

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN DE ORO DE

MINERALES ALUVIALES PRESENTES EN

EL CERRO CALDERO-PUCAMARCA

MINSUR

TESIS

Presentada por:

Bach. ALBERTO FLORES RAMOS

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA – PERÚ

2022

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN
Facultad de Ingeniería
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN DE ORO DE
MINERALES ALUVIALES PRESENTES EN
EL CERRO CALDERO-PUCAMARCA
MINSUR**

TESIS

Tesis sustentada el día 13 de marzo del dos mil diecinueve por el Bachiller Alberto Flores Ramos,
siendo el Jurado Calificador integrado por:


PRESIDENTE


.....
Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

SECRETARIO


.....
Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

VOCAL


.....
Ing. Julián Nieto Quispe

ASESOR


.....
Ing. Daniel Jesús Zevallos Ramos

DEDICATORIA

A mi esposa **Angélica** por su cooperación incondicional y a mi hijo **Alejandro** la razón de vivir.

AGRADECIMIENTO

A Dios, el dador de la vida.

A la empresa minera por permitirme mi superación en el área metalúrgica.

Así como a todos mis compañeros y jefes por su confianza depositada en mi persona.

CONTENIDO

	Página
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
CONTENIDO	v
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	x
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	3
1.1.1. Antecedentes del problema	3
1.1.2. Problemática de la investigación	4
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	5
1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA	5
1.4. ALCANCES Y LIMITACIONES	7
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	7
1.5.1. Objetivo general	7
1.5.2. Objetivos específicos	7
1.6. HIPÓTESIS	8
1.6.1. Hipótesis general	8

1.6.2. Hipótesis específicas	8
1.7. VARIABLES	8
1.7.1. Identificación de las variables	8
1.7.2. Operacionalización de las variables	9
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	10
2.1.1. Mina Pucamarca	10
2.1.2. Antecedentes	11
2.2. BASES TEÓRICAS	13
2.2.1. Propiedades químicas del oro	13
2.2.2. Clasificación de minerales para cianuración	15
2.2.3. Mineral eluvial de oro	19
2.2.4. Fundamentos de la cianuración	20
2.2.5. Métodos de cianuración	24
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	25
CAPÍTULO III: METODOLOGÍA	
3.1. TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN	30
3.2. MUESTREO DEL MINERAL	30
3.3. PROCEDIMIENTO DE PREPARACIÓN DE MUESTRAS	31
3.4. PROCEDIMIENTOS DE CARACTERIZACIÓN MUESTRAS	32
3.5. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL DE CIANURACIÓN EN BOTELLAS	33

3.6. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL DE CIANURACIÓN EN COLUMNAS	34
3.7. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL DE CIANURACIÓN EN PAD PILOTO	37
3.8. TÉCNICAS Y ANÁLISIS DE DATOS	40
CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN	
4.1. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA DE MINERAL DE ORO	41
4.2. RESULTADOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLAS	43
4.3. RESULTADOS DE LA PRUEBA LIXIVIACIÓN POR CIANURACIÓN EN PAD PILOTO	55
4.4. RESULTADOS DE LA PRUEBA LIXIVIACIÓN POR CIANURACIÓN EN COLUMNA	59
4.5. CINÉTICA DE EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE LA LIXIVIACIÓN EN BOTELLAS	63
CONCLUSIONES	66
RECOMENDACIONES	68
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	69

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de las variables	9
Tabla 2. Solubilidad del oro	15
Tabla 3. Minerales de oro	17
Tabla 4. Determinación de humedad de la muestra	41
Tabla 5. Determinación de la densidad aparente de la muestra inicial	41
Tabla 6. Análisis granulométrico de la muestra inicial	42
Tabla 7. Promedio de análisis químico de la muestra inicial	42
Tabla 8. Condiciones de la primera prueba de lixiviación en botella	43
Tabla 9. Resultados de la primera prueba de lixiviación en botella	44
Tabla 10. Condiciones de la segunda prueba de lixiviación en botella	46
Tabla 11. Resultados de la segunda prueba de lixiviación en botella	47
Tabla 12. Condiciones de la tercera prueba de lixiviación en botella	49
Tabla 13. Resultados de la tercera prueba de lixiviación en botella	50
Tabla 14. Condiciones de la cuarta prueba de lixiviación en botella	52
Tabla 15. Resultados de la cuarta prueba de lixiviación en botella	53
Tabla 16. Condiciones de la prueba de lixiviación en pad piloto	55
Tabla 17. Resultados de la prueba de lixiviación en pad piloto	56
Tabla 18. Condiciones de la prueba de lixiviación de ripios de pad piloto en columna	59
Tabla 19. Resultados de la prueba de lixiviación de ripios de pad piloto en columna	60

Tabla 20. Cinética de extracción de oro y plata de las pruebas en botella	63
Tabla 21. Resumen de la extracción de oro y plata de la prueba en botella	64

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la mina Pucamarca	11
Figura 2. Diagrama Eh-pH para el sistema CN-H ₂ O a 298 K (25 °C) y una concentración de 1 mM	22
Figura 3. Concentraciones de cianuro y ácido cianhídrico	23
Figura 4. Diagrama de equilibrio Eh-pH para el oro-agua a 298 K (25 °C)	24
Figura 5. Esquema de la distribución de la cantidad de muestra de cada tipo de prueba	31
Figura 6. Columnas, 76 cm diámetro, 294 cm altura, para las pruebas de lixiviación	34
Figura 7. Análisis de cianuro libre en el laboratorio químico	36
Figura 8. Apilamiento de mineral en el pad piloto y distribución del sistema de riego	38
Figura 9. Zonificación del pad en base al contenido de finos del mineral	39
Figura 10. Ley de oro y plata en la lixiviación 1ra. prueba en botella	45
Figura 11. Extracción de oro y plata en la lixiviación 1ra. prueba en botella	45
Figura 12. Ley de oro y plata en la 2da. prueba de lixiviación en botella	48
Figura 13. Extracción de oro y plata en la 2da. prueba de lixiviación en botella	48
Figura 14. Ley de oro y plata en la 3ra prueba de lixiviación en botella	51
Figura 15. Extracción de oro y plata en la 3ra. prueba de lixiviación en botella	51

Figura 16. Ley de oro y plata en la 4ta. prueba de lixiviación en botella	54
Figura 17. Extracción de oro y plata en la 4ta. prueba de lixiviación en botella	54
Figura 18. Ley de oro y plata en la solución de lixiviación en pad piloto	58
Figura 19. Extracción ley de oro y plata en la lixiviación del pad piloto	58
Figura 20. Ley de oro y plata en la prueba de lixiviación en columna	62
Figura 21. Extracción de oro y plata en la prueba de lixiviación en columna	62
Figura 22. Cinética de extracción de oro a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de las pruebas de lixiviación en botella	63
Figura 23. Cinética de extracción de plata a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de lixiviación en botella	64
Figura 24. Resumen de cinética de extracción de oro a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de lixiviación en botella	65
Figura 25. Resumen de cinética de extracción de plata a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de lixiviación en botella	65

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación se realizó pruebas experimentales para evaluar el efecto de las principales variables de lixiviación por cianuración en la recuperación de oro del mineral aluvial del cerro Caldero en la mina Pucamarca-Minsur. Para lo cual, se utilizó mineral aluvial del cerro Caldero, debidamente muestreado y cuarteado, con lo cual se realizaron las pruebas de lixiviación en botellas, en pad piloto y lixiviación por cianuración en columna, de los ripios del pad piloto. Las pruebas en botella con una fuerza de cianuro de sodio de 60 y 1000 ppm resultando recuperaciones de 26,82 % y 30,9 % de oro respectivamente. Mientras que las pruebas en pad piloto y columna con una fuerza de cianuro de 50 ppm se consiguió una recuperación de 63,92 % y 63,22 % de oro respectivamente. Comparando los resultados las pruebas de lixiviación por cianuración, en las pruebas en botellas a pesar de haber realizado un fuerte incremento de la fuerza del cianuro de sodio no se consiguió un buen incremento en la recuperación del oro; mientras que en la prueba de pad piloto y columna, a pesar de la menor fuerza del cianuro de sodio se logró un considerable aumento en las recuperaciones del oro. Al parecer, esta situación tiene que ver con el tiempo de lixiviación, que en las pruebas en botellas fue de 72 horas (3 días); mientras que, en la prueba de pad piloto y columna fue de 1 008 horas (42 días).

Palabras clave: Cianuración, cinética, extracción de oro, lixiviación

ABSTRACT

In the present research work, experimental tests were carried out to evaluate the effect of the main cyanidation leaching variables on the recovery of gold from the alluvial mineral of Cerro Caldero in the Pucamarca-Minsur mine. For which, alluvial mineral from Cerro Caldero was used, duly sampled and quartered, with which the leaching tests were carried out in bottles, in the pilot pad and leaching by cyanidation in column, of the cuttings from the pilot pad. Bottle tests at 60 and 1000 ppm sodium cyanide strength resulted in recoveries of 26.82% and 30.9% gold respectively. While the pilot pad and column tests with a cyanide strength of 50 ppm, a recovery of 63.92% and 63.22% gold, respectively, was achieved. Comparing the results of the cyanidation leaching tests, in the bottle tests, despite having carried out a strong increase in the strength of sodium cyanide, a good increase in the recovery of gold was not achieved; while in the pilot pad and column test, despite the lower strength of sodium cyanide, a considerable increase in gold recoveries was achieved. Apparently, this situation has to do with the leaching time, which in the bottle tests was 72 hours (3 days); while in the pilot pad and column test it was 1008 hours (42 days).

Keywords: Cyanidation, kinetics, gold extraction, leaching

INTRODUCCIÓN

El asiento minero Pucamarca ubicado a 55 km al NE de Tacna. La zona perteneciente a Vilavilani, distrito de Palca, provincia de Tacna. Siendo de 414 000E y 8 030 000N sus coordenadas cercanas del centro del área. Se ubica el proyecto cercano al hito 52 de la frontera entre Chile y Perú (Minsur, 2006).

Estimándose en Pucamarca los explotables recursos en 34,24 Mt con un promedio de ley de oro de 0,72 g/t de y de plata 6,97 g/t para una totalidad de 22 311 450 g (787 000 onzas) de oro de las cuales 14 175 000 g (500 000 onzas) se calculan como extraíbles (Minsur, 2006). En el sector oeste de Checocollo, cerca de la fase 2B del pad de lixiviación, se ubica el **cerro Caldero**. Aloja 1,2 Mt de mineral con promedio de ley de oro de 0,57 g/t equivalente a 623 700 g (22 000 onzas) de oro extraíbles (Cabrera, 2015).

Una de las dificultades fundamentales presentados para la lixiviación del mineral, del cerro Caldero, es la presencia de arcillas y distintos tamaños. La lixiviación es comparativamente lenta y depende de diversas variables en este caso la composición mineralógica, la granulometría del mineral, que influyen directamente en la recuperación del mineral valioso.

Es muy conveniente la realización de pruebas metalúrgicas para ver el comportamiento del nuevo mineral mediante una secuencia de pruebas de lixiviación en botella, en columna y pilotaje; de esta manera, poder determinar los parámetros operacionales más adecuados para la explotación industrial, porque las variables de cianuración, granulometría, fuerza del cianuro de sodio, adición de cal, flujo de riego, tiempo de lixiviación, afectan la recuperación de oro de los minerales aluviales del cerro caldero de Pucamarca.

Justo cuando el desenvolvimiento digital de la industria minera experimenta diversas invenciones desde sus inicios en nuestro país, apareciendo la lixiviación de auríferos minerales como un territorio bien desarrollado en lo que se refiere a tratamiento de minerales de plata y oro y plata. Mostrándose así, como el proceso más económico para producir el metal más apreciado, el “oro”.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

1.1.1. Antecedentes del problema

El asiento minero Pucamarca ubicado a 55 km al NE de Tacna. La zona perteneciente a Vilavilani, distrito de Palca, provincia de Tacna. Siendo de 414 000E y 8 030 000N sus coordenadas cercanas del centro del área. Se ubica el proyecto cercano al hito 52 de la frontera entre Chile y Perú (Minsur, 2006).

Estimándose en Pucamarca los explotables recursos en 34,24 Mt con un promedio de ley de oro de 0,72 g/t de y de plata 6,97 g/t para una totalidad de 22 311 450 g (787 000 onzas) de oro de las cuales 14 175 000 g (500 000 onzas) se calculan como extraíbles (Minsur, 2006).

La producción durante el 2017 superó las 2 835 000 g de oro, alineado con el yacimiento del plan de minado. A pesar de que, estuvo por debajo la producción de la encontrada en 2016, debida especialmente a las leyes menores. A nivel mundial continúa resaltando Pucamarca por sus costos de producción bajos. En el 2017 consiguió por toneladas tratadas el cash cost un US\$ 4,3, aumentando en 1% con relación al 2016 mientras que por onza fina el cash cost estuvo alrededor del US\$ 338. Igualmente, se sostuvo la producción en 21 000 t/d, relacionados con los objetivos trazados. Se iniciaron las exploraciones “Pucamarca Regional”, conducente a definir potenciales de exploración targets, para acrecentar la vida de la mina (Minsur, 2018).

En el sector oeste de Checocollo, contiguo a la fase 2B del pad de lixiviación, se ubica el **cerro Caldero**. Aloja 1,2 Mt de mineral con promedio de ley de oro de 0,57 g/t equivalente a 623 700 g (22 000 onzas) de oro extraíbles (Cabrera, 2015).

Existe un potencial mineralizado de interés en el **cerro Caldero** de acumulación aluvial de aproximadamente de 5 m, este material de matriz argílico es una mezcla de sílice y material orgánico; en este suelo podemos encontrar material con diferentes granulometrías. El interés es evaluar el comportamiento metalúrgico de este material considerando la granulometría.

1.1.2. Problemática de la investigación

Una de las dificultades fundamentales presentadas en la lixiviación del mineral del cerro Caldero, es la presencia de arcillas y distintos tamaños. La lixiviación es comparativamente lenta y depende de diversas variables en este caso la composición mineralógica, la granulometría del mineral, que influyen directamente en la recuperación del mineral valioso. Realizar estudios a minerales eluviales en el cerro Caldero para ser procesados a través de la recuperación y cianuración del oro por medio de la aplicación desde las soluciones cianuradas de carbón activado, es una posibilidad importante para determinar sus parámetros operacionales.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Frente a la existencia de mineral nuevo es muy conveniente la realización de pruebas metalúrgicas para ver el comportamiento del mineral mediante una secuencia de pruebas de lixiviación en botella, en columna y pilotaje; de esta manera, poder determinar los parámetros operacionales más adecuados para la explotación industrial. Tal es el caso del presente trabajo, se ha explorado el cerro Caldero y se encontró mineral eluvial arcilloso que amerita ser explotado pero previa pruebas de lixiviación por cianuración.

En este contexto se formula la siguiente pregunta:

¿Cuáles serán los factores de cianuración para determinar la óptima recuperación de oro del mineral eluvial del cerro Caldero?

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

Justo cuando ha experimentado desde sus inicios el desenvolvimiento digital de la industria minera diversas invenciones, apareciendo como una zona bien desarrollada la lixiviación de auríferos minerales en lo que se refiere a tratamiento de minerales de plata y oro. Mostrándose así, el más económico proceso para la producción del metal más apreciado, el “oro”.

La justificación del estudio se basa en los siguientes puntos:

- a) Justificación técnica

La experiencia tecnológica acumulada, durante los años de operación, del proyecto Pucamarca, la existencia del equipamiento adecuado dio la seguridad de la obtención de resultados confiables, producto de la presente investigación. La aplicación de operaciones y procesos químicos convencionales muy conocidos dio la garantía de un buen éxito de la investigación.

b) Justificación económica

Con el estudio se determinó los parámetros operacionales de lixiviación del mineral del cerro Caldero, que permitirán la explotación respectiva y un aumento de la vida de la mina; generando mayor beneficio para la empresa y el estado peruano.

b) Justificación social

Al extenderse la vida útil de la mina, como consecuencia de la explotación del cerro Caldero en base a los resultados conseguidos, también aumentará la permanencia de los trabajadores e ingenieros de la mina.

1.4. ALCANCES Y LIMITACIONES

El estudio, con muestra del mineral de cerro Caldero, se consideró la posibilidad de obtener una máxima recuperación de oro en base a la variación de los parámetros operacionales principales a tres escalas, usando el proceso de cianuración alcalina diluida: pruebas de lixiviación en botellas, lixiviación en columnas y lixiviación en pad piloto. Las variables consideradas en la investigación

fueron: granulometría, concentración de solución lixivante, tiempo de retención o agitación, adición de cal, flujo de solución lixivante.

Las limitaciones encontradas durante el desarrollo fue la imposibilidad de variar la granulometría en las pruebas de pad piloto y prueba en columna donde se utilizó el ripio del pad como mineral de cabeza.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo general

Determinar los factores de cianuración para optimizar la recuperación de oro del mineral aluvial del cerro Caldero de Pucamarca-Tacna.

1.5.2. Objetivos específicos

- 1) Determinar la influencia de las variables de cianuración en la recuperación de oro por medio de lixiviación en botellas.
- 2) Determinar la influencia de las variables de cianuración en la recuperación de oro por medio de lixiviación en columna.
- 3) Determinar la influencia de las variables de cianuración en la recuperación de oro por medio de lixiviación en pad piloto.

1.6. HIPÓTESIS

1.6.1. Hipótesis general

Las variables de cianuración afectan la recuperación de oro de los minerales aluviales del cerro Caldero de Pucamarca.

1.6.2. Hipótesis específica

- 1) La recuperación de oro es influenciada por las variables de cianuración en la lixiviación en botellas.
- 2) La recuperación de oro es influenciada por las variables de cianuración en lixiviación en columnas.
- 3) La recuperación de oro es influenciada por las variables de cianuración en la lixiviación en pad piloto.

1.7. VARIABLES

1.7.1. Identificación de las variables

- a) Variables independientes
 - Tipo de mineral: mineral aluvial de oro
- b) Variable dependiente
 - Recuperación de oro

1.7.2. Operacionalización de las variables

Tabla 1

Operacionalización de las variables

Variable	Indicador	Escala de medición	Nivel o rango
Independiente:			
• Tipo de mineral	• Tamaño de mineral	• Número de malla	• 10 a 70
	• Concentración de solución lixiviante	• ppm	• 60 a 1000
	• Flujo de riego	• l/h,m ²	• 6 a 40
	• Tiempo de lixiviación	• h	• 2 a 70
	• Consumo de cal	• g/t	• 1 a 2
Dependiente:			
• Recuperación	• Oro disuelto en el licor	• %	• 70 a 90

Las variables independientes como la variable dependiente son de carácter numéricos y continuo; para lo cual se precisan sus indicadores y valores que posiblemente puedan asumir, en la tabla 1.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Mina Pucamarca

Se ubica el proyecto en la cercanía al hito 52 de la frontera de Perú y Chile, formando el límite oriental. Por la carretera Tacna-Alto Perú (102 km) es el acceso. Perteneciendo la superficie del proyecto a la colectividad de Vilavilani y la del campamento en la zona comunitaria de Palca. Ubicándose estas colectividades al distrito Palca, perteneciente a Tacna. Siendo sus coordenadas próximas del centro de 414 000E y 8 030 000N. El tajo se halla en Checocollo (Minsur, 2007).

Modernas entidades como Minsur S.A. se hallan comprometidas con la integral calidad y consecuente con la social responsabilidad, sus esfuerzos mejores están orientados para conservar un grado de bienestar en sus obreros elevados; además de, prevenir la contaminación por medio de la instauración de Sistema de Gestión del Medio Ambiente, Salud y Seguridad.

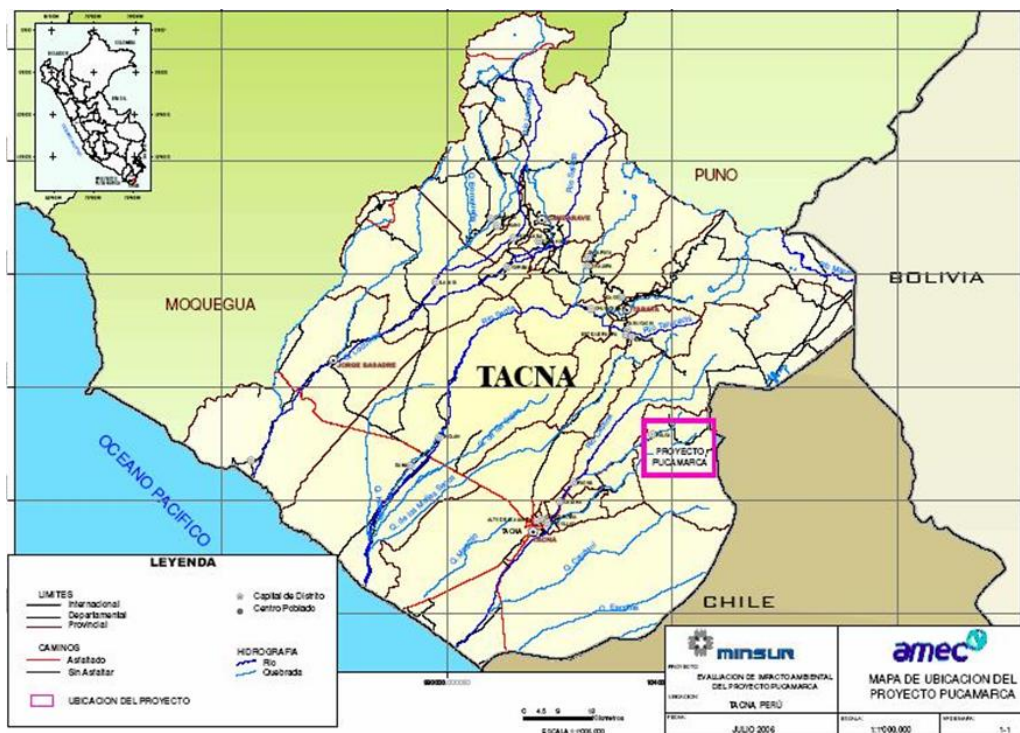


Figura 1. Ubicación de la mina Pucamarca
Fuente: Minsur, 2007

2.1.2. Antecedentes

La cianuración se plantea como una alternativa de extracción para recuperar oro. En la cianuración directa por agitación de un mineral de Ginebra, realizado en Colombia, se observó que el 50 % del oro se disuelve en las 3 primeras horas, a las 48 horas se logra una recuperación del 80 % y a partir de este tiempo la cinética de la reacción disminuye, alcanzando recuperaciones finales hasta del 88 % (Londoño y Gelves, 2002). El método más usado es la cianuración en pilas para extraer la roca madre, donde se halla en concentraciones pobres el oro, requiriéndose el procesamiento del material en millones de toneladas.

Por ello, se dice que la moderna minería del oro mueve más material que la del cobre o hierro, tradicionalmente, las que más disturbios causan en los ecosistemas (Deza, 2002).

Marchese (2008) en su trabajo de investigación para la determinación del rendimiento de la aplicación del proceso de cianuración por agitación, sobre un mineral aurífero, halló que las condiciones óptimas de operación se dieron a una fuerza de cianuro de 0,5 g/L, pH 10 e inyección de oxígeno; obteniendo una extracción del 84,5 % de oro.

Entre otros métodos de recuperación de oro, Parga y Carrillo (1996) reportan resultados experimentales de recuperaciones de hasta 97 % de Ag y 98 % de Au, trabajando con una temperatura de fusión de 1 373 K (1 100 °C), 3,5 % Na₂CO₃, 18 % en peso chatarra de hierro (como reductor), 1 % de carbón, 26 % de concentrado pirítico, 51,5 % de pasta de plomo, tiempo de fusión de 15 a 45 minutos. Huamán (2017) en pruebas de cianuración en columnas con 90,04 kg de relave, 20 L de lixiviante, 0,1 % de fuerza de cianuro, a pH 10-11, con un consumo de 2,3 kg/t de NaCN y 8,2 kg/t de CaO consiguió un contenido de 17,53 g/t en la solución de cosecha y una recuperación de 46,68 %, en un ciclo de 12 días de lixiviación.

Gámez (2005) en su “Fabricación de una planta para recuperar oro utilizando como agente lixivante minerales sulfurados con tiosulfato de sodio”

manifiesta que al operar con 15 % de sólidos de pulpa, se obtiene en la lixiviación con tiosulfato un 93% de recuperación de oro solamente en 1 hora, sin embargo, en la cianuración se consigue un 85% de recuperación en 24 horas desde el proceso inicial. Mientras que con 33% de sólidos de pulpas es más pequeño en ambos procesos la brecha en las recuperaciones. Con soluciones amoniacales de tiosulfato de sodio en 1 hora de lixiviación se logró un 81 % de recuperación, no obstante, se obtuvo a las 24 horas de agitación una recuperación del 79% en la cianuración.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Propiedades químicas del oro

Elemento muypreciado desde la antigüedad por su belleza, metálico denso es el oro, Au del latín Aurum, brillante por la luz que se refleja en él es dorado amarillo, pulverizado finamente, de color negro, variando su color de púrpura y rojo rubí en suspensión coloidal. Constituye uno de los metales de mejores peculiaridades y de mayor utilidad por sus propiedades singulares, es inalterable en ambientes diversos. Es de 0,0011 ppm su corteza terrestre, representando el 4×10^{-7} % en el peso de la corteza (Barandiarán, 2013).

En el sistema periódico se ubica en el grupo B su configuración electrónica: $Au = [Xe]4f^{14}5d^{10}6s^1$. Sus más significativos estados oxidativos son las valencias +1 y +6. A 25° C es 1,5 V es su normal potencial de reducción; como consecuencia de esto, no reacciona con el azufre ni oxígeno, ni temperaturas elevadas (Barandiarán, 2013).

Al combinarse un ácido oxidante el oro se disuelve. Son disueltos, además, en presencia de oxígeno con los cianuros alcalinos, acorde a la tabla 2. Sus más usuales compuestos son el ácido cloro áurico (AuHCl_4) y el cloruro áurico, formados al tratar con agua regia el oro, usados en fotografía. Es muy tóxico el aurocianuro potásico o dicianoaurato (I) de potasio.

Tabla 2

Solubilidad del oro

Propiedades químicas	Reactivos y características
No es soluble en:	$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, HCl , FeCl_3
Soluble en:	Agua regia, cloruros y con MnO_2
Oxidación:	No se oxida a temperatura ordinaria
Forma aleación con:	La mayor parte de los metales
No forma aleación con:	El azufre

Fuente: Dominic, 2001.

2.2.2. Clasificación de minerales para cianuración

En la litósfera el oro se halla en graníticas, riolitas, calcitas, calizas, en rocas sedimentarias y compuestos de azufre metálico, el cobre y la plata acompañan usualmente la mineralogía del oro; se hallan asociados universalmente el cinc, plomo, hierro, bismuto, antimonio y el arsénico (Ramírez, 2005).

Se clasifican en 6 grupos:

- a) **Menas de óxidos simples**, que en su contenido tienen finas partículas de oro, en ganga de piedra caliza o cuarzo.
- b) **Menas de sulfuros simples**, l asociado el oro con cantidades chicas de arsenopirita y pirita.
- c) **Material aluvial o placer**, gravas y arenas que contienen cantidades de oro muy pequeñas, además de otros pesados minerales.
- d) **Menas complejas de metales usuales**, conformados por preciosos metales.
- e) **Menas complejas refractarias**, las minerales especies que contienen oro en el cianuro no son solubles.
- f) **Menas de metales usuales**, se encuentran como subproductos de un proceso metalúrgico los metales preciosos.

Para la cianuración en pilas son usados los tres primeros grupos, estas menas deben tener por cianuración valores recuperables de plata y oro, encontrarse libres de sustancias o cianicidas destructoras del cianuro (como sulfuros oxidados en parte de arsénio, cobre, hierro, cinc y antimonio).

Son finas las partículas de oro, aproximadamente de 7 a 10 μm , y debe ser porosa la roca caja para la cianuración. Esta obliterada la textura a un agregado de sílice gris, que es 98% SiO_2 frecuentemente y en cantidades menores cuantías, arcilla, óxido de hierro y alunita (Cabrera, 2015).

En la tabla 3 se aprecia lo indicado, respecto a los minerales de oro.

Tabla 3

Minerales de oro

Mineral	Fórmula	Contenido de Au (%)	Gravedad específica	Dureza
Oro nativo	Au	> 75	16 - 19,3	2,5 - 3
Electrum	(Au-Ag)	45 - 75	13 - 16	2 - 2,5
Calaverita	AuTe ₂	39,2 - 42,8	9,2	2,5 - 3
Silvanita	AuAgTe ₄	24,2 - 29,9	8,2	1,5 - 2
Petzita	Ag ₃ AuTe ₂	19 - 25,2	9,1	2,5
Hessita	Ag ₂ Te	< 4,7	8,4	2,5 - 3
Kostuvita	CuAuTe ₄	25,2	8,5	2 - 2,5
Aurostivita	AuSb ₂	43,5 - 50,9	9,9	3

Fuente: Dominic, 2001

Los filones contenidos en el oro, meteorizado, liberadores del oro quedan como **arenas eluviales** en el manto del suelo o es arrastrado a los arroyos vecinos para formar **placeres**. Reconociéndose tres tipos de depósitos:

- Filones y vetas.
- Placeres de aurífero cuarzo
- Mineralizados depósitos.

Existen numerosas clasificaciones de placeres, una clasificación genética simple es:

- **Placeres residuales:** durante la meteorización sucede la acumulación in situ
- **Placeres eluviales:** en un medio sólido en movimiento ocurre acumulación
- **Placeres aluviales:** en un medio líquido se da la concentración
- **Placeres eólicos:** en un medio gaseoso en movimiento sucede la concentración
- **Placeres de playa:** por efectos del oleaje de playas ocurre la concentración

El oro se halla sobre todo al estado nativo en la naturaleza, diseminado en los aluviales depósitos o placeres, procedentes de las rocas degradadas, en vetas auríferas y en rocas cuarcíferas. Se halla asociado el oro fundamentalmente a los minerales de cobre y plata, asociado también a más complejo sulfoarseniuros, minerales de plomo-cinc y fierro. Variando grandemente su contenido en los minerales; pero, es explotado normalmente minerales que poseen una ley de entre 1 y 10 g/t. Se hace en términos generales el tratamiento de los minerales de oro, por medio de los clásicos procesos cianuración, concentración gravitacional y de flotación.

2.2.3. Mineral eluvial de oro

Mineral formado típicamente en pendientes montañosas en “acarreos”, incluyendo minerales que se liberan de la fuente. Concentrándose los pesados minerales sobre la pendiente que se hallan por debajo de la fuente, sin embargo, los minerales no resistentes y menos pesados son arrastrados o disueltos volados por el

viento o arrastrados pendiente abajo. Lo que ocasiona una parcial concentración por disminución del volumen, seguido este procedimiento con el movimiento hacia debajo de la pendiente. Se requiere una fuente rica para que exista un depósito de beneficio económico a través de este incompleto procedimiento de concentración.

En determinadas zonas con eluviales placeres, han sido concentrados los materiales económicos en la parte superficial de la roca que subyace al material que no se ha consolidado en bolsonadas.

Es posible obtener buenas recuperaciones de oro, en minerales eluviales auríferos conociendo la mineralogía y haciendo pruebas de cianuración a nivel de laboratorio, considerando variables como la granulometría del mineral, consumos de cianuro, concentración de la solución lixivante, porcentaje de sólidos.

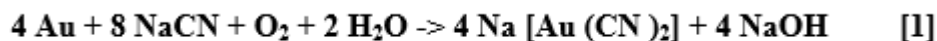
2.2.4. Fundamentos de la cianuración

En el siglo XIX el descubrimiento, referente a la disolución del oro en alcalinas soluciones de cianuro, llevó al impulso la cianuración a partir de sus menas para recuperar oro. Desde entonces han sucedido grandes y muchos progresos prácticos y teóricos, siendo más apropiado este procedimiento para la económica recuperación del oro.

Han sido transformadas la teoría principal en soluciones de cianuro para disolver el oro, basándose actualmente en la teoría electroquímica, para abrir la puerta a pesquisas sobre la disolución cinética. El oro es experimentalmente inalterable e inoxidable en normales condiciones laborales, empleado en modo de aleaciones debido a que es demasiado blando y caro para las diversas aplicabilidades de la industria para lo que se emplean mayormente la plata y el platino que tienen radios atómicos similares, carácter electronegativo y valencia, por lo cual se pueden formar para cualquier proporción entre sí sólidas disoluciones de sustitución total. Puede admitir también en disolución sólida cobre siendo limitada en el oro la solubilidad de éste.

a) Proceso de cianuración

La propiedad del cianuro como disolvente del oro metálico se conoció y difundió por Wilhem (1783). Estudiaron otros científicos las posibles reacciones implicadas; pero Elsner (1846) instauró de acuerdo a la reacción que para que se disuelva el cianuro es preciso que haya oxígeno:



No obstante, para el tratamiento de minerales su aplicación se propuso posteriormente en su patente de invención por el metalurgista Mac Artur en 1887 el procedimiento para obtener desde sus minerales plata y oro. Seguidamente se

divulgo exitosamente el *procedimiento para la cianuración*, al revelarse en 1890 en Sudáfrica y en 1889 en Nueva Zelanda yacimientos de oro.

La cianuración en términos generales es el procedimiento donde se riegan e inundan los auríferos minerales, estén oxidados o sulfurados, empleando alcalinas soluciones disueltas en KCN o NaCN en operativas condiciones determinadas, con el propósito de diluir los valiosos metales de plata y oro que se hallan en él dispersos.

b) Termodinámica

Para probar que el procedimiento de disolver oro se da con una solución de cianuro, es preciso contar con el instrumento de un diagrama de Pourbaix; graficado teniendo en cuenta la reducción química o el potencial de oxidación propuesto y pH. En el diagrama Au–H₂O–CN⁻ (figura 2) se observa que para disolver el oro es realizado según la estabilidad del agua:



La estabilidad del complejo aurocianuro [Au(CN)₂]⁻² por su inferioridad se limita por una recta que tiene inicialmente una pendiente acentuada por la hidrólisis del cianuro a pH < 9,4, convirtiéndose posteriormente en una recta casi horizontal y suave por la oxidación del oxígeno en medio básico con el oro, facilitando disolverse. El aurocianuro constituye un estable complejo en la cianuración. Por

otra parte, los componentes $\text{Au}(\text{OH})_3$ y HAuO_3^{-2} y el ion áurico Au^{3+} lejos de oxidarse con el cianuro son reducidos.

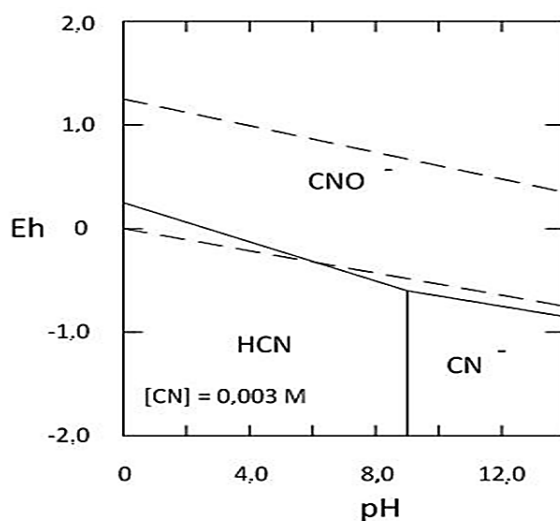


Figura 2. Diagrama Eh – pH para el sistema CN-H₂O a 298 K (25 °C) y una concentración de 1 milimolar

Fuente: Dominic, 2001

Para que se dé el proceso de cianuración las condiciones termodinámicas son las siguientes:

- De 291 a 303 K (18 a 30 °C) temperatura ambiente.
- De 0,21 atm (Normales condiciones de pH entre 10,5 a 11,5 alcalino de presión parcial de oxígeno).
- De (0,02 – 0,2 %) concentración de cianuro de baja a moderada.
- Como se observa en el diagrama de equilibrio Potencial – pH del sistema Au – H₂O a 298 K (25 °C), mostrado en la figura 4, el oro es oxidable dificultosamente debido a que su estabilidad cubre el dominio estable del agua.

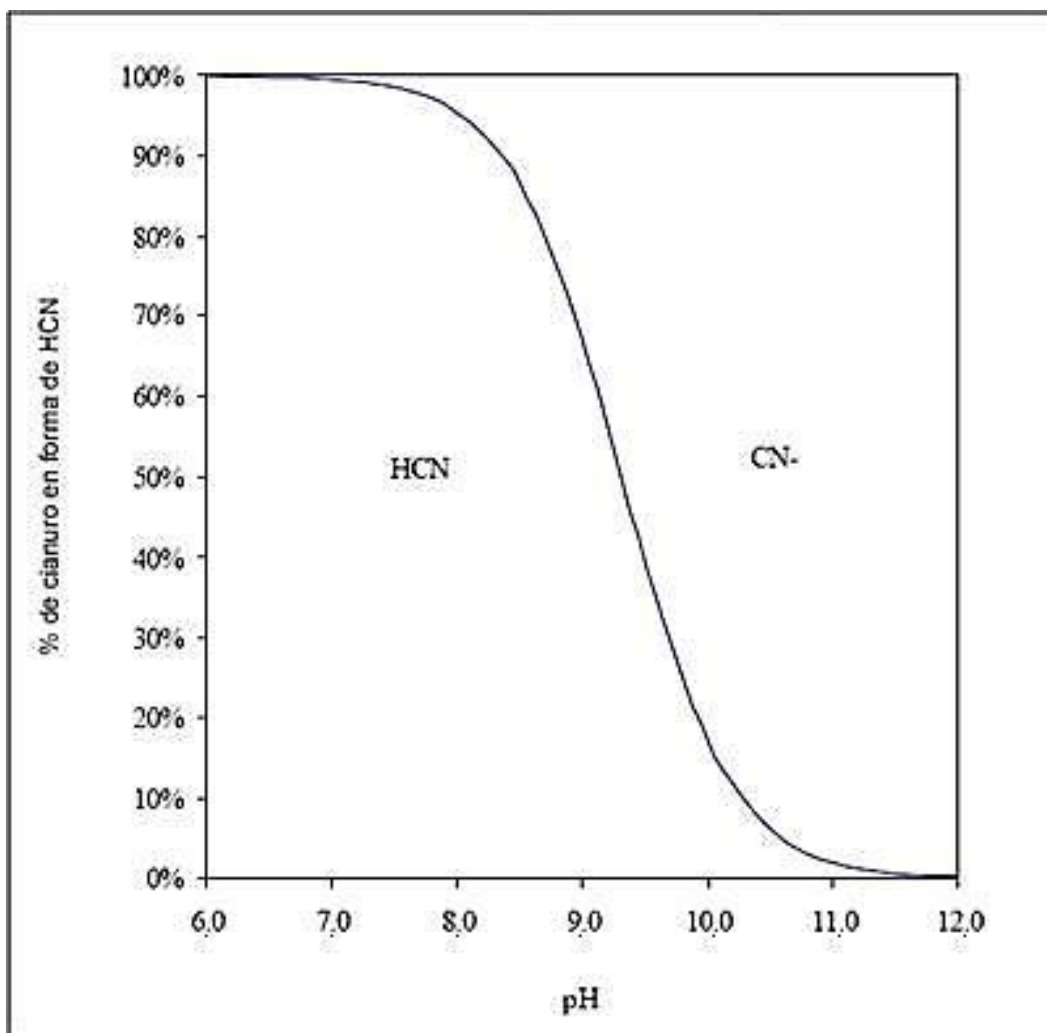


Figura 3. Concentraciones de cianuro y ácido cianhídrico.
Fuente: Dominic, 2001.

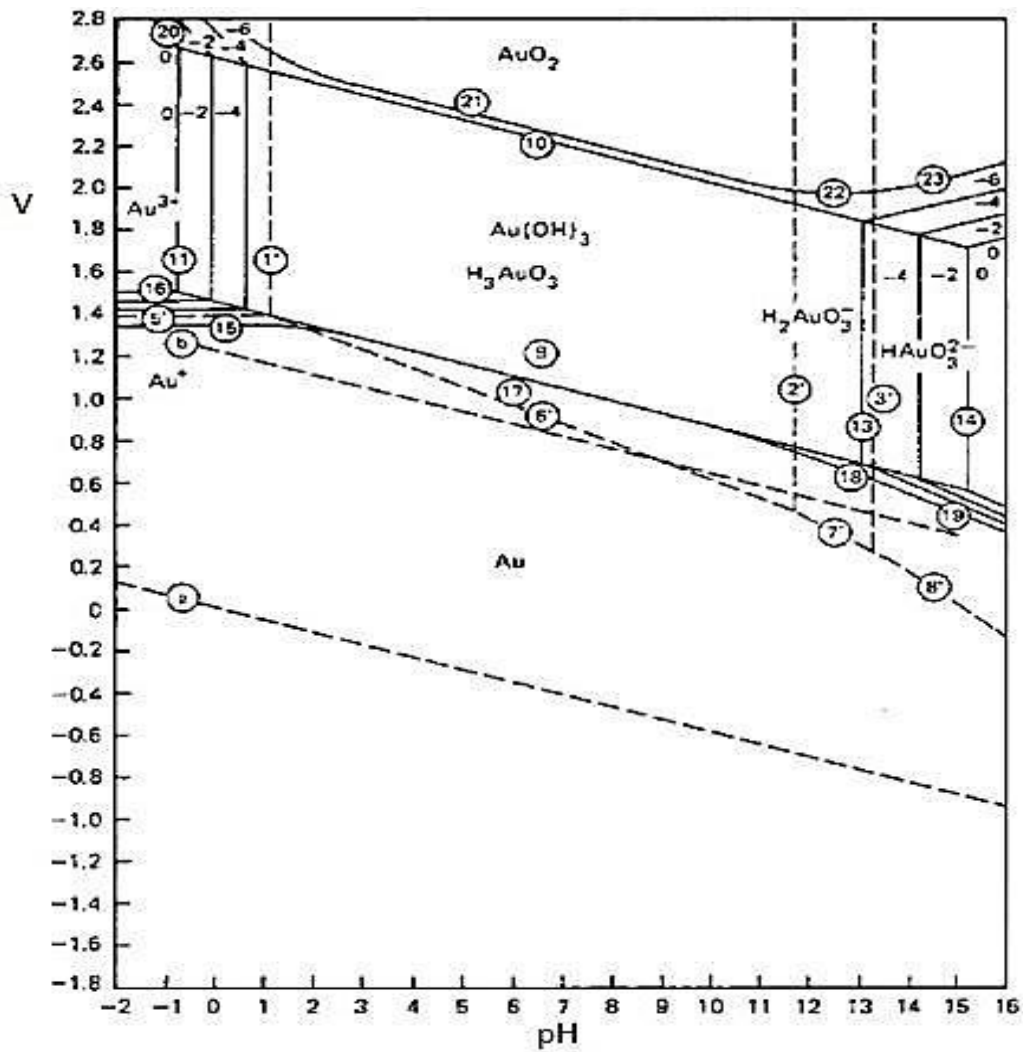


Figura 4. Diagrama de equilibrio potencial-pH del oro – agua a 25 °C
Fuente: Habashi, 1966

2.2.5. Métodos de cianuración

a) Cianuración en botellas

Son la fase inicial para valorar las pruebas de cianuración en botella de un proceso de cianuración. Para efectuarlo eficazmente estrictamente se deben seguir

las medidas concretas para este análisis, debe ser de 90 % menos $\frac{1}{4}$ la granulometría muestral.

b) Cianuración en columna

En una lógica sucesión de indagación son efectuadas las pruebas en columna después de obtener en las pruebas de botella los auspiciosos resultados. Hay columnas de dimensiones diversas, razón por la cual antes de ejecutar una prueba debe establecerse la columna empleada y esta debe estar en función de la cantidad de mineral con el que se cuente y de la precisión de los resultados, etc.

c) Cianuración en pad (pilas)

Procedimiento hidrometalúrgico la lixiviación de extracción por disolución sólido líquido, que reside en pasar una solución disuelta de cianuro de sodio por medio de la pila del chancado mineral, para que disuelva las partículas el cianuro de plata y oro comprendidas en las variedades minerales, con la finalidad de conseguir una enriquecida solución lixivante almacenada en la poza de enriquecida solución.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

a) Tamaño de partícula:

La práctica usual al hallar oro grueso en minerales, es separarla antes de la cianuración a través de gravimétricos medios, si no, no pueden diluirse estas partículas en el disponible tiempo para el proceso de cianuración. Otra experiencia

para disminuir estas partículas es la clasificación y molienda de los minerales de oro en cerrado circuito, disminuyendo su espesor.

b) Aglomerado y curado

El proceso de aglomeración posee el propósito de preparar para la lixiviación el material mineralizado, para afirmar su permeabilidad bueno de la solución. Muchas veces un factor crítico no suficientemente indagado y en ocasiones ha conducido a cierres o fallas en las plantas en operación, debido a la permeabilidad. Si el mineral tratado tiene una reactiva ganga o reactiva moderadamente, a medida que avanza la lixiviación ácida en un descendente frente, se va consumiendo el ácido. Lo mismo sucederá si es mayor la altura del lecho de mineral, tal que se consuma el ácido antes de llegar a la parte inferior de la pila.

c) Concentración de cianuro:

Existen grandes variaciones en la potencia de la solución que ocasiona la rapidez de disolver el oro al máximo, posiblemente por la diversidad de los métodos usadas. Comúnmente el restrictivo factor que administra la ligereza para disolver el oro constituye en la solución en contacto con este la concentración de oxígeno. Comprobaron Barsky, Swalson y Heddley a través de pruebas ejecutadas, que para una rápida disolución siendo su concentración de 0,05 % de NaCN. Emplean en la práctica procedimientos con menos de 0,05 % de NaCN. En dependencia del resultado de las pruebas metalúrgicas y de las diferentes impurezas consumidoras de cianuro.

d) Concentración de oxígeno:

Es imprescindible para disolver oro el uso de oxígeno, bajo normales condiciones de cianuración. Diversos experimentos han manifestado que una apropiada ventilación da resultados óptimos como las oxidaciones químicas. Establecieron Hedley, Swainson y Barsky, la prontitud para disolver oro en soluciones de 0,10 % de NaCN, a 298 K (25°C) empleando nitrógeno, oxígeno y sus mezclas.

e) PH y alcalinidad:

Para la prevención de enormes pérdidas por hidrólisis de cianuro, se realiza el procesamiento de la cianuración a superiores valores de 9,4 de pH. El efecto de este en la disolución del oro a valores mayores 9,5 se encuentra en dependencia de los minerales que se hallen como integrantes de la mena, además del álcali usado en su regulación. En ciertos, casos la rapidez para disolver el oro puede reducirse con el aumento del pH, ya que se incrementa la prontitud de las reacciones que entorpecen el proceso. El óptimo valor del pH al que se debe operar debe ser establecido según las particularidades de los minerales.

f) Temperatura

A la solución de cianuro el suministro de calor en contacto con oro, ocasiona opuestos sucesos que perturban la rapidez de disolución. El aumento de la temperatura incrementa solubilidad, luego, aumenta la ligereza para disolver oro, simultáneamente, oxígeno presente en la solución reduce porque merma la solubilidad de los gases con la temperatura aumentada. El empleo de calientes

soluciones para la extraer oro en la práctica, es perjudicial por el costo alto, por lo que comúnmente, a temperatura ambiente se hace la lixiviación.

g) La presencia de la ganga

Mediante la caracterización mineralógica podemos identificar la existencia de minerales que consumen oxígeno y cianuro, como son el hierro y los óxidos sulfuros, muestran que, durante la lixiviación, es controlado el compuesto oxidado por la concentración de cianuro y para el compuesto sulfurado, el control lo desplegará la disolución de oxígeno.

h) Tasa de riego

Este es primordial, establece, la duración de lixiviación en gran medida. Siempre es estudiado por su significación en plantas pilotos, laboratorios y directamente se afecta por la absorción del mineral. En un mineral con elevado contenido finos, es aplicado con una tasa de riego entre 6 L/h/m² y 10 L/h/m², sin embargo, uno de mayor grosor puede tener tasas de hasta 40 L/h/m² (Schmidt, 2001). Tiene influencia la tasa de riego también en los preferenciales flujos. Ensayos de irrigación empíricos han manifestado que la magnitud del flujo preferencial está en dependencia de la tasa de riego impuesta y de la capacidad de succión del material. Una de las preocupaciones primordiales de la zona de lixiviación es conservar la calidad de riesgo definida por la uniformidad de riesgo y el taponamiento de los goteros o emisores.

- Uniformidad de riesgo: cantidad de solución en unidad de tiempo descargada por cada emisor, no debe tener de variación entre ellas más de 5%.

- Taponamiento: Es la cantidad de emisores obstruidas que dejan de descargar flujo.
- Indicadores de calidad: Semanalmente se efectúa el monitoreo de la cantidad de emisores obstruidos, información reportada al departamento de metalurgia de lixiviación para que tomen las correctivas acciones cuando halla desviaciones al programa.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN

Se realizó el estudio en el área de producción y laboratorios de la unidad minera Pucamarca – Minsur, considerando el siguiente tipo y nivel de investigación:

- Aplicada.
- Experimental.

3.2. MUESTREO DEL MINERAL

El muestreo tuvo la finalidad de conseguir la cantidad necesaria de material, para las pruebas, pero que represente lo más aproximadamente posible a la masa total del mismo.

En la figura 5 se presentó un esquema de la obtención y distribución de la muestra recolectada del cerro Caldero. Se obtuvo 3 800 kg de mineral, de los cuales se destinó 50 kg para las pruebas de lixiviación en botellas y 3 750 kg para lixiviación en pad piloto; del ripio del pad piloto se destinó 1 927,5 kg para las pruebas en columnas. La obtención de la muestra de mina y la distribución a las áreas de las pruebas se realizó con los equipos y recursos de la empresa.

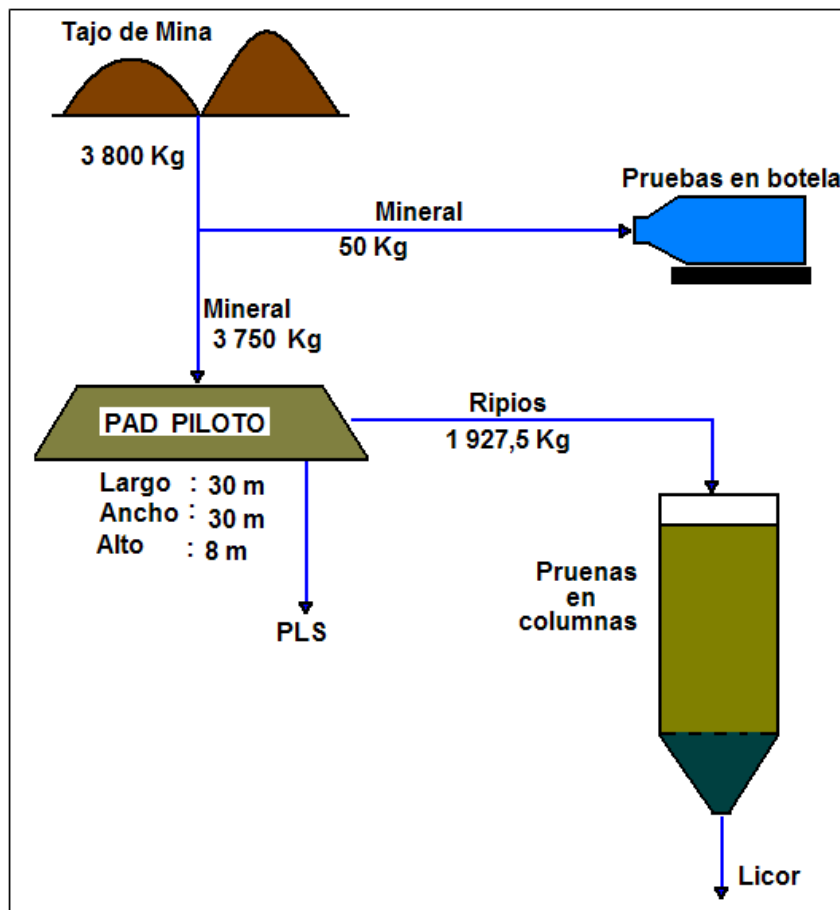


Figura 5. Esquema de la distribución de muestra para cada tipo de prueba

3.3. PROCEDIMIENTO DE PREPARACIÓN DE MUESTRA

La muestra de mineral se toma del cerro Caldero mediante un cargador frontal y es transportado mediante volquete al pad piloto designado como LIFT 17 dentro del pad denominado LIFT 9. Del pad piloto LIFT 17 se toma una muestra de mineral, la que es homogenizada 5 veces, mediante un mini cargador y mediante cuarteo sucesivo se obtiene distintas porciones de muestra para caracterización del mineral, pruebas en botellas y pruebas en columnas.

3.4. PROCEDIMIENTOS DE CARACTERIZACIÓN DE MUESTRAS

3.4.1. Determinación de la humedad

Se homogenizó y cuarteó 3 veces la muestra hasta tener aproximadamente 8 kg. Toda la muestra se depositó en una bandeja, se pesó y anotó el peso inicial húmedo (P1), descontado el peso de la bandeja. Se colocó la muestra en el horno de secado a 378 K (105 °C), aproximadamente 10 horas, dejando enfriar y se anotó el peso seco (P2), descontando el peso de la bandeja. Calculándose el porcentaje de humedad a partir de los pesos húmedo y seco, usando la siguiente fórmula:

$$\% \text{ Humedad} = \frac{(P1-P2)}{P1} \times 100 \quad [3]$$

3.4.2. Análisis granulométrico de mineral de cabeza para pruebas en columna

Para este proceso, se empleó un tamizador Gilson, con los tamices 6, 5, 4, 3, 2, 1 1/2, 1, 3/4, 1/2, 1/4, 10, -10, cargado con una muestra de 500 kg de mineral en un tiempo de 5 minutos. Para evitar la emisión de polvo se humedeció el mineral a procesar, continuando con el lavado con agua cada granulometría para evitar desviaciones de leyes de oro. Para determinar su distribución granulométrica, el producto seco de cada tamiz fue depositado en sacos con pesos de 20-25 kg, para luego pesarlos y realizar el cálculo respectivo. Para obtener las mallas valoradas, los productos de cada tamiz, fueron preparados a fin de ser despachados al laboratorio para los análisis químicos requeridos y posteriormente deducir las leyes de las mallas valoradas.

3.5. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL DE CIANURACIÓN EN BOTELLAS

A continuación, se detalla minuciosamente el proceso a desarrollar: Recepcionar y preparar el mineral a 80 % malla -10 para la prueba. Cargar la botella con 2 kg de este mineral agregándole agua en relación 1:1,5 respectivamente (3 litros de agua). Pesarse la botella: Botella + mineral + agua. Anotar en la etiqueta de la botella el peso (peso inicial). Medir el pH natural de la solución; luego agregar óxido de calcio (1,7-2,6 g) hasta conseguir un pH entre 10,5 y 10,8, así se obtendrá para este mineral una ratio de cal. Agregar cianuro de sodio en dependencia de la concentración que se requiera (60-1000 ppm). Poner a rolar en la mesa de rodillos a una rapidez de 20 rpm, anotar la hora inicial de la prueba.

Hacer control de 2, 4, 8, 24, 48, 72 y 96 horas. En cada revisión proceder del modo siguiente: detener la sacudida, retirar y pesar la botella, si el peso es menor a la inicial añadir agua, esperar su sedimentación. Extraer 40 ml de la solución limpia, de no conseguir clara solución debe filtrarse, para medir cianuro libre sacar 10 ml y para entregar por duplicado al laboratorio químico sacar 30 ml para los requeridos análisis. Medir pH y si es menor a 10,5, no añadir cal después de efectuar el control de 96 horas. Titulado la solución de cianuración para establecer concentración de cianuro libre, agregar cianuro de sodio dependiendo de la concentración de la prueba que se está corriendo. No añadir cianuro de sodio luego de ejecutar el control de 96 horas. Nuevamente debe colocarse la botella en la mesa y dejarla hasta el

control próximo. Posteriormente de haber ejecutado el control de 96 horas, debe vaciarse a un envase limpio todo el contenido hasta que quede la botella limpia completamente. Debe lavarse 5 veces el sólido en el balde hasta que esté la concentración de cianuro menor a 1ppm. Colocar en la estufa la muestra para su secado, para posteriormente enviarla al laboratorio para los análisis correspondientes.

3.6. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL DE CIANURACIÓN EN COLUMNAS

Las actividades realizadas en la prueba de lixiviación en columnas son: el carguío, monitoreo de los parámetros de riego, percolación, medición de pH, titulación de concentración de cianuro libre y descarga de la columna (figura 6).



Figura 6. Columnas, 76 cm diámetro x 294 cm altura, para las pruebas de lixiviación

Fuente: Recolección propia

Después de terminar con el homogenizado con la cantidad de cal requerida (0,28 kg/t) y cuarteo de la muestra de mineral; es cargado a las columnas. Luego, se saca una muestra para establecer la ley de cabeza, malla valorada, porciento de humedad, aparente densidad, ratio de cal, observación mineralógica y conductividad.

La muestra será cargada en los recipientes metálicos hasta 1 927,5 kg aproximadamente, para inmediatamente ser levantados con un montacarga y la grúa puente. Anotar peso total húmedo depositado dentro de la columna. Al término del carguío de las columnas, se anotará la altura libre dejada entre el mineral y el límite de la columna. Se prepara la solución de cianuración de riego para cada columna, con los parámetros establecidos de pH de 10,5, concentración de cianuro 50 ppm, densidad de riego 11 L/h.m², flujo de riego 84 ml/min, durante 80 días.

Después de la percolación de solución de la columna se inicia el control de la columna, si el recipiente que contiene la solución de riego de las columnas está completamente vacío. Retirar la solución de percolación manualmente almacenado en baldes de 40 litros o tanque de percolación de 500 litros utilizando el montacargas. El recipiente que contiene la solución percolada deberá ser pesado y registrado en el formato de control de columnas. Además de anotar la tara de los recipientes.

De la solución percolada se tomará una muestra de aproximadamente 200 ml para ser analizada, en laboratorio químico, por lo siguiente: medir pH, cianuro libre. Luego a la solución percolada se le ajustarán parámetros de pH, concentración de cianuro y volumen. Para iniciar nuevamente el riego de la columna, o preparar nuevamente la solución de riego al volumen, pH y concentración de cianuro libre deseado. Mediante bomba peristáltica regular la densidad de riego, para esto se mide el flujo en una probeta de 200 ml de la solución lixiviante según parámetros de prueba en columna.

Todos los controles antes mencionados se realizarán diariamente hasta mantener por cinco días consecutivos la ley de percolación de oro $< 0,02$ ppm.



Figura 7. Análisis de cianuro libre en el laboratorio químico
Fuente: Recolección propia

En seguida la columna entrará a una etapa de lavado, preparando solución alcalina respetando la densidad de riego de la columna. Este lavado se realizará hasta que la concentración de cianuro esté menor a 1 ppm de cianuro libre. La solución percolada será pesada y analizada como si fuera control de columna. Al término de la etapa de lavado, se dejará drenar la columna hasta alcanzar el mínimo flujo de drenaje, de igual manera esta solución se pesará y enviará a analizar. Se medirá altura libre final dejada entre el mineral y el límite de la columna. Terminada la etapa de drenaje la columna será descargada.

Posteriormente, será homogenizada y cuarteada toda la muestra descargada para conseguir; muestra para la ley de ripio, malla valorada de ripio y porcentaje de humedad retenida de la columna. Para los análisis químicos del ripio será preciso hacer un lavado de la muestra.

3.7. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL DE CIANURACIÓN EN PAD PILOTO

El pad piloto (Lift 17) se ubicó en un pad pre existente (Lift 9). El apilamiento en el pad de lixiviación se realiza a través del acarreo del mineral proveniente de la mina (3 750 kg) por medio de camiones CAT 777, los cuales descargan el mineral en zonas delimitadas del pad para que el equipo de empuje vaya conformando las respectivas celdas que posteriormente ingresará en riego. En cada turno, se debe sacar 3 muestras de 25 kg de mineral, a las 8:00 am, 12:00 pm,

4:00 pm y en la noche a las mismas horas; las muestras deben enviarse al laboratorio químico en bolsas de polietileno debidamente cerradas.



Figura 8. Apilamiento de mineral en el pad piloto y distribución del sistema de riego
Fuente: Recolección propia

Al mineral descargado en el pad debe tener los siguientes parámetros

- Granulometría del mineral: P80 menor a 63,5 mm (2,5 pulgadas)
- Ratio de cal (kg/t): 0,28
- Ley de mineral (mg/L): Au 0,2645; Ag 1,25; Cu 47,5; Hg 35,903
- Finos (%): 8 a 14 (según zona de descarga)

Dependiendo del contenido de finos máximo permisibles en el mineral se dispone el pad con 4 zonas (figura 9):

- Zona A: zona de protección es ubicada en el contorno del pad, con un contenido máximo de 8 % finos y un ancho de 30 m en todo el borde del pad.
- Zona B: comprende el interior medio del pad donde se apila el mayor volumen del mineral con no más de 10 % de finos sobre la zona C.

- Zona c: comprende los primeros 3 Lift de 8 m cada uno, ubicada sobre toda la extensión del over line con no más de un 8 % de finos.
- Zona D: comprende los 2 últimos Lift ubicadas en la parte superior y podrá contener no más de 14 % de finos.

El apilamiento de la primera cama debe tener 2 m de altura como mínimo, para evitar dañar la geomembrana con el depósito de las siguientes camas. La dosificación homogénea y gradualmente de la cal se realiza con una retroexcavadora.

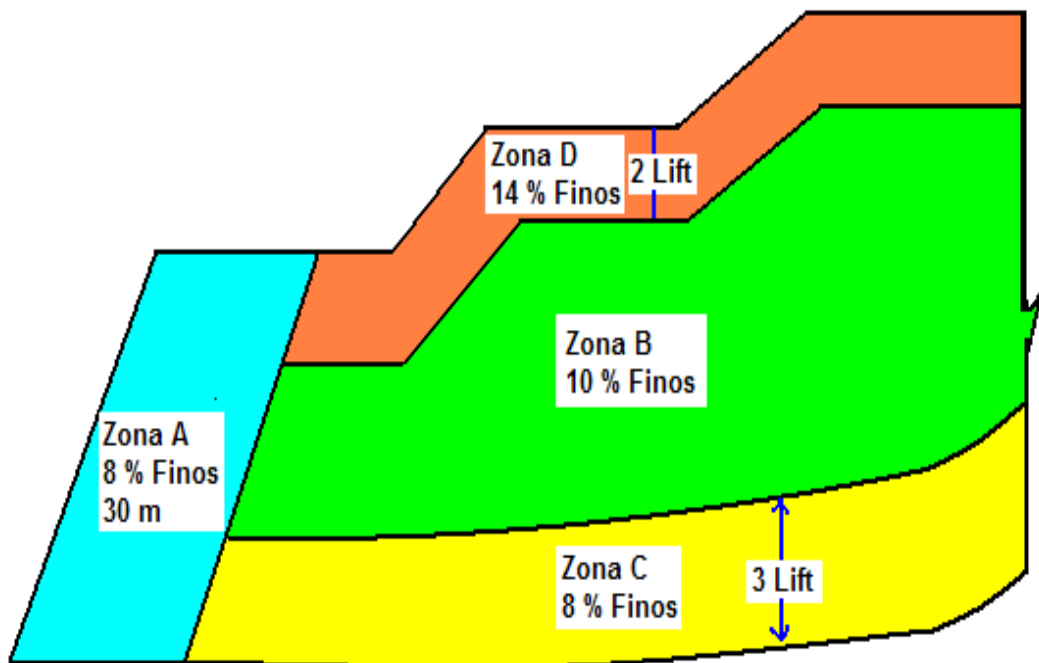


Figura 9. Zonificación del pad en base al contenido de finos del mineral

3.8. TÉCNICAS Y ANÁLISIS DE DATOS

El procesamiento de los datos obtenidos en las pruebas experimentales de lixiviación en botella, columnas, pad piloto y la presentación de gráficos correspondientes se realizaron con la hoja de cálculo EXCEL versión 2016.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA DE MINERAL DE ORO

4.1.1. Determinación de humedad natural de la muestra

Tabla 4

Determinación de la humedad de la muestra

Denominación de pesos	Valores de pesos (kg)	
	1	2
Peso húmedo	8	8
Tara	1,123	1,123
Peso seco + tara	9,083	9,083
Peso seco	7,96	7,96
Diferencia	0,04	0,04
% Humedad (promedio)		0,5

4.1.2. Determinación de la densidad aparente de la muestra

Tabla 5

Determinación de la densidad aparente de la muestra inicial

Concepto	Peso de mineral		
	1	2	3
Volumen de cubo (m ³)	26,84	26,84	26,84
Peso de mineral (t)	41,11	40,95	41,08
Densidad aparente (promedio) (t/m ³)			1,53

4.1.3. Análisis granulométrico de la muestra

Tabla 6

Análisis granulométrico de la muestra inicial

Malla	Abertura (micrones)	Peso retenido (kg)	% Retenido	% Retenido acumulado	% Pasante acumulado
6"	152 400	0,0	0,00	0,00	100,00
5"	127 000	36,12	9,08	9,08	90,92
4"	101 600	72,07	18,11	27,19	72,81
3"	76 200	63,14	15,87	43,05	56,95
2"	50 800	34,64	8,70	51,76	48,24
1 1/2"	38 100	15,40	3,87	55,63	44,37
1"	25 400	26,60	6,68	62,31	37,69
3/4"	19 050	13,86	3,48	65,79	34,21
1/2"	12 700	15,14	3,80	69,60	30,40
1/4"	6 300	21,98	5,52	75,12	24,88
10	2 000	27,52	6,92	82,04	17,96
- 10	0,0	71,48	100	100	0,0
	Total	397,95			

4.1.4. Análisis químico de la muestra

Tabla 7

Promedio de análisis químico de muestra inicial (mg/L)

Día	Au	Ag	Cu	Hg	Au CHIDDYE
06-Jun-2017	0,555	0,21	2,44	3,695	0,537
07-Jun-2017	0,35	0,13	1,53		0,346
08-Jun-2017	-	-	-	3,082	0,264
09-Jun-2017	0,2075	0,06	0,69	2,604	0,212
10-Jun-2017	0,1705	0,05	0,6	2,409	0,172
11-Jun-2017	0,16	0,045	0,48	1,95	0,153
12-Jun-2017	0,132	0,04	0,45	1,064	0,1313
13-Jun-2017	0,1135	0,04	0,425	-	0,1113
14-Jun-2017	0,091	<0.03	0,35	-	0,0883
15-Jun-2017	0,078	<0.03	0,35	-	-
16-Jun-2017	0,072	<0.03	0,32	-	-
17-Jun-2017	0,071	<0.03	0,32	-	-
18-Jun-2017	0,066	<0.03	0,25	-	-
19-Jun-2017	0,055	<0.03	0,3	-	-

Fuente: Laboratorio de análisis químico-Pucamarca

Para la caracterización de la muestra, se ha realizado ensayos de laboratorio a fin de determinar algunas propiedades físicas y químicas, tales como humedad natural, densidad aparente, análisis granulométrico y análisis químico del mineral de cabeza; cuyos resultados se muestran en las tablas 4, 5, 6 y 7 respectivamente.

4.2. RESULTADOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLAS

4.2.1. Resultados de la primera prueba de lixiviación en botella

En la tabla 8 se muestra las condiciones a las cuales se llevó a cabo la cianuración en botellas; en negrita los parámetros más importantes.

Tabla 8

Condiciones de la primera prueba de lixiviación en botella

Parámetros	Valores
Fecha de inicio de las pruebas	30/9/16
Hora de inicio de las pruebas	11:00 AM
Peso seco de la muestra (kg)	2,00
Peso del agua (kg)	3,00
Peso botella vacía (kg)	-
Peso botella con pulpa (kg)	-
Adición de cal (g)	2,60
Consumo de cal (kg/t)	1,30
Granulometría de la muestra	100% M -1/4
Velocidad de agitación (rpm)	60
Consumo de NaCN (kg/t)	0,21
Fuerza de CN- de trabajo (ppm)	60
Finos en cabeza: Au (mg)	0,4
Finos en cabeza: Ag (mg)	5,5
Finos en cabeza: Cu (mg)	61,0

Tabla 9*Resultados de la primera prueba de lixiviación en botella*

Análisis químico mineral de cabeza

Prueba	Cabeza		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 1	0,2	2,74	30,5

Datos experimentales

Tiempo de agitación (h)	Alicuota (ml)	Gasto AgNO ₃	Parámetros			Ley Pregnant (ppm)			Descontado (mg)			Contenido Finos (mg)			Extracción (%)			Adición de NaCN		Adición de cal	
			CN ⁻ (ppm)	pH inicial	pH final	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	g	Kg/t	g	Kg/t
0	0	0,00	0	8,06	10,49	0,000	0,000	0,0				0,00	0,00	0,00	0,0	0,0	0,0	0,339	0,17	1,20	0,60
4	40	1,68	33,6	9,93	10,89	0,021	0,18	1,2	0,001	0,007	0,047	0,06	0,54	3,54	14,6	9,8	5,8	0,149	0,07	0,50	0,25
8	40	2,95	59,0	10,99	10,99	0,023	0,18	1,2	0,001	0,007	0,049	0,07	0,55	3,69	16,2	10,0	6,1	0,006	0,00	0,00	0,00
24	40	2,30	46,0	9,94	10,58	0,027	0,24	1,3	0,001	0,010	0,052	0,08	0,73	3,98	19,6	13,4	6,5	0,079	0,04	0,40	0,20
48	40	2,28	45,6	10,13	10,67	0,033	0,30	1,4	0,001	0,012	0,055	0,10	0,92	4,30	23,8	16,8	7,1	0,081	0,04	0,5	0,25
72	40	2,02	40,4	10,14	10,14	0,036	0,35	1,6	0,001	0,014	0,064	0,11	1,09	5,00	26,6	19,8	8,2	0,000	0,00	0,0	0,00
TOTAL			40,4						0,006	0,050	0,267	0,112	1,086	5,003	26,56	19,80	8,20	0,65	0,33	2,60	1,30

Análisis químico de rípios

Prueba	Ripio		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 1	0,155	2,2	28,0

Fuente: Laboratorio de análisis químico-Pucamarca

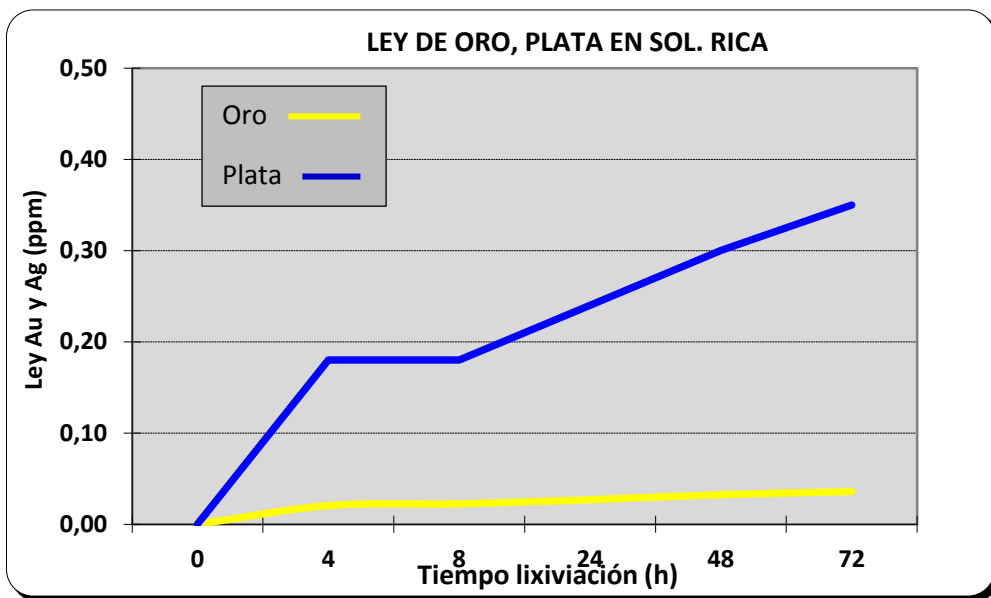


Figura 10. Ley de oro y plata en la de lixiviación 1ra. prueba en botella

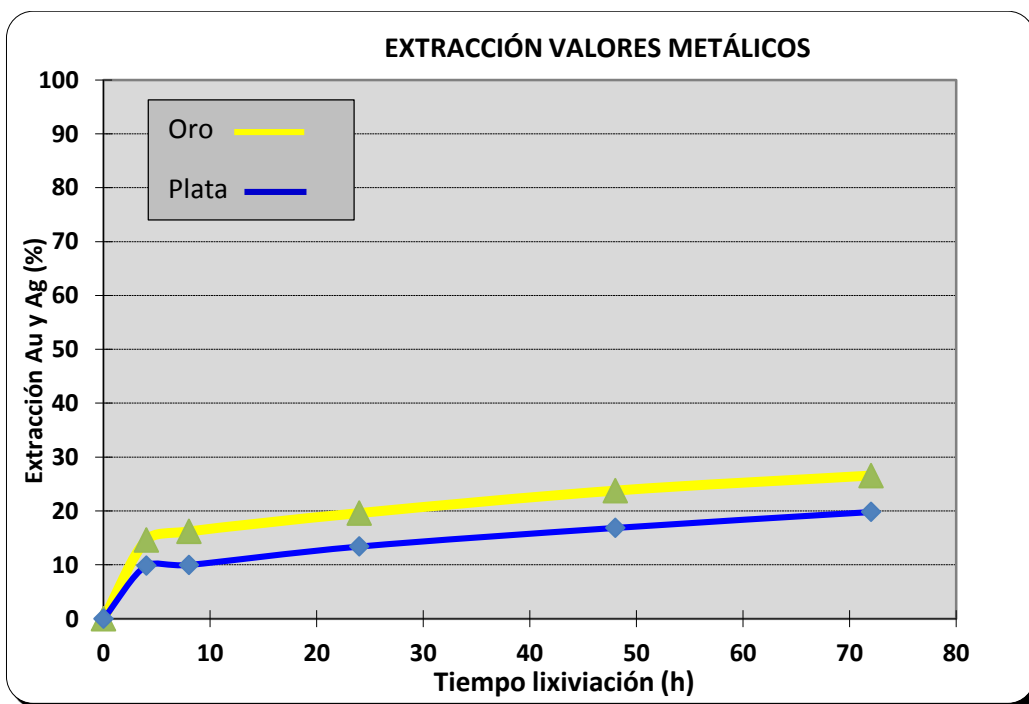


Figura 11. Extracción de oro y plata 1ra. prueba en botella

4.2.2. Resultados de la segunda prueba de lixiviación en botella

Tabla 10

Condiciones de la segunda prueba de lixiviación en botella

Parámetros	Valores
Fecha de inicio de las pruebas	30/9/16
Hora de inicio de las pruebas	11:00 AM
Peso seco de la muestra (Kg)	2,00
Peso del agua (Kg)	3,00
Peso botella vacía (Kg)	-
Peso botella con pulpa (Kg)	-
Adición de cal (g)	2,40
Consumo de cal (Kg/TM)	1,20
Granulometría de la muestra	100% M -1/4
Velocidad de agitación (rpm)	60
Consumo de <u>NaCN</u> (Kg/TM)	0,22
Fuerza de CN- de trabajo (ppm)	60
Finos en cabeza: Au (mg)	0,4
Finos en cabeza: Ag (mg)	5,7
Finos en cabeza: Cu (mg)	61,3

Tabla 11*Resultados de la segunda prueba de lixiviación en botella*

Análisis químico mineral de cabeza

Prueba	Cabeza		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 2	0,2	2,8	30,6

Datos experimentales

Tiempo de agitación (h)	Alícuota (ml)	Gasto AgNO ₃	Parámetros			Ley Pregnant (ppm)			Descontado (mg)			Contenido Finos (mg)			Extracción (%)			Adición de NaCN		Adición de cal	
			CN ⁻ (ppm)	pH inicial	pH final	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	g	Kg/t	g	Kg/t
0	0	0,00	0	7,89	10,48	0,000	0,000	0,0				0,00	0,00	0,00	0,0	0,0	0,0	0,339	0,17	1,20	0,60
4	40	2,21	44,2	9,96	10,95	0,022	0,19	1,3	0,001	0,008	0,053	0,06	0,57	3,99	15,2	10,0	6,5	0,089	0,04	0,50	0,25
8	40	2,97	59,4	10,98	10,98	0,023	0,2	1,2	0,001	0,008	0,049	0,07	0,61	3,70	16,4	10,7	6,0	0,003	0,00	0,00	0,00
24	40	2,71	54,2	10,27	10,73	0,027	0,27	1,5	0,001	0,011	0,058	0,08	0,83	4,48	19,5	14,5	7,3	0,033	0,02	0,20	0,10
48	40	1,65	33,0	9,81	10,52	0,033	0,34	1,6	0,001	0,014	0,063	0,10	1,05	4,87	24,0	18,4	7,9	0,153	0,08	0,50	0,25
72	40	1,65	33,0	9,98	9,98	0,037	0,35	1,68	0,001	0,014	0,067	0,12	1,09	5,26	27,1	19,2	8,6	0,000	0,00	0,00	0,00
TOTAL			33,0						0,006	0,054	0,290	0,12	1,09	5,26	27,09	19,16	8,59	0,62	0,31	2,40	1,20

Análisis químico de rípios

Prueba	Ripio		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 2	0,155	2,3	28,0

Fuente: Laboratorio de análisis químico Pucamarca

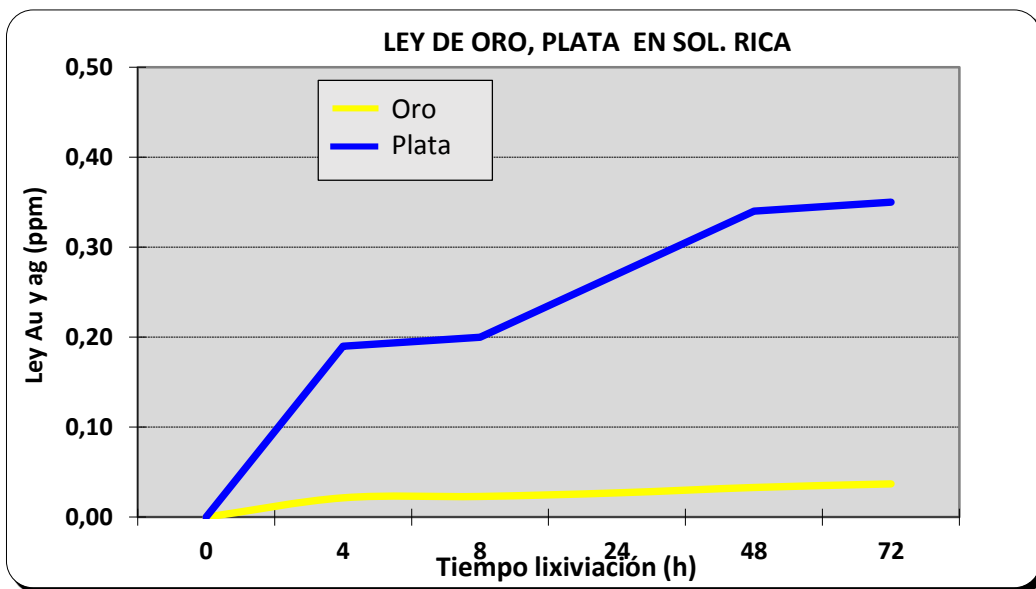


Figura 12. Ley de Au y Ag en la 2da. prueba de lixiviación en botella

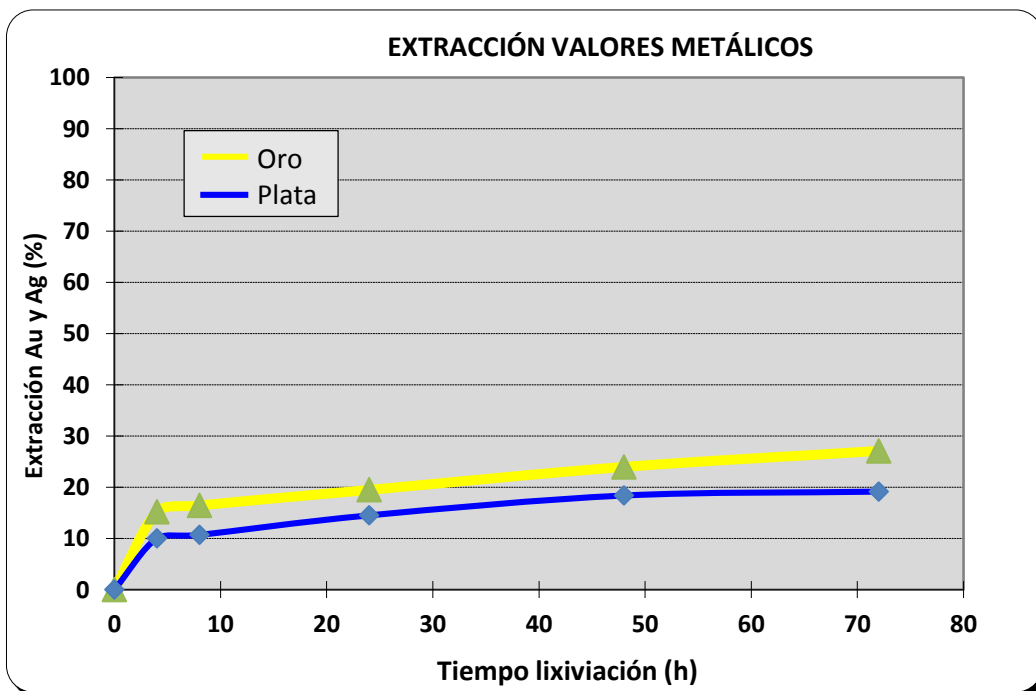


Figura 13. Extracción de Au y Ag en la 2da. prueba de lixiviación en botella

4.2.3. Resultados de la tercera prueba de lixiviación en botella

Tabla 12

Condiciones de la tercera prueba de lixiviación en botella

Parámetros	Valores
Fecha de inicio de las pruebas	30/9/16
Hora de inicio de las pruebas	11:00 AM
Peso seco de la muestra (kg)	2,00
Peso del agua (kg)	3,00
Peso botella vacía (kg)	-
Peso botella con pulpa (kg)	-
Adición de cal (g)	1,70
Consumo de cal (kg/t)	0,85
Granulometría de la muestra	100% M -1/4
Velocidad de agitación (rpm)	60
Consumo de NaCN (kg/TM)	1,52
Fuerza de CN- de trabajo (ppm)	1000
Finos en cabeza: Au (mg)	0,4
Finos en cabeza: Ag (mg)	6,5
Finos en cabeza: Cu (mg)	59,8

Tabla 13*Resultados de la tercera prueba de lixiviación en botella*

Análisis químico mineral de cabeza

Prueba	Cabeza		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 3	0,2	3,2	29,9

Datos experimentales

Tiempo de agitación (h)	Alícuota (ml)	Gasto AgNO ₃	Parámetros			Ley Pregnant (ppm)			Descuento (mg)			Contenido Finos (mg)			Extracción (%)			Adición de NaCN		Adición de cal	
			CN ⁻ (ppm)	pH inicial	pH final	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	g	Kg/t	g	Kg/t
0	0		0	7,98	10,46	0,000	0,000	0,0				0,00	0,00	0,00	0,0	0,0	0,0	5,655	2,83	1,20	0,60
4	40	44,17	883,4	10,46	10,46	0,028	0,28	1,3	0,001	0,011	0,052	0,08	0,84	3,93	20,3	13,0	6,6	0,659	0,33	0,00	0,00
8	40	47,44	948,8	10,44	10,44	0,030	0,30	1,4	0,001	0,012	0,055	0,09	0,91	4,19	21,6	14,1	7,0	0,290	0,14	0,00	0,00
24	40	46,60	932,0	10,22	10,61	0,036	0,36	1,5	0,001	0,014	0,060	0,11	1,10	4,61	26,3	17,1	7,7	0,385	0,19	0,10	0,05
48	40	41,41	828,2	10,24	10,55	0,038	0,41	1,7	0,002	0,016	0,068	0,12	1,27	5,25	28,1	19,6	8,8	0,972	0,49	0,4	0,20
72	40	43,44	868,8	10,47	10,47	0,043	0,47	1,85	0,002	0,019	0,074	0,13	1,46	5,79	32,4	22,6	9,7	0,000	0,00	0,0	0,00
TOTAL			868,8						0,007	0,073	0,309	0,13	1,46	5,79	32,40	22,65	9,68	7,96	3,98	1,70	0,85

Análisis químico de rípios

Prueba	Ripio		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 3	0,14	2,5	27

Fuente: Laboratorio de análisis químico Pucamarca

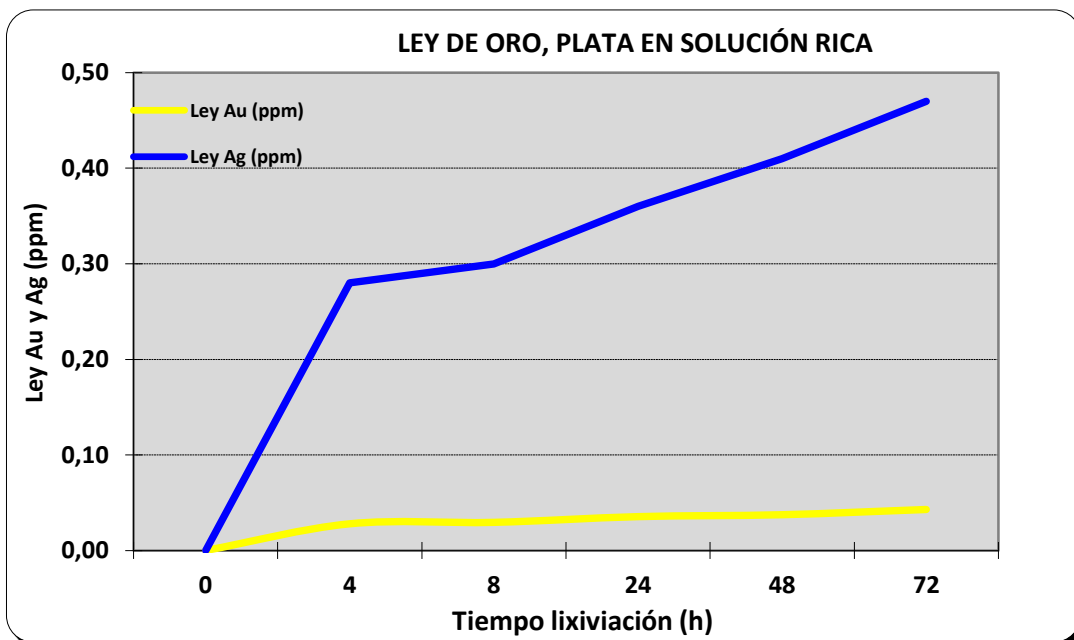


Figura 14. Ley de Au y Ag en la 3ra. prueba de lixiviación en botella

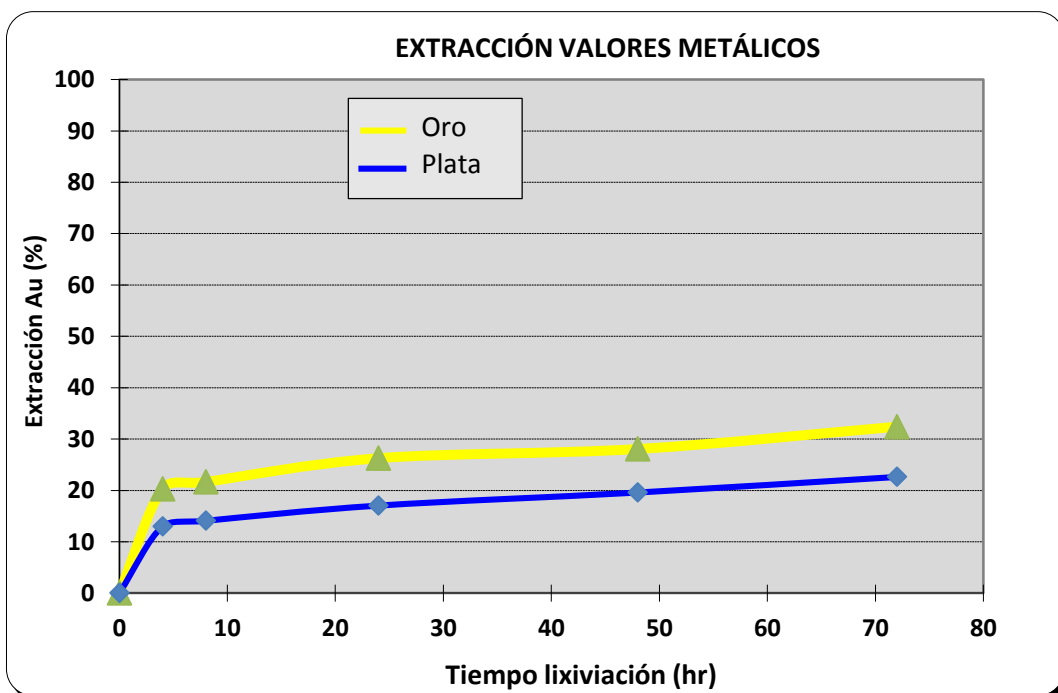


Figura 15. Extracción de Au y Ag en la 3ra. prueba de lixiviación en botella

4.2.4. Resultados de la cuarta prueba de lixiviación en botella

Tabla 14

Condiciones de la cuarta prueba de lixiviación en botella

Parámetros	Valores
Fecha de inicio de las pruebas	30/9/16
Hora de inicio de las pruebas	11:00 AM
Peso seco de la muestra (kg)	2,00
Peso del agua (kg)	3,00
Peso botella vacía (kg)	
Peso botella con pulpa (kg)	
Adición de cal (g)	1,70
Consumo de cal (kg/t)	0,85
Granulometría de la muestra	100% M -1/4
Velocidad de agitación (rpm)	60
Consumo de NaCN (kg/t)	1,57
Fuerza de CN- de trabajo (ppm)	1000
Finos en cabeza: Au (mg)	0,5
Finos en cabeza: Ag (mg)	6,7
Finos en cabeza: Cu (mg)	59,8

Tabla 15*Resultados de cuarta prueba de lixiviación en botella*

Análisis químico mineral de cabeza

Prueba	Cabeza		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 4	0,2	3,4	27

Datos experimentales

Tiempo de agitación (h)	Alicuota (ml)	Gasto AgNO ₃	Parámetros			Ley Pregnant (ppm)			Descontado (mg)			Contenido Finos (mg)			Extracción (%)			Adición de NaCN		Adición de cal	
			CN ⁻ (ppm)	pH inicial	pH final	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	g	Kg/t	g	Kg/t
0	0		0	8,04	10,56	0,000	0,000	0,0				0,00	0,00	0,00	0,0	0,0	0,0	5,655	2,83	1,20	0,60
4	40	42,63	852,6	10,57	10,57	0,030	0,30	1,4	0,001	0,012	0,057	0,09	0,90	4,29	19,3	13,4	7,2	0,834	0,42	0,00	0,00
8	40	47,61	952,2	10,53	10,53	0,032	0,32	1,5	0,001	0,013	0,059	0,10	0,97	4,47	20,8	14,4	7,5	0,270	0,14	0,00	0,00
24	40	43,88	877,6	10,34	10,66	0,036	0,40	1,6	0,001	0,016	0,063	0,11	1,22	4,86	23,6	18,2	8,1	0,692	0,35	0,10	0,05
48	40	44,18	883,6	10,24	10,52	0,038	0,44	1,7	0,002	0,018	0,070	0,12	1,36	5,40	25,2	20,2	9,0	0,658	0,33	0,40	0,20
72	40	44,04	880,8	10,63	10,63	0,044	0,49	1,85	0,002	0,020	0,074	0,14	1,53	5,80	29,4	22,7	9,7	0,000	0,00	0,00	0,00
TOTAL			880,8						0,007	0,078	0,323	0,14	1,53	5,80	29,40	22,72	9,70	8,11	4,05	1,70	0,85

Análisis químico de rípios

Prueba	Ripio		
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t
Lixiviación en botella 4	0,165	2,6	27

Fuente: Laboratorio de análisis químico Pucamarca

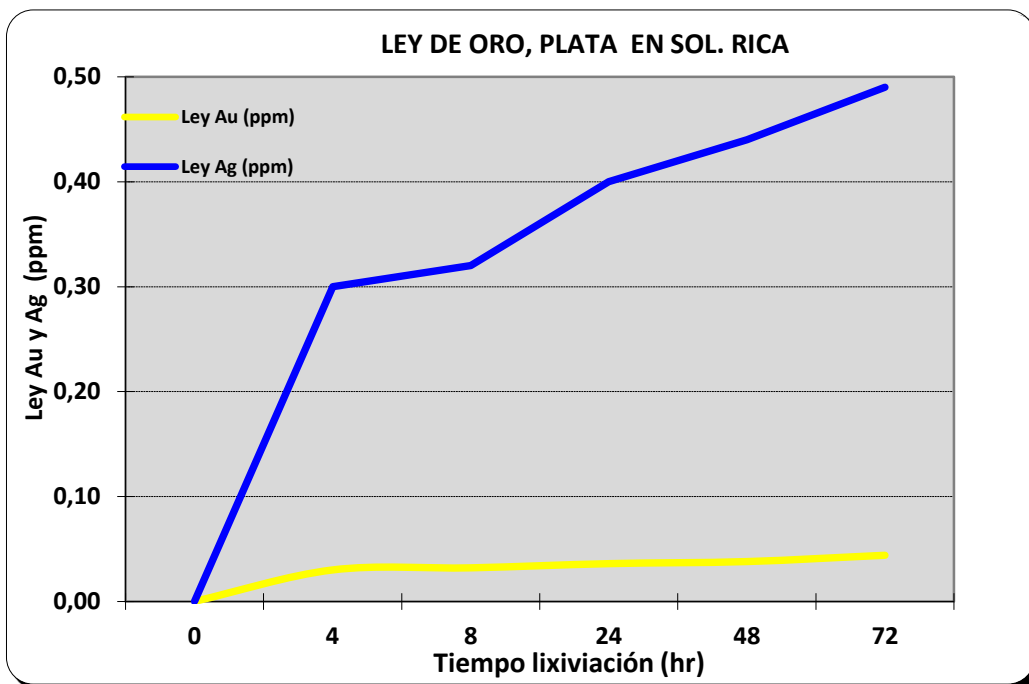


Figura 16. Ley de Au y Ag en la 4ta. prueba de lixiviación en botella

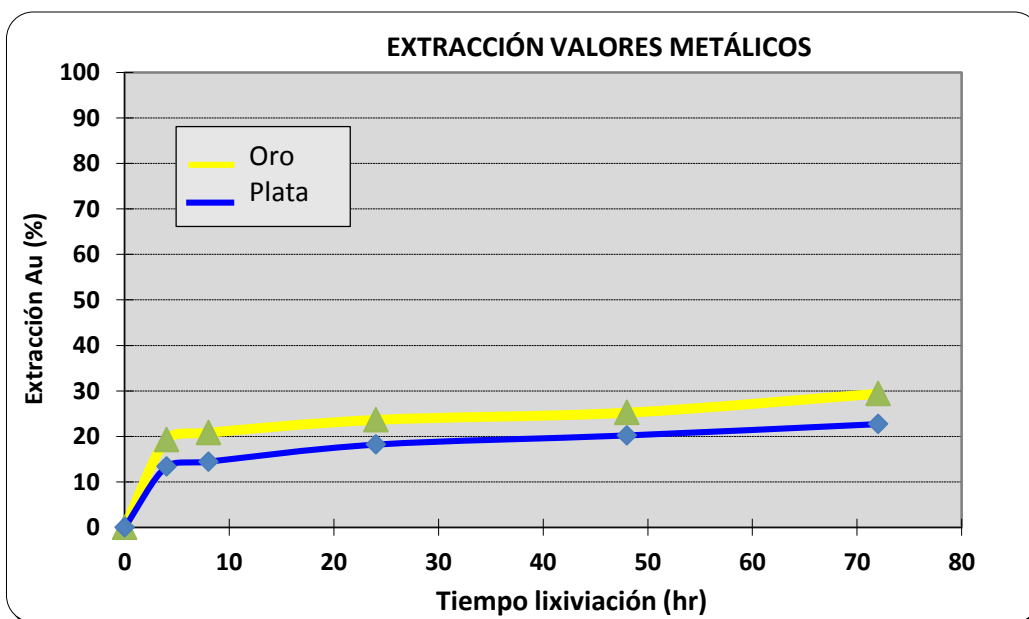


Figura 17. Extracción de Au y Ag en la 4ta. prueba de lixiviación en botella

4.3. Resultados de la prueba de lixiviación en pad piloto

Tabla 16

Condiciones de la prueba de lixiviación en pad piloto

Condiciones y parámetros	Valores
Inicio de riego	01/06/2017 16:40
Peso seco de muestra (kg)	3 750
Adición de cal (kg/t)	0,28
Granulometría	Menor a 15,24 cm (6 ")
Largo de pad (m)	30
Ancho de pad (m)	30
Altura de pad (m)	8
Fuerza de cianuro de sol. lix. (ppm)	50
Flow - rate (L/h.m ²)	11
Flujo de riego (ml/min)	84

Tabla 17*Resultados de la prueba de lixiviación en pad piloto*

Análisis químico mineral de cabeza

Prueba	Cabeza			
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t	Hg g/t
Lixiviación en pad piloto	0,263	1,1	32	1

Datos experimentales

Fecha (2017)	Lix. Días	Solución lixivante			Solución Pregnant							Flow rate (L/h.m ²)	Finos en solución				Extracción				Consumo reactivos	
		Peso (kg)	pH	CN ⁻ (ppm)	Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Ag (g/m ³)	Cu (g/m ³)	Hg (g/m ³)		Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Hg (%)	Cal (kg/t)	NaCN (kg/t)
1/6	1	54,7	10,62	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,003
2/6	2	54,7	10,60	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,005
3/6	3	54,7	10,58	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,008
4/6	4	54,7	10,61	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,011
5/6	5	120,4	10,60	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,016
6/6	6	120,4	10,63	50	120,1	8,07	7,2	0,56	0,21	2,4	3,695	11	67	25	293	444	13,2	1,0	0,3	0,64	0,28	0,022
7/6	7	63,4	10,71	49	105,0	8,25	10,2	0,35	0,13	1,5		10	36	14	161	0	20,3	1,6	0,5	0,64	0,28	0,023
8/6	8	120,4	11,12	49	52,1	8,26	13,0	0,26	0,06	0,7	3,082	5	14	3	36	160	23,0	1,7	0,5	0,87	0,28	0,029
9/6	9	120,4	11,07	49	120,6	8,31	10,2	0,21	0,05	0,6	2,604	11	26	6	72	314	28,0	2,0	0,6	1,33	0,28	0,033
10/6	10	120,4	10,98	49	115,6	8,21	9,6	0,17	0,05	0,5	2,409	11	20	5	55	279	31,9	2,2	0,7	1,73	0,28	0,038
11/6	11	120,4	10,84	43	112,6	8,35	9,2	0,15	0,05	0,48	1,95	10	17	5	54	220	35,3	2,4	0,7	2,05	0,28	0,042
12/6	12	120,4	10,85	46	112,3	8,44	11,0	0,13	0,04	0,45	1,06	10	15	4	51	120	38,2	2,6	0,8	2,22	0,28	0,046
13/6	13	120,4	10,95	49	108,9	8,69	10,6	0,11	0,04	0,43	-	10	12	4	46	0	40,6	2,8	0,8	2,22	0,28	0,051
14/6	14	119,4	10,97	48	109,0	8,40	12,8	0,09	0,05	0,35	-	10	10	5	38	0	42,5	3,0	0,9	2,22	0,28	0,055
15/6	15	120,4	10,82	49	115,1	8,29	14,4	0,08	0,00	0,35	-	11	9	0	40	0	44,2	3,0	0,9	2,22	0,28	0,059
16/6	16	120,4	10,95	47	115,6	8,13	15,6	0,072	0,03	0,32	-	11	8	3	37	0	45,9	3,2	1,0	2,22	0,28	0,063
17/6	17	120,4	10,85	2	119,0	8,24	16,8	0,071	0,03	0,32	1,73	11	8	4	38	206	47,5	3,3	1,0	2,52	0,28	0,061
18/6	18	120,4	10,76	48	110,5	8,57	15,6	0,066	0,03	0,25	1,74	10	7	3	28	192	48,9	3,4	1,0	2,79	0,28	0,065
19/6	19	120,4	10,60	49	118,8	8,48	17,6	0,055	0,03	0,30	1,39	11	7	4	36	165	50,2	3,6	1,1	3,03	0,28	0,069
20/6	20	119,4	10,74	49,6	109,5	8,49	16,6	0,054	0,03	0,26	1,78	10	6	3	28	195	51,4	3,7	1,1	3,31	0,28	0,073
21/6	21	118,8	10,70	49,4	114,3	8,63	16,0	0,043	0,03	0,25	1,57	10	5	3	29	179	52,4	3,9	1,1	3,57	0,28	0,077

Tabla 17

(Continuación) Resultados de la prueba de lixiviación en pad piloto

Fecha (2017)	Lix. Días	Solución lixivante			Solución Pregnant							Flow rate (L/h.m ²)	Finos en solución				Extracción				Consumo reactivos	
		Peso (kg)	pH	CN ⁻ (ppm)	Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Ag (g/m ³)	Cu (g/m ³)	Hg (g/m ³)		Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Hg (%)	Cal (kg/t)	NaCN (kg/t)
22/6	22	109,8	10,80	49,6	108,1	8,66	16,2	0,045	0,03	0,31	1,20	9,9	5	3	34	129	53,3	4,0	1,2	3,76	0,28	0,081
23/6	23	100,0	10,79	49,2	102,6	8,20	16,0	0,037	0,03	0,24	-	9,4	4	3	25	0	54,1	4,1	1,2	3,76	0,28	0,084
24/6	24	119,8	10,83	49,4	100,4	8,08	15,4	0,038	0,03	0,23	-	9,2	4	3	23	0	54,8	4,3	1,2	3,76	0,28	0,088
25/6	25	118,7	10,76	49,2	119,9	8,25	16,2	0,040	0,03	0,24	-	11,0	5	4	29	0	55,7	4,4	1,3	3,76	0,28	0,092
26/6	26	81,9	10,7	49	113,0	8,40	16,2	0,038	0,03	0,22	-	10,3	4	3	25	0	56,6	4,5	1,3	3,76	0,28	0,094
27/6	27	111,9	10,8	50	79,0	8,32	15,6	0,037	0,03	0,19	-	7,2	3	2	15	0	57,2	4,6	1,3	3,76	0,28	0,098
28/6	28	119,7	10,9	48	110,3	8,38	16,8	0,034	0,03	0,20	-	10,1	4	3	22	0	57,9	4,8	1,3	3,8	0,28	0,102
29/6	29	115,8	11,0	48	122,0	8,73	21,8	0,033	0,03	0,19	-	11,2	4	4	23	0	58,7	4,9	1,4	3,8	0,28	0,105
30/6	30	112,6	10,8	49	108,7	8,54	17,4	0,028	0,03	0,16	-	9,9	3	3	17	0	59,3	5,1	1,4	3,8	0,28	0,109
1/7	31	120,4	10,7	48	108,3	8,16	16,6	0,026	0,03	0,18	-	9,9	3	3	19	0	59,8	5,2	1,4	3,8	0,28	0,112
2/7	32	120,4	10,7	48	127,2	8,81	17,8	0,025	0,03	0,16	-	11,6	3	4	20	0	60,5	5,4	1,4	3,8	0,28	0,116
3/7	33	120,4	10,7	49	100,0	8,61	14,4	0,030	0,03	0,21	-	9,1	3	3	21	0	61,0	5,5	1,4	3,8	0,28	0,120
4/7	34	120,4	10,8	50	70,5	8,84	16,0	0,030	0,03	0,21	-	6,4	2	2	15	0	61,5	5,6	1,5	3,8	0,28	0,125
5/7	35	120,4	10,5	**	81,8	8,46	15,6	0,038	0,03	0,24	-	7,5	3	2	20	0	62,1	5,7	1,5	3,8	0,28	0,003
6/7	36	120,4	10,5	**	98,2	8,68	14,4	0,036	0,03	0,21	-	9,0	4	3	21	0	62,8	5,8	1,5	3,8	0,28	0,005
7/7	37	120,4	10,5	**	65,9	8,47	10,8	0,028	0,03	0,19	-	6,0	2	2	13	0	63,1	5,9	1,5	3,8	0,28	0,008
8/7	38	120,4	**	**	97,6	8,33	8,2	0,025	0,03	0,16	-	8,9	2	3	16	0	63,60	6,0	1,5	3,8	0,28	0,011
9/7	39	120,4	**	**	38,3	-	-	0,022	-	-	-	3,5	1	0	0	0	63,8	6,0	1,5	3,8	0,28	0,016
10/7	40	-	-	-	24,0	-	-	0,021	-	-	-	2,2	1	0	0	0	63,87	6,0	1,5	3,8	0,28	0,022
11/7	41	-	-	-	15,0	-	-	0,020	-	-	-	1,4	0	0	0	0	63,92	6,0	1,5	3,8	0,28	0,023
12/7	42	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0	0	0	0	0	63,92	6,0	1,5	3,8	0,28	0,029

Análisis químico de rípios

Prueba	Ripio			
	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (g/t)	Hg (g/t)
Lixiviación en pad piloto	0,09	1	31	0

Fuente: Laboratorio de análisis químico de Pucamarca

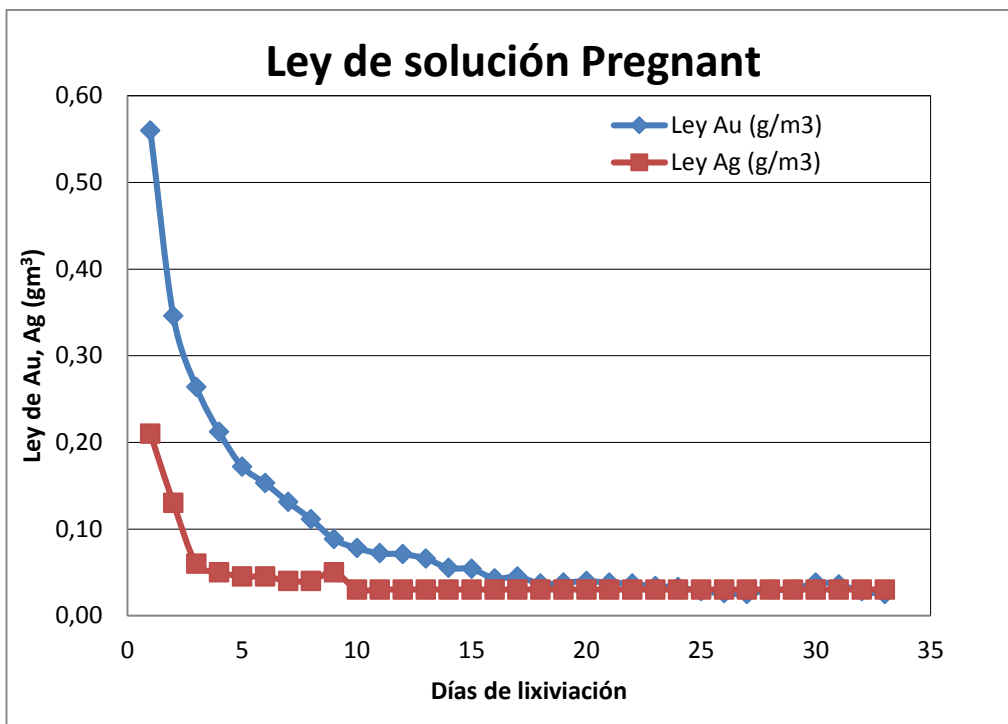


Figura 18. Ley de Au y Ag en la prueba de lixiviación en pad piloto

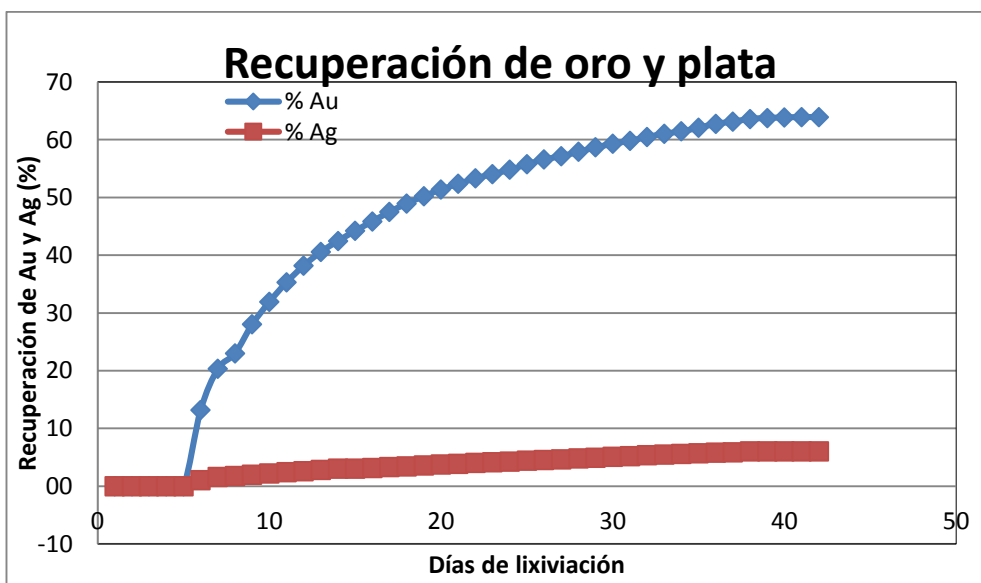


Figura 19. Extracción de Au y Ag en la prueba de lixiviación en pad piloto

4.4. Resultados de prueba de lixiviación de rípios de pad en columna

Tabla 18

Condiciones de la prueba de lixiviación en columna

Condiciones y parámetros	Valores
Inicio de riego	01/07/2017 16:40
Caída de la primera gota	05/07/2017 11:40
Peso seco de muestra (kg)	1927,5
Adición de cal (kg/t)	0,28
Granulometría	-
Altura de columna (cm)	294
Diámetro de columna (cm)	76
Área de columna (m ²)	0,46
Volumen útil de columna (m ³)	1,34
Fuerza de cianuro de sol. lix. (ppm)	50
Flow - rate (L/h.m ²)	11
Flujo de riego (ml/min)	84
Finos en columna Au (mg)	508
Adición de cal (kg/t)	0,28

Tabla 19*Resultados de la prueba de lixiviación en columna*

Análisis químico mineral de cabeza

Prueba	Cabeza			
	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t	Hg g/t
Lixiviación en columna	0,09	1	31	-

Datos experimentales

Fecha (2017)	Lix. Días	Solución lixivante			Solución Pregnant							Flow rate (L/h.m ²)	Finos en solución				Extracción				Consumo reactivos	
		Peso (kg)	pH	CN ⁻ (ppm)	Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Ag (g/m ³)	Cu (g/m ³)	Hg (g/m ³)		Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Hg (%)	Cal (kg/t)	NaCN (kg/t)
1/6	1	54,7	10,62	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,003
2/6	2	54,7	10,60	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,005
3/6	3	54,7	10,58	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,008
4/6	4	54,7	10,61	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,011
5/6	5	120,4	10,60	50	-	-	-	-	-	-	-	0	0	0	0	0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,28	0,016
6/6	6	120,4	10,63	50	120,1	8,07	7,20	0,56	0,21	2,4	3,695	11	67	25	293	444	13,2	1,2	0,5	0,64	0,28	0,022
7/6	7	63,4	10,71	49	105,0	8,25	10,20	0,35	0,13	1,5		10	36	14	161	0	20,4	1,9	0,7	0,64	0,28	0,023
8/6	8	120,4	11,12	49	52,1	8,26	13,0	0,26	0,06	0,7	3,082	5	14	3	36	160	23,1	2,1	0,8	0,87	0,28	0,029
9/6	9	120,4	11,07	49	120,6	8,31	10,2	0,21	0,05	0,6	2,604	11	26	6	72	314	28,1	2,4	0,9	1,33	0,28	0,033
10/6	10	120,4	10,98	49	115,6	8,21	9,6	0,17	0,05	0,5	2,409	11	20	5	55	279	32,1	2,6	1,0	1,73	0,28	0,038
11/6	11	120,4	10,84	43	112,6	8,35	9,2	0,15	0,05	0,48	1,95	10	17	5	54	220	35,5	2,9	1,1	2,05	0,28	0,042
12/6	12	120,4	10,85	46	112,3	8,44	11,0	0,13	0,04	0,45	1,06	10	15	4	51	120	38,4	3,1	1,2	2,22	0,28	0,046
13/6	13	120,4	10,95	49	108,9	8,69	10,6	0,11	0,04	0,43	-	10	12	4	46	0	40,7	3,3	1,3	2,22	0,28	0,051
14/6	14	119,4	10,97	48	109,0	8,40	12,8	0,09	0,05	0,35	-	10	10	5	38	0	42,6	3,6	1,3	2,22	0,28	0,055
15/6	15	120,4	10,82	49	115,1	8,29	14,4	0,08	0,00	0,350	-	11	9	0	40	0	44,4	3,6	1,4	2,22	0,28	0,059
16/6	16	120,4	10,95	47	115,6	8,13	15,6	0,072	0,03	0,32	-	11	8	3	37	0	46,0	3,7	1,5	2,22	0,28	0,063
17/6	17	120,4	10,85	2	119,0	8,24	16,8	0,071	0,03	0,32	1,73	11	8	4	38	206	47,7	3,9	1,5	2,52	0,28	0,061
18/6	18	120,4	10,76	48	110,5	8,57	15,6	0,066	0,03	0,25	1,74	10	7	3	28	192	49,1	4,1	1,6	2,79	0,28	0,065
19/6	19	120,4	10,60	49	118,8	8,48	17,6	0,055	0,03	0,30	1,39	11	7	4	36	165	50,4	4,3	1,6	3,03	0,28	0,069
20/6	20	119,4	10,74	49,6	109,5	8,49	16,6	0,054	0,03	0,26	1,78	10	6	3	28	195	51,6	4,4	1,7	3,31	0,28	0,073
21/6	21	118,8	10,70	49,4	114,3	8,63	16,0	0,043	0,03	0,25	1,57	10	5	3	29	179	52,6	4,6	1,7	3,57	0,28	0,077

Tabla 19

(Continuación) Resultados de la prueba de lixiviación en columna

Fecha (2017)	Lix. Días	Solución lixivante			Solución Pregnant							Flow rate (L/h.m ²)	Finos en solución				Extracción				Consumo reactivos	
		Peso (kg)	pH	CN ⁻ (ppm)	Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Ag (g/m ³)	Cu (g/m ³)	Hg (g/m ³)		Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Hg (mg)	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Hg (%)	Cal (kg/t)	NaCN (kg/t)
22/6	22	109,8	10,80	49,6	108,1	8,66	16,2	0,045	0,03	0,31	1,20	9,9	5	3	34	129	53,5	4,8	1,8	3,76	0,28	0,081
23/6	23	100,0	10,79	49,2	102,6	8,20	16,0	0,037	0,03	0,24	-	9,4	4	3	25	0	54,3	4,9	1,8	3,76	0,28	0,084
24/6	24	119,8	10,83	49,4	100,4	8,08	15,4	0,038	0,03	0,23	-	9,2	4	3	23	0	55,0	5,1	1,8	3,76	0,28	0,088
25/6	25	118,7	10,76	49,2	119,9	8,25	16,2	0,040	0,03	0,24	-	11,0	5	4	29	0	56,0	5,2	1,9	3,76	0,28	0,092
26/6	26	81,9	10,7	49	113,0	8,40	16,2	0,038	0,03	0,22	-	10,3	4	3	25	0	56,8	5,4	1,9	3,76	0,28	0,094
27/6	27	111,9	10,8	50	79,0	8,32	15,6	0,037	0,03	0,19	-	7,2	3	2	15	0	57,4	5,5	2,0	3,76	0,28	0,098
28/6	28	119,7	10,9	48	110,3	8,38	16,8	0,034	0,03	0,20	-	10,1	4	3	22	0	58,1	5,7	2,0	3,8	0,28	0,102
29/6	29	115,8	11,0	48	122,0	8,73	21,8	0,033	0,03	0,19	-	11,2	4	4	23	0	58,9	5,9	2,0	3,8	0,28	0,105
30/6	30	112,6	10,8	49	108,7	8,54	17,4	0,028	0,03	0,16	-	9,9	3	3	17	0	59,5	6,0	2,1	3,8	0,28	0,109
1/7	31	120,4	10,7	48	108,3	8,16	16,6	0,026	0,03	0,18	-	9,9	3	3	19	0	60,1	6,2	2,1	3,8	0,28	0,112
2/7	32	120,4	10,7	48	127,2	8,81	17,8	0,025	0,03	0,16	-	11,6	3	4	20	0	60,7	6,4	2,1	3,8	0,28	0,116
3/7	33	120,4	10,7	49	100,0	8,61	14,4	0,030	0,03	0,21	-	9,1	3	3	21	0	61,3	6,5	2,2	3,8	0,28	0,120
4/7	34	120,4	10,8	50	70,5	8,84	16,0	0,030	0,03	0,21	-	6,4	2	2	15	0	61,7	6,6	2,2	3,8	0,28	0,125
5/7	35	120,4	10,5	**	81,8	8,46	15,6	0,038	0,03	0,24	-	7,5	3	2	20	0	62,3	6,7	2,2	3,8	0,28	-
6/7	36	120,4	10,5	**	98,2	8,68	14,4	0,036	0,03	0,21	-	9,0	4	3	21	0	63,0	6,9	2,3	3,8	0,28	-
7/7	37	120,4	10,5	**	65,9	8,47	10,8	0,028	0,03	0,19	-	6,0	2	2	13	0	63,4	7,0	2,3	3,8	0,28	-
8/7	38	120,4	**	**	97,6	8,33	8,2	0,025	0,03	0,16	-	8,9	2	3	16	0	63,86	7,1	2,3	3,8	0,28	-
9/7	39	120,4	**	**	38,3	-	-	0,022	-	-	-	3,5	1	0	0	0	64,0	7,1	2,3	3,8	0,28	-
10/7	40	-	-	-	24,0	-	-	0,021	-	-	-	2,2	1	0	0	0	64,13	7,1	2,3	3,8	0,28	-
11/7	41	-	-	-	15,0	-	-	0,020	-	-	-	1,4	0	0	0	0	64,18	7,1	2,3	3,8	0,28	-
12/7	42	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0	0	0	0	0	64,18	7,1	2,3	3,8	0,28	-

Análisis químico de rипios

Prueba	Ripio			
	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (g/t)	Hg (g/t)
Lixiviación en columna				

Fuente: Laboratorio de análisis químico de Pucamarca

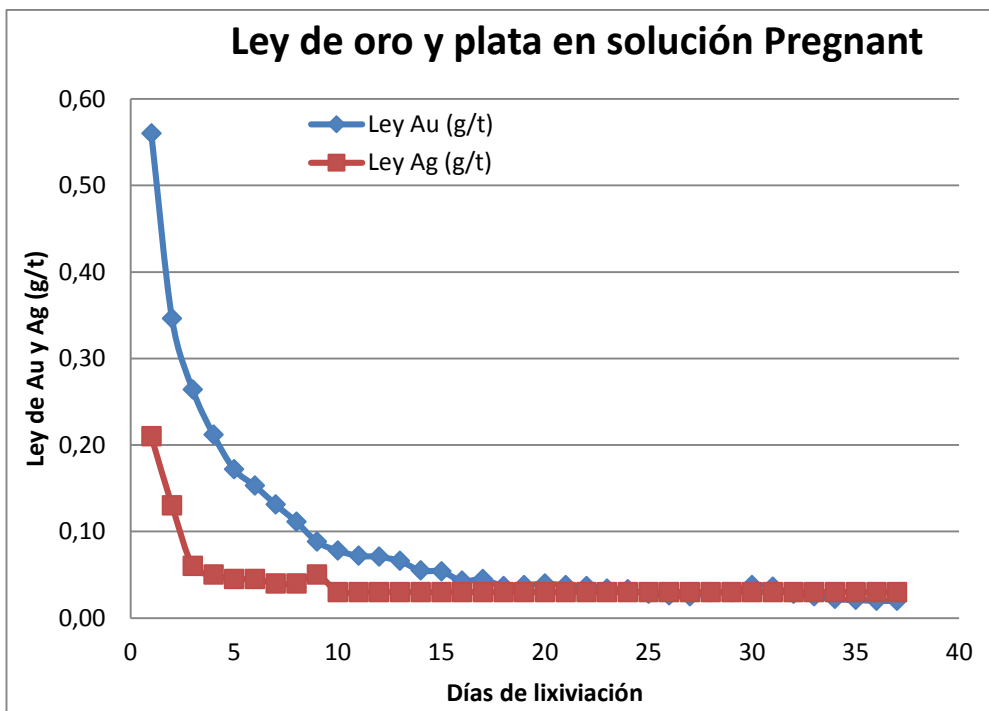


Figura 20. Ley de Au y Ag en la prueba de lixiviación en columna

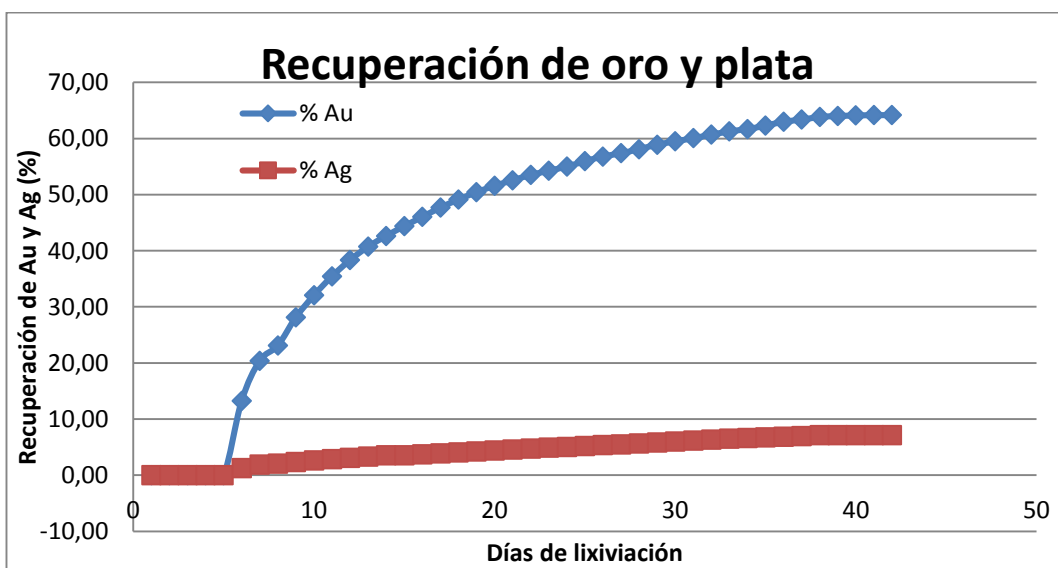


Figura 21. Extracción de Au y Ag en la prueba de lixiviación en columna

4.5. CINÉTICA DE EXTRACCIÓN ORO Y PLATA DE LA LIXIVIACIÓN EN BOTELLAS

A continuación, se presenta la cinética de recuperación de oro y plata de las pruebas de lixiviación en botellas; que tuvo como objetivo determinar la factibilidad de extraer los metales valiosos por agitación, determinar el consumo de reactivos y el tiempo óptimo de extracción por día.

Tabla 20

Cinética de extracción de oro y plata de las pruebas en botella

Tiempo agitación n (h)	BRT1-60 ppm		BRT2-60 ppm		BRT3-1000 ppm		BRT4-1000 ppm	
	Solució n %	Solució n %	Solució n %	Solució n %	Solució n %	Solució n %	Solució n %	Solució n %
	Extrac. Au	Extrac. Ag	Extrac. Au	Extrac. Ag	Extrac. Au	Extrac. Ag	Extrac. Au	Extrac. Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
4	14,57	9,84	15,17	10,02	20,28	13,00	19,25	13,38
8	16,19	9,97	16,43	10,68	21,64	14,10	20,79	14,45
24	19,60	13,39	19,47	14,51	26,27	17,07	23,64	18,20
48	23,76	16,84	23,96	18,39	28,06	19,61	25,23	20,22
72	26,56	19,80	27,09	19,16	32,40	22,65	29,40	22,72

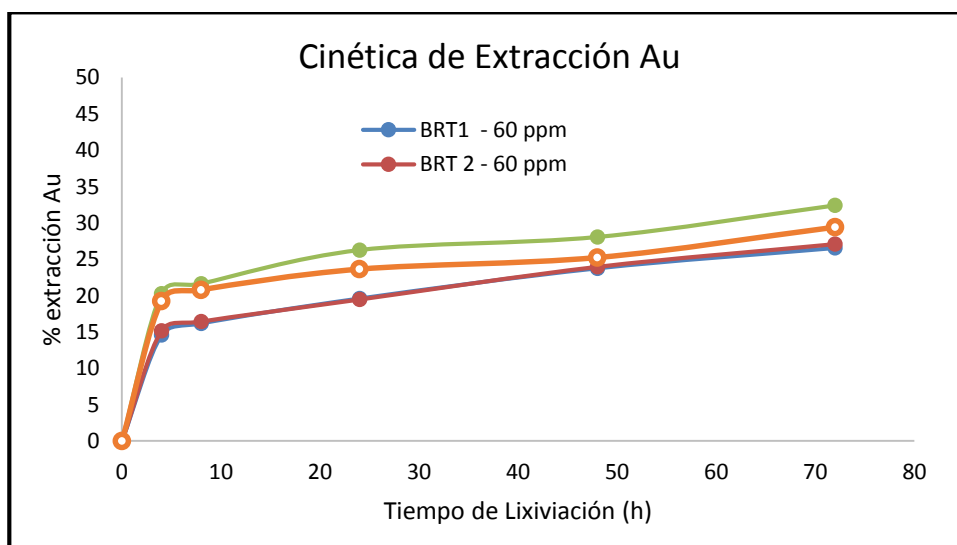


Figura 22. Cinética de extracción de oro a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de las pruebas de lixiviación en botella

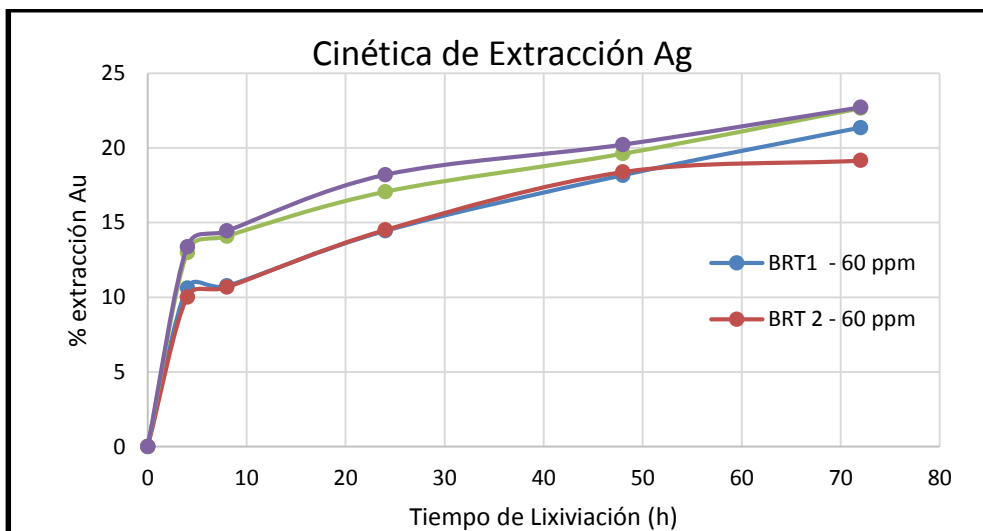


Figura 23. Cinética de extracción de plata a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de las pruebas de lixiviación en botella

Tabla 21

Resumen de la extracción de oro y plata de la prueba en botellas

Tiempo (h)	Promedio BRT-60 ppm		Promedio BRT-1000 ppm	
	% Extracción Au	% Extracción Ag	% Extracción Au	% Extracción Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00
4	14,87	9,93	19,77	13,19
8	16,31	10,33	21,21	14,27
24	19,53	13,95	24,95	17,64
48	23,86	17,62	26,64	19,92
72	26,82	19,48	30,90	22,68

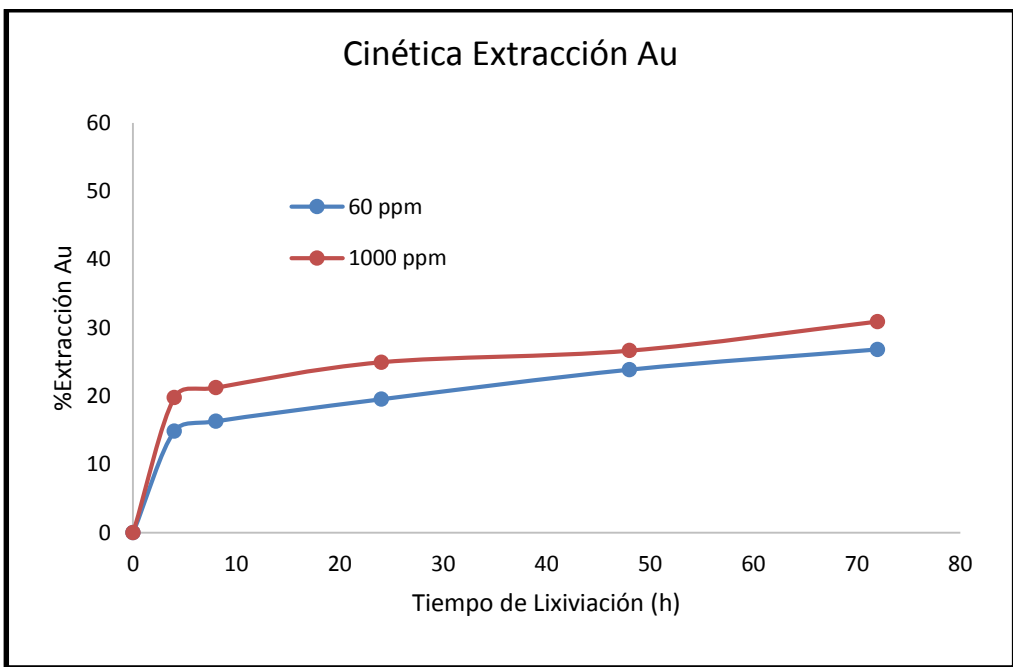


Figura 24. Cinética de extracción de oro a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de las pruebas de lixiviación en botella

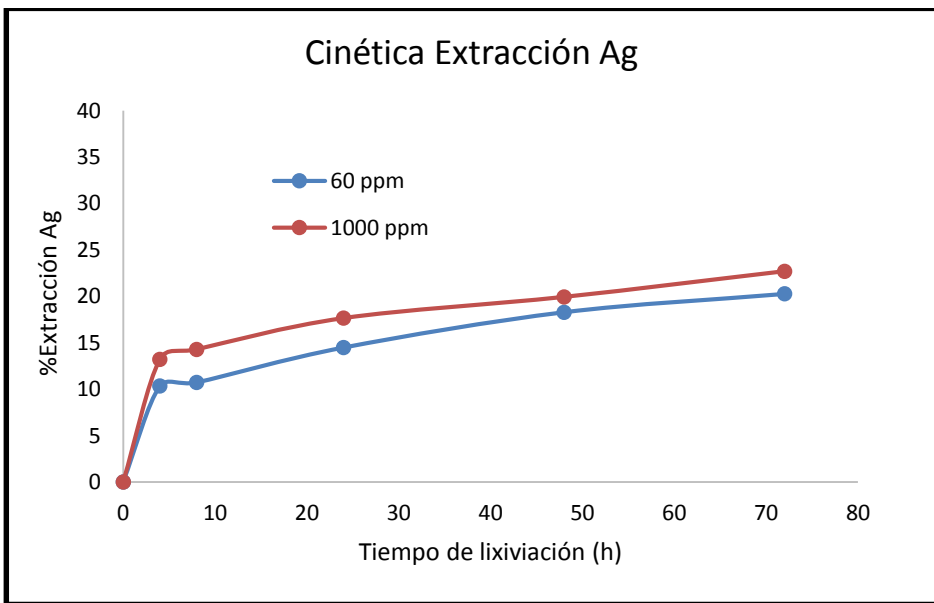


Figura 25. Cinética de extracción de plata a diferentes fuerzas de cianuro de sodio de las pruebas de lixiviación en botella

CONCLUSIONES

Con las condiciones en promedio de las pruebas de cianuración en botellas, una fuerza de cianuro de sodio de 60 ppm, una granulometría de mineral – malla ¼, adición de 2,5 g de cal, consumo de 1,25 kg/t de cal, consumo de 0,215 kg/t de cianuro de sodio y a una velocidad de agitación de 60 rpm; partiendo de un contenido de 0,2 g/t de oro y 2,77 g/t de plata se logró recuperaciones de 26,82 % de oro y 19,48 % de plata.

Con las condiciones en promedio de las pruebas de cianuración en botellas, una fuerza de cianuro de sodio de 1000 ppm, una granulometría de mineral – malla ¼, adición de 1,7 g de cal, consumo de 0,85 kg/t de cal, consumo de 1,54 kg/t de cianuro de sodio y a una velocidad de agitación de 60 rpm; partiendo de un contenido de 0,2 g/t de oro y 3,3 g/t de plata se logró recuperaciones de 30,9 % de oro y 22,69 % de plata.

Las condiciones de cianuración de la prueba de lixiviación en pad piloto, tal como granulometría del mineral de cabeza 15,24 cm, adición de cal 0,28 kg/t, fuerza de cianuro de sodio 50 ppm, flow-rate 11 L/h.m² y flujo de riego 84 ml/min, después de 42 días de lixiviación permitieron obtener una extracción de 63,92 % para el oro y 6,0 % para la plata; con un máximo de 122,0 mg de oro y 8,84 mg de plata en la solución Pregnant y un ripio con 0,09 g/t de oro y 1 g/t de plata.

La prueba de lixiviación en columna se realizó usando como mineral de cabeza los ripios y las mismas condiciones de operación del pad piloto; obteniendo, en promedio, un 64,18 % de extracción de oro y 7,1 % de plata.

La cinética de lixiviación en las 2 primeras pruebas de lixiviación en botellas, con una fuerza de cianuro de sodio de 60 ppm, se alcanzó un máximo de extracción de 26,82 % para el oro y 19,48 % para la plata, en 72 horas de lixiviación. Mientras que con una fuerza de 1000 ppm se logró un máximo de extracción de 30,9 % de oro y 22,68 % de plata, en promedio, en un lapso de 72 horas de lixiviación.

RECOMENDACIONES

Se recomienda a la Gerencia de la Unidad de Producción Pucamarca-Minsur tome la decisión de ordenar:

Realizar la determinación real del contenido de arcilla en el mineral del cerro Caldero, para poder evaluar su efecto nocivo en las pruebas de pad y columnas.

Realizar un estudio de caracterización mineralógica del mineral del cerro Caldero para mejorar las recuperaciones en pad piloto y columnas

Continuar con las pruebas de pad piloto y columnas, que dieron mejores recuperaciones, para que con nuevas condiciones poder aumentar la extracción de oro y plata.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barandiarán, M. (2013). *Evaluación de los factores de cianuración del mineral MI de la mina Lagunas Norte para mejorar la recuperación de oro en la empresa Minera Barrick Misquichilca*. Tesis. UNJBG. Facultad de Ingeniería. Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica. Tacna. Perú.
- Cabrera A., Milthon G. (2015). *Planificación minera en mina Pucamarca Minsur S. A*. Tesis de pregrado. Universidad Nacional de Ingeniería. Facultad de Ingeniería Geológica, Minero y Metalúrgica. Lima. Perú.
- Domic, E. (2001). *Hidrometalurgia: Fundamentos, procesos y aplicaciones*. Santiago de Chile: Andros Impresoras Ltda, Primera Edición.
- Gámez, S. (2015). *Diseño de una planta para recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante*. Tesis. Escuela Politécnica Nacional. Facultad de Ingeniería Química y Agroindustria. Quito. Ecuador.
- Habashi, F. (1996). *Handbook of Extractive Metallurgy*. Vol.I, USA: Editorial Wiley.
- Londoño, S. y Gelves, C. (2002). *Metodología para el procesamiento del mineral de la zona aurífera de Ginebra*. Informe N°1. Cali. Colombia.

- Marchese, A. (2008). *Optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero*. Revista Investigación Aplicada e innovación, Vol. 2, año 1. TECSUP. Lima. Perú.
- Minsur (2006). *Estudio de impacto ambiental del proyecto Pucamarca*. Informe 2: descripción del proyecto. Tacna. Perú.
- Minsur (2007). *Proyecto Pucamarca*. Presentación (PPT) Foro Técnico 1ro. De junio-Diseño del proyecto. Tacna. Perú. Disponible en: <http://www.chs-peru.com/Reporte/Boletinpasados/020907/Documentos/preseproypucamarca.pdf>
- Minsur (2018). *Memoria anual 2017*. Lima. Perú.
- Parga, J. y Carrillo, F. (1996). *Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios*. Revista Metalurgia, Vol. 32, año 4. Consejo Superior de Investigaciones Científicas. Disponible en: <http://revistademetalurgia.revistas.csic.es>. Madrid. España.