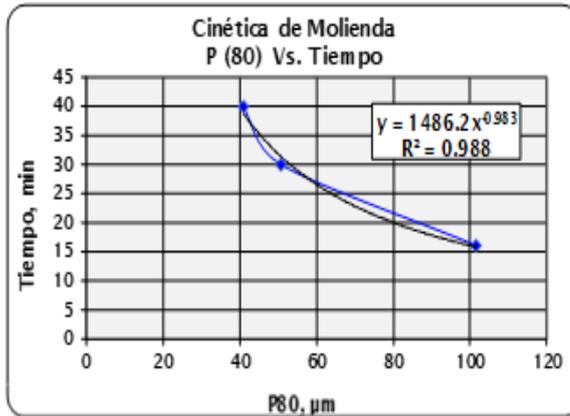
Tiempo (% - m200)		
P80 (µm)	Tiempo	% - m200
73	22.51	98
44	46.25	94
101	13.92	85

P (80)	Min	Seg
73	22	31
44	46	15
101	13	55

Nota: Fuente Elaboración propia

Anexo 8: Resultados de pruebas para Moliendabilidad de las UGM-3

		TEST DE MOLIENDABILIDAD								
Malla ASTM N°	Abertura (µm)	Tiempo 1 (Min)			Tiempo 2 (Min)			Tiempo 3 (Min)		
		16.0			30.0			40.0		
		Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %	Peso, g	Retenido %	Acumulado Pasante, %
80	177	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
100	140	1.0	0.2	99.8	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
150	105	20.0	4.0	95.8	0.0	0.0	100.0	0.0	0.0	100.0
200	75	38.3	7.7	88.1	8.3	1.4	98.6	3.1	0.5	99.5
270	53	8.4	1.7	86.5	8.4	1.4	97.2	0.6	0.1	99.4
325	45	45.3	9.1	77.4	45.3	7.6	89.6	13.5	2.4	97.0
400	38	43.4	8.7	68.7	43.4	7.3	82.3	20.2	3.5	93.5
500	25	61.8	12.4	56.4	61.8	10.4	71.9	50.7	8.9	84.6
-500		281.8	56.4	-	426.8	71.9	-	483.6	84.6	-
Peso Muestra (g)		500.0			594.0			571.7		
Tpo. Mol. (min)		16.0			30.0			40.0		
P₉₅ (µm)		101.5			50.6			40.9		
% Malla -200		88.1			98.6			99.5		



Potencial

Tiempo (% - m200)		
P80 (µm)	Tiempo	% - m200
44	36.02	100
73	21.90	94
101	15.92	88

P (80)	Min	Seg
44	36	1
73	21	54
101	15	55

Nota: Fuente Elaboración propia

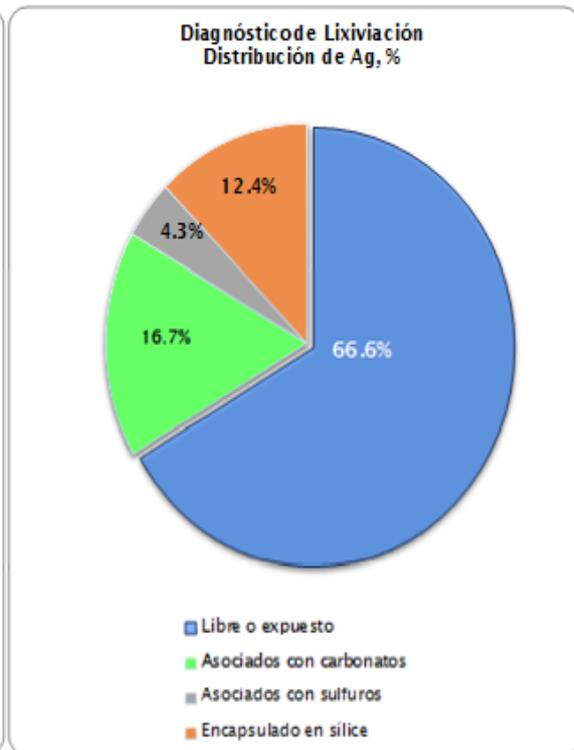
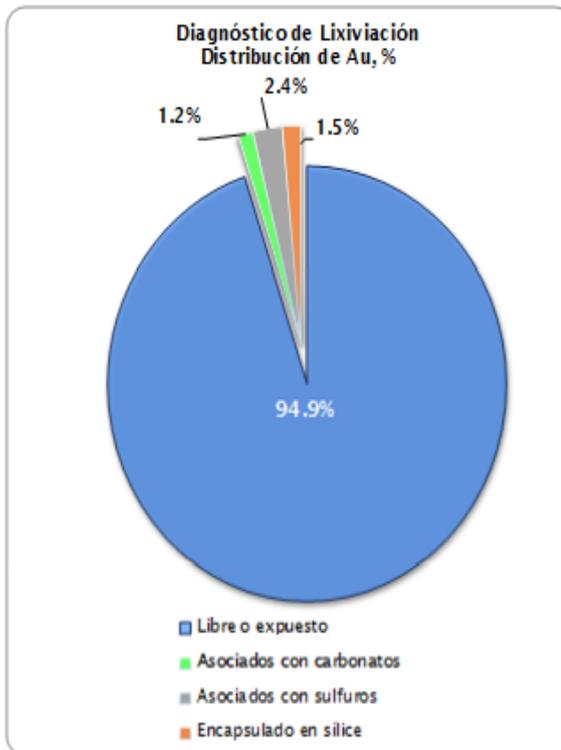
Anexo 9: Diagnóstico de lixiviación de la litología 1

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	4.79	8.10
Cabeza calculada		4.77	8.42
Ripio	0.0003	0.05	1.05

Contenido Metálico, g		
Producto	Au	Ag
Cabeza	0.000957	0.0016192
Solución	0.000943	0.001418
Ripio	0.000012	0.000266

Descripción	Volúmenes			Extracción, %				
	Elemento	Au	Ag	L l	Individual		Total	
		mg/L	mg/L		Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte		1.130	1.341	0.80	94.91	66.57	98.79	84.22
CN-1 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.80				
HCl Sol.Fuerte		0.000	0.000	0.30				
HCl Sol.Lavado		0.000	0.000	0.30	0.00	0.00		
CN-2 Sol.Fuerte		0.100	2.350	0.12	1.20	16.69		
CN-2 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.24	2.38	4.32		
Agua regia Sol.Fuerte		0.065	0.200	0.35				
Agua regia Sol.Lavado		0.000	0.000	0.35				
Contabilidad					98.49	87.58	1.00	1.04

Eta	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	94.9 %	66.6%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	1.2 %	16.7%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	2.4 %	4.3%
Residuo	Encapsulado en sílice	1.5 %	12.4%
Total		100.0	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia

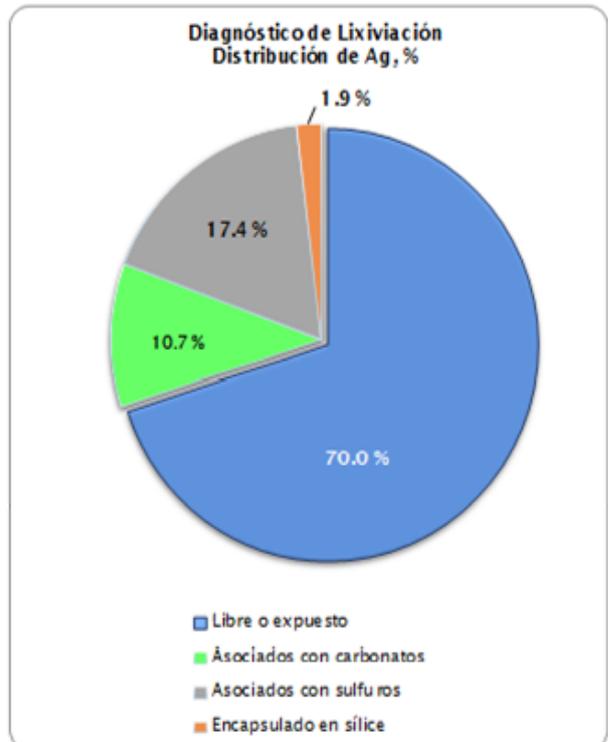
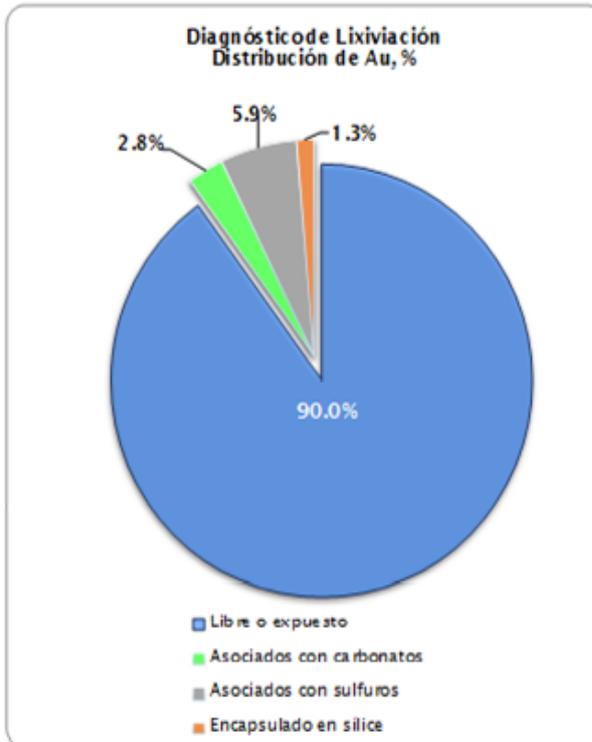
Anexo 10: Diagnóstico de lixiviación de la litología 2

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	2.33	2.70
Cabeza calculada		2.38	2.75
Ripio	0.0002	0.08	0.10

Producto	Contenido Metálico, g	
	Au	Ag
Cabeza	0.000466	0.000540
Solución	0.000460	0.000529
Ripio	0.000017	0.000020

Descripción	Volúmenes			Extracción, %				
	Elemento	Au	Ag	L l	Individual		Total	
		mg/L	mg/L		Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte	0.654	0.589	0.64	69.99	69.99	96.49	96.36	
CN-1 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.64					
HCl Sol.Fuerte	0.000	0.000	0.30	0.00	0.00			
HCl Sol.Lavado	0.000	0.000	0.30					
CN-2 Sol.Fuerte	0.065	0.289	0.20	2.79	10.71			
CN-2 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.20					
Aqua regia Sol.Fuerte	0.138	0.470	0.20	5.90	17.42			
Aqua regia Sol.Lavado	0.000	0.000	0.20					
Contabilidad				98.68	98.12	1.02	1.02	

Etap	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	90.0 %	70.0 %
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	2.8 %	10.7 %
Agua Regia	Asociados con sulfuros	5.9 %	17.4 %
Residuo	Encapsulado en sílice	1.3 %	1.9 %
Total		100.00	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia

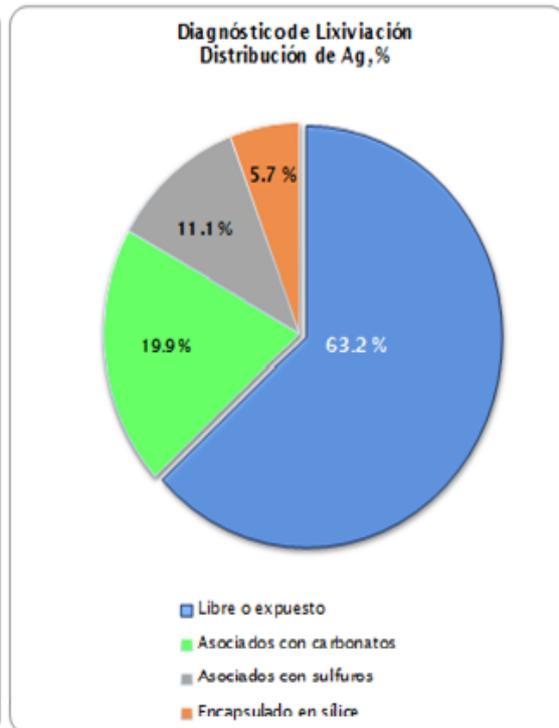
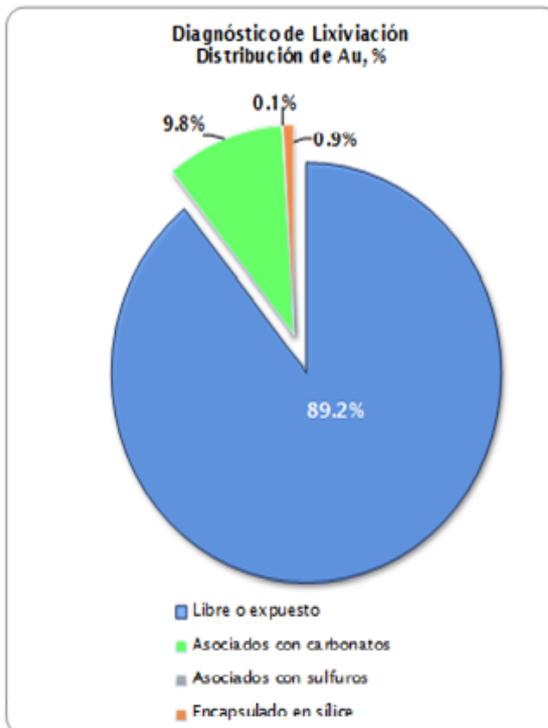
Anexo 11: Diagnóstico de lixiviación de la litología 3

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	2.45	5.50
Cabeza calculada		2.47	7.34
Ripio	0.0003	0.04	1.70

Producto	Contenido Metálico, g	
	Au	Ag
Cabeza	0.00049	0.00110
Solución	0.00049	0.00104
Ripio	0.00001	0.00043

Descripción	Volúmenes			Extracción, %				
	Elemento	Au	Ag	L	Individual		Total	
	Unidad	mg/L	mg/L		Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte		0.537	0.854	0.8	89.22	63.20	98.16	70.64
CN-1 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.8				
HCl Sol.Fuerte		0.000	0.400	0.3	0.00	10.91		
HCl Sol.Lavado		0.000	0.000	0.3				
CN-2 Sol.Fuerte		0.160	0.330	0.3	9.80	9.00		
CN-2 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.3				
Aqua regia Sol.Fuerte		0.001	0.350	0.4	0.07	11.14		
Aqua regia Sol.Lavado		0.000	0.000	0.4				
Contabilidad					99.09	94.25	1.01	1.33

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	89.2 %	63.2 %
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	9.8 %	19.9 %
Agua Regia	Asociados con sulfuros	0.1 %	11.1 %
Residuo	Encapsulado en sílice	0.9 %	5.7 %
Total		100.00	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia

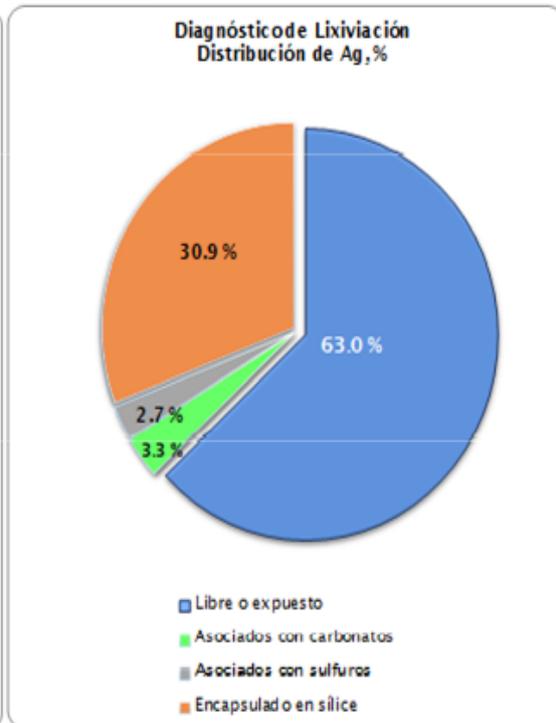
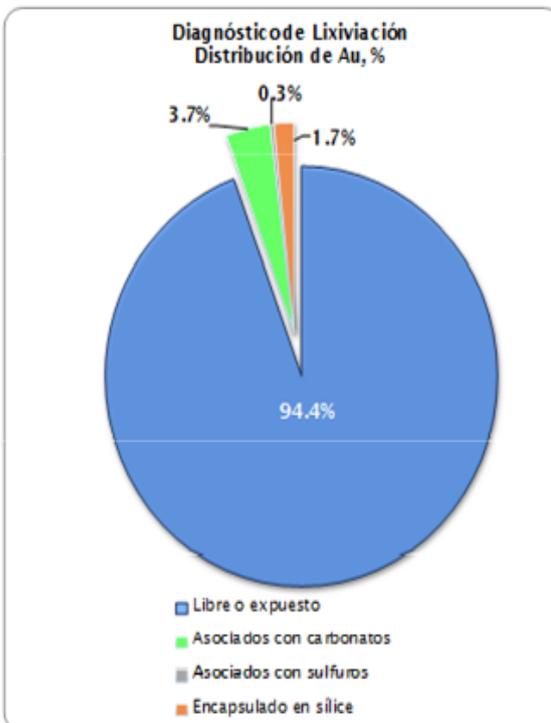
Anexo 12: Diagnóstico de lixiviación de la litología 4

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	2.79	7.59
Cabeza calculada		2.78	7.14
Ripio	0.0002	0.04	1.90

Contenido Metálico, g		
Producto	Au	Ag
Cabeza	0.00056	0.00152
Solución	0.00055	0.00105
Ripio	0.00001	0.00038

Descripción	Volúmenes			Extracción, %				
	Elemento	Au	Ag	L	Individual		Total	
	Unidad	mg/L	mg/L	l	Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte		0.863	1.571	0.609	94.37	63.02	98.69	73.41
CN-1 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.800				
HCl Sol.Fuerte		0.000	0.000	0.350				
HCl Sol.Lavado		0.000	0.000	0.275				
CN-2 Sol.Fuerte		0.051	0.126	0.400	3.66	3.32		
CN-2 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.239	0.31	2.74		
Aqua regia Sol.Fuerte		0.005	0.119	0.350				
Aqua regia Sol.Lavado		0.000	0.000	0.237				
Contabilidad					98.35	69.08	1.00	0.94

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	94.4 %	63.0 %
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	3.7 %	3.3 %
Agua Regia	Asociados con sulfuros	0.3 %	2.7 %
Residuo	Encapsulado en sílice	1.7 %	30.9 %
Total		100.00	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia

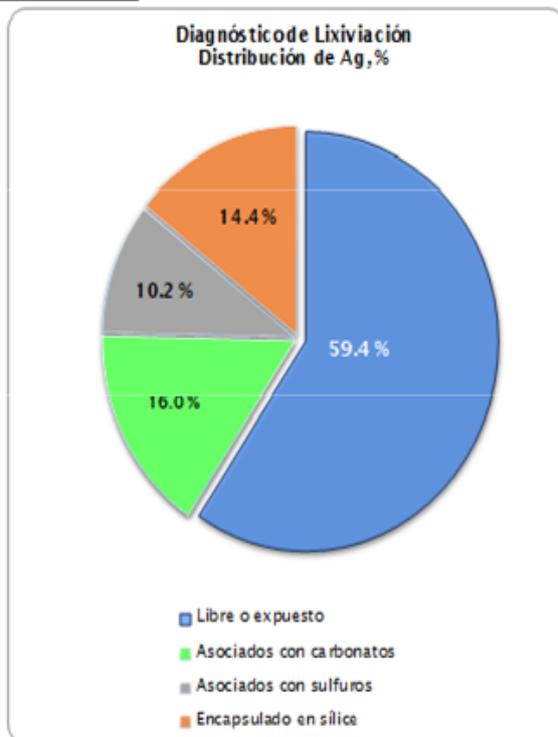
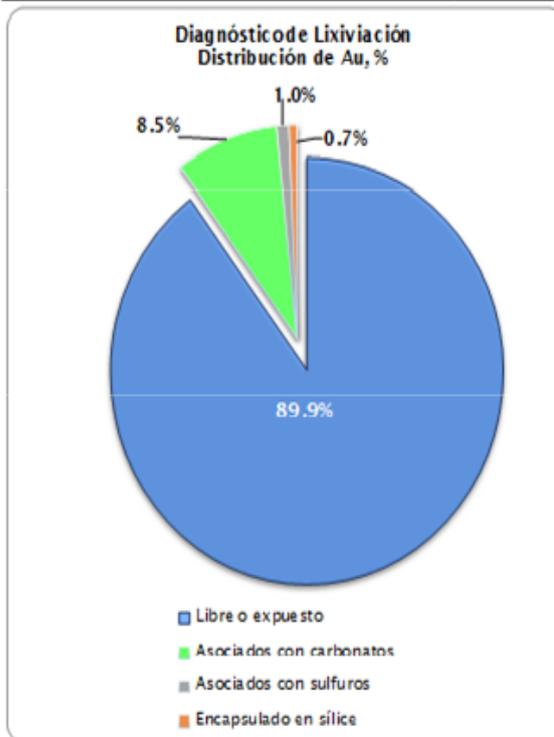
Anexo 13: Diagnóstico de lixiviación de la litología 5

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	0.47	2.44
Cabeza calculada		0.49	4.38
Ripio	0.0002	0.02	2.29

Producto	Contenido Metálico, g	
	Au	Ag
Cabeza	0.00009	0.00049
Solución	0.00009	0.00042
Ripio	0.00000	0.00046

Descripción	Volúmenes			Extracción, %				
	Elemento	Au	Ag	L	Individual		Total	
		mg/L	mg/L		Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte	0.103	0.355	0.817	89.85	59.37	95.89	47.73	
CN-1 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.817					
HCl Sol.Fuerte	0.000	0.000	0.350	0.00	0.00			
HCl Sol.Lavado	0.000	0.000	0.350					
CN-2 Sol.Fuerte	0.024	0.237	0.330	8.49	16.01			
CN-2 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.330					
Aqua regia Sol.Fuerte	0.003	0.143	0.350	1.00	10.25			
Aqua regia Sol.Lavado	0.000	0.000	0.350					
Contabilidad				99.34	85.63	1.04	1.79	

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	89.9 %	59.4 %
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	8.5 %	16.0 %
Agua Regia	Asociados con sulfuros	1.0 %	10.2 %
Residuo	Encapsulado en sílice	0.7 %	14.4 %
Total		100.00	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia

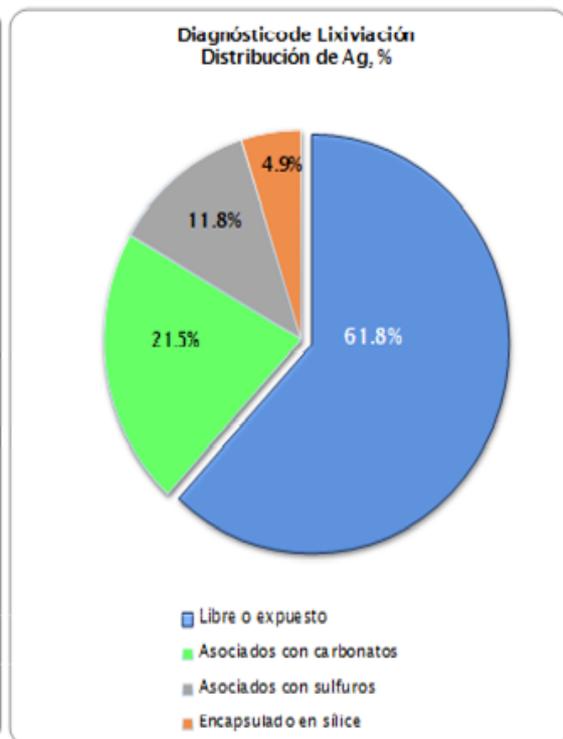
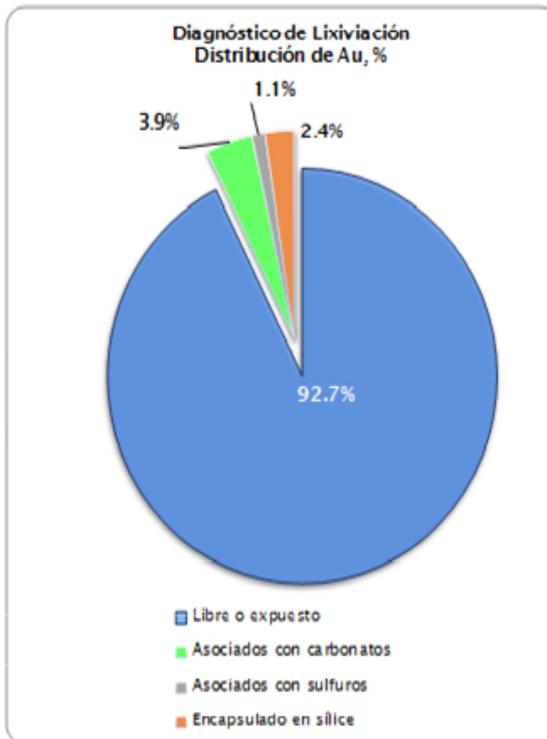
Anexo 14: Diagnóstico de lixiviación de la UGM-1

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	2.40	5.65
Cabeza calculada		2.51	6.51
Ripio	0.0002	0.17	1.15

Producto	Contenido Metálico, g	
	Au	Ag
Cabeza	0.00048	0.0011294
Solución	0.000469	0.001074
Ripio	0.000033	0.000227

Descripción	Volúmenes			Extracción, %			
	Au	Ag	L	Individual		Total	
	mg/L	mg/L	l	Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte	0.556	0.873	0.80	92.67	61.83	93.43	82.52
CN-1 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.80				
HCl Sol.Fuerte	0.000	0.340	0.35	0.00	10.54		
HCl Sol.Lavado	0.000	0.000	0.28				
CN-2 Sol.Fuerte	0.053	0.353	0.35	3.86	10.94		
CN-2 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.24				
Agua regia Sol.Fuerte	0.015	0.380	0.35	1.09	11.78		
Agua regia Sol.Lavado	0.000	0.000	0.24				
Contabilidad				97.63	95.08	1.04	1.15

Etapas	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	92.7 %	61.8%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	3.9 %	21.5%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	1.1 %	11.8%
Residuo	Encapsulado en sílice	2.4 %	4.9%
Total		100.0	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia

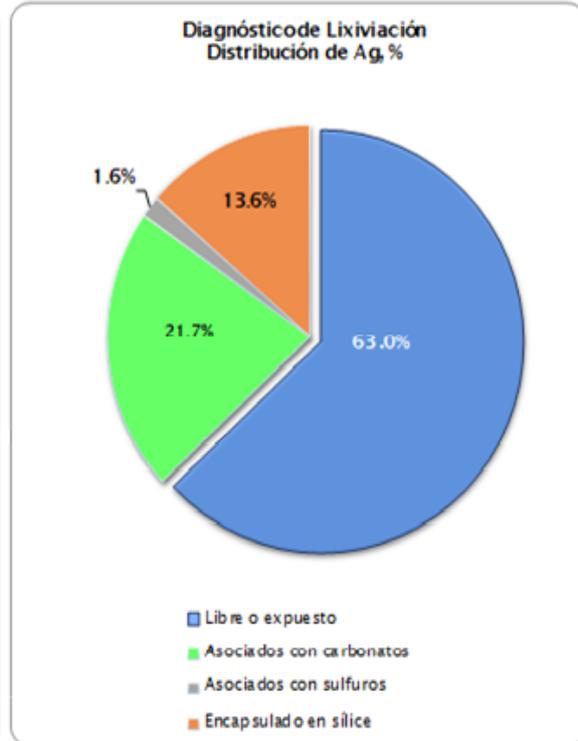
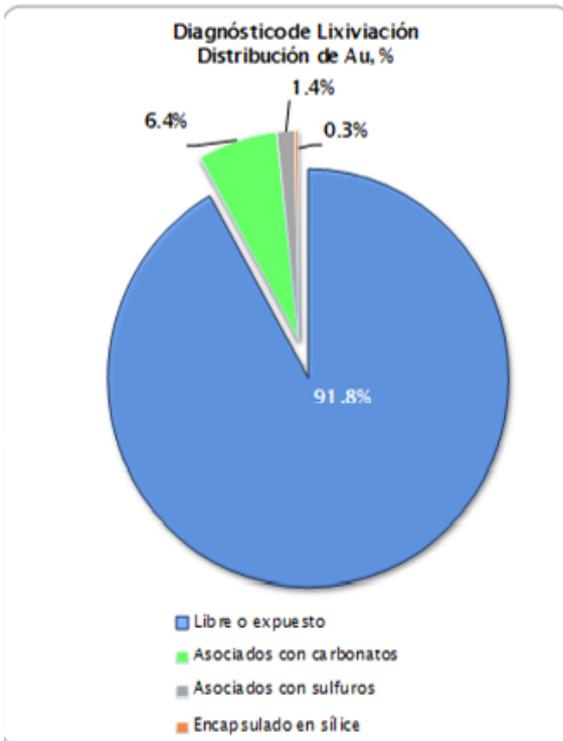
Anexo 15: Diagnóstico de lixiviación de la UGM-2

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	2.70	8.19
Cabeza calculada		2.89	8.88
Ripio	0.0005	0.09	0.80

Contenido Metálico, g		
Producto	Au	Ag
Cabeza	0.00054	0.0016386
Solución	0.000538	0.001415
Ripio	0.000039	0.000360

Descripción	Volúmenes			Extracción, %			
	Au	Ag	L	Individual		Total	
	mg/L	mg/L	l	Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte	0.601	1.251	0.83	91.82	62.99	93.29	79.71
CN-1 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.80				
HCl Sol.Fuerte	0.000	0.000	0.30	0.00	0.00		
HCl Sol.Lavado	0.000	0.000	0.28				
CN-2 Sol.Fuerte	0.139	1.424	0.25	6.44	21.73		
CN-2 Sol.Lavado	0.000	0.000	0.24				
Aqua regia Sol.Fuerte	0.025	0.087	0.31	1.43	1.64		
Aqua regia Sol.Lavado	0.000	0.000	0.24				
Contabilidad				99.69	86.35	1.07	1.08

Etap	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	91.8 %	63.0%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	6.4 %	21.7%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	1.4 %	1.6%
Residuo	Encapsulado en sílice	0.3 %	13.6%
Total		100.0	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia

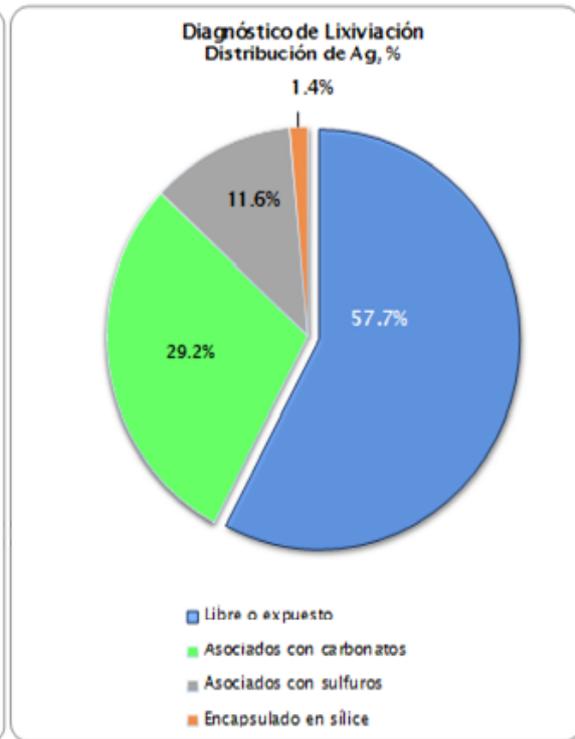
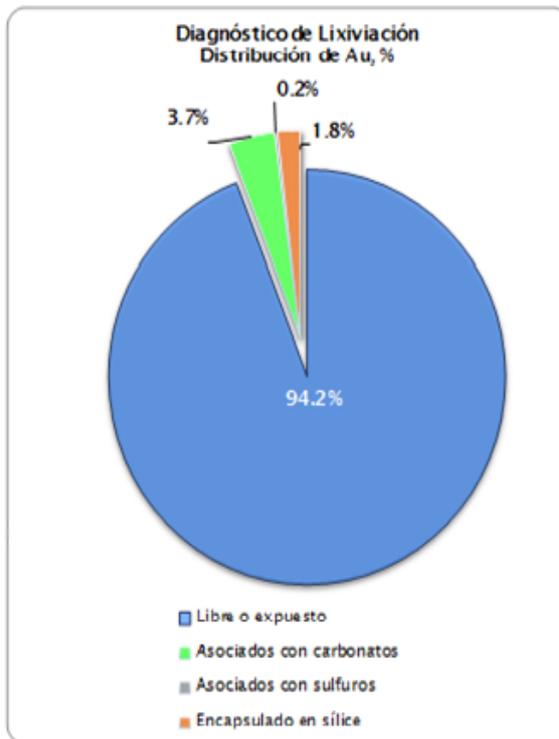
Anexo 16: Diagnóstico de lixiviación de la UGM-3

Producto	Peso, t	Ley, g/t	
		Au	Ag
Cabeza ensayada	0.0002	2.60	6.20
Cabeza calculada		2.64	6.44
Ripio	0.0002	0.09	0.33

Producto	Contenido Metálico, g	
	Au	Ag
Cabeza	0.00052	0.00124
Solución	0.000510	0.001222
Ripio	0.000018	0.000065

Descripción	Volúmenes			Extracción, %				
	Elemento	Au	Ag	L	Individual		Total	
	Unidad	mg/L	mg/L	l	Au	Ag	Au	Ag
CN-1 Sol.Fuerte		0.612	0.894	0.80	94.18	57.70	96.59	94.95
CN-1 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.80				
HCl Sol.Fuerte		0.036	0.021	0.28				
HCl Sol.Lavado		0.000	0.000	0.28	1.82	28.78		
CN-2 Sol.Fuerte		0.040	1.493	0.24				
CN-2 Sol.Lavado		0.000	0.000	0.24	0.24	11.62		
Agua regia Sol.Fuerte		0.005	0.608	0.24				
Agua regia Sol.Lavado		0.000	0.000	0.24				
Contabilidad					98.17	98.56	1.02	1.04

Etapa	Asociación mineralógica	Extracción Au %	Extracción Ag %
NaCN	Libre o expuesto	94.2 %	57.7%
HCl / NaCN	Asociados con carbonatos	3.7 %	29.2%
Agua Regia	Asociados con sulfuros	0.2 %	11.6%
Residuo	Encapsulado en sílice	1.8 %	1.4%
Total		100.0	100.00



Nota: Fuente Elaboración propia