

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Evaluación de la técnica de curado para incrementar la cinética
de lixiviación en pilas de minerales auríferos**

Para obtener el título profesional de Ingeniero Metalurgista

Elaborado por

Ricardo Aldo Flores Gutiérrez

 [0009-0004-3627-8992](https://orcid.org/0009-0004-3627-8992)

Asesor

Dr. Santiago Gualberto Valverde Espinoza

 [0009-0002-1830-2587](https://orcid.org/0009-0002-1830-2587)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Flores Gutiérrez [1]
Referencia/Reference	[1] R. Flores Gutiérrez, “ <i>Evaluación de la técnica de curado para incrementar la cinética de lixiviación en pilas de minerales auríferos</i> ” [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Flores, 2025)
Referencia/Reference	Flores, R. (2025). <i>Evaluación de la técnica de curado para incrementar la cinética de lixiviación en pilas de minerales auríferos</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Este trabajo está dedicado con mucho cariño: a mis padres, Ricardo quien desde el cielo aún me sigue guiando por el buen camino y mi madre Rosalbina en reconocimiento de sus invaluables sacrificios y esfuerzos por educarme con amor y gratitud, a Dios, guía y luz en todos mis pasos; a mis hijos Ricardo, Micaela y Thiago por ser mi alegría y energía; a mi esposa Shirley por darme su amor y paciencia; a mis hermanas Nancy, Rosa y Walter por estar siempre acompañándome en los momentos buenos y malos.

Agradecimientos

Un agradecimiento especial a los compañeros de trabajo, a todos los colaboradores del área de Investigaciones Metalúrgica por su valioso apoyo y soporte para el desarrollo de esta trabajo de investigación.

Así mismo agradecer a la escuela de Ingeniería Metalúrgica, al asesor de mi tesis Dr. Ing. Santiago Valverde Espinoza; al especialista MSc. Ing. Arturo Leoncio Lobato Flores quienes por sus conocimientos, experiencias; motivaciones y paciencia han logrado en mí que pueda terminar este trabajo de investigación con éxito.

Resumen

La lixiviación de minerales auríferos mediante el proceso de lixiviación en pilas es una operación que es utilizado cada día más para el tratamiento de minerales de oro y plata de baja ley, es un proceso de bajo costo operativo, y la vez complejo que involucra una serie de factores físicos y químicos que afecta a la cinética de lixiviación, asociados a las características mineralógicas del mineral, presencia de impurezas como sulfuros de cobre, arsénico, elementos cianicidas, contenidos elevados de material fino o grueso.

La presente investigación comprende evaluar la técnica del curado para el incremento de la cinética de lixiviación y en consecuencia un incremento en la extracción de oro, y bajo consumo de cianuro en el proceso. La metodología para desarrollar esta investigación corresponde a un tipo investigación cuantitativo, con medición directa de volúmenes, pH, concentración de cianuro en la solución lixivante como en la solución pregnant, y de resultados de análisis químico en laboratorio durante el desarrollo de las pruebas metalúrgicas. El diseño es experimental porque se realiza pruebas variando la concentración de cianuro en la solución lixivante y durante la etapa del curado con alta concentraciones variables de cianuro en el mineral. Se inicia con la toma de muestras representativas del mineral de los tajos de producción, continuando con la preparación de las muestras para análisis químico y pruebas metalúrgica en columnas. Durante el desarrollo de las pruebas se recolectan los datos de campo registrando en los formatos de cianuración en columnas hasta el término de la prueba, la información de procesa mediante la utilización de Microsoft Excel, obteniéndose los resultados de extracción de oro con relación al tiempo de lixiviación y el consumo de cianuro. Finalmente se realiza el análisis en forma comparativa de los resultados obtenidos entre la prueba estándar y las pruebas con variaciones de concentraciones de cianuro en el curado y contrastar la hipótesis del efecto positivo en el incremento de la cinética de lixiviación.

Palabras clave — Cinética de lixiviación, técnica de curado, lixiviación, cianuro de sodio.

Abstract

The leaching of gold-bearing minerals through the heap leaching process is an operation that is increasingly used for the treatment of low-grade gold and silver ores, it is a process of low operating cost, and at the same time complex that involves a series of physical and chemical factors that affect the leaching kinetics, associated with the mineralogical characteristics of the mineral, presence of impurities such as copper sulfides, arsenic, cyanicidal elements, high contents of fine or coarse material.

The present investigation includes evaluating the curing technique to increase the leaching kinetics and consequently an increase in gold extraction, and low cyanide consumption in the process. The methodology to develop this research corresponds to a quantitative research type, with direct measurement of volumes, pH, cyanide concentration in the leaching solution as well as in the pregnant solution, and results of chemical analysis in the laboratory during the development of metallurgical tests. The design is experimental because tests are carried out varying the cyanide concentration in the leaching solution and during the curing stage with high variable concentrations of cyanide in the mineral. It begins with the taking of representative samples of the ore from the production pits, continuing with the preparation of the samples for chemical analysis and metallurgical tests in columns. During the development of the tests, the field data is collected, recording in the cyanidation formats in columns until the end of the test, the information is processed through the use of Microsoft Excel, obtaining the results of gold extraction in relation to the time of leaching and consumption of cyanide. Finally, the analysis is carried out in a comparative way of the results obtained between the standard test and the tests with variations of cyanide concentrations in the curing and to contrast the hypothesis of the positive effect in the increase of the leaching kinetics.

Keywords — Leaching kinetics, curing technique, leaching, sodium cyanide.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.2.1 A nivel internacional.....	3
1.2.2 A nivel nacional.....	3
1.2.3 A nivel local.....	3
1.3 Objetivo.....	4
1.3.1 Objetivo general.....	4
1.3.2 Objetivos específicos	4
1.4 Hipótesis	4
1.5 Operacionalización de variables.....	4
1.5.1 Indicadores de la variable dependiente:	5
1.6 Antecedentes referenciales	5
1.6.1 Antecedentes internacionales	5
1.6.2 Antecedentes nacionales	6
1.6.3 Antecedentes locales	7
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	9
2.1 Marco teórico	9
2.2 Marco conceptual.....	19
2.2.1 Curado	19
2.2.2 Cinética	20
2.2.3 Ley.....	20
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	21

3.1	Tipo y diseño de la investigación.....	21
3.1.1	Alcance.....	22
3.1.2	Diseño de investigación	22
3.2	Unidad de estudio	22
3.2.1	Lixiviación en pilas	24
3.2.2	Metodología del trabajo.....	28
3.3	Materiales y métodos de investigación.....	29
3.3.1	Toma de muestras	29
3.3.2	Preparación de las muestras para el análisis	29
3.3.3	Obtención de la muestra representativa	30
3.3.4	Análisis del mineral	30
3.3.5	Equipos e instrumentales	30
3.3.6	Preparación de reactivos y soluciones	31
3.3.7	Desarrollo de la prueba experimental.....	34
3.4	Resultados y evaluación de los datos experimentales.....	47
3.4.1	Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 1.....	48
3.4.2	Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 2.....	51
3.4.3	Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 3.....	54
3.4.4	Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 4.....	57
3.4.5	Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 5.....	60
	Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	63
4.1	Evaluación de resultados	63
4.2	Análisis de resultados y contrastación de hipótesis.....	64
4.2.1	Análisis Económico	64
	Conclusiones	66
	Recomendaciones	68
	Referencias bibliográficas.....	69
	Anexos	71

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	5
Tabla 2 : Batería de 28 pruebas de lixiviación en columnas.....	29
Tabla 3 : Condiciones experimentales de lixiviación en columna.....	35
Tabla 4 : Resumen de pruebas de lixiviación en columna Curado Pruebas 1 al 10	37
Tabla 5 : Resumen de pruebas de lixiviación en columna Curado Pruebas 11 al 20	38
Tabla 6 : Resumen de pruebas de lixiviación en columna Curado Pruebas 21 al 28	39
Tabla 7 : Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 1	40
Tabla 8 : Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 2.....	41
Tabla 9 : Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 3	42
Tabla 10: Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 4.....	43
Tabla 11: Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 5.....	44
Tabla 12: Leyes de cabeza del mineral usado en las pruebas	47
Tabla 13: Alternativa N° 1	68
Tabla 14: Alternativa N° 2	68

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Diagrama esquemático del proceso de disolución del oro mostrado como una corrosión electroquímica.....	10
Figura 2 : Curva típica de la disolución del oro a 25°C.....	11
Figura 3 : Efecto de la concentración de cianuro en la disolución de oro y plata.....	15
Figura 4 : Efecto de la concentración de cianuro en la recuperación de oro de un materia calcinado.....	16
Figura 5 : Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro.....	17
Figura 6 : Efecto de la concentración de cianuro en la lixiviación.....	17
Figura 7 : Plano de ubicación de la mina Santa Rosa (COMARSA).....	24
Figura 8 : Proceso de lixiviación en pilas	25
Figura 9 : Descarga de mineral en el talud del pad de Lixiviación.....	27
Figura 10: Sistema de lixiviación y adsorción de oro en carbón activado.....	27
Figura 11: Sistema de riego por aspersion en pila industrial.....	28
Figura 12: Resumen de los resultados obtenidos de las pruebas de cianuración en columna.....	45
Figura 13: Comparativa de los resultados obtenidos de una prueba a condiciones actuales de operación y otra con curado previo.....	46
Figura 14: Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 1	48
Figura 15: Comparativo de extracciones acumuladas – batería 1.....	49
Figura 16: Curva comparativa de extracciones finales – batería 1	50
Figura 17: Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 1	50
Figura 18: Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 2	51
Figura 19: Comparativo de extracciones acumuladas – batería 2.....	52
Figura 20: Curva comparativa de extracciones finales – batería 2	53

Figura 21: Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 2	53
Figura 22: Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 3	54
Figura 23: Comparativo de extracciones acumuladas – batería 3	55
Figura 24: Curva comparativa de extracciones finales – batería 3	56
Figura 25: Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 3	56
Figura 25: Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 4	57
Figura 26: Comparativo de extracciones acumuladas – batería 4	58
Figura 27: Curva comparativa de extracciones finales – batería 4	59
Figura 28: Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 4	59
Figura 29: Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 5	60
Figura 30: Comparativo de extracciones acumuladas – batería 5	61
Figura 31: Curva comparativa de extracciones finales – batería 5	62
Figura 32: Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 5	62

Introducción

El proceso de lixiviación en pilas constituye una de las técnicas más empleadas en la minería aurífera, especialmente en yacimientos de baja ley, debido a su viabilidad económica y simplicidad operativa. No obstante, la eficiencia de este proceso depende en gran medida de factores como la permeabilidad del mineral, la concentración de reactivos y el tiempo de contacto de la solución lixivante con las partículas. En este contexto, la aplicación de técnicas complementarias como el curado del mineral se presenta como una alternativa relevante para optimizar la cinética de lixiviación y, en consecuencia, mejorar la recuperación de oro.

El presente trabajo de investigación titulado “Evaluación de la técnica de curado para incrementar la cinética de lixiviación en pilas de minerales auríferos” se estructura en cuatro capítulos principales. En el Capítulo I se desarrolla la parte introductoria, donde se exponen las generalidades del estudio, la descripción del problema a nivel internacional, nacional y local, los objetivos e hipótesis, la operacionalización de variables y los antecedentes referenciales que sustentan la investigación. Esta sección proporciona el marco inicial para comprender la relevancia del tema y la pertinencia del estudio.

En el Capítulo II se presenta el marco teórico y conceptual, en el que se revisan los fundamentos técnicos de la lixiviación en pilas, los principios del curado del mineral y la influencia de diversas variables operativas en la recuperación de metales preciosos. Asimismo, se incluyen los conceptos básicos y definiciones claves que permiten precisar el alcance del trabajo, fortaleciendo el sustento científico de la investigación.

El Capítulo III corresponde al desarrollo metodológico del trabajo de investigación. En esta sección se detalla el tipo y diseño de la investigación, la unidad de estudio, la metodología experimental, así como los materiales, equipos y procedimientos empleados. Se explican de manera ordenada las etapas de muestreo, preparación, análisis del mineral y desarrollo de las pruebas experimentales en columnas, con el propósito de evaluar la influencia del curado sobre la cinética de lixiviación en minerales auríferos.

Finalmente, en el Capítulo IV se presentan el análisis y la discusión de los resultados obtenidos. Aquí se contrastan los datos experimentales con la hipótesis de investigación, evaluando el impacto de la técnica de curado en la recuperación de oro en comparación con métodos convencionales de riego continuo e intermitente. Asimismo, se incorpora un análisis económico preliminar que evidencia la relevancia práctica y los beneficios potenciales de aplicar el curado en operaciones mineras reales.

En conjunto, esta estructura busca demostrar cómo la técnica de curado puede constituirse en una estrategia efectiva para incrementar la eficiencia del proceso de lixiviación en pilas, aportando no solo una mejora metalúrgica, sino también un beneficio económico significativo para la industria minera.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La lixiviación en pilas es una de las técnicas más utilizadas en la industria minera para la recuperación de metales preciosos a partir de minerales de baja ley. Este proceso se fundamenta en la aplicación de soluciones lixiviantes que percolan a través del material mineralizado, generando la disolución del metal de interés y su posterior recuperación mediante procesos hidrometalúrgicos.

El curado de minerales constituye una etapa previa dentro del esquema de lixiviación en pilas. Se caracteriza por la preparación del material mineral mediante la adición controlada de reactivos, lo que favorece la interacción inicial entre las partículas y la solución. En el caso de los minerales auríferos, esta práctica está orientada a optimizar las condiciones superficiales del mineral y facilitar su posterior exposición al agente lixiviante.

La cinética de lixiviación hace referencia a la velocidad con que ocurre el proceso de disolución del metal en contacto con la solución. Este parámetro se encuentra influenciado por aspectos como la mineralogía, granulometría, grado de fracturación, distribución del reactivo y condiciones de operación del sistema. Por tal motivo, la evaluación de técnicas complementarias en la etapa de curado representa un aspecto de interés en los estudios metalúrgicos.

En términos generales, la implementación de procedimientos de preparación previos a la lixiviación forma parte de la tendencia de mejora continua en los procesos extractivos. Estos buscan incrementar la recuperación de metales, reducir tiempos operativos y aportar mayor eficiencia al ciclo productivo de las operaciones auríferas.

1.2 Descripción del problema de investigación

En la unidad análisis se viene trabajando el proceso de producción de oro por el método de lixiviación en pilas, el cual viene presentando bajas extracciones de oro entre

un 55% a 65%; a pesar de que las extracciones en las pruebas metalúrgicas reportan un potencial de extracción mayor de hasta un 73%.

La lixiviación en pilas de minerales oxidados de oro de baja ley por cianuración es un proceso hidrometalúrgico complejo que comprende una serie de factores que regulan una cinética de extracción del metal precioso (oro) en un tiempo determinado; alcanzándose un porcentaje de extracción de material valioso que sea rentable para la empresa. Uno de los métodos más utilizados en la lixiviación es riego continuo a bajas concentraciones de cianuro entre 100 pm y 200 ppm, que requiere minerales a una granulometría y mineralogía adecuada para alcanzar velocidad de disolución de oro que garantice una producción sostenida de oro. Sin embargo, la cinética de lixiviación en este proceso es lenta cuando las características de mineral cambian si existen elevados contenidos de material finos o gruesos, contenido de impurezas como cobre o sulfuros, elementos cianicidas, así como también si el mineral presenta baja ley de oro, por lo que afecta la eficiencia y rentabilidad de la operación; dado que el tiempo de lixiviación es prolongado en relación a lo planificado en el secuenciamiento de la conformación de las celdas con mineral de los tajos de producción, y poder asegurar la sostenibilidad de la producción se tiene que terminar la lixiviación en el Pad antes de que culmine su periodo de lixiviación; entregando zonas libres para ser depositados mineral de mina, cumplir con lo programado y garantizar la producción de oro fino mes a mes. Por tanto, se tiene una disminución en la extracción de oro y un incremento de inventario de oro en el Pad al no cumplir su ciclo o periodo de lixiviación establecido.

El tiempo en el proceso de lixiviación es un variable muy importante y es determinado por la cinética de lixiviación del mineral, y en función a ello se tiene un porcentaje de extracción del metal valioso que hace al proceso beneficioso económicamente, al acelerar la velocidad de lixiviación (disolución del metal valioso -oro) se incrementa la extracción de oro en un tiempo menor de lixiviación. Siendo el cianuro de sodio el principal reactivo para el proceso de lixiviación se requiere un estudio de gestión y evaluación en su aplicación al proceso.

De lo anterior, se requiere plantear estrategias para acelerar la cinética de lixiviación y por ende un incremento en la extracción de oro de modo que se evite el aumento de inventarios de oro en el Pad y así obtener un crecimiento en la producción de oro debido a una mejor extracción del metal valioso.

1.2.1 A nivel internacional

"La lixiviación con solución de cianuro de sodio es ampliamente utilizada en la industria para recuperar oro y plata. Sin embargo, cuando el oro está asociado con minerales de cobre en la mena, surgen problemas debido a la solubilidad del cobre en soluciones cianuradas. El cobre reacciona formando un complejo de cianuro de cobre, lo cual aumenta el consumo de cianuro y dificulta la extracción de oro y plata Mérida La O., & et. al, (2015)."

"La presencia de arcillas y finos contenidos en los minerales oxidados de cobre en un inconveniente que se presenta de cada cierto tiempo, perjudicando con ello la permeabilidad de las pilas lo que se traduce en problemas operacionales afectando finalmente las recuperaciones de cobre. Rojas F. (2010)."

1.2.2 A nivel nacional

"La falta de conocimiento preciso de las características de los diferentes tipos de mena aurífera resulta en uso deficiente de los equipos, procesos y parámetros operacionales utilizados en la extracción de oro. Esta falta de conocimiento resulta en una baja recuperación de oro, un mal aprovechamiento de los recursos minerales y altos niveles de contaminación en varias zonas mineras. Córdova Y. (2018)."

1.2.3 A nivel local

"Debido a los cambios en la mineralogía del mineral extraído, los parámetros de operación del proceso no deben mantenerse fijos. Por lo tanto, se deben modificar los parámetros con base en pruebas metalúrgicas antes de comenzar la lixiviación del mineral depositado en el Pad. En resumen, la metalurgia debe ajustarse a los cambios en la mineralogía del mineral para garantizar una óptima recuperación. Suarez E. (2013)."

Entonces la problemática se presenta cuando la cinética es lenta y por ende un tiempo de lixiviación mayor a lo planificado poniendo en riesgo las onzas recuperables mensuales y anuales, incrementándose el inventario de oro en los pads y no lográndose cumplir los objetivos de producción establecidos.

Por lo tanto en el presente trabajo de investigación la formulación del problema corresponde a:

¿En qué medida la técnica del curado influye en la cinética de lixiviación del oro en el proceso de lixiviación en pilas?

1.3 Objetivo

1.3.1 Objetivo general

Evaluar la técnica del curado para incrementar la cinética de lixiviación en pilas de minerales auríferos.

1.3.2 Objetivos específicos

- Evaluar la concentración de cianuro en el proceso de curado para incrementar la cinética de lixiviación.
- Evaluar la concentración de cianuro en la solución lixivante para mejorar la extracción de oro.
- Evaluar la influencia de la técnica del curado en el proceso de lixiviación.
- Desarrollar pruebas en columnas para la ejecución de la técnica del curado.
- Demostrar que con el proceso de curado se incrementa la extracción de oro en menor tiempo de lixiviación.

1.4 Hipótesis

Al realizar la evaluación de la técnica de curado en el proceso de lixiviación a nivel de laboratorio, se incrementará la cinética de lixiviación de oro.

1.5 Operacionalización de variables

Variable Independiente (V.I.): Evaluación de la técnica de Curado.

Variable dependiente (V.D.): Cinética de lixiviación en Pilas de minerales auríferos.

1.5.1 Indicadores de la variable dependiente:

- Tiempo de lixiviación (días).
- Porcentaje de extracción de oro (%).
- Consumo de cianuro de sodio (gr/t).
- Calidad de la Ley de oro en la solución(ppm).

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLE		INDICADORES
¿En qué medida la técnica del curado influye en la cinética de lixiviación del oro en el proceso de lixiviación en pilas?	Evaluar la técnica del curado para incrementar la cinética de lixiviación en pilas de minerales auríferos.	Al realizar la evaluación de la técnica de curado en el proceso de lixiviación a nivel de laboratorio, se incrementará la cinética de lixiviación de oro.	X: Independiente / Causa	Y: Dependiente / Efecto	Tiempo de lixiviación (10 a 13 días). Porcentaje de extracción de oro (76.02 a 83.84%). Consumo de cianuro de sodio (53.37 a 64.35 gr/t). Calidad de la Ley de oro en la solución (1.52 a 1.79 ppm).

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Olivares, H.H. (2013). En su tesis titulada “Lixiviación columnar de minerales mixtos de cobre de baja ley con alto contenido de impurezas proveniente de la minera Hugo Ibarra Zenteno”. El autor señala que la lixiviación en columna surge como una extensión del método de lixiviación en pilas, siendo considerada la alternativa más adecuada para reproducir de manera controlada las variables operativas de este proceso, tales como la concentración de ácido sulfúrico y el tiempo de riego, lo que permite obtener resultados representativos respecto al consumo de reactivos y la recuperación de cobre. En el estudio experimental se trabajó con un mineral de cobre de 0,74 % de ley, del cual un 69,61 % resultó soluble en ácido; los ensayos permitieron alcanzar una recuperación máxima de 66,51 %, con un consumo de ácido sulfúrico de 37,99 kg/TM y un pH de operación de 2,5. El material presentó características favorables de permeabilidad y porosidad cercanas al

40 %, lo que facilitó mantener una tasa de riego óptima de 8 L/h/m². Asimismo, la aplicación de la técnica de aglomerado-curado con ácido sulfúrico, ion férrico y cloruro de sodio sólido contribuyó a mejorar la recuperación de cobre al reducir el consumo de ácido y minimizar la disolución de impurezas. No obstante, las pruebas metalúrgicas evidenciaron una cinética lenta de lixiviación a pH 2,5 debido a la precipitación de fases secundarias como jarosita y goethita en presencia de ion férrico y cloruro de sodio. Aun así, la implementación del aglomerado-curado bajo dichas condiciones permitió acelerar la cinética inicial del proceso, logrando recuperaciones superiores al 20 % durante los primeros siete días de lixiviación, mientras que la solución lixivante principal aplicada a lo largo del ensayo fue ácido sulfúrico.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Ayala, L.B. (2018). En su tesis titulada “Influencia del proceso de curado en Pad de lixiviación de minerales de baja ley en la Unidad Minera Pucamarca Minsur Tacna”. El estudio tuvo como propósito central evaluar la influencia de la etapa de curado en la recuperación de oro a partir de minerales de baja ley, con el fin de determinar su incidencia en la eficiencia del proceso de lixiviación en pilas. Como objetivos específicos se planteó la experimentación a nivel de laboratorio de distintas concentraciones de cianuro y la identificación de las variables de mayor relevancia en la extracción de oro. Para ello se empleó una muestra representativa de mineral aurífero con características mineralógicas de sílice masiva, material predominante en la unidad de estudio, obtenida mediante un muestreo sistemático en el tajo principal de producción. Sobre dicha muestra se realizaron ensayos metalúrgicos en botellas y en columnas de 30” x 3 m, considerando una ley de cabeza promedio de 0,5 g/t de oro. En el diseño experimental se contemplaron como variables independientes la concentración de cianuro de sodio, la ley del mineral y el ratio de riego, mientras que la variable dependiente fue la extracción de oro. Los resultados de las pruebas metalúrgicas de lixiviación en columnas, analizados bajo la metodología de diseños centrales compuestos, permitieron concluir que el proceso de curado genera un efecto positivo sobre la cinética de disolución del oro, logrando un incremento cercano al

3 % en la recuperación final, lo que constituye un aporte significativo en términos de eficiencia operativa y rentabilidad para la unidad minera.

Choque, E.C., et al. (2018) en su tesis titulada “Optimización del proceso de lixiviación en la recuperación de oro, en Minera IRL Unidad Corihuarmi 2018”. El trabajo tuvo como finalidad optimizar el proceso de lixiviación en pads, aplicando diseños experimentales factorial completa y hexagonal, con el fin de analizar la influencia de distintas variables operativas en la recuperación de oro. Para ello se recolectaron muestras de mineral provenientes de los tajos Susan y Screep Slope en una proporción 2:1 respectivamente, con el propósito de obtener una representación adecuada del comportamiento metalúrgico del material en estudio bajo diferentes condiciones de curado y lixiviación. Las muestras fueron preparadas a una granulometría de 2” y posteriormente sometidas a un curado con tres concentraciones de cianuro de sodio (500, 1000 y 1500 ppm), además de variaciones en los tiempos de reposo y en la fuerza del cianuro aplicado en la solución lixivante. El análisis de los resultados permitió establecer que la interacción entre las variables curado y concentración de cianuro en la solución es la que mayor incidencia presenta en la recuperación de oro, destacándose el curado como el factor independiente de mayor significancia, con un rango óptimo sugerido de 1000 a 1500 ppm de cianuro. En contraste, las variables de tiempo de reposo y concentración de cianuro en el riego evidenciaron un impacto menos relevante en la extracción, aunque se recomienda mantener tiempos de reposo de entre 24 y 48 horas como máximo, así como trabajar con concentraciones de cianuro en el riego en el rango de 40 a 80 ppm, parámetros que permiten mantener la eficiencia del proceso sin incrementar de manera considerable el consumo de reactivos.

1.6.3 Antecedentes locales

Suarez, E.O. (2013). En su tesis titulada “Optimización de la recuperación de minerales con baja ley en Pads dinámicos”. El informe de tesis aborda integralmente el sistema de lixiviación de minerales auríferos de baja ley mediante el uso de Pads Dinámicos, donde la solución cianurante es distribuida a los módulos a través de sistemas

de riego por goteo y aspersión, y el tratamiento de la solución rica se realiza principalmente por el proceso Merrill Crowe para la obtención de doré de oro y plata, empleándose como alternativa la adsorción en columnas con carbón activado. La variabilidad del mineral alimentado al pad fue evaluada de manera continua mediante pruebas metalúrgicas que permitieron definir parámetros como concentración de cianuro, tipo de blending y tasa de riego, con lo cual se lograron mejoras en la recuperación. Los resultados evidenciaron que el proceso dinámico favorece la recuperación de oro en menor tiempo, reduciendo además el consumo de cianuro, dado que los ripsos continúan el proceso en un pad permanente. En las pruebas de laboratorio se obtuvieron recuperaciones cercanas al 91 % con blends 2:1 (grosso:fino), tanto sin curado (91,28 % en 17 días) como con curado (91,05 % en 14 días), confirmando que el curado acelera la lixiviación, aspecto relevante para la operación dinámica. Adicionalmente, en pruebas sin curado se alcanzaron recuperaciones máximas de 92,22 % para oro y 76,39 % para plata, con consumos de reactivos bajos (0,169 kg/TM de cianuro y 2,15 kg/TM de cal), aunque con limitaciones de permeabilidad que generaron encharcamientos. Las menores recuperaciones se obtuvieron en el blending 1:1 (85,84 % Au sin curado y 85,36 % Au con curado). Finalmente, la aplicación del blending 2:1 en los módulos permitió mejorar la permeabilidad, reducir zonas de encharcamiento y optimizar la recuperación de oro y plata, demostrando la eficiencia de esta configuración en el contexto de los pads dinámicos.

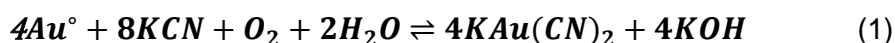
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

Dominic, E. (2001) "Hidrometalurgia, fundamentos, procesos, y aplicaciones".

El autor en la literatura presentada menciona que conocer el mecanismo exacto de disolución de oro en una solución cianurada, es de considerable importancia debido a las numerosas reacciones que tienen lugar en la disolución del metal precioso en soluciones aireadas de cianuro las cuales algunas veces causan un consumo no deseado de cianuro y cal; así como también a la complejidad de los procesos químicos involucrados en dichas reacciones.

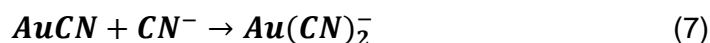
L. Elsner (1846) fue el primero en reconocer que el oxígeno era esencial para la disolución de oro en una solución cianurada, de acuerdo a la siguiente reacción.



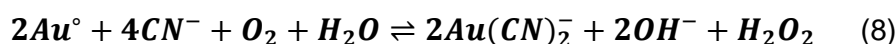
B. Boonstra (1943) planteó que «la disolución de oro en soluciones cianuradas es similar a un proceso de corrosión de metales, en el cual el oxígeno disuelto en la solución es reducido a iones de hidroxilo y peróxido de hidrógeno». Lo que expresado en forma de ecuación resulta ser:



Efectivamente esta ecuación representa la reducción catódica de oxígeno en la superficie del metal, es decir se trataría de una reacción de tipo electroquímico. Así el mecanismo de la cianuración podría ser representado por la siguiente serie de reacciones:



Sumando todas las reacciones tenemos que:

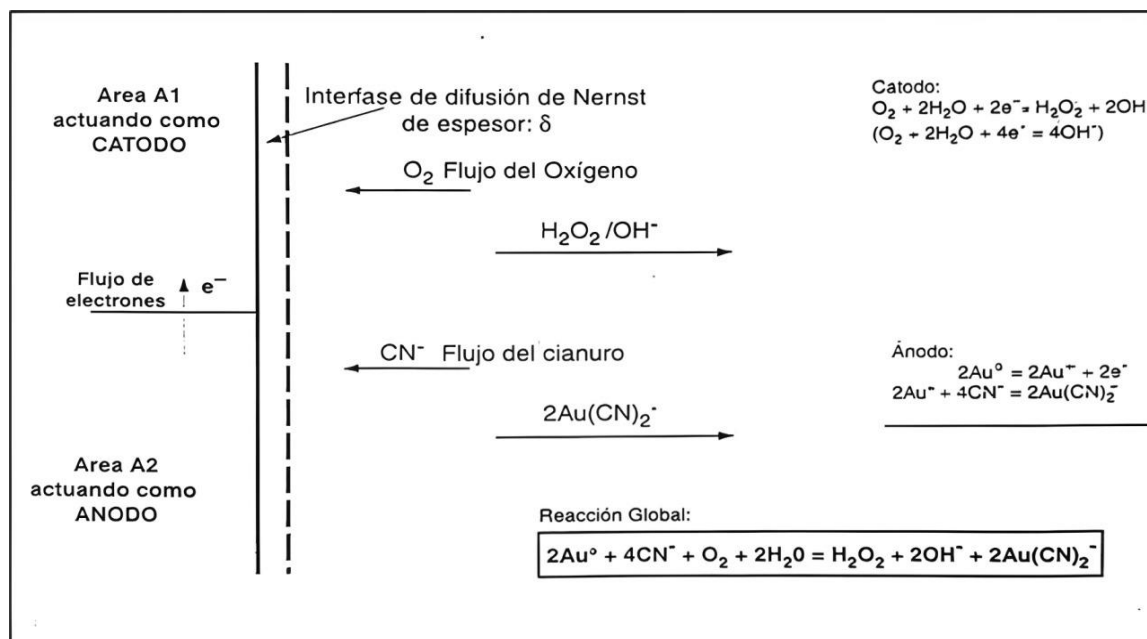


Según esto se puede decir que el mecanismo de reacción es puramente electroquímico, donde el oxígeno que viene disuelto en el agua funciona catódicamente, mientras el oro actúa como ánodo.

El mecanismo de disolución de oro, basado en la influencia mutua de las concentraciones del cianuro y el oxígeno; resulta típico de un proceso de corrosión electroquímica, es decir existe un comportamiento anódico del oro sólido para poder oxidarse y un comportamiento catódico en el cual se produce la reducción del oxígeno. Tal como se observa en la Figura 1

Figura 1

Diagrama esquemático del proceso de disolución del oro mostrado como una corrosión electroquímica



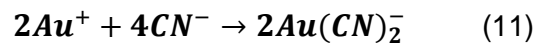
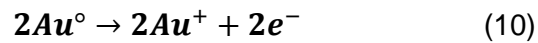
Fuente: Dominic, E. (2001)

De la figura se observa que en la disolución del oro por cianuración se presentan 02 zonas: una zona catódica y una zona anódico, según ello las reacciones que se llevan a cabo son:

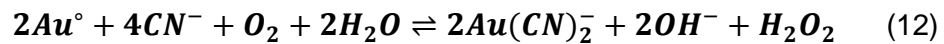
En la Zona Catódica:



En la zona Anódica:



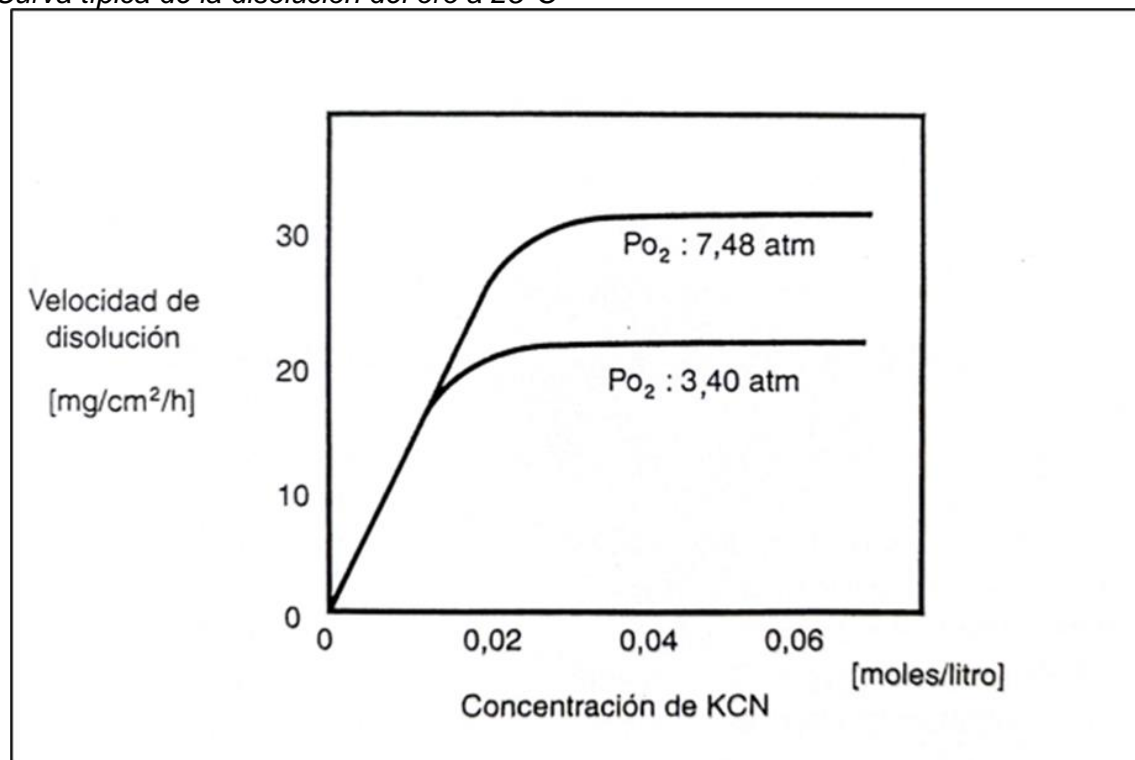
Sumando las reacciones catódicas y anódicas se obtiene la ecuación general que expresa la disolución del oro en soluciones de cianuro.



En 1953 G.A. Deitz y J.M. Halpern demostraron experimentalmente por qué el oro se disolvía de modo prácticamente igual en una solución concentrada o diluida de NaCN o de KCN. Se realizó el estudio de la disolución de oro usando varias presiones parciales de oxígeno, resultando una serie de curvas del tipo tal como se muestra en la Figura 2.

Figura 2

Curva típica de la disolución del oro a 25°C



Fuente: Dominic, E. (2001)

Los resultados de los experimentos fueron concluyentes, así como se observa en la figura 2: a concentraciones bajas de cianuro, una mayor presión de oxígeno no tiene efecto sobre la velocidad de disolución del oro o de la plata; mientras que a mayores

concentraciones de cianuro la disolución pasa a ser dependiente de la presión parcial de oxígeno. Es decir, existe una relación entre las concentraciones de cianuro y el oxígeno disponibles que controla combinadamente la velocidad de reacción óptima.

F. Habashi en base a los descubrimientos experimentales de Deitz y Halpern sobre la relación mutua entre el oxígeno y el cianuro, y con las demostraciones de Thompson (1947) acerca del carácter electroquímico de la reacción de disolución del oro y tomando como cierto que la velocidad de disolución está controlada por la difusión del oxígeno disuelto y de los iones cianuro a través de la capa límite de Nernst, le fue posible formular matemáticamente el proceso en la forma de una ecuación de velocidad de disolución. Las suposiciones básicas de esta teoría de transferencia de masa son las siguientes:

- Existe una capa límite de líquido, que no se mueve en la superficie de la partícula, a través de la cual ocurre la transferencia de masa sólo por difusión;
- El gradiente de concentración a través de la capa límite es aproximadamente lineal
- El cuerpo del líquido excluyendo la capa límite tiene una composición uniforme.

Para el desarrollo de esta ecuación se parte de la ley de Fick, bajo condiciones de estado estacionario y de acuerdo al diagrama mostrado en la Figura 1 tenemos que:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = \frac{D_{O_2}}{\delta} A_1 \{ [O_2]_i - [O_2]_l \} \quad (13)$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{D_{CN^-}}{\delta} A_2 \{ [CN^-]_i - [CN^-]_l \} \quad (14)$$

Donde:

D_{O_2} y D_{CN^-} : Son los coeficientes de difusión del O_2 y CN^- en cm^2/s .

$d(O_2)/dt$ y $d(CN^-)/dt$: Son las velocidades de difusión de O_2 y CN^- en mol/s.

$[O_2]_l$ y $[O_2]_i$: Son las concentraciones de Oxígeno en el seno de la solución y la interfase con el sólido respectivamente en moles/litro.

$[CN^-]_l$ y $[CN^-]_i$: Son las concentraciones del ion CN^- en el seno de la solución y la interfase con el sólido respectivamente en moles/litro.

A_1 y A_2 : Son las áreas superficiales donde ocurren las reacciones catódicas y anódicas respectivamente en cm^2

δ : Es el espesor de la capa límite de Nerst en cm.

t : Es el tiempo

Para el caso del control difusional, la etapa de difusión es el mecanismo limitante o el paso más lento, entonces es posible asumir que las reacciones químicas en la superficie del oro son muy rápidas comparadas con las velocidades a las cuales los iones de oxígeno y cianuro se difunden a través de la capa límite. Entonces las concentraciones de oxígeno $[\text{O}_2]_i$ y del ion cianuro $[\text{CN}^-]_i$ en la interfase del sólido pueden ser consideradas como cero. Así también en la reacción global de cianuración de oro (figura 1), se puede ver que se requieren 4 moles del ion cianuro y un mol de oxígeno para disolver 2 moles de oro. Entonces la velocidad de disolución del oro estará dada por:

$$\text{Velc. Disol. Au} = 2 \frac{d(\text{O}_2)}{dt} = 2 \frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} A_1 [\text{O}_2]_l \quad (15)$$

$$\text{Velc. Disol. Au} = \frac{1}{2} \frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = \frac{1}{2} \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 [\text{CN}^-]_l \quad (16)$$

En condiciones de estado estacionario se cumple que la velocidad de la reacción catódica debe ser igual a la velocidad de la reacción anódica, entonces se tiene:

$$2 \frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} A_1 [\text{O}_2]_l = \frac{1}{2} \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 [\text{CN}^-]_l \quad (17)$$

Además, se debe tener en cuenta que el área total de interfase es relevante para la disolución del oro, esto es: $A=A_1+A_2$, Con esta consideración y resolviendo la ecuación (6.17) se tiene la velocidad de disolución del oro siguiente

$$V = \frac{2 A D_{\text{CN}^-} D_{\text{O}_2} [\text{CN}^-]_l [\text{O}_2]_l}{\delta \{4 D_{\text{O}_2} [\text{O}_2]_l + D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-]_l\}} \quad (18)$$

Obtenida esta ecuación, se considera dos posibilidades en función de las concentraciones de cianuro en la solución lixivante:

Cuando las concentraciones de cianuro son bajas, la velocidad de disolución depende solo de la concentración de cianuro; esto quiere decir que el segundo término del

denominador $[CN^-]_l$ en la ecuación general (6.18) es insignificante respecto del primero $[O_2]$. Dando como resultado la siguiente ecuación:

$$V = \frac{1 A D_{CN^-} [CN^-]_l}{2 \delta} \quad (19)$$

Cuando las concentraciones de cianuro son altas, la velocidad de disolución depende solo de la concentración de oxígeno; esto quiere decir que el primer término del denominador $[O_2]$ en la ecuación general (18) es insignificante respecto del segundo $[CN^-]_l$. Dando como resultado la siguiente ecuación.

$$V = \frac{2 A D_{O_2} [O_2]_l}{\delta} \quad (20)$$

Así también, cuando el proceso pasa desde control por difusión de cianuro a control por difusión de oxígeno, ambos reactantes debieran estar emigrando a la superficie del metal a sus máximas velocidades. Entonces es posible igualar las ecuaciones (19) y (20) en ese momento, cumpliéndose que:

$$D_{CN^-} [CN^-]_l = 4 D_{O_2} [O_2]_l \quad (21)$$

Por lo tanto, la velocidad limite máxima de disolución de oro ocurrirá cuando:

$$\frac{[CN^-]_l}{[O_2]_l} = 4 \frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}} \quad (22)$$

Conociendo los coeficientes de difusión experimentales del oxígeno y cianuro a 25°C como se muestra y reemplazando en la ecuación (6.19), resulta que:

$$D_{O_2} = 2.76 * \frac{10^{-5} cm^2}{s}$$

$$D_{CN^-} = 1.83 * 10^{-5} cm^2/s$$

$$\frac{[CN^-]_l}{[O_2]_l} = 6 \quad (23)$$

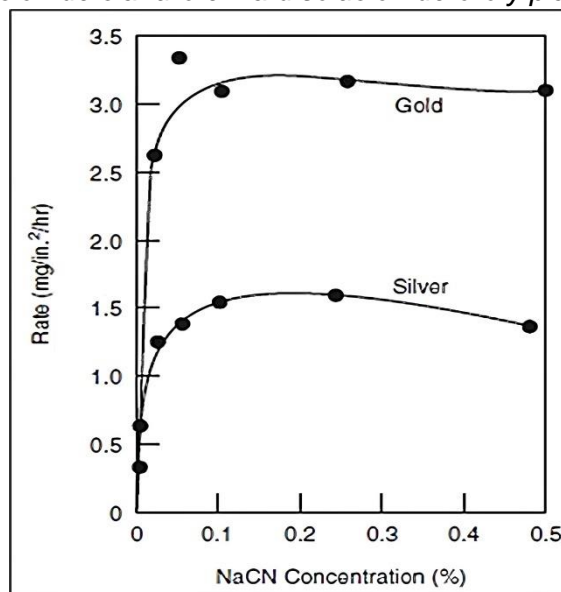
Entonces se puede decir que la mayor velocidad para la disolución del oro ocurre cuando se cumple que las concentraciones del cianuro y del oxígeno disuelto se encuentran en una razón molar de seis

Marsden, J.O., et. al (2006) “The Chemistry of Gold Extraction”.

Los autores en la literatura presentada revelan que el aumento en concentración del agente lixivante, en este caso el cianuro de sodio; acelera la cinética de lixiviación de oro contenidos en un mineral. Mediante resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas realizadas a nivel de laboratorio muestran su influencia positiva tanto en velocidad como en recuperación de las especies valiosas Figura 3 y Figura 4 Siendo la concentración de cianuro un factor que influye en la velocidad de disolución de oro es fácil de controlar, ya sea adicionando cianuro sólido o concentrado en el medio líquido. Las condiciones en que se desarrollaron las pruebas fueron: concentración de oxígeno disuelto en solución de 8.2 mg/l a nivel del mar y a 25°C, correspondiendo la concentración de cianuro aproximadamente 0.005% o 0.002M CN⁻, equivalente a 0.01% o 0.05 g/l de NaCN. Puede visualizarse en la Figura 3, que la máxima tasa de disolución de oro de 3mg/in.2/hr. se logra al 0.02% o 0.10g/l de NaCN. También mencionan que necesita mayor concentración de cianuro de sodio al lixiviar minerales que incluyan especies consumidoras de cianuro ejemplo de esto se observa en la Figura 4; en la lixiviación de un material calcinado donde se observa que se logra mayor disolución de especie valiosa al 0.25 % de NaCN.

Figura 3

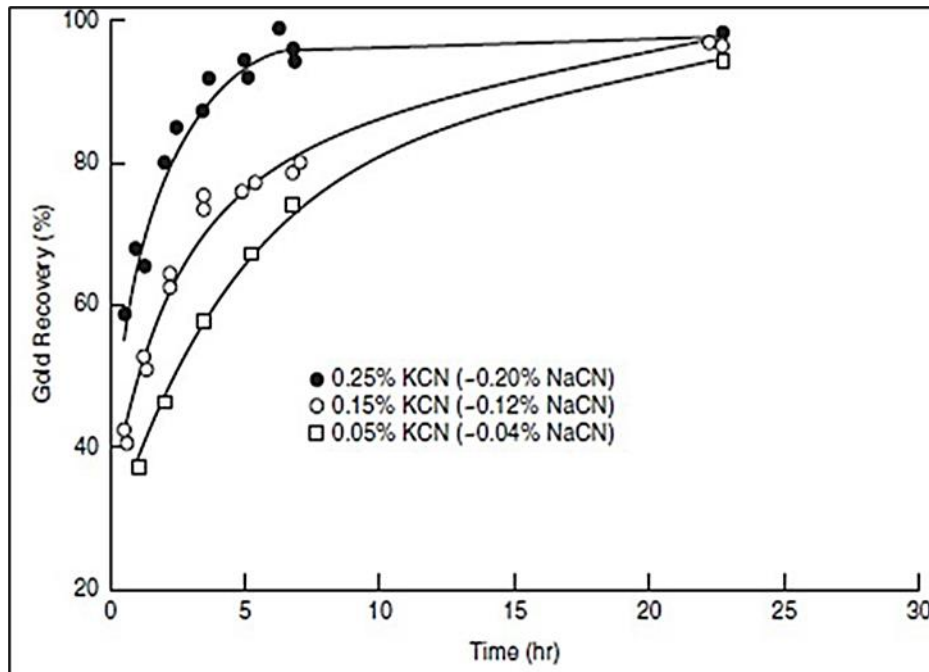
Efecto de la concentración de cianuro en la disolución de oro y plata



Fuente: Barsky, G., et. al. (1934)

Figura 4

Efecto de la concentración de cianuro en la recuperación de oro de un material calcinado



Fuente: Cathro, K.J., et al. (1964)

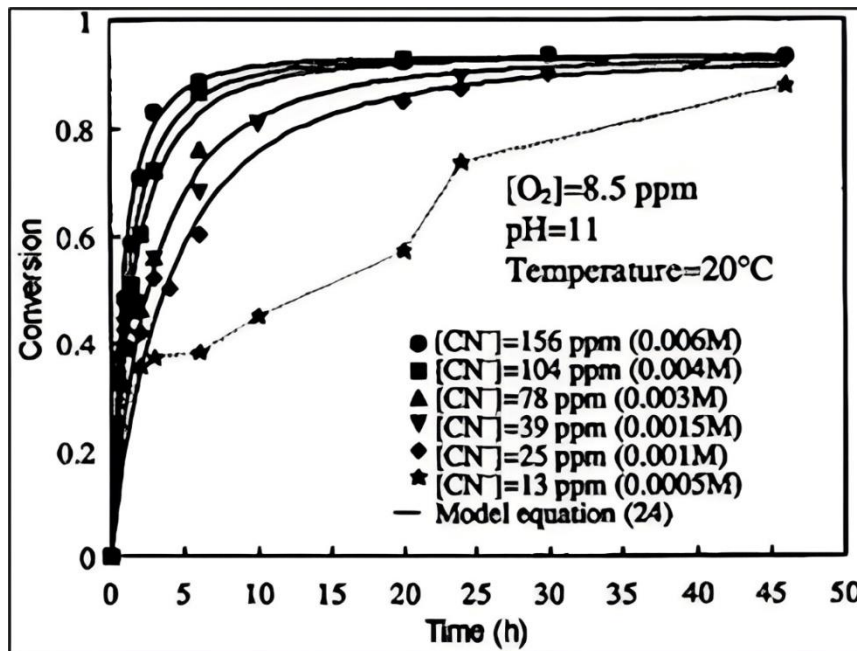
Waroonkarn, S. (2008). “Modeling of gold cyanidation”

El autor en el presente trabajo de investigación menciona que su objetivo principal es descubrir factores importantes que inciden en la cinética de lixiviación de la especie valiosa como el oro y optimizar el proceso de lixiviación recopilando informaciones de procesos con cianuros ya existentes, también de centrarse en estudiar el efecto de los parámetros y sus limitaciones en el proceso de cianuración. Excesos de reactivos como el cianuro y el oxígeno; y el consumo esperado del mismo depende de las características mineralógicas del mineral (Ling et al, 1966).

Da a conocer que varios estudios realizados en la cianuración del oro, la extracción aumenta al incrementarse la concentración de cianuro, y esto está relacionado directamente con la cinética de lixiviación. (Marsden y House, 1992; Kondos et al.1995; Abadejo et al., 1996; Wadsworth et al., 2000; Deschênes et al., 2003). Tal como se muestra en la Figura 5.

Figura 5

Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro

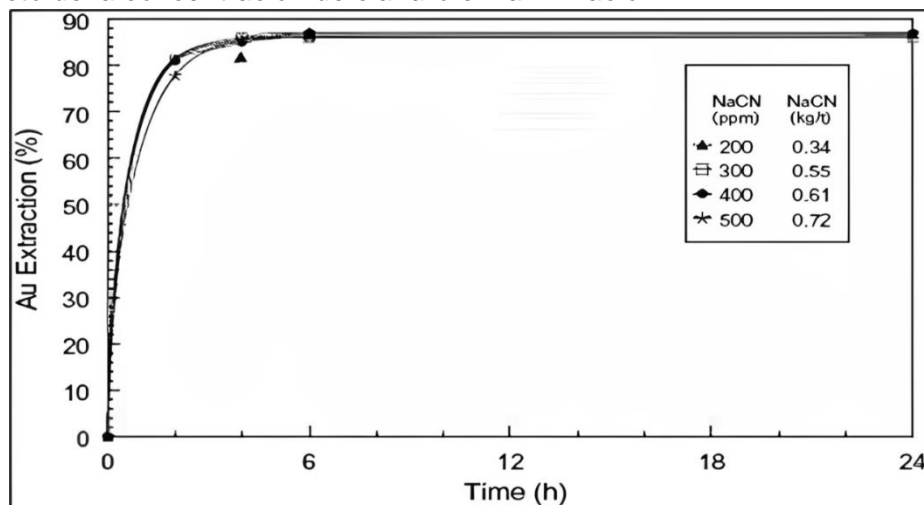


Fuente: Ling et al. (1996)

Ling et al. (1996) observó que la velocidad de disolución de oro no era muy sensible a los cambios de la concentración de cianuro en niveles altos. Deschênes et al. (2003), también en los resultados de las pruebas que presenta en la Figura 6, observó que la extracción total de oro es similar cuando utilizó concentraciones de cianuro de 400- 500 ppm NaCN.

Figura 6

Efecto de la concentración de cianuro en la lixiviación



Fuente: Deschênes et al. (2003)

Ellis y Senanayake (2004) plantea que la tasa de lixiviación de oro se incrementa al aumentar la concentración de cianuro, pero es independiente de la concentración de cianuro cuando excede de 0,075% KCN (o 0,06% NaCN, equivalente a 600 ppm). Kondos et al. (1995) concluye que, al utilizar un exceso de cianuro de sodio; el consumo de cianuro innecesario no tiene ningún efecto beneficioso sobre la extracción de oro. El exceso de cianuro se consumirá más debido a la formación de complejos cianurados de las impurezas presentes en el mineral. Sin embargo, una alta concentración de cianuro puede ser necesaria para continuar disolviendo el oro debido a la competencia de otras especies tales como sulfuros solubles que contiene el mineral (Mardens y House, 1992).

Fariborz, F. et al. (2020) Kinetics of leaching: a review

Los autores en este artículo de revisión de la cinética de lixiviación, menciona a la cinética, como requisito fundamental de casi todas las actividades industriales e investigaciones de ingeniería. Ante la existencia de muchas investigaciones sobre su aplicación, los investigadores siguen diferentes estrategias en sus estudios para investigar la cinética de lixiviación. Así mismo analizan el efecto de varios parámetros de lixiviación como la temperatura, tamaño de partícula, relación de sólido a líquido, agitación, y agentes lixivante sobre la influencia en la velocidad de disolución de metales. Teniendo en cuenta varios mecanismos posibles en la cinética de lixiviación, se derivan ecuaciones para reactores de lixiviación industrial.

La velocidad de reacción indica qué tan rápido es la concentración de cambios de especies en un proceso (House 2007). La velocidad es influenciada por varios factores, como la temperatura, presión, naturaleza de los reactivos, sus concentraciones, la forma en que están en contacto, la composición química de los metales en el mineral, naturaleza de su ganga, etc. (Coker 2001; Frugier et al. 2005).

El efecto de los agentes lixivante pueden variar el mecanismo de lixiviación como las reacciones ácido – base, reacciones de acomplejamientos, y reacciones redox (Relwani et al. 2008). Grupos de aniones lixiviantes como: SO_4^{2-} , Cl^- , NO_3^- , y PO_4^{3-}) (El-Mahdy

y Mahmoud 1998, Sasikumar et al. 2007), tipo y dosificación de agentes reductor/oxidante (Lasheen, et al. 2009).

El-Mahdy y Mahmoud (1998) investigaron el efecto de algunos aniones en la cinética de disolución de ZrO_2 , aplicaron distintas tasas de concentraciones a diferentes aniones y descubrieron que el HCl tenía la mayor tasa de lixiviación, seguido de HNO_3 , H_3PO_4 y H_2SO_4 , respectivamente.

May et al. (1997) también afirma que el tipo y la dosis de los reactivos influye en la cinética de las reacciones redox. Los cambios en el potencial redox resultan en la formación (o eliminación) de una capa pasiva, que actúa como una barrera tanto para difusión como para la transferencia de carga (Córdoba et al. 2008).

Tavakoli y Dreisinger (2014) investigaron el efecto de algunos agentes oxidantes ($KMnO_4$, Fe^{3+} , y oxígeno disuelto) sobre la cinética de disolución de V_2O_3 en ácido sulfúrico. Con base en sus hallazgos, el oxígeno causó el menor efecto sobre la tasa de lixiviación (el O_2 necesita ser disuelto primero) mientras que el Fe^{3+} inicial generó la mayor influencia.

Hackl et al. 1995; Li et al. (2013) también dice, que empleando algunos agentes en operaciones de lixiviación aceleran la tasa de disolución indirectamente. Así la lixiviación de metales a partir de minerales sulfurosos (Cobre a partir de calcopirita) conduce a la formación de una cubierta de capa pasiva (capa S^0), que inhibe la lixiviación. Sin embargo, si algunos agentes como H_2O_2 u otros agentes reductores se adiciona al medio de lixiviación, entonces se eliminaría la capa y la tasa de lixiviación sería incrementada considerablemente.

2.2 Marco conceptual

Los términos que se emplearán en la presente investigación son las siguientes:

2.2.1 Curado

Proceso de acondicionamiento del mineral con solución concentrada del agente lixivante hasta humedecerlo totalmente; dejando reposar por un tiempo determinado.

2.2.2 Cinética

Mecanismos de velocidad de extracción de un metal contenido en un mineral que se produce por una reacción química sólido en medio líquido en un tiempo determinado, en la cual la disolución del metal se ve favorecida.

2.2.3 Ley

Concentración de un elemento químico presente en un mineral. Este contenido o concentración se expresa en porcentaje (%) o en gramos por tonelada (g/t) del elemento útil en el mineral.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Tipo y diseño de la investigación.

La metodología para realizar el presente trabajo de investigación es sustentada en base a las características epistemológicas de una investigación cualitativa o cuantitativa.

La investigación que se desarrolla es de un enfoque tipo cuantitativa, porque de las siete características epistemológicas seis corresponden a la naturaleza de una investigación cuantitativa, se tienen las siguientes:

- **Percepción de la realidad:**

La investigación es objetiva porque se realizan mediciones de volúmenes de solución, análisis químico de leyes de los elementos de oro y plata en solución como en el mineral, concentraciones de cianuro de sodio en solución, medición de pH.

- **Razonamiento:**

La investigación es deductiva porque implica un proceso de contrastación de la hipótesis planteada, la evaluación de la técnica de curado con variaciones en la concentración de cianuro incrementará la cinética de lixiviación.

- **Finalidad:**

La investigación está basada en comprobar el incremento de la cinética de lixiviación al realizar la técnica de curado variando la concentración de cianuro en la solución.

- **Orientada:**

La investigación está orientada al resultado del incremento de la cinética de lixiviación.

- **Principio de la verdad:**

La investigación es particular porque desarrolla pruebas metalúrgicas específicas para un determinado tipo de mineral en la unidad de análisis en estudio.

- **Causalidad:**

La investigación está basada con informaciones en materiales bibliográficos, antecedentes en tesis de investigaciones relacionadas con la técnica de curado.

3.1.1 Alcance

El nivel de la investigación será explicativo, porque permite establecer características de causa – efecto entre las variables de la investigación como la causa de la técnica del curado - Gestión del cianuro de sodio (Variable Independiente) y el efecto que se tiene en la cinética de lixiviación (Variable independiente) con el propósito de disminuir el ciclo o tiempo de lixiviación en el proceso de cianuración de minerales auríferos.

3.1.2 Diseño de investigación

El diseño de la investigación es experimental. Estructurado correctamente, se enfoca en una situación de control en la cual se manipula la variable independiente (Concentración de cianuro) que influirá en los resultados de la cinética de lixiviación.

Para el diseño de la investigación, se desarrolló en este trabajo una metodología práctica y sencilla que implica la realización de pruebas experimentales en el laboratorio metalúrgico.

Estas pruebas abarcan la caracterización física de los minerales, el consumo de reactivos y la comparación de las pruebas de lixiviación por columnas a diferentes concentraciones de cianuro, con el objetivo de determinar el incremento de la cinética de lixiviación (menor tiempo de lixiviación) y por ende la mejora en recuperación del oro.

3.2 Unidad de estudio

La Compañía Minera Aurífera Santa Rosa (COMARSA) opera en la sierra norte de La Libertad, a unos 3,600 metros sobre el nivel del mar.

Desde 1994, la empresa se dedica a la explotación de yacimientos de oro y de plata.

- **Minado y manejo de materiales:**

La extracción se realiza a cielo abierto usando métodos tradicionales de perforación y voladura. El material mineralizado (el que contiene oro y plata) se carga con excavadoras y se transporta en camiones hasta los Pads de Lixiviación. Por otro lado, el material estéril o sin valor es llevado a zonas de almacenamiento.

- **Proceso de lixiviación:**

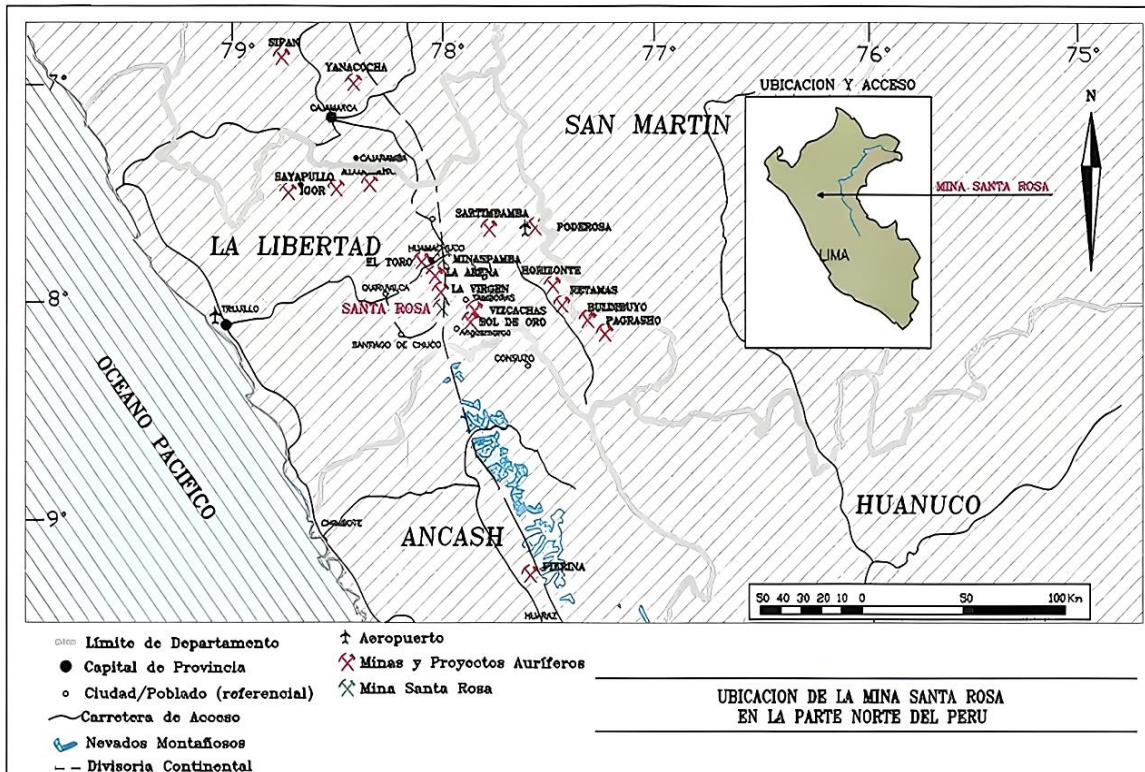
Este proceso es clave. Los Pads de Lixiviación están impermeabilizados con una geomembrana para evitar fugas. Sobre esta capa, se instalan tuberías de drenaje. El mineral se apila sobre las tuberías formando grandes pilas, y luego se rocía una solución cianurada sobre la superficie de las pilas usando un sistema de riego por aspersión. El cianuro diluido disuelve el oro y la plata. El proceso de rociado se mantiene durante aproximadamente 50 días. La solución que percoló a través de la pila, ahora enriquecida con oro y plata, se conoce como solución rica. Esta solución se recolecta por el sistema de drenaje y se bombea a pozas de almacenamiento.

- **Recuperación del Oro y Plata:**

Desde las pozas, la solución rica se transporta a una planta de procesos donde pasa por un circuito de adsorción con carbón activado, el cual captura las partículas de oro y plata disueltas. Luego, mediante un proceso de desorción a presión - electrodeposición, se obtiene un concentrado catódico que se funde para producir el producto final de oro y plata. Todo este ciclo de lixiviación se lleva a cabo en un circuito cerrado y hermético para evitar la pérdida de la solución y, lo más importante, prevenir cualquier tipo de contaminación ambiental por derrames o fugas.

Figura 7

Plano de ubicación de la mina Santa Rosa (COMARSA)



Nota: MINEM

3.2.1 Lixiviación en pilas

La lixiviación en pilas es una técnica para extraer metales, como el oro, haciendo percolar una solución a través de un montón de mineral. Esta solución se enriquece con los metales de valores económicos oro, plata y otros iones, y luego se procesa para recuperarlos.

Para que el proceso sea efectivo, es crucial seleccionar el tamaño de partícula adecuados del mineral. La presencia de partículas muy finas puede ser un problema, ya que migran y obstruyen el flujo uniforme de la solución, creando zonas sin acceso o "ciegas". Por ello, una práctica común es mezclar (blending) mineral de diferentes granulometrías para mejorar la permeabilidad.

Durante la operación, se usa un circuito de solución cerrado. La solución se recicla continuamente entre la pila y las etapas de recuperación del oro, que incluyen la adsorción en carbón activado, desorción y electrodeposición.

Existen dos tipos principales de operación en pilas:

- **Pila dinámica:**

En este método, el mismo lecho de lixiviación (pad) se reutiliza. Una vez que el mineral se agota, se retira y se reemplaza con material nuevo. Requiere menos espacio, pero el pad debe ser muy resistente para soportar el constante movimiento de carga y descarga.

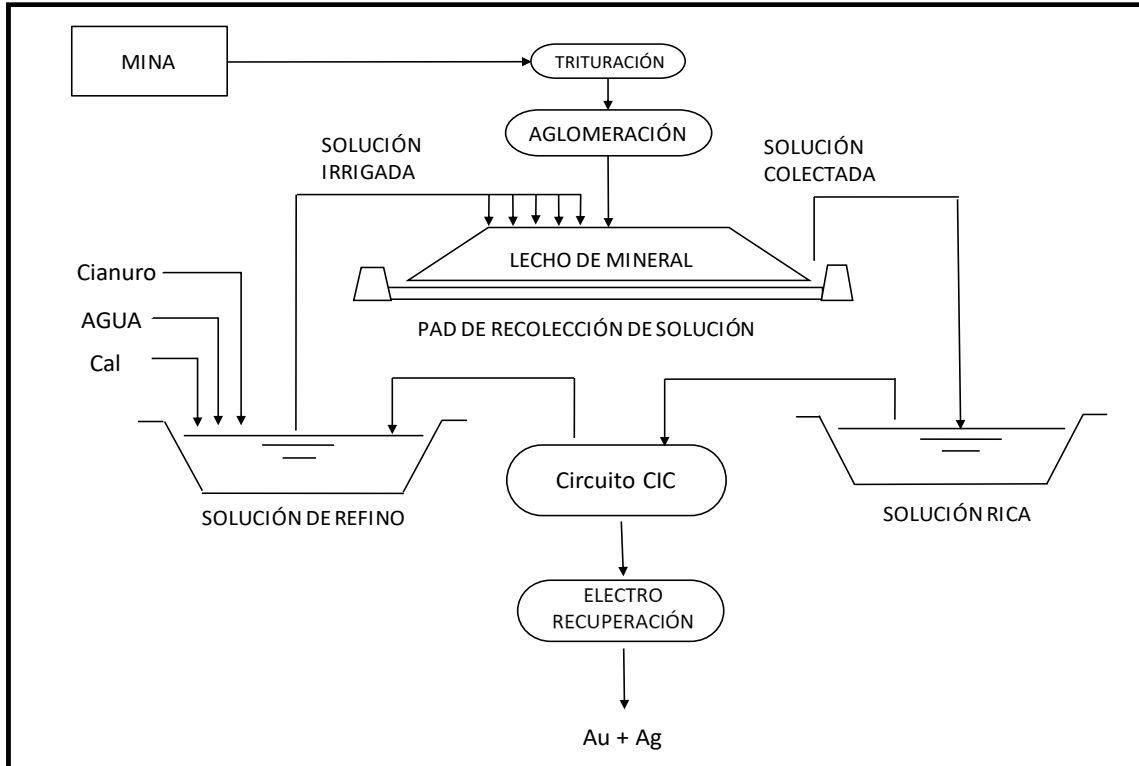
- **Pila estática:**

En este caso, toda la pila de mineral pasa simultáneamente por las diferentes etapas del ciclo de tratamiento (curado, lixiviación, reposo y lavado). Para mantener un flujo constante de producción, se combinan varios ciclos de lixiviación.

El tipo de operación elegido dependerá de las características del mineral y del terreno.

Figura 8

Proceso de lixiviación en pilas



Nota: COMARSA

3.2.1.1 Pads de lixiviación y pozas. Los pads de lixiviación son superficies diseñadas para el tratamiento de mineral, construidas con una pendiente de 2% a 7% y hasta 20% en taludes para adaptarse al terreno. Se retira la capa orgánica, se le da forma con bermas y se compacta el suelo con un rodillo. Para la impermeabilización, se utiliza una geomembrana de PVC de 1.02 mm de grosor, sobre la cual se coloca una capa de geotextil.

Encima de todo esto se añade una capa de 70 cm de material fino que sirve como cama para la pila de mineral, donde se instalan las tuberías perforadas para recolectar la solución rica en metales. Las pozas de soluciones se construyen de manera similar, con corte y relleno y se compactan en capas de 30 cm, y se impermeabilizan con una geomembrana de Hypalon de 0.91 mm.

3.2.1.2 Pilas de lixiviación. Para construir las pilas de lixiviación, se crea una rampa de acceso. El mineral de la mina se descarga progresivamente a un nivel constante con la ayuda de un tractor o un cargador frontal. Después de que los camiones han compactado la superficie de la pila, se remueve la capa superior para asegurar una buena percolación de la solución.

Una vez preparada la pila, se instala un sistema de riego con tuberías y aspersores que rocían una solución lixivante sobre el mineral. Esta solución contiene cianuro de sodio al 0.015% y tiene un pH de 11. El flujo de riego es de 6 litros por hora por metro cuadrado, y la solución se percola a una velocidad de 2 metros por día. El consumo de cal y cianuro es de 0.65 kg/TM y 0.070 kg/TM, respectivamente.

La solución rica se descarga en las pozas de soluciones y se envía a la planta. Los pads en COMARSA son permanentes; una vez que se completa la lixiviación de una capa de mineral (90 días), se remueve la capa superior, y se carga una nueva capa de mineral. Se tienen un área de lixiviación de 27,000 a 30,000 m², manejando de 3,900 a 4,400 m³ de solución por día.

Figura 9

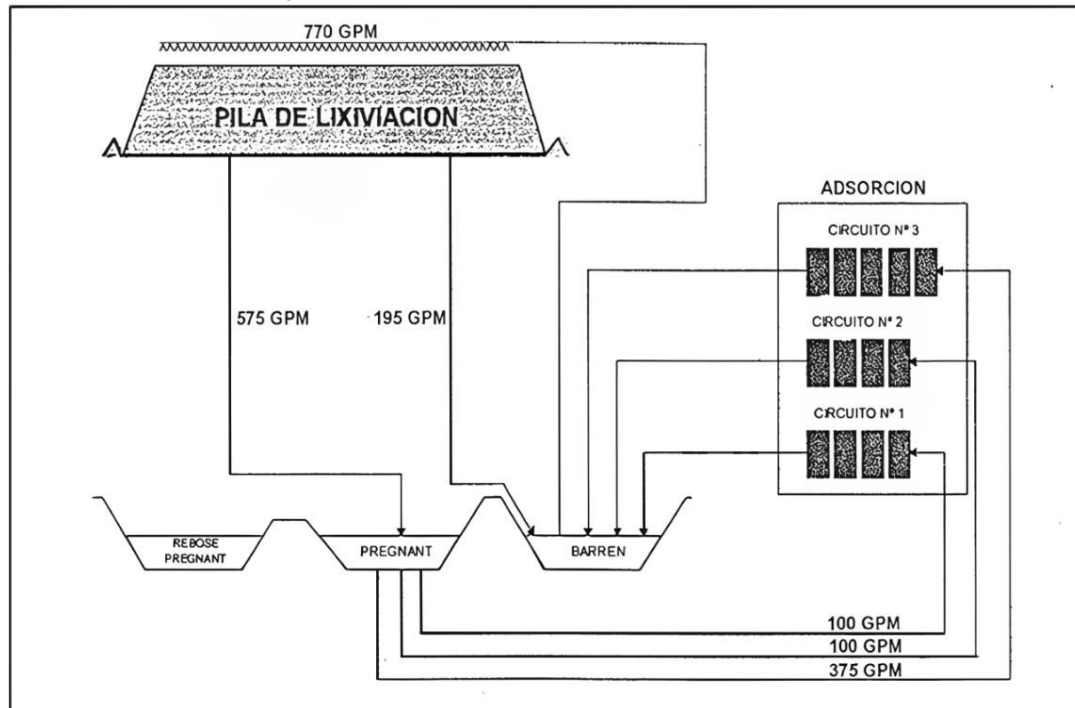
Descarga de mineral en el talud del pad de Lixiviación



Fuente: COMARSA

Figura 10

Sistema de lixiviación y adsorción de oro en carbón activado



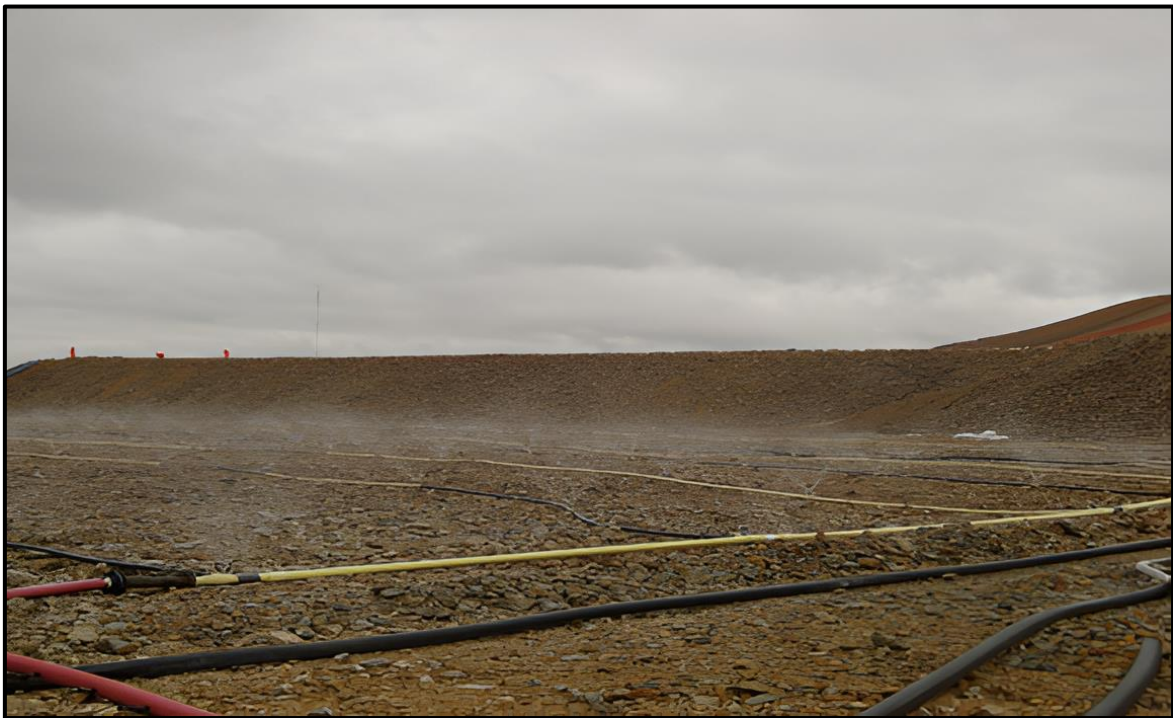
Nota: COMARSA

3.2.1.3 Sistema de riego. El sistema de riego en Comarsa utiliza aspersión en una malla triangular con un espaciamiento de 6 metros, lo que mejora la distribución y reduce el traslape del riego. Los módulos de aspersión son horizontales para evitar encharcamientos, y el flujo de riego se establece en 8 litros por hora por metro cuadrado.

3.2.1.4 Variables operativas y parámetros. Las variables operativas que se controlan incluyen el flujo de riego (flowrate) en litros por hora por metro cuadrado, la presión en las celdas de lixiviación (monitoreada con manómetros), y la concentración de cianuro de sodio y el pH.

Figura 11

Sistema de riego por aspersión en pila industrial



Fuente: COMARSA

3.2.2 Metodología del trabajo

Este trabajo de investigación se basa en un estudio experimental que utiliza una metodología analítica y deductiva. Se tomaron muestras representativas de mineral de oro y plata de la compañía COMARSA, las cuales estaban almacenadas y provienen de un muestreo sistemático del tajo abierto de la mina. Estas muestras se usaron para una serie de pruebas metalúrgicas de lixiviación en columna.

Para cumplir con los objetivos del proyecto, se llevaron a cabo 28 pruebas metalúrgicas en las que se evaluaron y compararon distintos parámetros de operación con los utilizados actualmente. La secuencia de estas pruebas se detalla a continuación.

Tabla 2

Batería de 28 pruebas de lixiviación en columnas

Primera serie de Pruebas: 05 columnas
Se realizó el curado in situ y se evaluó su influencia en la recuperación del oro, cinética de disolución y consumo de cianuro de sodio.
Segunda serie de Pruebas: 05 columnas
Se realizó el mejor curado in situ obtenido en la primera serie de prueba, variando la concentración de cianuro de sodio en la solución de lixiviación y se evaluó su influencia en la extracción del oro, cinética de disolución y consumo de cianuro de sodio.
Tercera serie de Pruebas: 07 columnas
Se realizó la repetición de la segunda serie para confirmar los resultados obtenidos, un curado in situ cercano al que mejor resultado obtuvo en la primera serie de pruebas variando la concentración de cianuro de sodio en la solución lixivante, y se evaluó su influencia en la extracción de oro, cinética de disolución y consumo de cianuro.
Cuarta Serie de Pruebas: 06 columnas
Para este punto ya se confirmaba que el curado del mineral influía positivamente en la recuperación del oro; se tenía que definir la concentración de CN para el mejor curado del mineral y la concentración de CN en la solución de lixiviación. Se evaluó la extracción de oro, la cinética de disolución y consumo de cianuro.
Quinta Serie de Pruebas: 05 columnas
Última serie de pruebas, se hicieron pruebas de curado y pruebas solo con riego continuo

Fuente: Elaboración propia

3.3 Materiales y métodos de investigación

3.3.1 Toma de muestras

Las muestras de mineral para este estudio experimental se obtuvieron de la descarga de los tres tajos de la mina. Estas muestras, con un peso total de 3 toneladas, contenían oro, plata y otros minerales e inorgánicos.

El método de muestreo consistió en tomar porciones de mineral con una pala de cada camión (volquetada) que descargaba, siguiendo un patrón fijo o aleatorio. Todas las muestras se mezclaron para crear una sola muestra compuesta.

3.3.2 Preparación de las muestras para el análisis

Las muestras se llevaron al laboratorio de la mina para reducir su tamaño. Primero, se realizó un chancado secundario para obtener partículas de hasta media pulgada. Luego,

con una pulverizadora, se generó un polvo fino con un diámetro mínimo de menos de 200 micras, considerado el tamaño ideal para el análisis. Durante este proceso, se observó que el material resultante tenía una granulometría variada, desde polvo muy fino hasta partículas mayores a 100 micras que quedaban retenidas en una malla de tamiz Tyler 100.

3.3.3 Obtención de la muestra representativa

Para obtener una muestra representativa del mineral pulverizado, se utilizó el método de cono y cuarteo. El proceso se realizó de la siguiente manera:

- Se mezcló el material y se apiló en forma de cono.
- Luego, el cono se aplastó y se dividió en cuatro partes iguales usando una pala o espátula, formando una cruz.
- Se descartaron dos de las partes opuestas, y las dos restantes se tomaron como la base para la nueva muestra.
- El proceso se repitió varias veces hasta reducir el tamaño de la muestra original de 400 gramos a solo 53 gramos, logrando así la muestra representativa final para el análisis químico.

3.3.4 Análisis del mineral

Antes de realizar los experimentos de la tesis, el mineral se analizó químicamente para conocer su composición, específicamente el porcentaje de oro (Au) y plata (Ag), utilizando métodos analíticos tradicionales en el laboratorio químico.

3.3.5 Equipos e instrumentales

Para las pruebas de cianuración en columnas, se utilizaron los siguientes equipos e instrumentos:

- **Columnas y recipientes:**

20 columnas acrílicas transparentes de 8 pulgadas de diámetro por 2.5 metros de altura; baldes de polietileno graduados de 20 litros.

- **Bombas y medición de flujo:**

20 bombas peristálticas Masterflex, que permiten un flujo de 0.06 a 3400 ml/min.

▪ **Instrumentos de medición:**

3 cronómetros digitales; 1 flexómetro de 5 metros; un equipo digital para medir el pH (Fisher Scientific modelo 10); una bureta digital para titulación de cianuro libre, y dos buretas convencionales de vidrio de 50 ml.

▪ **Material de laboratorio:**

Mangueras de polietileno de varios diámetros; vasos de vidrio Pyrex de 250 ml; matraces Erlenmeyer Pyrex de 125 ml; probetas graduadas de vidrio y polietileno (25 ml y 2 litros, respectivamente); pipetas graduadas de 25 ml; embudos de vidrio de 4 pulgadas; y tubos de ensayo de 50 ml.

3.3.6 Preparación de reactivos y soluciones

Para la preparación de reactivos se hicieron con los siguientes reactivos:

3.3.6.1 Cianuro de sodio (NaCN). El cianuro de sodio utilizado, de la marca Orica Mining Chemicals, es un sólido cristalino blanco en forma de briquetas. Su fórmula química es NaCN y tiene un peso molecular de 49.015.

Características físicas y químicas

- Punto de fusión: 563.7 °C
- Punto de ebullición: 1500 °C
- Gravedad específica: 1.6 a 20 °C
- Solubilidad: solubilidad en 100 gramos de agua

Temp (°C)	0	25	35	45
Solubilidad(gr)	43	64	82	82

- Propiedades: Es deliquescente, lo que significa que se licua al absorber la humedad del aire. Las soluciones de cianuro de sodio se hidrolizan lentamente, formando formiato de sodio y amoníaco. Al reaccionar con un ácido, produce gas cianhídrico (HCN), que es extremadamente venenoso.

Información Técnica

- Pureza: 97.5% (puede variar).
- Alcalinidad (como NaOH): 0.50% máximo.

- Humedad: 0.20% máximo.
- Forma y embalaje: Se presenta en briquetas de aproximadamente 14 gramos, con dimensiones de 34 mm de largo, 32 mm de ancho y 15 mm de espesor. Se embala en cajas de madera contrachapada con un peso neto de 1000 kg.

3.3.6.2 Cal viva. La cal viva utilizada, de la marca Pacasmayo, es un material sólido molido de color crema a blanco. Su nombre químico es óxido de calcio (CaO), con un peso molecular de 56.079.

Propiedades de la cal viva

- Apariencia y olor: Es un sólido de color crema/blanco y no tiene olor.
- Densidad: Su densidad suelta es de 0.850 T/m³.
- Punto de fusión: Alcanza su punto de fusión a 2570 °C.
- Solubilidad: Su solubilidad en agua es insignificante y disminuye con el aumento de la temperatura. Por ejemplo, a 0 °C se disuelven 1.40 g/L, mientras que a 100 °C solo 0.54 g/L.
- Solubilidad con otros solventes el óxido de calcio reacciona con ácidos formando sales de calcio las cuales algunas de ellas serian solubles pH según concentración:

Concentración	pH	% p/v
10		12.3
15		12.4
20		12.5
25		12.5
30		12.5

- Toxicidad: La cal es tóxica, por lo que es necesario usar equipo de protección y garantizar una buena ventilación.
- Estabilidad: Es considerada inestable por ser un material anhidro.

Composición y granulometría

- Composición química: Contiene un 91.45% de óxido de calcio (CaO) total, del cual 82.13% es óxido de calcio libre. También contiene un 2.80% de dióxido de silicio (SiO₂), 1.10% de óxido de aluminio (Al₂O₃) y 0.40% de óxido de hierro (Fe₂O₃).
- Granulometría: El 20% de las partículas tiene un tamaño menor a 200 mallas.

3.3.6.3 Reactivos químicos utilizados en el análisis de cianuro libre en soluciones de lixiviación.

- Nitrato de plata Q.P. (99-99%)
- Hidróxido de sodio Q.P.
- Acetona Q.P.
- (P-Dimetilaminobenzilideno) Rhodamina
- Agua destilada

3.3.6.4 Reactivos químicos utilizados en el análisis de óxido de calcio (cal) en soluciones cianuradas de lixiviación.

- Ácido oxálico G.R.
- Fenolftaleína Q.P
- Alcohol metílico Q.P
- Agua desionizada

3.3.6.5 Preparación de soluciones en los tests de cianuración en columnas de 8" Ø x 2.5m altura

3.3.6.5.1 Cianuro de sodio. Para la columna de 8" Ø x 2.5m de altura del mineral seductora 398 (la concentración de cianuro empleada es de 0.02 %, con una pureza de cianuro del 99%, el caudal empleado es de 8lh/m² que es equivalente a expresar 4.3 cm³/min genera un volumen de agua de 6.20 litros para 24 horas continuas de riego, por tanto el peso necesario de cianuro será ; $0.02 \times 6200 / 100 = 2.48 \text{ g} / 0.99 = 1.25 \text{ g NaCN}$; 1.25 g de cianuro que se adicionaron a 6.20 litros de agua a la que previamente se ha adicionado la necesaria cal para un pH= 10.5; en la tabla formato de resultados se observa algunos días un volumen de agua de 12.400 litros (preparado para 48 horas continuas), lo

que genera que el cianuro alimentado sea de : $0.02 \cdot 12400/100 = 2.48 \text{ g NaCN} = 2.48 / 0.99 = 2.50 \text{ g NaCN}$, el tiempo total de la lixiviación fue de 16 días.

3.3.6.5.2 Cal viva. Para columna de 8" Ø x 2.5 m de altura se adicionaron 300 g de cal viva para un peso de mineral de 95.15 kg (100% < 2"), esto es para mantener una alcalinidad en el mineral con pH= 10.5, el citado peso de cal origina un consumo inicial de arranque de cal de $0.300 \text{ kg Cal} / 0.09515 \text{ t mineral} = 3.152 \text{ kg Cal} / \text{t mineral}$; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios de cal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 6.20 litros de agua se adiciona 0.25 gramos de cal. arranque de cal de $0.015 \text{ kg Cal} / 0.003 \text{ t mineral} = 5 \text{ kg Cal} / \text{t mineral}$; en el transcurrir del tiempo se hizo reajustes diarios de cal en la solución lix, a fin de estabilizar el pH en 10.5 , esto es para 5 litros de agua se adiciona 0.60 gramos de cal viva.

3.3.6.5.3 Agua industrial. La necesaria para formar las relaciones pedidas en cada tipo de test de cianuración en columna.

3.3.7 Desarrollo de la prueba experimental

Una vez establecidos los parámetros adecuados para realizar una cianuración dinámica óptima, se procedió a realizarla, ajustando los parámetros de trabajo a los valores determinados, siguiendo las siguientes etapas.

3.3.7.1 Prueba de cianuración convencional en columna 8" Ø. Se utilizaron columnas de acrílico transparente de 8 pulgadas de diámetro y 2.5 metros de altura para llevar a cabo varias pruebas de cianuración.

Tipos de pruebas realizadas

Las pruebas metalúrgicas se dividieron en tres categorías principales:

- Prueba con las condiciones de operación actuales: Se replicaron los parámetros actuales de la empresa para tener un punto de referencia.
- Pruebas con curado y riego continuo: Se varió la concentración de cianuro en dos etapas: durante la fase de curado in situ del mineral y en el riego continuo durante la lixiviación.

En todos los casos, se mantuvieron constantes las demás condiciones para asegurar que los resultados fueran comparables y válidos.

Tabla 3

Condiciones experimentales de lixiviación en columna

CONDICIONES	UNIDAD	PRUEBA DE CIANURACIÓN EN COLUMNA
Ø de la columna	Pulg.	8"
Altura de la columna	m.	2.5
Tipo de prueba		Abierta (sin retorno de solución)
Flujo de riego	Lt/hr/m ²	8
Peso de mineral	Kg.	110 - 120
Granulometría	% < 1"	100
PH		10.5 – 11.5
Curado *:		
T. mojado:	día	1.5
T. reposo:	día	1.5

Fuente: Elaboración propia. (*) Solo para las pruebas donde se probó el efecto del curado del mineral.

Las soluciones ricas (pregnants) obtenidas se recolectaban cada 24 horas para su análisis químico de oro, plata, cianuro libre y pH, y luego se descartaban a la poza de solución agotada (barren).

Las pruebas de cianuración en columnas se llevaron a cabo con mineral de 1 pulgada, siguiendo condiciones establecidas en pruebas preliminares. El mineral se cargó cuidadosamente en columnas de 2.5 metros de altura y 8 pulgadas de diámetro para evitar la compactación y la segregación de partículas. Se midió la densidad del mineral antes y después de la cianuración, así como la humedad necesaria para saturarlo y la que retuvo.

El proceso de lixiviación consistió en aplicar una solución de cianuro de sodio al 0.02% (200 ppm) a una tasa de riego de 8 litros por hora por metro cuadrado, que es la misma tasa usada en los pads industriales.

Las soluciones ricas se recolectaron cada 24 horas, midiendo su volumen y peso. Se enviaron al laboratorio para analizar el contenido de oro y plata mediante Espectrofotometría de Absorción Atómica. La concentración de cianuro y el pH también se monitorearon diariamente para ajustar las nuevas soluciones de riego.

Al finalizar las pruebas, el mineral de las columnas se lavó con agua para recuperar los metales preciosos disueltos y eliminar el cianuro residual. Los residuos, llamados rípios, se secaron, pesaron y analizaron para determinar el contenido de metales preciosos que aún quedaban. La recuperación de los metales se calculó basándose en el contenido inicial del mineral.

En total, se realizaron 28 pruebas metalúrgicas para evaluar diversos parámetros de operación y compararlos con los actuales. Estos ensayos en columnas proporcionaron información relevante para la operación industrial, como:

- Las extracciones de oro y las curvas cinéticas preliminares.
- El consumo de cianuro.
- Las concentraciones de oro y cianuro en los efluentes.
- El comportamiento físico e hidráulico del mineral.
- El efecto del curado/aglomerado.
- La dosis de cianuro recomendada.
- La relación entre el ciclo de lixiviación y la recuperación metalúrgica.
- Los datos económicos para la extensión del ciclo.
- La variabilidad del yacimiento.
- Una configuración preliminar del circuito de lixiviación en columnas.

3.3.7.2 Pruebas en columnas con el método Curado. En las siguientes tablas se muestra el resumen de pruebas de lixiviación en columna Curado para las 28 pruebas metalúrgicas.

Tabla 4*Resumen de pruebas de lixiviación en columna Curado Pruebas 1 al 10*

Nº TEST	PROCEDENCIA	NaCN (PPM)	FLUJO RIEGO (Lt/Hr/m²)	SISTEMA DE RIEGO	TIEMPO (Días)	EXTRACCIÓN % Au	EXTRACCIÓN % Ag	CIANURO g/T	CAL g/T
1	Sac-Sed-Tent 1.1.1	200	8	Riego Continuo las 24 horas	16 a 19	78.46	16.4	80.09	503.3
2	Compósito	200	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo humectación-Reposo: 1.5 Días (Total: 3 Días)	8 a 10	83.65	14.4	33.05	504
3	Compósito	200	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo humectación-Reposo: 1.5 Días (Total: 3 Días)	8 a 10	84.13	14.7	58.14	504
4	Compósito	200	8	Curado: 1500 ppm CN Tiempo humectación-Reposo: 1.5 Días (Total: 3 Días)	8 a 10	83.49	13.1	66.18	504
5	Composito	200	8	Curado: 2000 ppm CN Tiempo humectación-Reposo: 1.5 Días (Total: 3 Días)	8 a 10	84.1	12.9	105.3	504
6	Sac-Sed-Tent 1.1.1	200	8	Riego Continuo las 24 horas	16 a 19	78.76	16.4	84.20	503.8
7	Compósito	50	8	Solución Curado: 1000 ppm CN Tiempo Curado: 1.33 días Tiempo Reposo: 1.70 días	9 a 11	75.89	16.6	35.58	473.5
8	Compósito	100	8	Solución Curado: 1000 ppm CN Tiempo Curado: 1.33 días Tiempo Reposo: 1.70 días	9 a 11	78.73	18.8	54.15	473.6
9	Compósito	150	8	Solución Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.21 días Tiempo reposo: 1.70 días	9 a 11	79.58	21.2	64.18	414
10	Compósito	200	8	Solución Curado: 1000 ppm CN Tiempo humectación-Reposo: 1.5 Días (total 3 días)	8 a 10	84.13	14.71	58.14	504

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5*Resumen de pruebas de lixiviación en columna Curado Pruebas 11 al 20*

Nº TEST	PROCEDENCIA	NaCN (PPM)	FLUJO RIEGO (Lt/Hr/m ²)	SISTEMA DE RIEGO	TIEMPO (Días)	EXTRACCIÓN % Au	EXTRACCIÓN % Ag	CIANURO g/T	CAL g/T
11	Compósito	200	8	Riego Continuo las 24 horas	14 a 16	72.79	10.74	74.54	332.4
12	Compósito	50	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.35 días Tiempo reposo: 1.65 días	14 a 16	73.24	8.91	43.75	330.5
13	Compósito	100	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.35 días Tiempo reposo: 1.65 días	14 a 16	73.8	7.22	55.51	330.9
14	Compósito	150	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.35 días Tiempo reposo: 1.65 días	14 a 16	76.67	8.34	74.39	330.4
15	Compósito	200	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.35 días Tiempo reposo: 1.65 días	14 a 16	77.00	10.16	85.61	330.9
16	Compósito	150	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo curado: 1.35 días Tiempo reposo: 1.65 días	14 a 16	77.07	12.00	61.13	330.9
17	Compósito	200	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo curado: 1.35 días Tiempo reposo: 1.65 días	14 a 16	77.08	10.65	78.32	330.2
18	Compósito	200	8	Riego continuo las 24 horas	14 a 16	70.48	7.46	71.15	343.4
19	Compósito	50	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.33 días Tiempo reposo: 1.67 días	14 a 16	72.57	9.97	34.25	342.1
20	Compósito	150	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.33 días Tiempo reposo: 1.67 días	14 a 16	73.77	8.76	71.97	342

Fuente: Elaboración propia

Tabla 6*Resumen de pruebas de lixiviación en columna Curado Pruebas 21 al 28*

Nº TEST	PROCEDENCIA	NaCN (PPM)	FLUJO RIEGO (Lt/Hr/m ²)	SISTEMA DE RIEGO	TIEMPO (Días)	EXTRACCIÓN % Au	EXTRACCIÓN % Ag	CIANURO g/T	CAL g/T
21	Compósito	200	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.33 días Tiempo reposo: 1.67 días	14 a 16	74.89	8.72	81.07	342.6
22	Compósito	150	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo curado: 1.33 días Tiempo reposo: 1.67 días	14 a 16	74.69	9.42	59.22	343.1
23	Compósito	200	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo curado: 1.33 días Tiempo reposo: 1.67 días	14 a 16	74.58	9.49	62.65	340.7
24	Compósito	200	8	Riego continuo las 24 horas	14 a 16	71.94	25.07	71.72	374.2
25	Compósito	200	8	Curado: 1000 ppm CN Tiempo curado: 1.5 días Tiempo reposo: 1.5 días	14 a 16	75.40	15.59	83.75	373.5
26	Compósito	50	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo curado: 1.5 días Tiempo reposo: 1.5 días	14 a 16	74.35	17.69	32.99	373.5
27	Compósito	150	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo curado: 1.5 días Tiempo reposo: 1.5 días	14 a 16	75.84	16.17	60.99	373.5
28	Compósito	200	8	Curado: 500 ppm CN Tiempo curado: 1.5 días Tiempo reposo: 1.5 días	14 a 16	75.97	14.08	76.01	373.5

Fuente: Elaboración propia

Tabla 7

Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 1

Numero de prueba		1	2	3	4	5	
Condiciones		Unidades					
Ley Au Cabeza Ensayada		ppm	0.538	0.538	0.538	0.538	0.538
Ley Au Cabeza Calculada		ppm	0.607	0.514	0.542	0.503	0.522
Tipo de lixiviación		Riego Continuo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	
Curado	Observaciones	--	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	
	[CN] Curado	ppm	--	500	1000	1500	2000
Intermitencia	Tiempo de riego	dia	--	--	--	--	--
	Tiempo de reposo	dia	--	--	--	--	--
[CN] en la solución lixivante		ppm	200	200	200	200	200
Flujo de riego		Lt/hr/m ²	7.99	7.95	7.99	7.95	7.95
Consumo de cal		gr/TM	503	504	504	504	504
Consumo de CN		gr/TM	74	33	58	66	105
Ratio		m ³ sol/TM min	0.775	0.514	0.518	0.536	0.532
Extracción		%	75.05	83.65	84.13	83.49	84.10
Duración de la Prueba		dia	13	13	13	13	13
% de Extracción de oro por día de prueba	1		0.00	--	--	--	--
	2		0.00	--	--	--	--
	3		49.62	36.71	22.59	39.81	40.10
	4		58.48	61.49	55.75	63.26	61.30
	5		64.37	73.40	73.30	75.12	74.84
	6		67.74	77.27	78.29	78.36	78.89
	7		69.91	79.44	80.07	80.06	80.74
	8		71.31	80.97	81.54	80.99	81.84
	9		72.83	81.87	82.50	81.67	82.27
	10		74.17	82.61	83.06	82.28	83.05
	11		75.22	83.43	83.85	83.15	83.86
	12		76.54	83.43	83.85	83.15	83.86
	13		78.14	83.65	84.13	83.49	84.10

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8

Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 2

Numero de Prueba		6	7	8	9	10	
Condiciones		Unidades					
Ley Au Cabeza Ensayada		ppm	0.538	0.572	0.572	0.572	0.572
Ley Au Cabeza Calculada		ppm	0.607	0.56	0.593	0.558	0.542
Tipo de lixiviación		Riego Continuo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	
Curado	Observaciones	--	Se humedeció el mineral en 1.3 días y se dejó reposar 1.7 días.	Se humedeció el mineral en 1.3 días y se dejó reposar 1.7 días.	Se humedeció el mineral en 1.2 días y se dejó reposar 1.8 días.	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	
	[CN] Curado	--	1000	1000	1000	1000	
Intermitencia	Tiempo de riego	dia	--	--	--	--	
	Tiempo de reposo	dia	--	--	--	--	
[CN] en la solución lixivante		ppm	200	50	100	150	200
Flujo de riego		Lt/hr/m2	7.99	7.98	7.98	7.98	7.99
Consumo de cal		gr/TM	503	474	474	474	504
Consumo de CN		gr/TM	74	36	54	64	58
Ratio		m3 sol/TM min	0.775	0.564	0.586	0.569	0.518
Extracción		%	75.05	75.76	78.48	79.29	84.13
Duración de la Prueba		dia	13	13	13	13	13
% de Extracción de oro por día de prueba	1	0.00	--	--	--	--	
	2	0.00	--	--	--	--	
	3	47.66	0.00	0.00	0.00	22.59	
	4	56.17	44.06	50.83	53.11	55.75	
	5	61.83	60.13	69.04	69.26	73.30	
	6	65.06	68.06	73.09	73.42	78.29	
	7	67.15	70.87	74.89	75.34	80.07	
	8	68.49	72.43	76.01	76.66	81.54	
	9	69.95	73.30	76.57	77.44	82.50	
	10	71.24	74.15	77.29	78.01	83.06	
	11	72.24	74.92	77.86	78.61	83.85	
	12	73.52	75.78	78.48	79.29	83.85	
	13	75.05	75.78	78.48	79.29	84.13	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 9

Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 3

Numero de Prueba		11	12	13	14	15	16	17
Condiciones	Unidades							
Ley Au Cabeza Ensayada	ppm	0.696	0.696	0.696	0.696	0.696	0.696	0.696
Ley Au Cabeza Calculada	ppm	0.698	0.71	0.679	0.69	0.73	0.737	0.654
Tipo de lixiviación		Riego Continuo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo
Curado	Observaciones	--	Se humedeció el mineral en 1.35 días y se dejó reposar 1.65 días.	Se humedeció el mineral en 1.35 días y se dejó reposar 1.65 días.	Se humedeció el mineral en 1.35 días y se dejó reposar 1.65 días.	Se humedeció el mineral en 1.35 días y se dejó reposar 1.65 días.	Se humedeció el mineral en 1.35 días y se dejó reposar 1.65 días.	Se humedeció el mineral en 1.35 días y se dejó reposar 1.65 días.
	[CN] Curado	--	1000	1000	1000	1000	500	500
Intermitencia	Tiempo de riego	dia	--	--	--	--	--	--
	Tiempo de reposo	dia	--	--	--	--	--	--
[CN] en la solución lixivante	ppm	200	50	100	150	200	150	200
Flujo de riego	Lt/hr/m2	8.02	7.99	7.99	7.99	7.99	7.97	7.99
Consumo de cal	gr/TM	332	331	330	331	330	330	330
Consumo de CN	gr/TM	75	44	56	74	86	61	78
Ratio	m3 sol/TM min	0.707	0.628	0.63	0.63	0.629	0.615	0.619
Extracción	%	72.79	73.24	73.8	76.67	77	77.07	77.08
% de Extracción de oro por día de prueba	Duración de la Prueba	dia	16	16	16	16	16	16
	1	0.00	--	--	--	--	--	--
	2	0.00	--	--	--	--	--	--
	3	40.26	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	4	54.03	30.32	38.40	29.03	30.38	26.09	32.10
	5	59.56	58.28	59.84	58.81	61.04	58.15	58.73
	6	62.66	65.26	65.40	66.74	67.87	66.08	65.10
	7	64.87	67.68	67.92	69.92	70.28	69.27	68.12
	8	66.52	69.06	69.51	71.80	71.94	71.18	70.18
	9	67.78	70.11	70.60	72.97	73.12	72.85	72.07
	10	68.85	70.84	71.34	73.82	74.06	74.22	73.64
	11	70.16	71.67	72.09	74.57	74.74	75.05	74.60
	12	70.88	72.13	72.60	75.20	75.33	75.72	75.56
	13	71.79	72.58	73.19	75.78	75.99	76.36	76.27
	14	72.49	73.08	73.69	76.46	76.74	76.84	76.78
	15	72.49	73.08	73.69	76.46	76.74	76.84	76.78
	16	72.79	73.24	73.80	76.67	77.00	77.07	77.08

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10

Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 4

Numero de Prueba		18	19	20	21	22	23
Condiciones		Unidades					
Ley Au Cabeza Ensayada	ppm	0.727	0.727	0.727	0.727	0.727	0.727
Ley Au Cabeza Calculada	ppm	0.728	0.762	0.751	0.731	0.691	0.669
Tipo de lixiviación		Riego Continuo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo
Curado	Observaciones	--	Se humedeció el mineral en 1.3 días y se dejó reposar 1.7 días.	Se humedeció el mineral en 1.3 días y se dejó reposar 1.7 días.	Se humedeció el mineral en 1.3 días y se dejó reposar 1.7 días.	Se humedeció el mineral en 1.3 días y se dejó reposar 1.7 días.	Se humedeció el mineral en 1.3 días y se dejó reposar 1.7 días.
	[CN] Curado	--	1000	1000	1000	500	500
Intermitencia	Tiempo de riego	Día	--	--	--	--	--
	Tiempo de reposo	Día	--	--	--	--	--
[CN] en la solución lixivante	ppm	200	50	150	200	150	200
Flujo de riego	Lt/hr/m2	7.91	7.99	7.81	7.99	7.79	7.8
Consumo de cal	gr/TM	343	342	342	343	343	341
Consumo de CN	gr/TM	71	34	72	81	59	63
Ratio	m3 sol/TM min	0.701	0.614	0.607	0.615	0.601	0.501
Extracción	%	70.48	72.57	73.77	74.69	74.69	74.58
Duración de la Prueba	dia	16	16	16	16	16	16
	1	0.00	--	--	--	--	--
	2	0.00	--	--	--	--	--
	3	45.51	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	4	54.32	25.32	22.28	28.35	22.05	25.46
	5	59.15	56.72	57.04	59.49	57.78	51.23
	6	61.78	63.71	65.22	65.84	64.60	58.88
	7	64.00	66.55	68.02	68.65	67.72	64.24
	8	65.37	67.97	69.33	69.98	69.21	67.30
	9	66.52	68.95	70.26	70.95	70.32	68.82
	10	67.25	69.66	70.85	71.54	71.13	70.22
	11	67.98	70.35	71.49	72.28	71.89	71.59
	12	68.91	71.10	72.25	73.07	72.83	72.21
	13	69.60	71.74	72.90	73.75	73.48	73.33
	14	70.25	72.25	73.46	74.31	74.31	74.26
	15	70.25	72.25	73.46	74.31	74.31	74.26
	16	70.48	72.57	73.77	74.69	74.69	74.58

Fuente: Elaboración propia

Tabla 11:

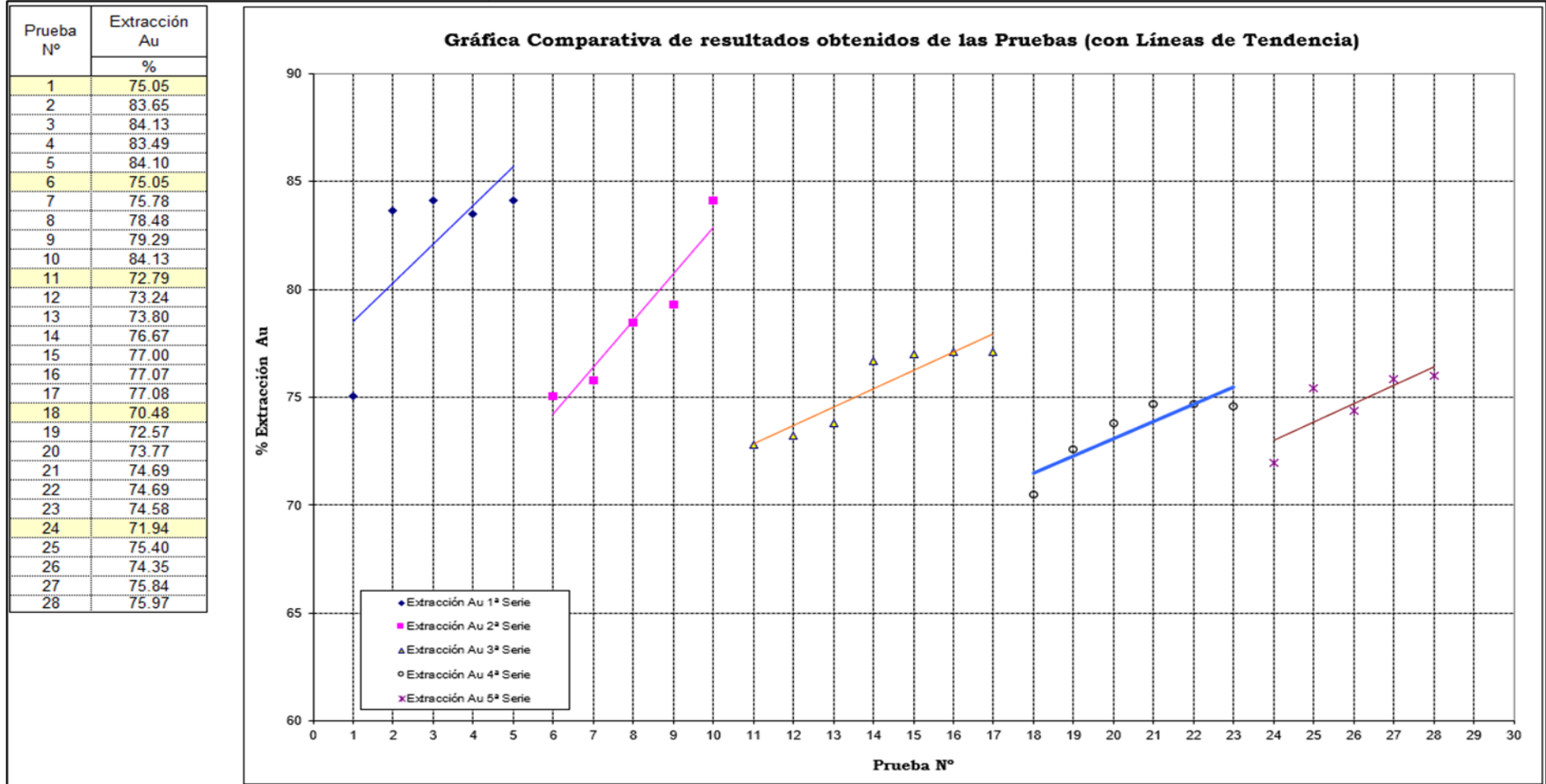
Resumen individualizado de todas las pruebas de cianuración en columna – batería 5

Numero de Prueba		24	25	26	27	28
Condiciones	Unidades					
Ley Au Cabeza Ensayada	ppm	0.595	0.595	0.595	0.595	0.595
Ley Au Cabeza Calculada	ppm	0.57	0.63	0.577	0.608	0.608
Tipo de lixiviación		Riego Continuo	Curado previo	Curado previo	Curado previo	Curado previo
Curado	Observaciones	--	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.	Se humedeció el mineral en 1.5 días y se dejó reposar 1.5 días.
	[CN] Curado	--	1000	500	500	500
Intermitencia	Tiempo de riego	--	--	--	--	--
	Tiempo de reposo	--	--	--	--	--
[CN] en la solución lixivante	ppm	200	200	50	150	200
Flujo de riego	Lt/hr/m2	7.97	7.99	7.82	7.82	7.86
Consumo de cal	gr/TM	374	374	374	374	374
Consumo de CN	gr/TM	72	84	33	61	76
Ratio	m3 sol/TM min	0.717	0.639	0.623	0.625	0.628
Extracción	%	71.94	75.4	74.35	75.84	75.97
Duración de la Prueba	día	16	16	16	16	16
	1	0.00	--	--	--	--
	2	0.00	--	--	--	--
	3	39.81	0.00	0.00	0.00	0.00
	4	50.42	47.11	48.25	50.35	51.37
	5	57.35	67.86	67.11	67.81	67.53
	6	64.22	71.17	70.13	70.95	70.60
	7	66.28	72.17	71.28	72.05	71.81
	8	67.43	72.87	71.89	72.92	72.66
	9	68.49	73.38	72.50	73.66	73.36
	10	69.32	73.88	72.82	74.12	74.14
	11	70.14	74.54	73.25	74.81	74.72
	12	70.61	74.72	73.43	74.99	74.88
	13	71.12	74.88	73.73	75.27	75.22
	14	71.63	75.17	74.04	75.56	75.64
	15	71.63	75.17	74.04	75.56	75.64
	16	71.94	75.40	74.35	75.84	75.97

Fuente: Elaboración propia

Figura 12

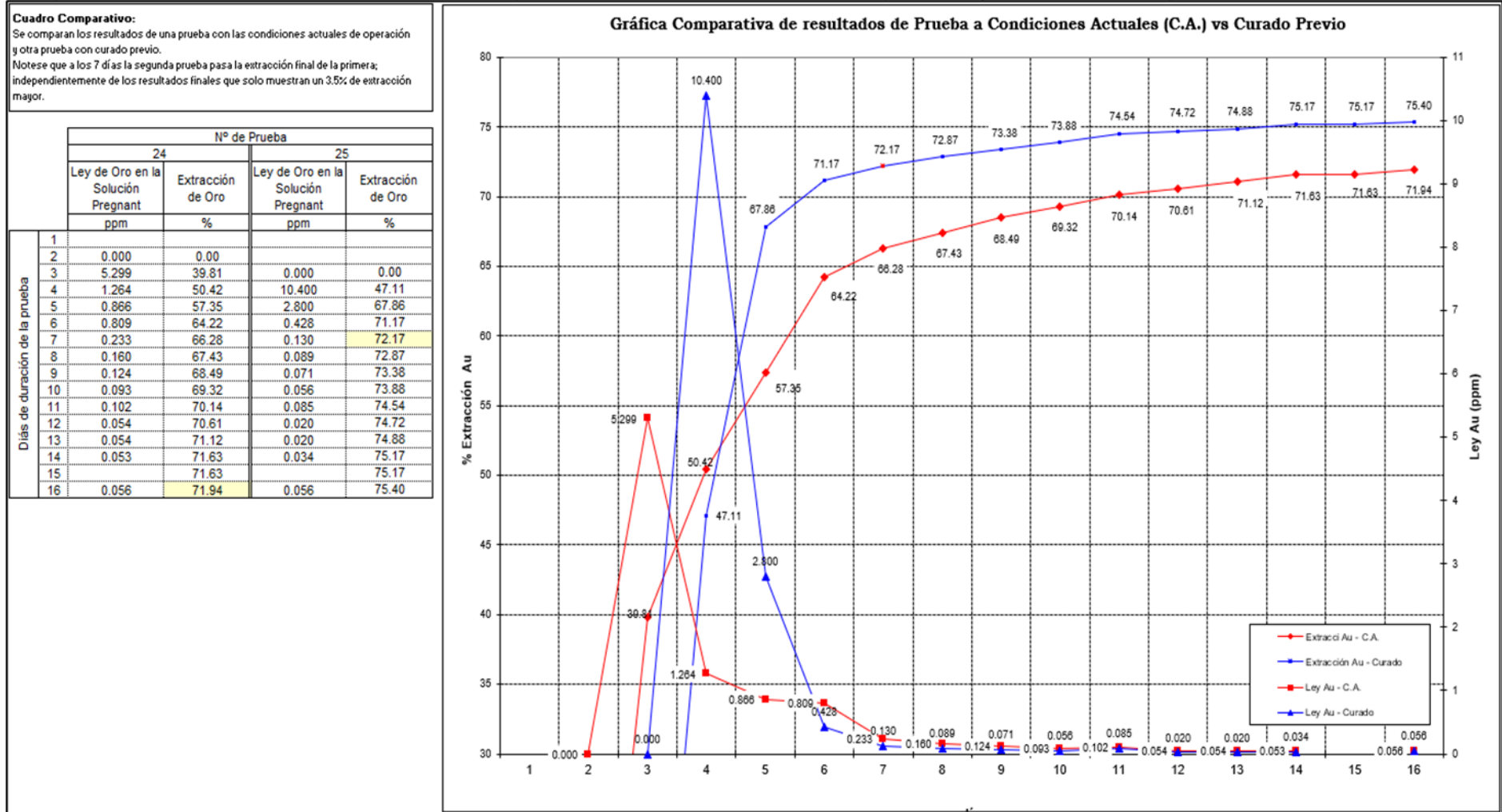
Resumen de los resultados obtenidos de las pruebas de cianuración en columna



Fuente: Elaboración propia

Figura 13

Comparativa de los resultados obtenidos de una prueba a condiciones actuales de operación y otra con curado previo



Fuente: Elaboración propia

3.4 Resultados y evaluación de los datos experimentales

Los resultados de las pruebas están representados en las tablas 7, 8, 9, 10 y 11 las que comparan varias pruebas el uso de los métodos de curado.

La tabla 7 muestra las pruebas comparativas de Curado y Riego Continuo, el método de curado a 1000 ppm de concentración de cianuro da la mayor recuperación de oro de 84.13% y el Riego Continuo de 75.05%.

La tabla 8 nuevamente muestra las pruebas comparativas de Curado y Riego Continuo, el Método curado a 1000ppm de concentración de cianuro da el mayor valor de recuperación de 84.13% y el Riego Continuo de 75.05 %.

La tabla 9 muestra las pruebas comparativas de Curado y Riego Continuo en esta presenta el método Curado da el mayor valor de recuperación de 77.08% y al riego continuo de 72.79%

La tabla 10 muestra las pruebas comparativas de Curado y Riego continuo a diferentes condiciones, en esta presenta el método Curado con 74,69% el mayor valor y finalmente el riego continuo 70.48%

La tabla 11 muestra las pruebas comparativas de Curado y riego continuo, a diferentes condiciones, en esta presenta el método Curado con mayor recuperación 75,97% y finalmente riego continuo 71,94%

Para la realización de estas pruebas metalúrgicas se tomaron muestras de los tres tajos de producción de COMARSA, se mezclaron en la relación de 1:1:1 para todas las pruebas ejecutadas.

Las leyes de cabeza del mineral para las series de pruebas fueron las siguientes:

Tabla 12

Leyes de cabeza del mineral usado en las pruebas

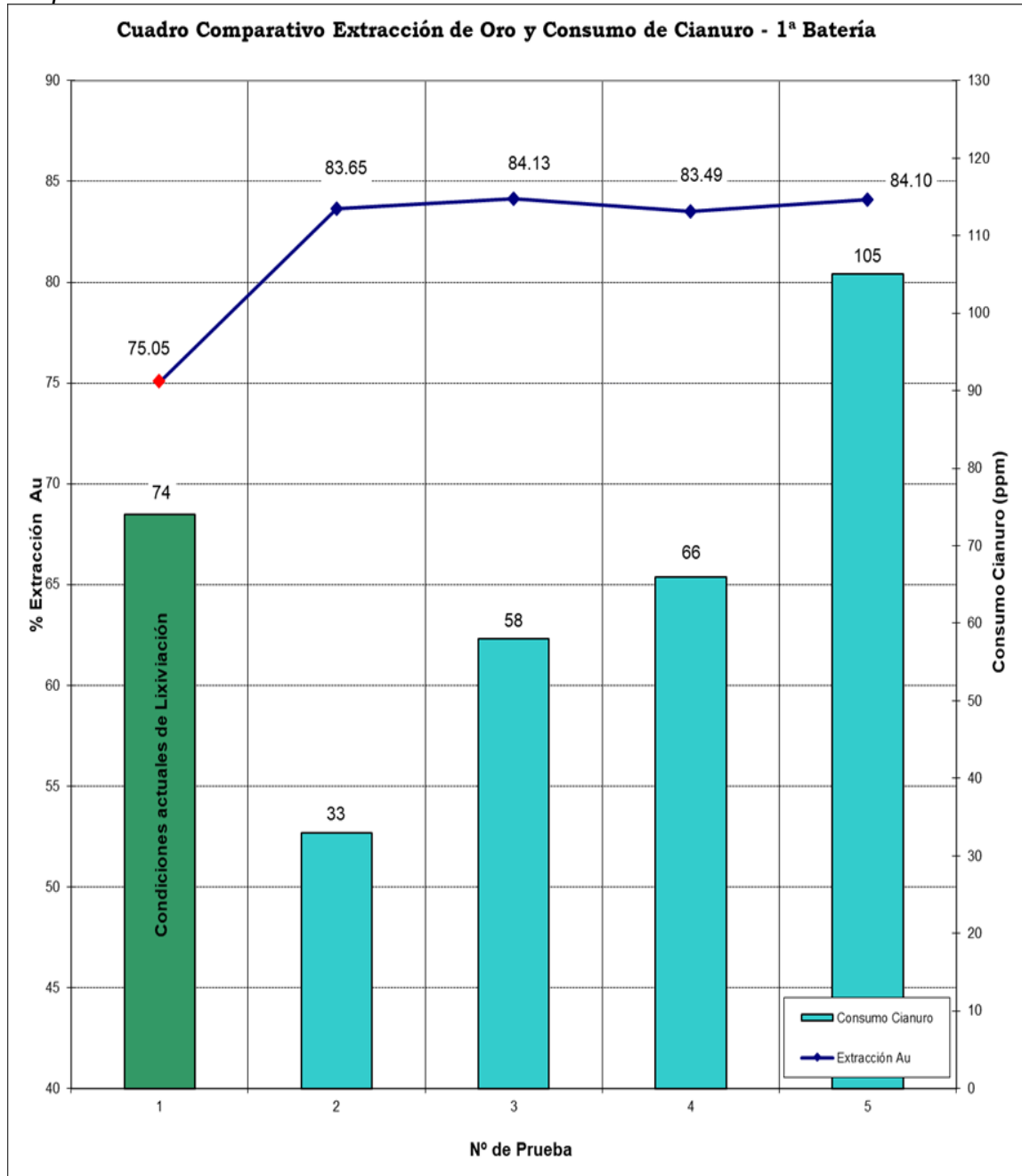
MINERAL COMPÓSITO	LEYES DE ORO (ppm)				
	1ra Serie	2da Serie	3ra Serie	4ta serie	5ta serie
Sac-Ten-Sed 1:1:1	0.538	0.572	0.696	0.727	0.560

Fuente: Elaboración propia

3.4.1 Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 1

Figura 14

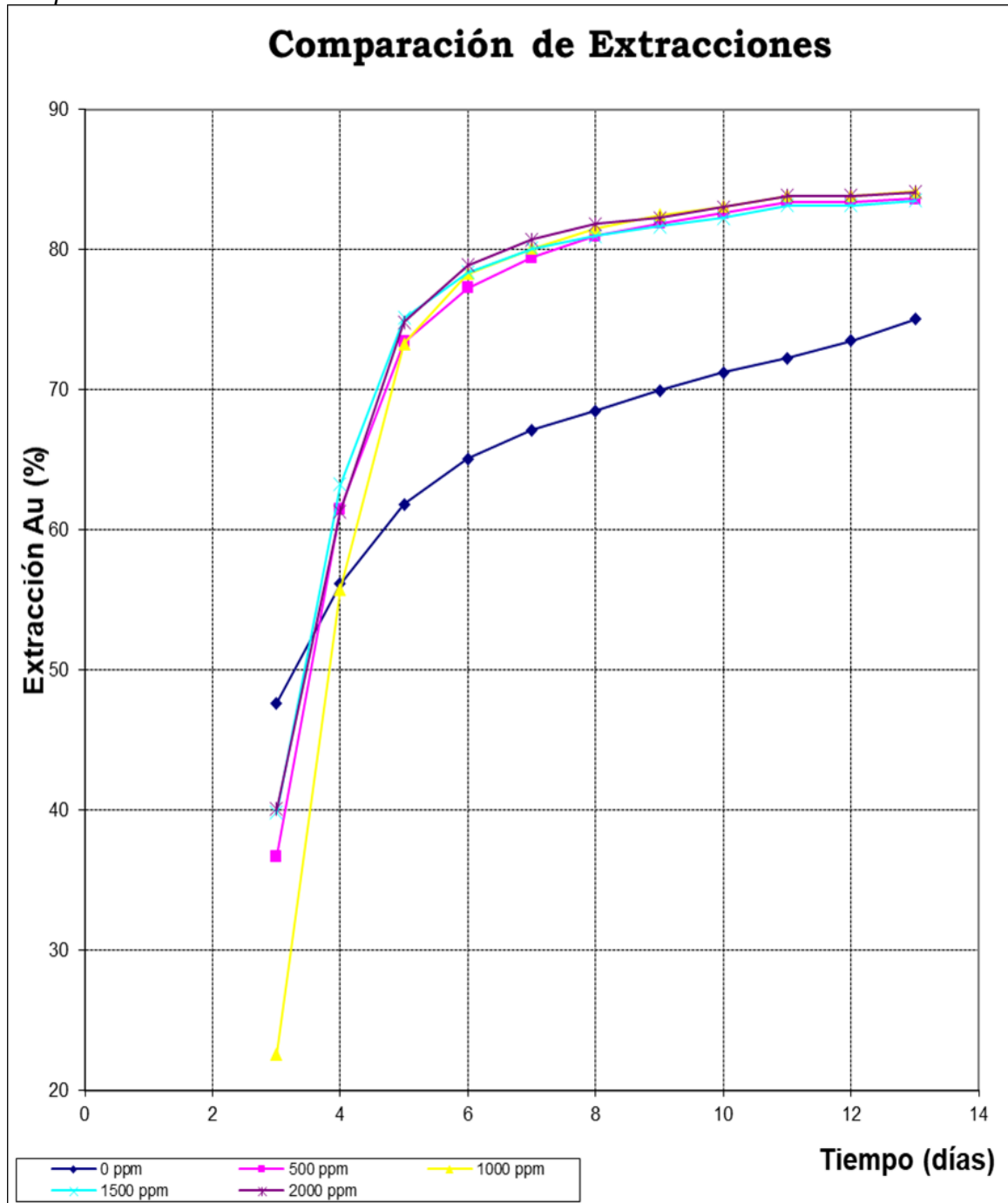
Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 1



Fuente: Elaboración propia

Figura 15

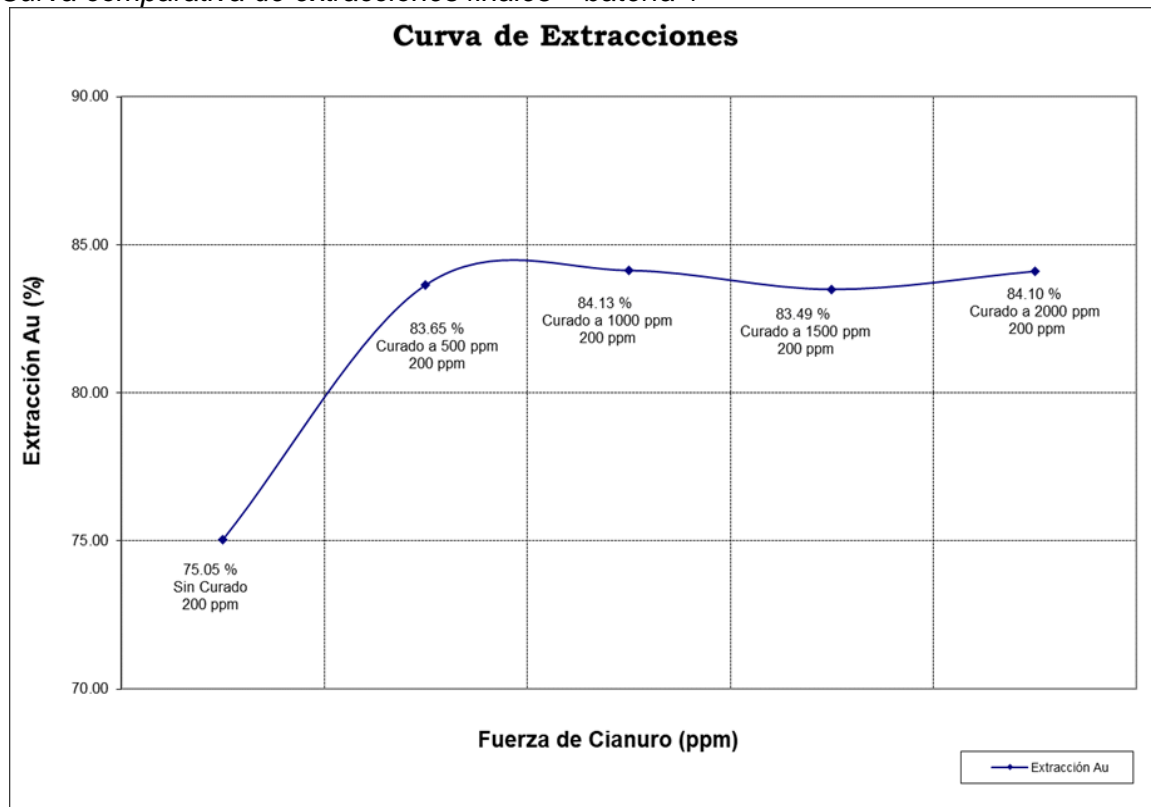
Comparativo de extracciones acumuladas – batería 1



Fuente: Elaboración propia

Figura 16

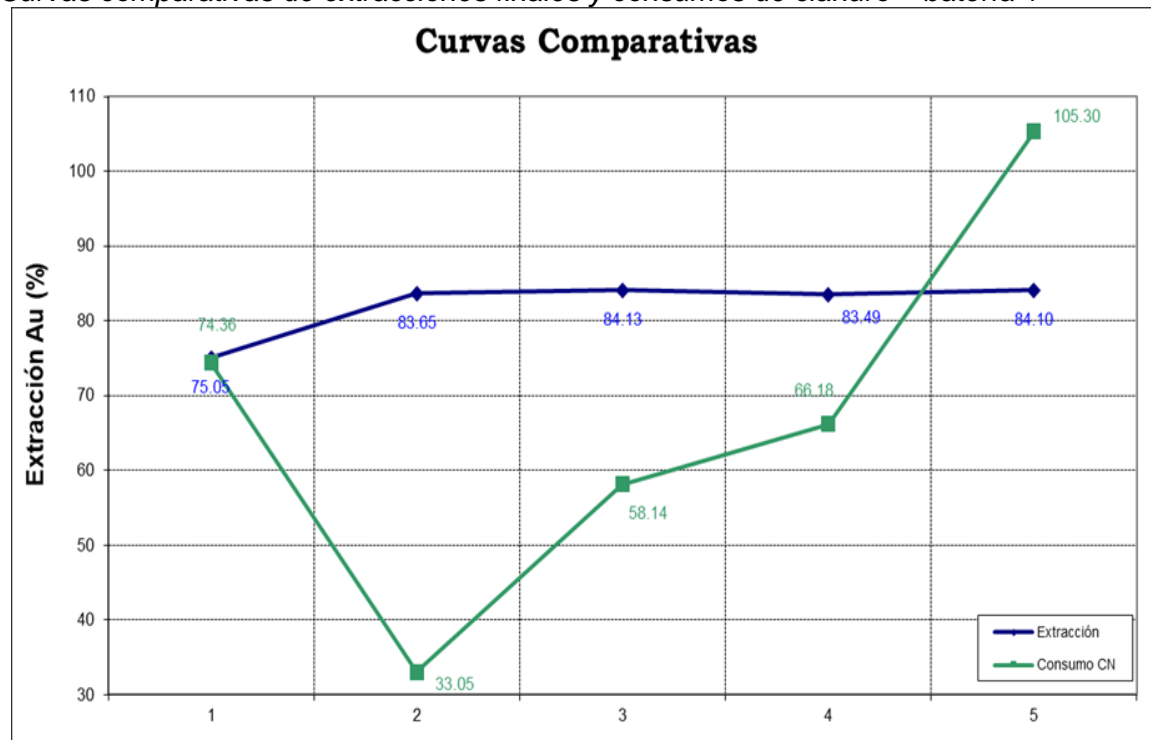
Curva comparativa de extracciones finales – batería 1



Fuente: Elaboración propia

Figura 17

Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 1

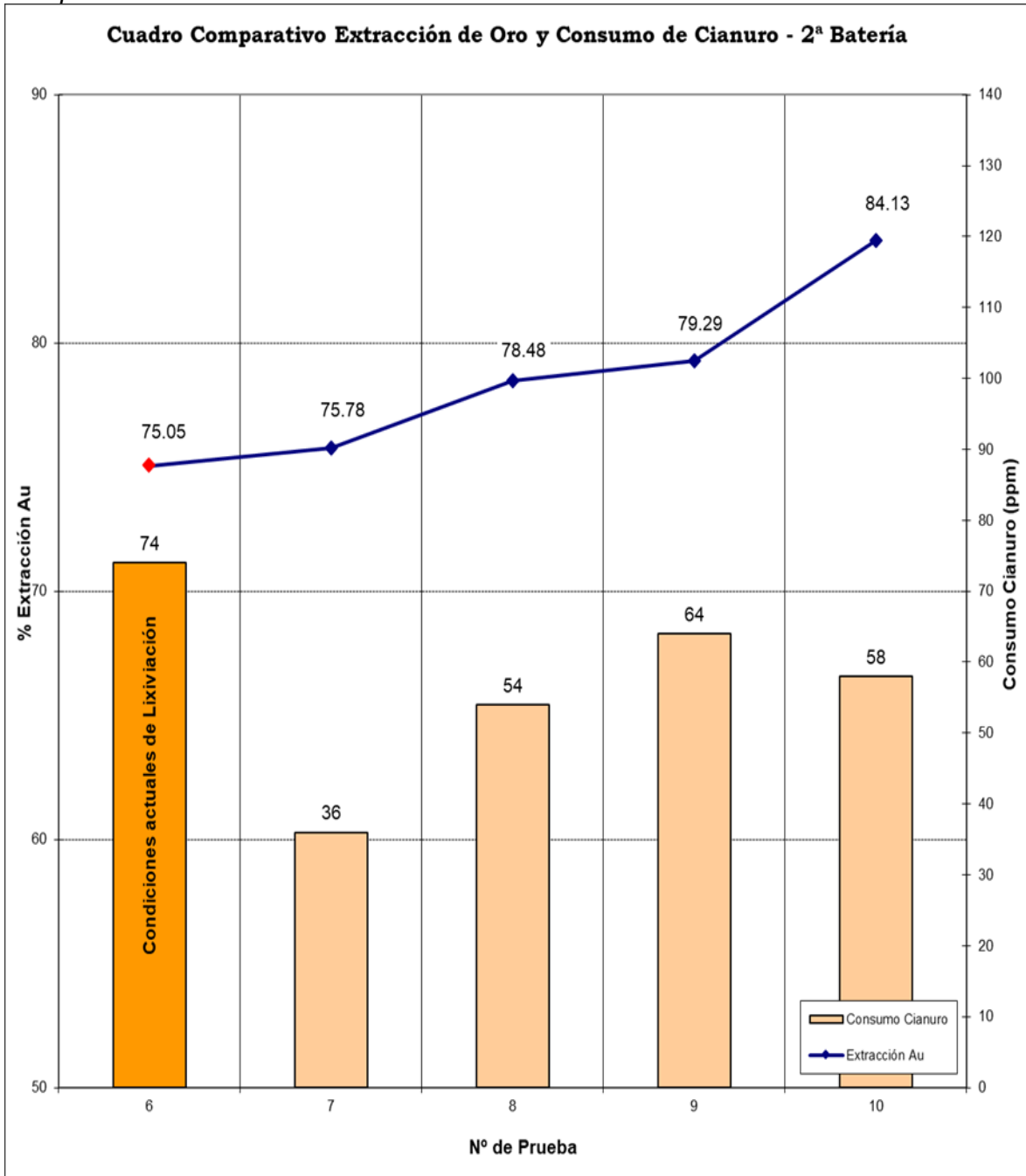


Fuente: Elaboración propia

3.4.2 Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 2

Figura 18

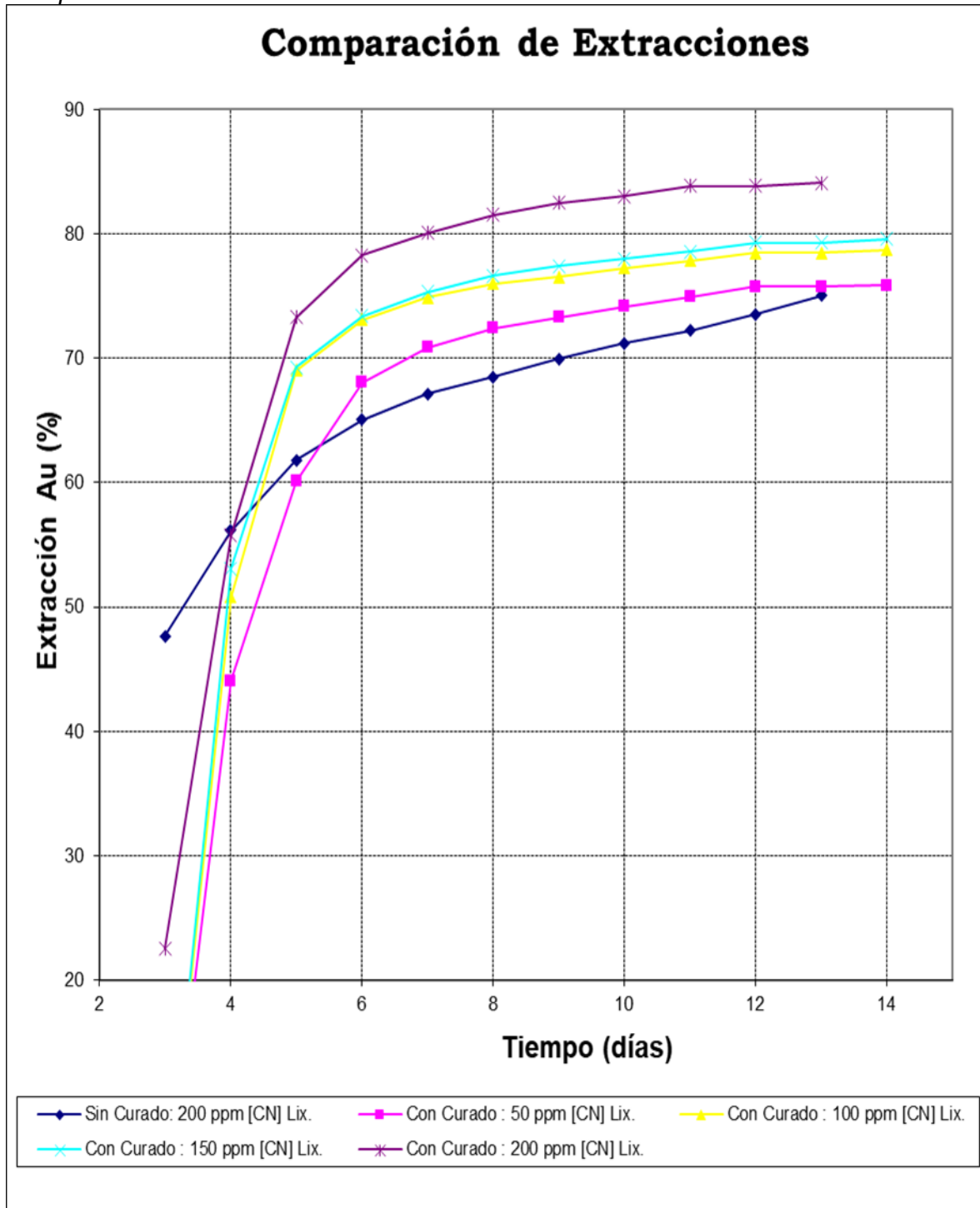
Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 2



Fuente: Elaboración propia

Figura 19

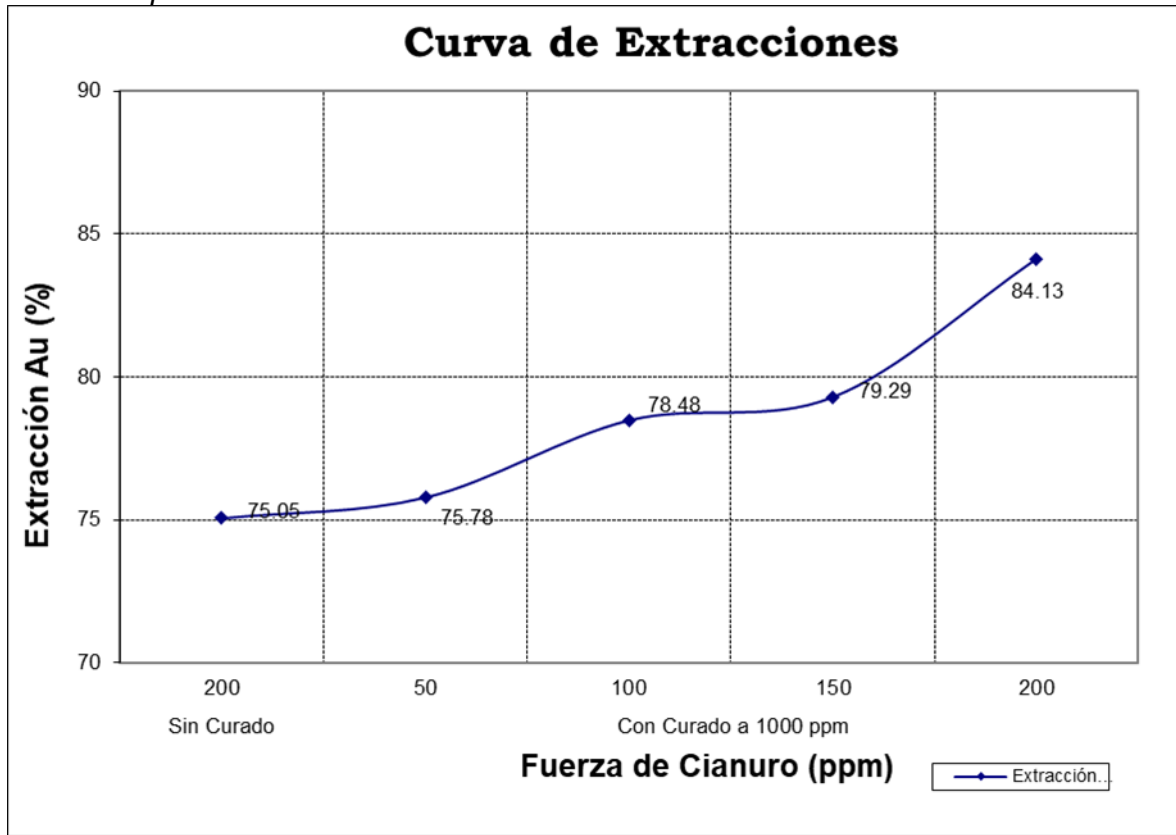
Comparativo de extracciones acumuladas – batería 2



Fuente: Elaboración propia

Figura 20

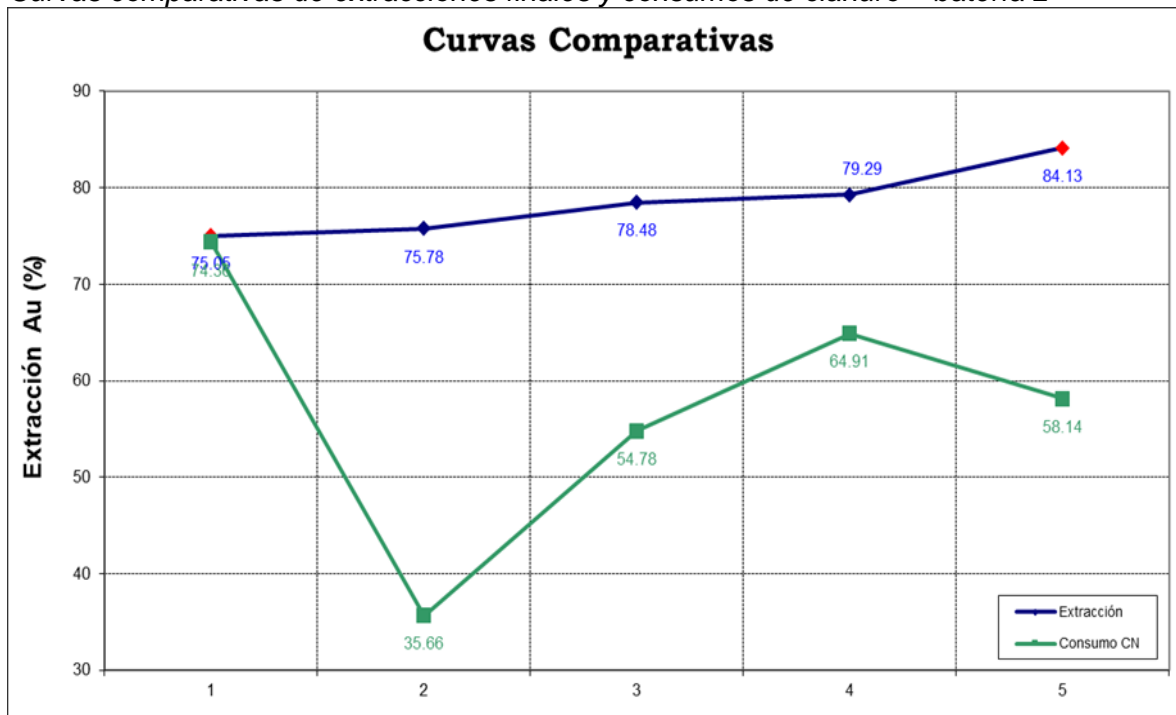
Curva comparativa de extracciones finales – batería 2



Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 2

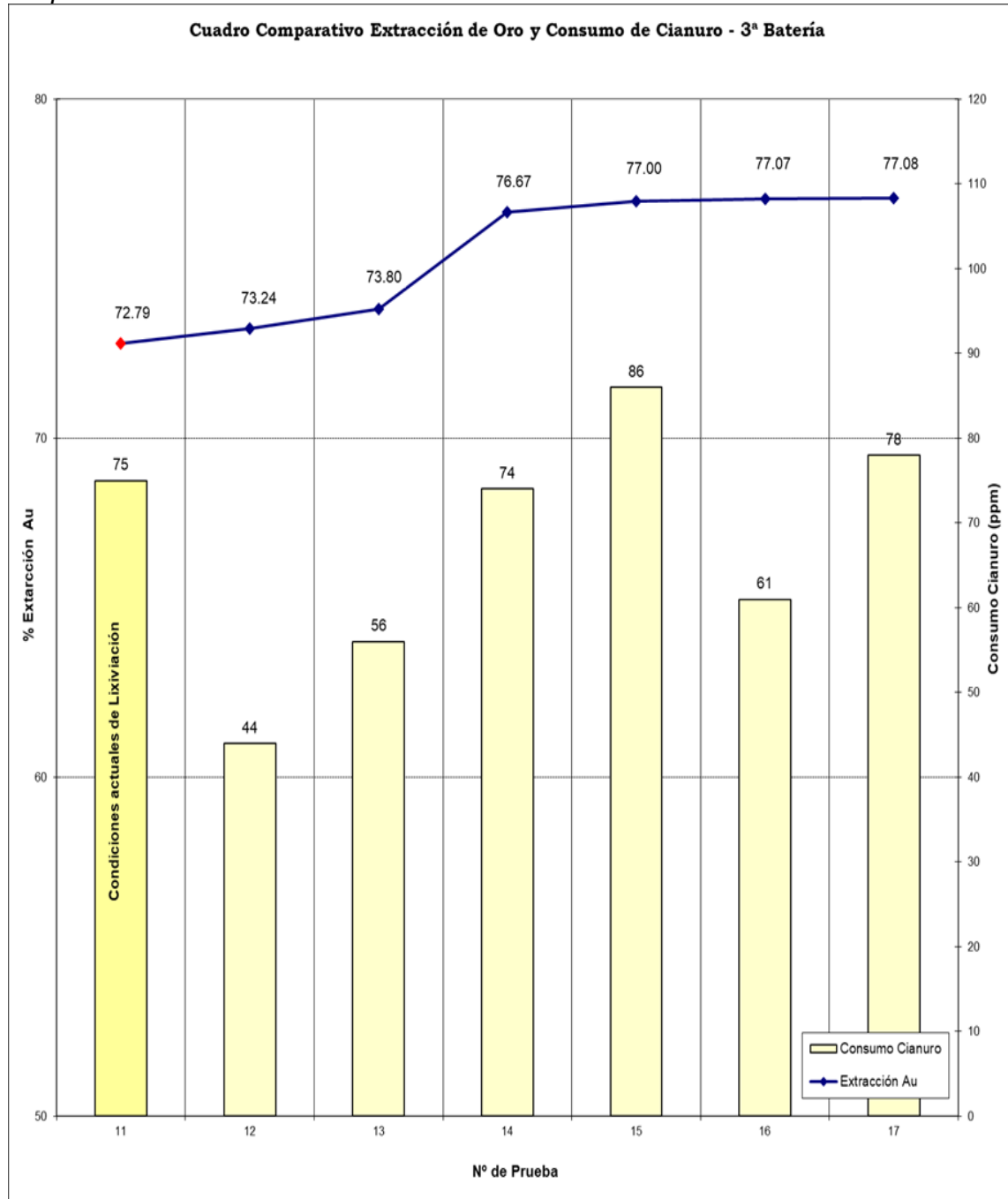


Fuente: Elaboración propia

3.4.3 Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 3

Figura 22

Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 3



Fuente: Elaboración propia

Figura 23

Comparativo de extracciones acumuladas – batería 3

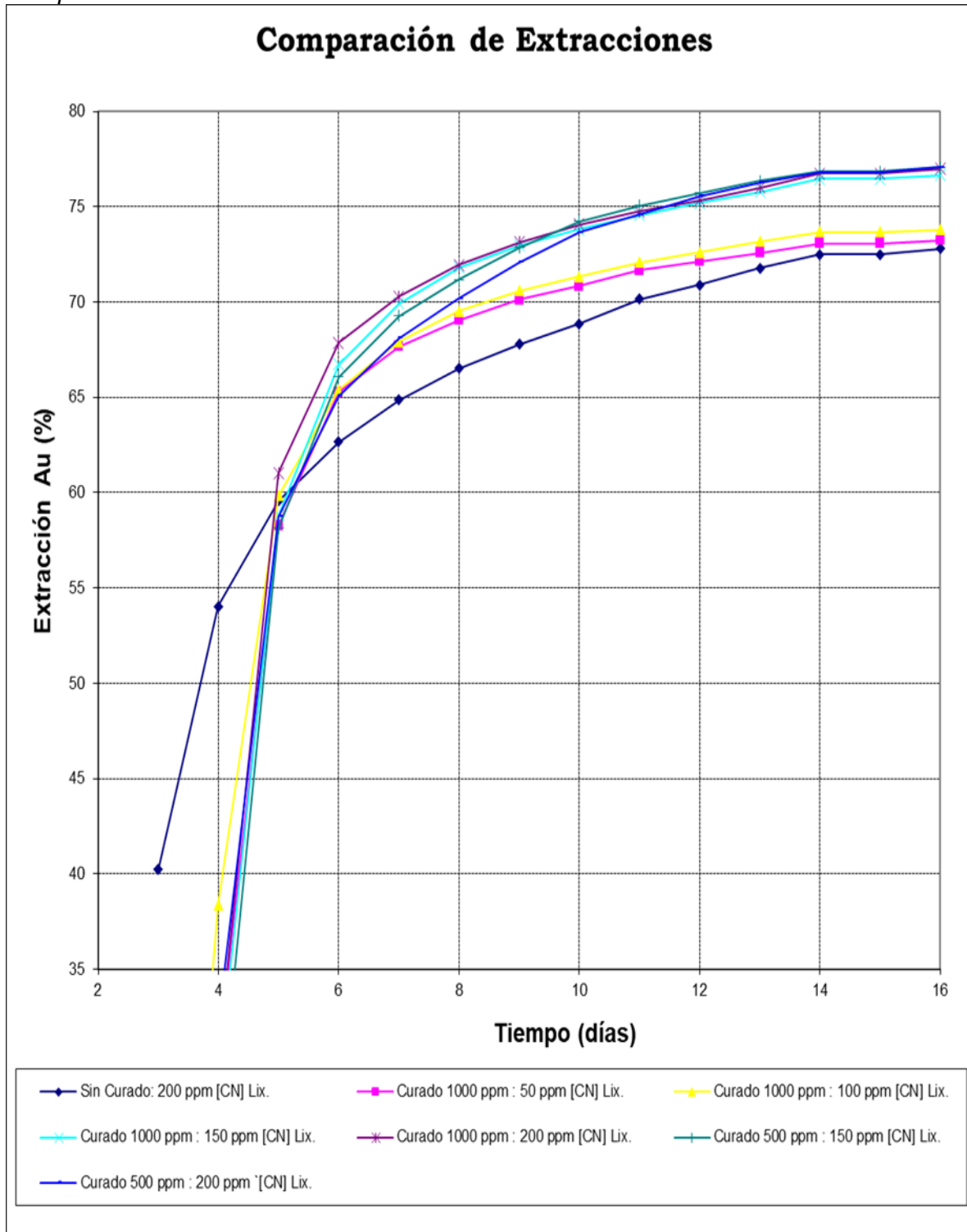
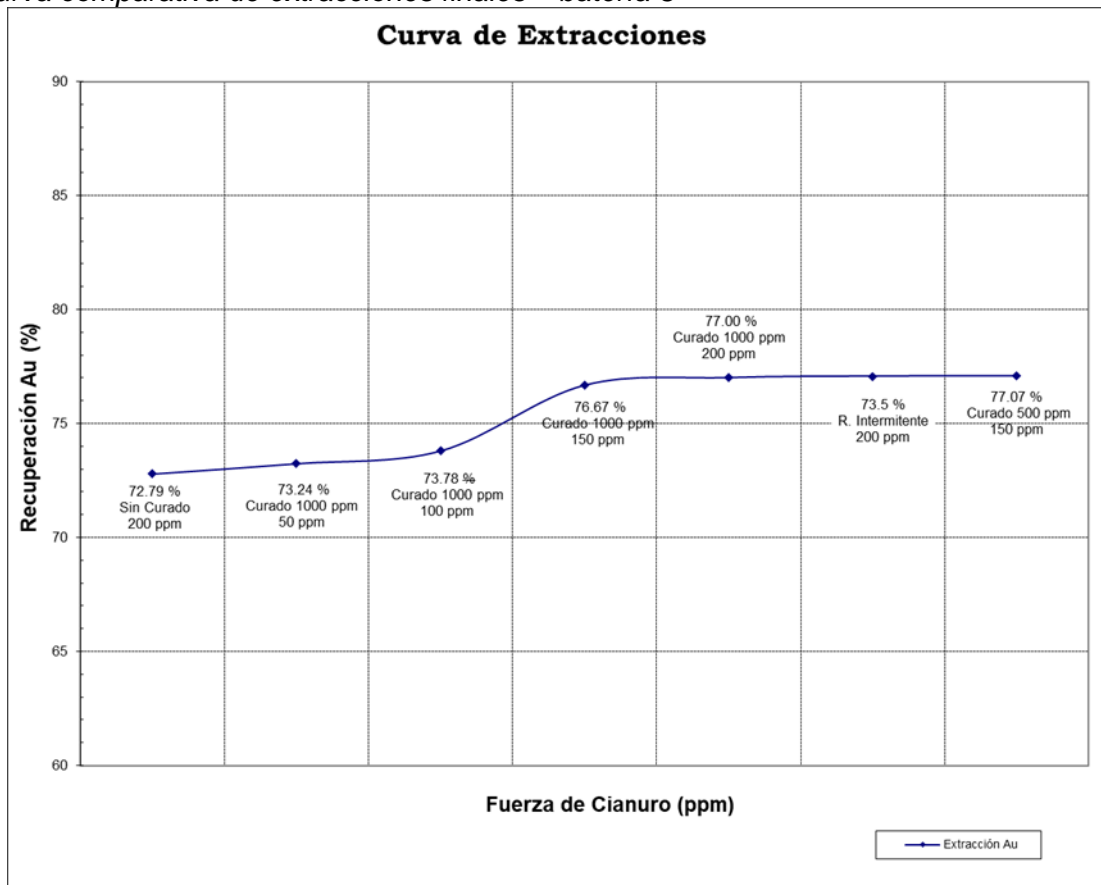


Figura 24

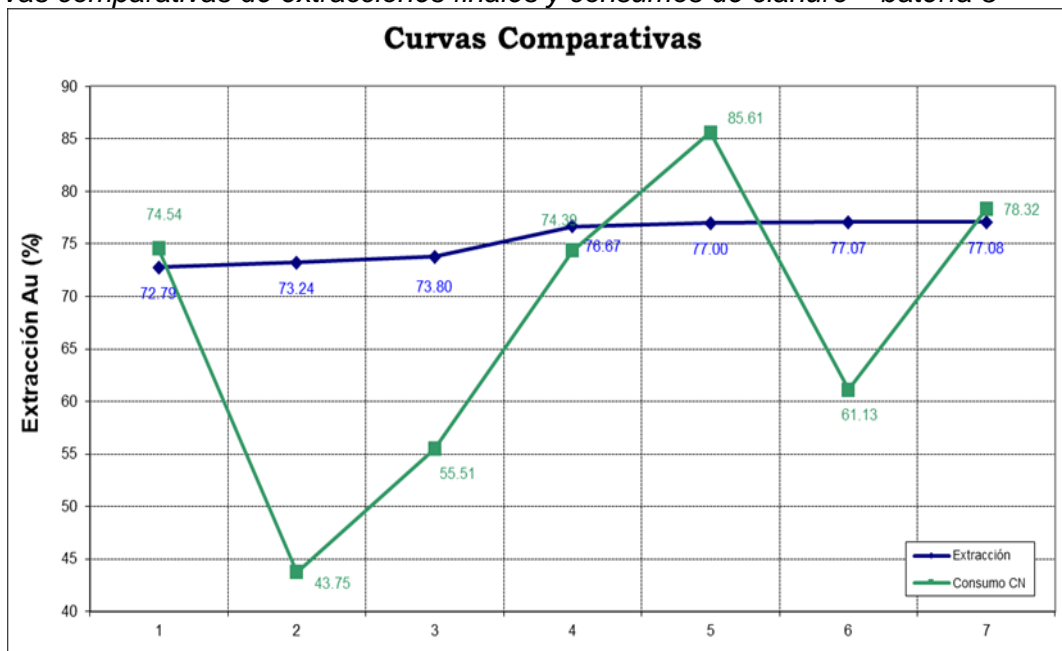
Curva comparativa de extracciones finales – batería 3



Fuente: Elaboración propia

Figura 25

Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 3

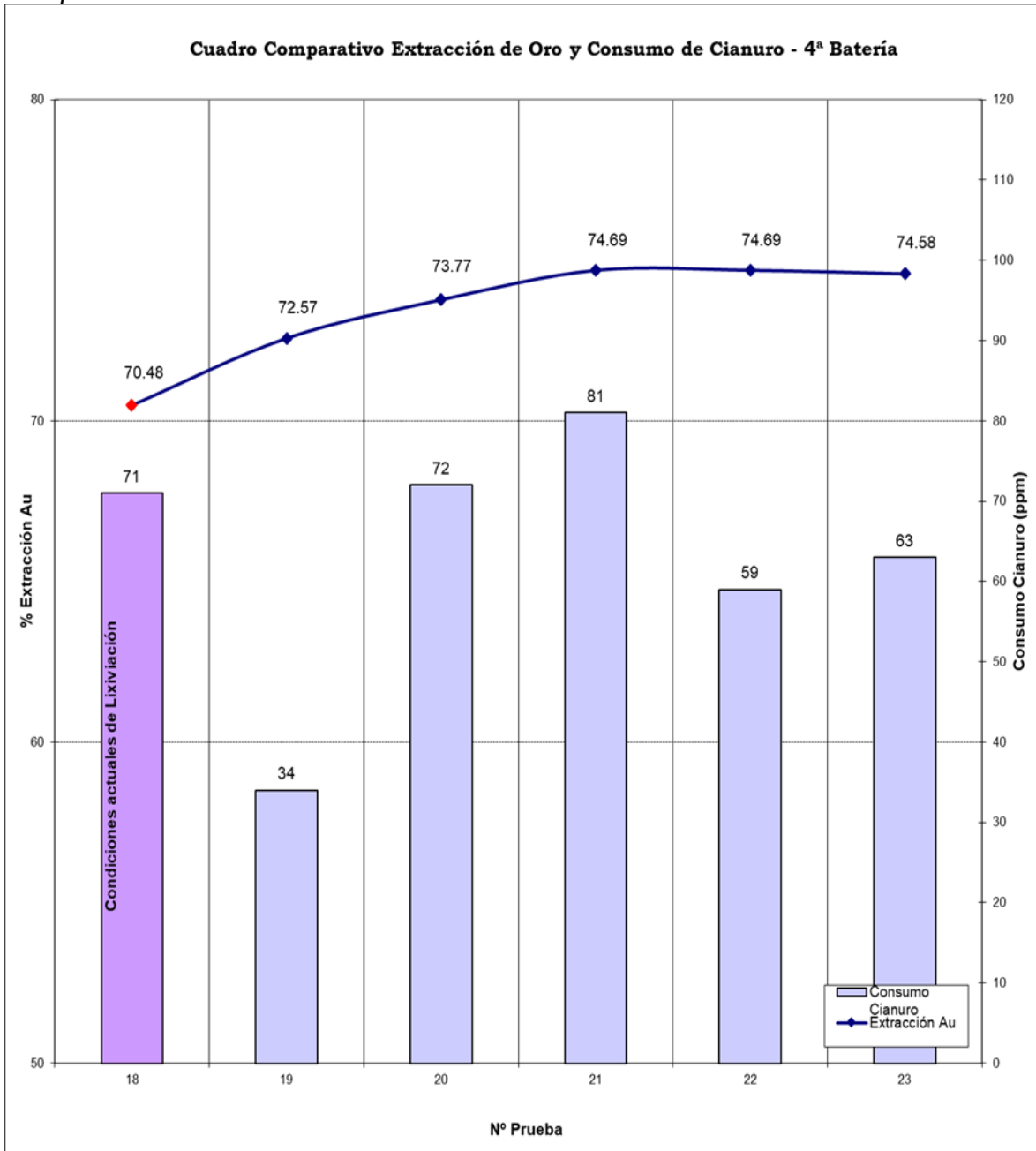


Fuente: Elaboración propia

3.4.4 Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 4

Figura 25

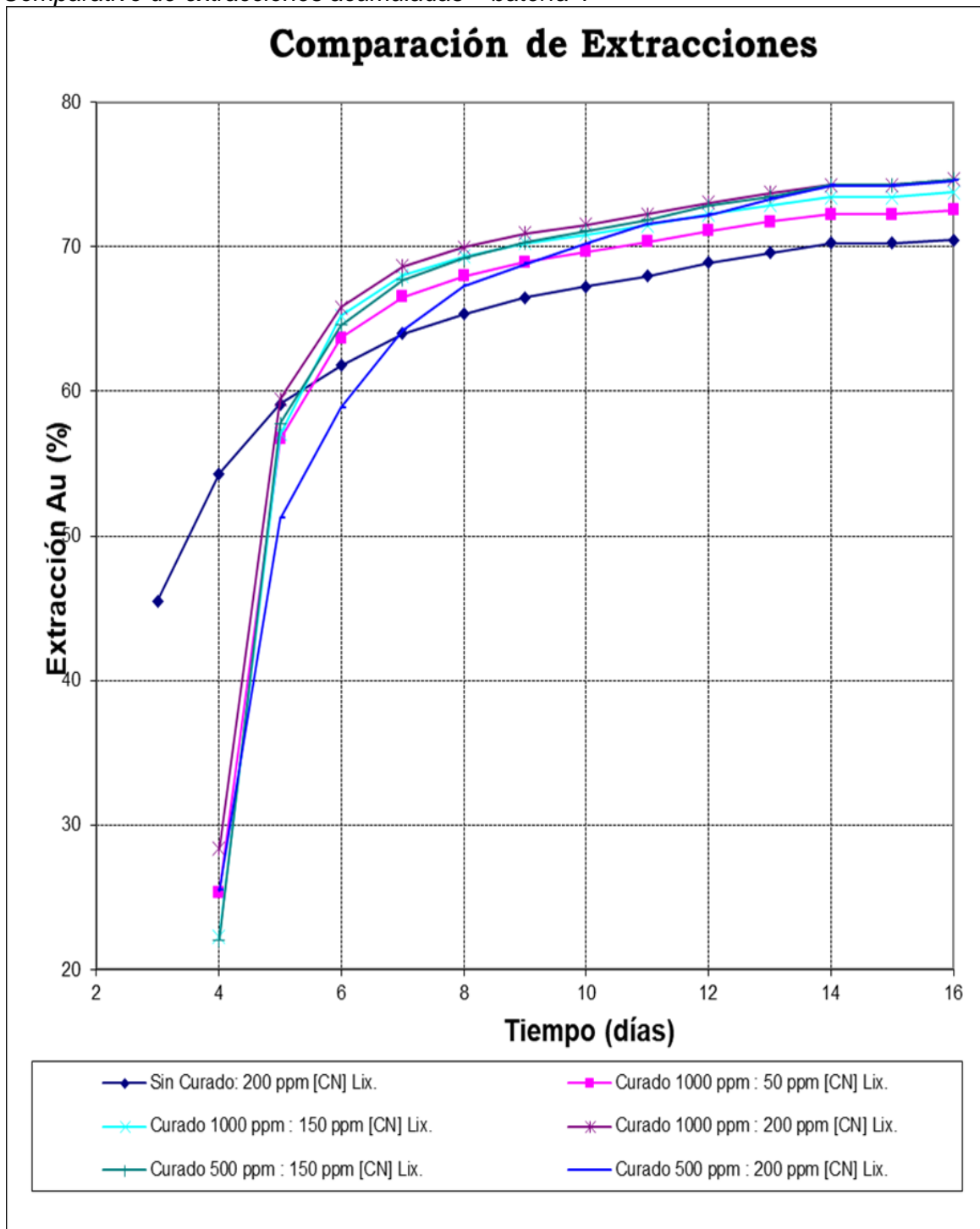
Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 4



Fuente: Elaboración propia

Figura 26

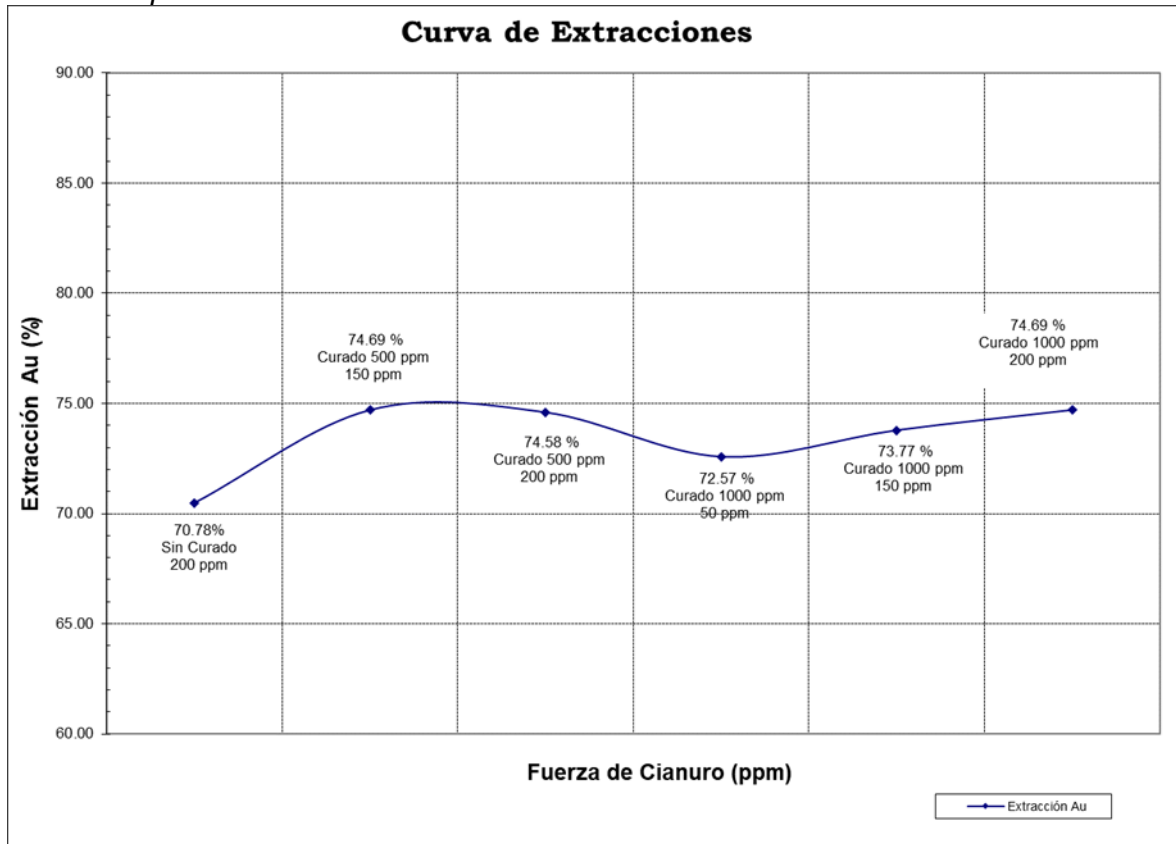
Comparativo de extracciones acumuladas – batería 4



Fuente: Elaboración propia

Figura 27

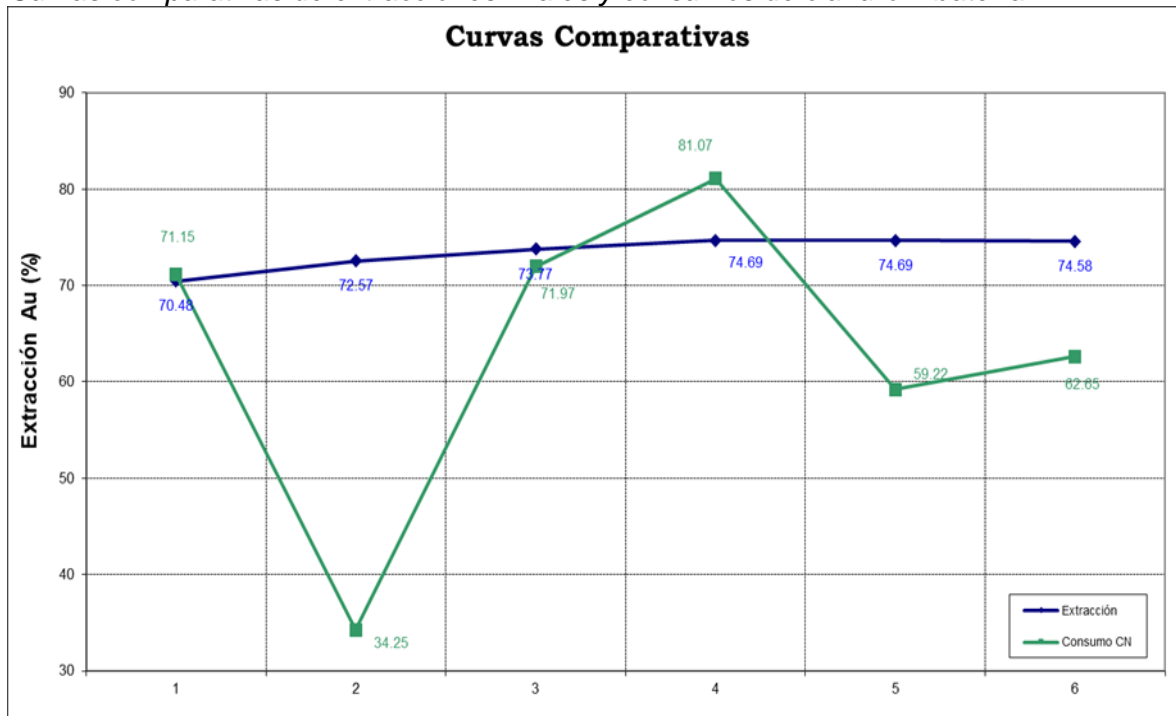
Curva comparativa de extracciones finales – batería 4



Fuente: Elaboración propia

Figura 28

Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 4

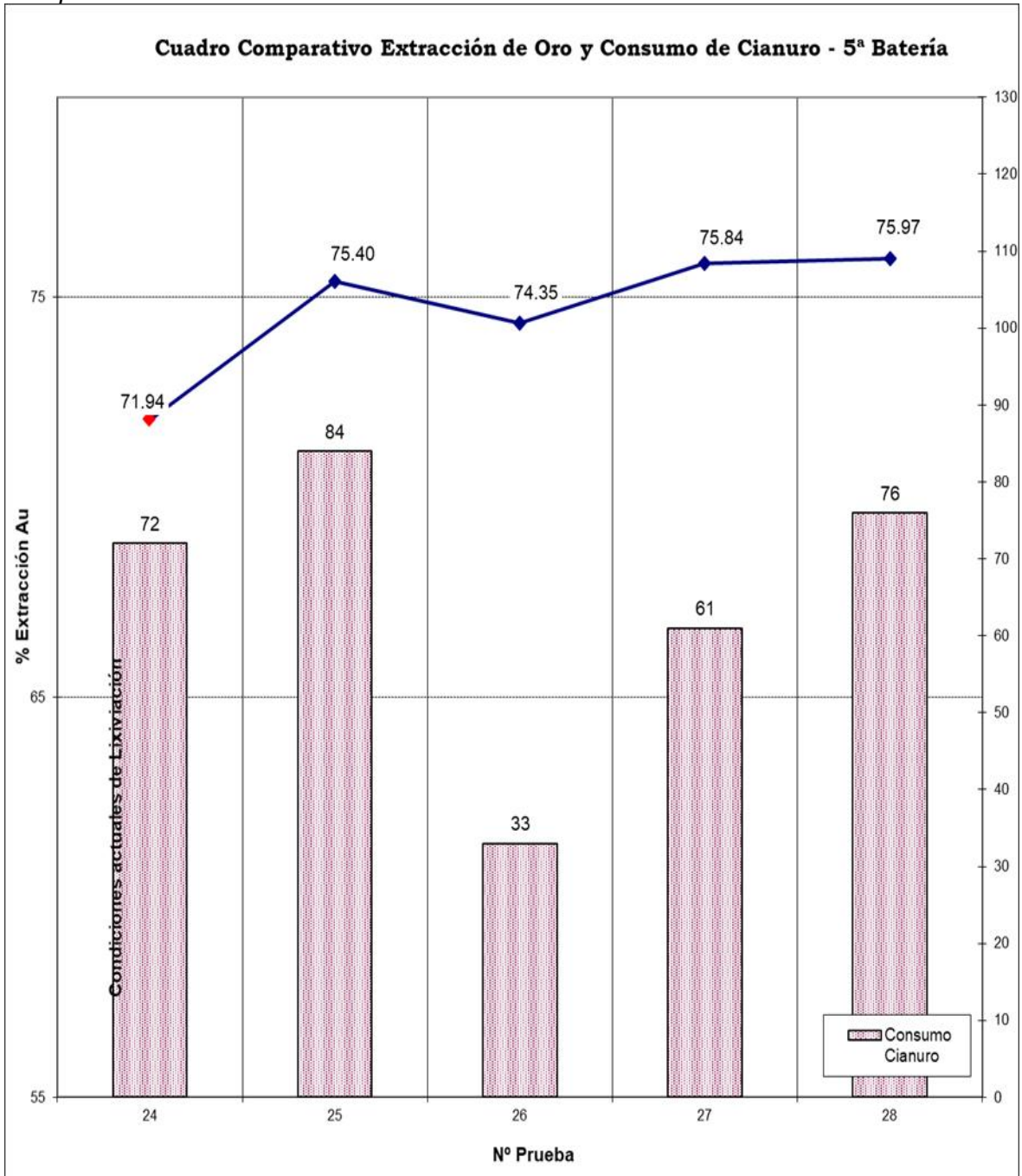


Fuente: Elaboración propia

3.4.5 Resultados gráficos de las pruebas metalúrgicas – batería 5

Figura 29

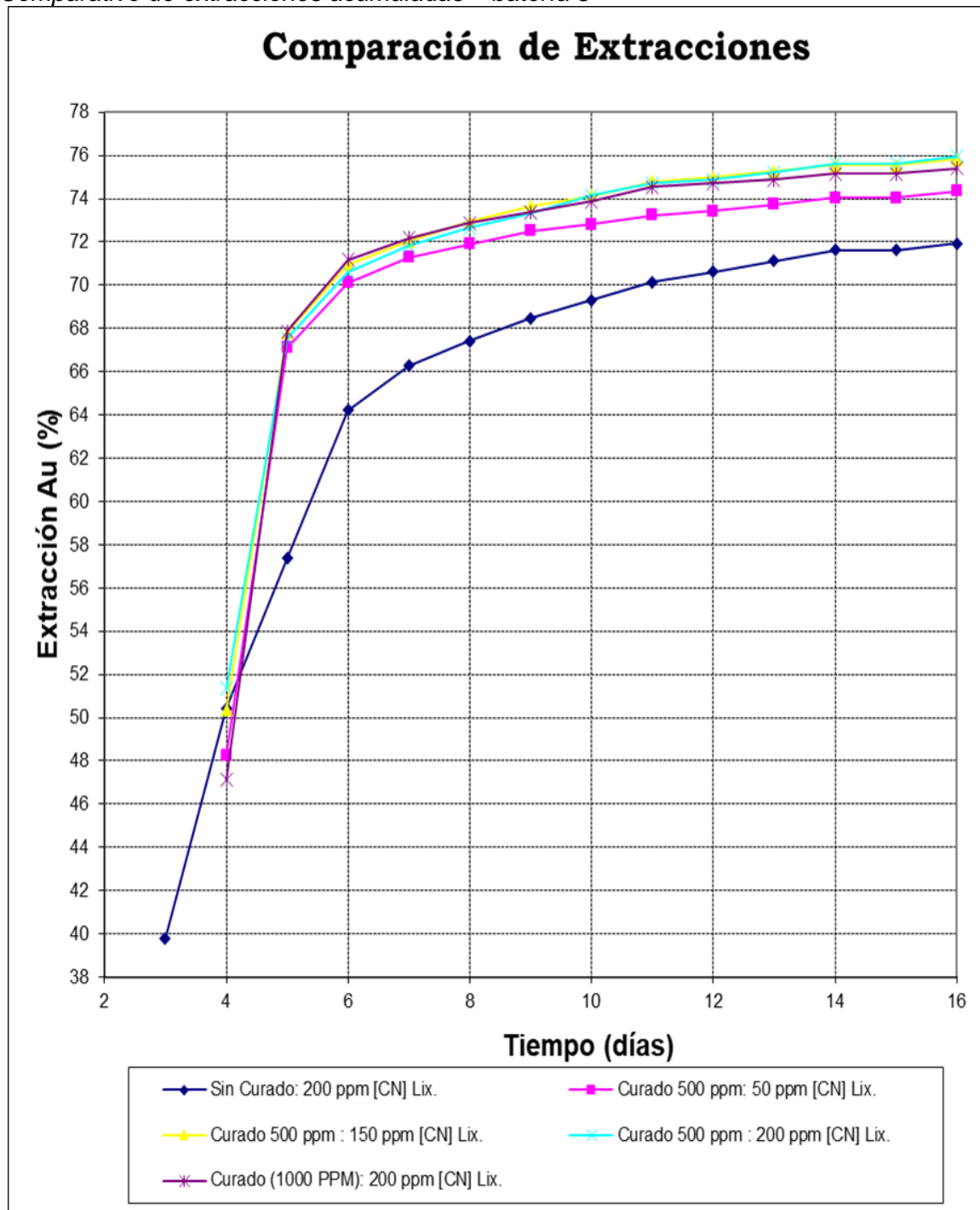
Comparativo extracción de oro vs consumo de cianuro – batería 5



Fuente: Elaboración propia

Figura 30

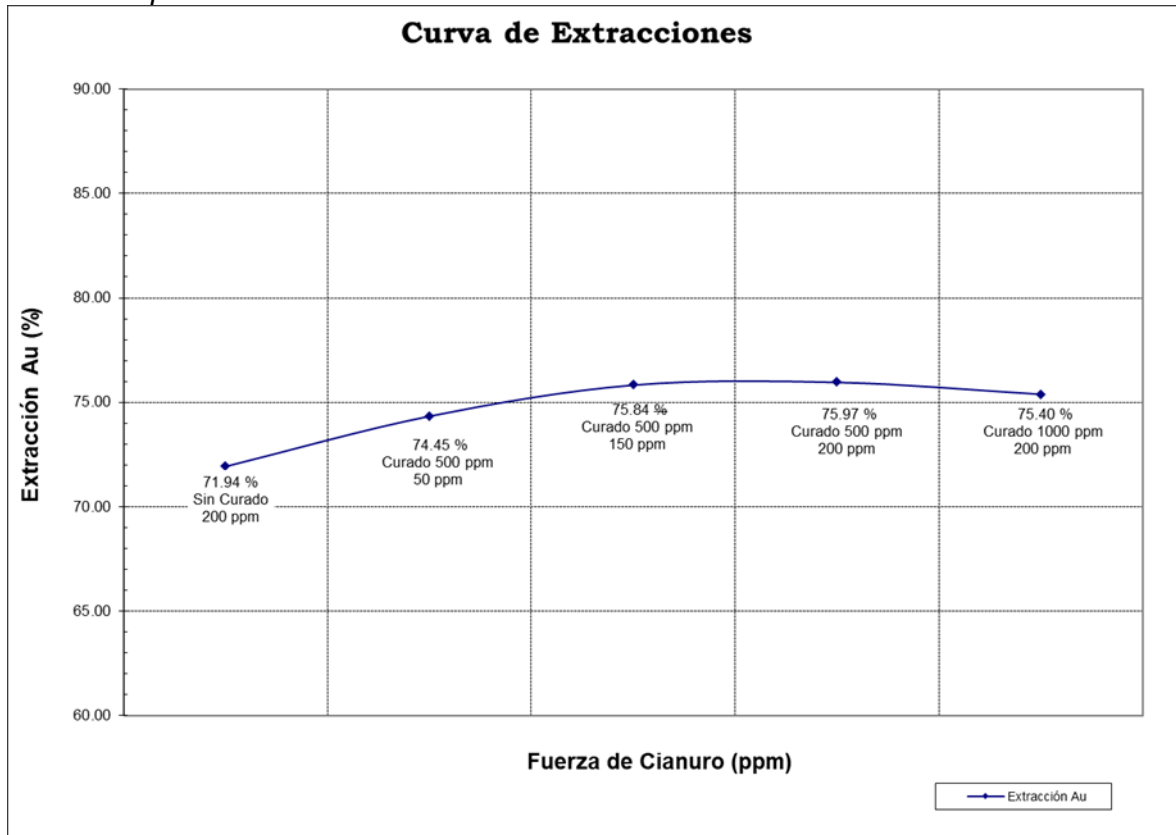
Comparativo de extracciones acumuladas – batería 5



Fuente: Elaboración propia

Figura 31

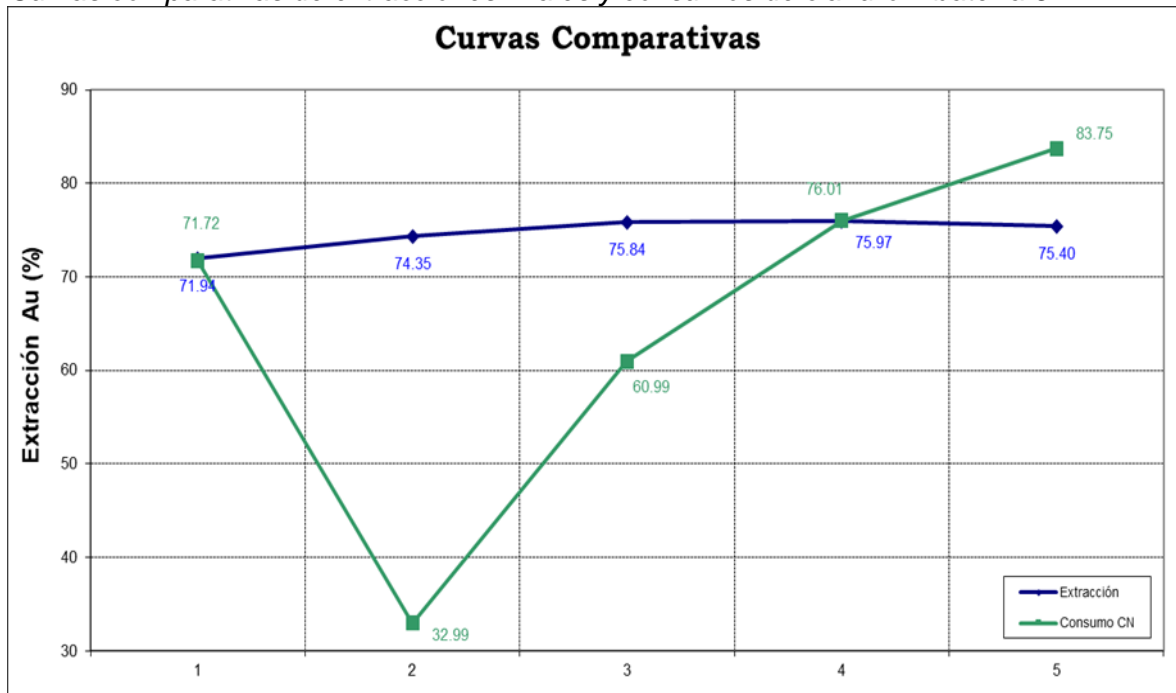
Curva comparativa de extracciones finales – batería 5



Fuente: Elaboración propia

Figura 32

Curvas comparativas de extracciones finales y consumos de cianuro – batería 5



Fuente: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Evaluación de resultados

Los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas realizadas para esta investigación se organizaron en diferentes series de columnas, en las cuales se evaluaron diversos métodos de lixiviación con la finalidad de determinar la técnica más eficiente para la recuperación de oro.

- En la primera serie de pruebas, realizada con cinco columnas, se comprobó que el método de curado con una concentración de 1000 ppm de cianuro alcanzó la mayor recuperación de oro con un valor máximo de 84.13% y un promedio de 83.84%. En comparación, el riego continuo obtuvo una recuperación de 75.05%. La diferencia representa un incremento de 8.79 puntos porcentuales, equivalente a una mejora relativa de 11.7% respecto al método convencional.
- En la segunda serie de pruebas, también con cinco columnas, el curado volvió a demostrar su efectividad, alcanzando un máximo de 84.13% y un promedio de 79.42%, mientras que el riego continuo registró 75.05%. El incremento obtenido fue de 4.37 puntos porcentuales, lo que equivale a una mejora relativa de 5.8% en la recuperación de oro.
- En la tercera serie de pruebas, compuesta por siete columnas, el promedio de recuperación de oro con curado fue de 77.08%, superando al riego continuo que alcanzó 72.79%. Esto representa un incremento de 4.29 puntos porcentuales, equivalente a un 5.9% de mejora en la eficiencia de extracción.
- En la cuarta serie de pruebas, conformada por seis columnas, el método de curado alcanzó una recuperación máxima de 74.69% y un promedio de 74.06%, frente al riego continuo que logró 70.48%. La diferencia es de 3.58 puntos porcentuales, equivalente a una mejora relativa de 5.1%.
- Finalmente, en la quinta serie de pruebas, realizada en cinco columnas, el curado alcanzó un valor máximo de 75.97% y un promedio de 75.39%, mientras que el

riego continuo obtuvo 71.94%. Esto se traduce en un incremento de 3.45 puntos porcentuales, equivalente a una mejora relativa de 4.8% respecto al método convencional.

4.2 Análisis de resultados y contrastación de hipótesis

Los resultados obtenidos en las diferentes pruebas confirman que existe un incremento en la cinética de lixiviación y en la recuperación de oro al aplicar los métodos de curado, en comparación con el método convencional de riego continuo sin curado. Esta mejora en la extracción metalúrgica respalda la verificación tanto de la hipótesis general como de las hipótesis específicas planteadas en la investigación.

4.2.1 Análisis Económico

Para evaluar el impacto económico del incremento en la recuperación de oro, se consideraron los siguientes parámetros de entrada:

- Tonelaje mensual procesado: 1,000,000 TMS
- Ley de oro promedio: 0.40 g Au/TM
- Extracción metalúrgica de base: 75 %

Con estas condiciones, el balance metalúrgico mensual permite calcular la producción de oro:

$$1,000,000 \text{ TMS} \times 0.40 \text{ g Au/TM} \times 0.75 = 300,000 \text{ g Au}$$

Este valor equivale a 9,645.1 onzas troy de oro.

El análisis económico se realizó considerando un precio internacional del oro de USD 1,317.90 por onza troy, y el incremento de recuperación alcanzado mediante las técnicas de curado. Los resultados fueron los siguientes:

- Con un aumento del 3 % en la extracción de oro:
El incremento equivale a 385.81 onzas troy adicionales por mes, lo que representa un beneficio económico estimado de USD 508.457 mensuales.
- Con un aumento del 7 % en la extracción de oro:
El incremento equivale a 675.241 onzas troy adicionales por mes, generando un beneficio estimado de USD 1,186.400 mensuales.

En síntesis, la aplicación de los métodos alternativos de lixiviación no solo mejora la eficiencia metalúrgica, sino que también se traduce en un impacto económico significativo para la operación minera, evidenciando la relevancia de optimizar el proceso mediante curado frente al riego continuo convencional.

Conclusiones

El curado previo del mineral aurífero permite que se acelere la Cinética de Extracción del oro, lo que se refleja en un menor tiempo de lixiviación para obtener una misma extracción total de oro (comparándolo con el proceso actual de riego continuo).

Los resultados de las pruebas Metalúrgicas de cianuración en columna muestran una serie de resultados con el objetivo de incrementar la cinética de lixiviación por ende la mejora de la extracción total del oro lo cual fue positivo y nos permitirá realizar cambios de los parámetros de operación en el proceso de Lixiviación en Pilas de la Unidad Minera de Comarsa.

Las variables Curado previo del mineral, antes de iniciar la lixiviación fueron conjuntamente con la variación de la concentración de cianuro (en la solución de lixiviación y/o curado) serían las variables que incidieron positivamente para la incrementar la cinética y extracción total del oro en las Pilas.

El curado previo, antes de la lixiviación del mineral a partir de la segunda mitad del tiempo total de riego, influyen positivamente en un aumento de la extracción total del oro, que como se aprecian en los resultados de las pruebas, puede incrementarse de un 3 a un 7 % (en algunas pruebas, estos porcentajes han sido mayores).

Es importante que se aprecie también que, con el curado previo del mineral el tiempo de lixiviación se acorta hasta en un 50% del tiempo total de riego, y en algunos casos este porcentaje de extracción es mayor.

El curado previo del mineral hace que se acelere la Cinética de Extracción del oro, lo que se refleja en un menor tiempo de lixiviación para obtener una misma extracción de oro (comparándolo con el proceso de riego continuo).

Si se analizan la variación de las leyes de las soluciones pregnant, conforme avanzan los días de las pruebas, podemos observar que a las condiciones actuales se llega a obtener, en el primer día, leyes del orden de 4.5 a 5.5 ppm. En cambio, en las pruebas donde se realizó un curado previo, las leyes llegaron a niveles de 8.5 a 11.5 ppm

(y en algunas pruebas fue mayor), lo cual demuestra su efecto positivo en la extracción total del oro.

Finalmente, los incrementos económicos mensuales con: 3% de Au (USD 508,457) y 7% de Au (USD 1,186,400), nos muestran contundentemente las bondades técnicas del curado.

Recomendaciones

Basados en los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas de cianuración en columna y a las conclusiones que se han llegado, se recomiendan los siguientes parámetros de operación para el proceso de Lixiviación en Pilas en la Unidad Minera de COMARSA:

Tabla 13

Alternativa N° 1

	CONDICIÓN DE OPERACIÓN	UNIDAD	PARÁMETRO
	Tiempo de mojado	día	3
Curado Previo	Tiempo de reposo	día	3
	Concentración de Cianuro	ppm	500 - 1000
	Flujo de Riego en Lixiviación	Lt/hr/m ²	8
	[CN] solución Lixivante	ppm	150 - 200
	Tipo de riego		Continuo

Fuente: Elaboración propia

Alternativa N° 2: Esta alternativa surgió como una alternativa tecnológica de lo que en realidad se estaba buscando como objetivo. Se hicieron tres pruebas de este tipo y en todas confirmó los resultados. Si bien se obtienen extracciones totales de oro similares y ligeramente superiores a las obtenidas en el proceso actual, su consumo de cianuro baja drásticamente hasta alcanzar del 45 al 55% menos que el consumo de la prueba con las condiciones actuales de operación.

Tabla 14

Alternativa N° 2

	CONDICIÓN DE OPERACIÓN	UNIDAD	PARÁMETRO
	Tiempo de mojado	día	3
Curado Previo	Tiempo de reposo	día	3
	Concentración de Cianuro	ppm	500 - 1000
	Flujo de Riego en Lixiviación	Lt/hr/m ²	8
	[CN] solución Lixivante	ppm	50
	Tipo de riego		Continuo

Fuente: Elaboración propia.

Referencias bibliográficas

- Ayala, L. (2018). *"Influencia del proceso de curado en Pad de lixiviación de minerales de baja ley en la Unidad Minera Pucamarca Minsur-Tacna"*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín]
- Choque I., E.C., Morales U., S. (2018) *"Optimización del proceso de lixiviación en la recuperación de oro, en Minera IRL Unidad Corihuarmi"*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú].
- Córdova, Y. (2018) *"Evaluación metalúrgica a los minerales auríferos para la obtención del oro en la compañía minera Arias S.A-Huasahuasi, Tarma"*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión].
- Domic, E. (2001) *"Hidrometalurgia, fundamentos, procesos y aplicaciones"*.
- Fariborz, F., Amirhossein, A., Fereshteh, R., Navid, M. (2020) *"Kinetics of leaching: a review"*. Article in Reviews in Chemical Engineering.
<https://www.researchgate.net/publication/343720569>
- Guzmán, M. (1997) *"Optimización de parámetros de operación en pilas de lixiviación de la Compañía Minera Aurífera Santa Rosa"*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería].
- Jianming, L. (2016) *"Acid curing and agglomeration for heap leaching"*. Hydrometallurgy Volume 167, January 2017, Pages 30-35
- Marín, L. (2007). *"Aglomerado y curado en el proceso de lixiviación de minerales"*.
<http://www.metsolver.com/Papers/dt3.pdf>
- Marsden, J.O., & House, C.L. (2006) *"The Chemistry of Gold Extraction"*. Libro, Second Edition Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc
- Merida La O, E.A., Figueroa, M., Castellanos, J., Bugallo, F., Hidalgo E. (2015) *"Cinética de lixiviación por percolación con solución de cianuro de sodio de minerales aurocupríferos de menas oxidadas"*. VI Congreso Cubano de Minería, Tecnologías para el procesamiento y explotación de minerales metálicos y no metálicos

Montoya, D. (1999) “*Yacimiento Aurífero Santa Rosa*”.

<https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/Econ-124.pdf>

Olivares D., H.H. (2013). “*Lixiviación columnar de minerales mixtos de cobre de baja ley con alto contenido de impurezas proveniente de la minera Hugo Ibarra Zenteno*”.

[Tesis de pregrado, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso]

Rojas, F. (2010) “*Análisis del Efecto Arcilla /Finos en el proceso de lixiviación de Radomiro Tomic*”. [Tesis de pregrado, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso]

Suarez, E. (2013) “*Optimización de la recuperación de minerales auríferos con baja ley en Pads Dinámicos*”. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería.]

Waroonkarn, S. (2008) “*Modeling of Gold Cyanidation*”. [Master of Science (Technology) thesis, Lappeenranta University of Technology].

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Tablas de consumos de reactivos, recuperación por día y condiciones detalladas de las pruebas	1
Anexo 2: Columnas de lixiviación	29
Anexo 3: Bombas peristálticas y baldes para el control de la lixiviación en columnas....	30
Anexo 4: Bombas peristálticas para el control del riego en las columnas.....	31
Anexo 5: Zona de preparacion de muestras mineral.....	32
Anexo 6: Zona de lectura de soluciones pregnant y barren por absorcion atómica.....	33
Anexo 7: Zona de fundición por ensayo al fuego para determinar leyes en mineral (cabeza y ripios).....	34

Anexo 1: Tablas de consumos de reactivos, recuperación por día y condiciones detalladas de las pruebas

Observaciones Generales:	Riego: Continuo durante las 24 horas	Solución Lixiviante: Fuerza de Cianuro 200 ppm. Flujo de riego 8 lt/hr/m2
---------------------------------	--	--

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %		
27/06/2015	0	6.220	0.03	11.25	1.29	200	Inicio riego 8:30 a.m.												
28/06/2015	1	6.220	0.03	10.89	1.29	200													
29/06/2015	2	6.220	0.03	10.95	1.29	200													
30/06/2015	3	6.220	0.03	10.96	1.29	200	7.640	11.27	115	4.255	2.399	0.290	0.290	47.66	0.163	0.163	10.03	0.87684	26.66
1/07/2015	4	6.220	0.03	11.16	1.29	200	5.250	11.79	150	1.106	0.533	0.052	0.341	56.17	0.025	0.188	11.57	0.78593	31.14
2/07/2015	5	6.220	0.03	11.14	1.29	200	6.156	11.60	137	0.627	0.297	0.034	0.376	61.83	0.016	0.204	12.57	0.84165	35.14
3/07/2015	6	6.220	0.03	11.15	1.29	200	6.810	11.40	136	0.324	0.162	0.020	0.395	65.06	0.010	0.214	13.17	0.92431	38.39
4/07/2015	7	6.220	0.03	11.12	1.29	200	5.680	11.38	136	0.250	0.135	0.013	0.408	67.15	0.007	0.221	13.59	0.77377	42.99
5/07/2015	8	6.220	0.03	10.88	1.29	200	4.240	11.33	121	0.217	0.126	0.008	0.416	68.49	0.005	0.226	13.88	0.51413	49.90
6/07/2015	9	6.220	0.03	10.89	1.29	200	5.980	11.13	133	0.166	0.109	0.009	0.425	69.95	0.006	0.232	14.24	0.79673	54.29
7/07/2015	10	6.220	0.02	11.04	1.29	200	5.900	11.35	134	0.149	0.104	0.008	0.433	71.24	0.005	0.237	14.58	0.78902	58.76
8/07/2015	11	6.220	0.02	11.05	1.29	200	5.240	11.25	131	0.131	0.085	0.006	0.439	72.24	0.004	0.241	14.82	0.68768	64.12
9/07/2015	12	6.220	0.02	11.01	1.29	200	5.840	11.23	135	0.149	0.074	0.008	0.447	73.52	0.004	0.245	15.06	0.78682	68.60
10/07/2015	13	6.220	0.02	11.11	1.29	200	6.000	11.21	107	0.174	0.122	0.009	0.456	75.05	0.007	0.251	15.46	0.64371	74.36
11/07/2015	14	6.220	0.02	11.15	1.29	200	6.420	11.27	136	0.105	0.067	0.006	0.462	76.04	0.004	0.255	15.69	0.87137	78.08
12/07/2015	15	6.220	0.02	11.08	1.29	200	5.820	11.26	145	0.084	0.057	0.004	0.466	76.76	0.003	0.258	15.87	0.84221	82.07
13/07/2015	16		Paró lixiviación 8:30 a.m.				5.420	11.20	150	0.104	0.067	0.005	0.471	77.58	0.003	0.261	16.07	0.81137	86.33
14/07/2015	17											0.000	0.471	77.58	0.000	0.261	16.07	0.00000	86.33
15/07/2015	18											0.000	0.471	77.58	0.000	0.261	16.07	0.00000	86.33
16/07/2015	19		Escurrencimiento				3.200	10.20	75	0.252	0.183	0.007	0.478	78.76	0.005	0.267	16.39	0.23952	84.20
		87.080	0.42			20.64	85.596	11.26			1.484							11.18507	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	112.29 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m2	ORO		PLATA	
Granulometria =	100% < 2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.478 gr/TM	Solucion =	0.267 gr/TM
Peso cal inicial =	56.15 gr	Δ de altura =	0.012 m	Residuo =	0.129 gr/TM	Residuo =	1.360 gr/TM
pH =	11.26			Cab. Calculada =	0.607 gr/TM	Cab. Calculada =	1.627 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	503.3 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.538 gr/TM	Cab. Ensayada =	1.460 gr/TM
Ratio =	0.775	Consumo de CN =	84.20 gr/TM	Extracción =	78.76 %	Extracción =	16.39 %

Observaciones Generales:	Curado: Sol. Curado: 8.400 lt con una concentración de 500 ppm Tiempo de curado: una vez humedecido el mineral se dejo reposar 1.5 dias. (3 días en total)	Solución Lixivante: Fuerza de Cianuro 200 ppm Riego continuo. 8 lt/hr/m2
---------------------------------	---	--

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
7/06/2015		Inicio el riego a las 08:00 a.m.																			
7/06/2015	0	6.220	0.04	10.95	1.29	200		2.360	12.17	386	9.042	5.5	0.189	0.189	36.71	0.115	0.115	7.04	0.9115	40.46	
8/06/2015	1	6.220	0.04	10.97	1.29	200		3.760	11.96	453	3.831	1.934	0.127	0.316	61.49	0.064	0.179	10.98	1.7017	36.82	
9/06/2015	2	6.220	0.04	10.97	1.29	200		5.750	11.91	268	1.204	0.537	0.061	0.377	73.40	0.027	0.206	12.66	1.5385	34.62	
10/06/2015	3	6.220	0.04	10.97	1.29	200		5.620	11.67	217	0.400	0.175	0.020	0.397	77.27	0.009	0.215	13.19	1.2171	35.27	
11/06/2015	4	6.220	0.04	10.97	1.29	200		6.040	11.48	245	0.209	0.119	0.011	0.408	79.44	0.006	0.221	13.58	1.4768	33.62	
12/06/2015	5	6.220	0.04	10.97	1.29	200		5.900	11.60	174	0.151	0.083	0.008	0.416	80.97	0.004	0.226	13.85	1.0275	35.94	
13/06/2015	6	6.220	0.04	10.97	1.29	200		6.080	11.47	147	0.086	0.057	0.005	0.421	81.87	0.003	0.229	14.04	0.8920	39.45	
14/06/2015	7	6.220	0.04	10.98	1.29	200		6.480	11.48	151	0.066	0.045	0.004	0.424	82.61	0.003	0.231	14.19	0.9765	42.22	
15/06/2015	8	Paro lixiviación 9:00 a.m.							5.620	11.48	152	0.085	0.051	0.004	0.429	83.43	0.003	0.234	14.35	0.8554	34.66
16/06/2015	9													0.000	0.429	83.43	0.000	0.234	14.35	0.0000	34.66
17/06/2015	10	Esgurrimento							3.000	11.06	61	0.042	0.015	0.001	0.430	83.65	0.000	0.234	14.37	0.1830	33.05
		49.760	0.44			14.52		44.49	11.63			5.270							10.7801		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	113.170 kg	Flujo de riego =	7.95 lt/hr/m2	ORO		PLATA	
Granulometria =	100%<2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.430 gr/TM	Solucion =	0.234 gr/TM
Peso cal inicial =	56.6 gr	Δ de altura =	0.002 m	Residuo =	0.084 gr/TM	Residuo =	1.395 gr/TM
pH =	11.63			Cab. Calculada =	0.514 gr/TM	Cab. Calculada =	1.629 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	504 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.538 gr/TM	Cab. Ensayada =	1.460 gr/TM
Ratio =	0.514	Consumo de CN =	33.05 gr/TM	Extracción =	83.65 %	Extracción =	14.37 %

Observaciones Generales:	Curado: Sol. Curado: 8.820 lt con una concentración de 1000 ppm Tiempo de curado: una vez humedecido el mineral se dejo reposar 1.5 dias. (3 días en total)	Solución Lixivante: Fuerza de Cianuro 200 ppm Riego continuo. 8 lt/hr/m2
---------------------------------	--	--

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %		
7/06/2015	Inicio el riego a las 08:00 a.m.																		
7/06/2015	0	6.220	0.04	10.95	1.29	200	1.240	11.79	311	11.170	6.75	0.122	0.122	22.59	0.074	0.074	4.29	0.3861	85.92
8/06/2015	1	6.220	0.04	10.97	1.29	200	3.220	12.34	783	6.315	3.544	0.180	0.302	55.75	0.101	0.175	10.14	2.5226	75.03
9/06/2015	2	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.860	12.13	648	1.837	0.945	0.095	0.397	73.30	0.049	0.224	12.98	3.7985	52.87
10/06/2015	3	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.880	11.78	228	0.520	0.232	0.027	0.424	78.29	0.012	0.236	13.68	1.3379	52.44
11/06/2015	4	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.820	11.52	168	0.188	0.094	0.010	0.434	80.07	0.005	0.241	13.96	0.9787	55.19
12/06/2015	5	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.960	11.62	151	0.151	0.062	0.008	0.442	81.54	0.003	0.244	14.15	0.9012	58.63
13/06/2015	6	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.420	11.45	148	0.108	0.052	0.005	0.447	82.50	0.002	0.246	14.29	0.8005	62.95
14/06/2015	7	6.220	0.04	10.96	1.29	200	5.210	11.44	149	0.066	0.045	0.003	0.450	83.06	0.002	0.248	14.41	0.7747	67.51
15/06/2015	8	Paro lixiviación 8:00 a.m.					5.740	11.46	151	0.085	0.071	0.004	0.454	83.85	0.004	0.252	14.62	0.8650	59.86
16/06/2015	9											0.000	0.454	83.85	0.000	0.252	14.62	0.0000	59.86
17/06/2015	10	Escurrimiento					2.640	11.12	74	0.064	0.067	0.001	0.456	84.13	0.002	0.254	14.71	0.1954	58.14
		49.760	0.44		19.14		42.53	11.67		7.230								12.5606	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 113.170 kg	Flujo de riego = 7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria = 100% < 2"	Ø de Columna = 8 pulg.	Solucion = 0.456 gr/TM	Solucion = 0.254 gr/TM
Peso cal inicial = 56.6 gr	Δ de altura = 0.003 m	Residuo = 0.086 gr/TM	Residuo = 1.470 gr/TM
pH = 11.67		Cab. Calculada = 0.542 gr/TM	Cab. Calculada = 1.724 gr/TM
% NaCN = 200 ppm	Consumo de Cal = 504 gr/TM	Cab. Ensayada = 0.538 gr/TM	Cab. Ensayada = 1.460 gr/TM
Ratio = 0.518	Consumo de CN = 58.14 gr/TM	Extracción = 84.13 %	Extracción = 14.71 %

Observaciones Generales:	Curado: Sol. Curado: 10.400 lt con una concentración de 2000 ppm Tiempo de curado: una vez humedecido el mineral se dejo reposar 1.5 días . (3 días en total)	Solución Lixiviante: Fuerza de Cianur 200 ppm Riego continuo. 8 lt/hr/m2
---------------------------------	--	--

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
7/06/2015		Inicio el riego a las 08:00 a.m.																			
7/06/2015	0	6.220	0.04	10.95	1.29	200		2.620	10.99	599.80	9.042	5.375	0.209	0.209	40.10	0.124	0.124	6.16	1.5715	181.31	
8/06/2015	1	6.220	0.04	10.97	1.29	200		3.200	10.76	1311.37	3.915	2.278	0.111	0.320	61.30	0.064	0.189	9.35	4.1964	155.63	
9/06/2015	2	6.220	0.04	10.97	1.29	200		5.760	11.01	1193.61	1.388	0.905	0.071	0.391	74.84	0.046	0.235	11.63	6.8752	106.27	
10/06/2015	3	6.220	0.04	10.97	1.29	200		5.980	11.19	339.82	0.400	0.237	0.021	0.412	78.89	0.013	0.247	12.25	2.0321	99.72	
11/06/2015	4	6.220	0.04	10.97	1.29	200		5.840	11.05	159.18	0.188	0.079	0.010	0.422	80.74	0.004	0.252	12.45	0.9296	102.90	
12/06/2015	5	6.220	0.04	10.97	1.29	200		6.000	11.06	137.23	0.108	0.046	0.006	0.427	81.84	0.002	0.254	12.57	0.8234	107.02	
13/06/2015	6	6.220	0.04	10.97	1.29	200		5.950	11.14	138.22	0.043	0.036	0.002	0.430	82.27	0.002	0.256	12.66	0.8224	111.16	
14/06/2015	7	6.220	0.04	10.92	1.29	200		6.920	11.12	143.21	0.066	0.028	0.004	0.434	83.05	0.002	0.258	12.75	0.9910	113.80	
15/06/2015	8	Paro lixiviación 9:00 a.m.							5.620	11.10	138.22	0.085	0.046	0.004	0.438	83.86	0.002	0.260	12.86	0.7768	106.93
16/06/2015	9												0.000	0.438	83.86	0.000	0.260	12.86	0.0000	106.93	
17/06/2015	10	Escurrimiento							2.260	11.19	83.00	0.064	0.041	0.001	0.439	84.10	0.001	0.261	12.90	0.1876	105.28
		49.760	0.44		31.12			44.33	11.06		5.430								19.2060		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	113.170 kg	Flujo de riego =	7.95 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% < 2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.439 gr/TM
Peso cal inicial =	56.6 gr	Δ de altura =	0.002 m	Residuo =	0.083 gr/TM
pH =	11.06			Cab. Calculada =	0.522 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	504 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.538 gr/TM
Ratio =	0.532	Consumo de CN =	105.3 gr/TM	Extracción =	84.10 %
					Extracción = 12.90 %

Observaciones Generales:

Riego:

Continuo durante las 24 horas

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianur: 200 ppm.
Flujo de riego 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
27/06/2015	0	6.220	0.03	11.25	1.29	200	Inicio riego 8:30 a.m.														
28/06/2015	1	6.220	0.03	10.89	1.29	200															
29/06/2015	2	6.220	0.03	10.95	1.29	200															
30/06/2015	3	6.220	0.03	10.96	1.29	200	7.640	11.27	115	4.255	2.399	0.290	0.290	47.66	0.163	0.163	10.03	0.87684	26.66		
1/07/2015	4	6.220	0.03	11.16	1.29	200	5.250	11.79	150	1.106	0.533	0.052	0.341	56.17	0.025	0.188	11.57	0.78593	31.14		
2/07/2015	5	6.220	0.03	11.14	1.29	200	6.156	11.60	137	0.627	0.297	0.034	0.376	61.83	0.016	0.204	12.57	0.84165	35.14		
3/07/2015	6	6.220	0.03	11.15	1.29	200	6.810	11.40	136	0.324	0.162	0.020	0.395	65.06	0.010	0.214	13.17	0.92431	38.39		
4/07/2015	7	6.220	0.03	11.12	1.29	200	5.680	11.38	136	0.250	0.135	0.013	0.408	67.15	0.007	0.221	13.59	0.77377	42.99		
5/07/2015	8	6.220	0.03	10.88	1.29	200	4.240	11.33	121	0.217	0.126	0.008	0.416	68.49	0.005	0.226	13.88	0.51413	49.90		
6/07/2015	9	6.220	0.03	10.89	1.29	200	5.980	11.13	133	0.166	0.109	0.009	0.425	69.95	0.006	0.232	14.24	0.79673	54.29		
7/07/2015	10	6.220	0.02	11.04	1.29	200	5.900	11.35	134	0.149	0.104	0.008	0.433	71.24	0.005	0.237	14.58	0.78902	58.76		
8/07/2015	11	6.220	0.02	11.05	1.29	200	5.240	11.25	131	0.131	0.085	0.006	0.439	72.24	0.004	0.241	14.82	0.68768	64.12		
9/07/2015	12	6.220	0.02	11.01	1.29	200	5.840	11.23	135	0.149	0.074	0.008	0.447	73.52	0.004	0.245	15.06	0.78682	68.60		
10/07/2015	13	6.220	0.02	11.11	1.29	200	6.000	11.21	107	0.174	0.122	0.009	0.456	75.05	0.007	0.251	15.46	0.64371	74.36		
11/07/2015	14	6.220	0.02	11.15	1.29	200	6.420	11.27	136	0.105	0.067	0.006	0.462	76.04	0.004	0.255	15.69	0.87137	78.08		
12/07/2015	15	6.220	0.02	11.08	1.29	200	5.820	11.26	145	0.084	0.057	0.004	0.466	76.76	0.003	0.258	15.87	0.84221	82.07		
13/07/2015	16		Paró lixiviación 8:30 a.m.					5.420	11.20	150	0.104	0.067	0.005	0.471	77.58	0.003	0.261	16.07	0.81137	86.33	
14/07/2015	17											0.000	0.471	77.58	0.000	0.261	16.07	0.00000	86.33		
15/07/2015	18											0.000	0.471	77.58	0.000	0.261	16.07	0.00000	86.33		
16/07/2015	19		Es currimiento					3.200	10.20	75	0.252	0.183	0.007	0.478	78.76	0.005	0.267	16.39	0.23952	84.20	
		87.080	0.42		20.64		85.596	11.26											11.18507		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	112.29 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% < 2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.267 gr/TM
Peso cal inicial =	56.15 gr	Δ de altura =	0.012 m	Residuo =	1.360 gr/TM
pH =	11.26			Cab. Calculada =	1.627 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	503.8 gr/TM	Cab. Ensayada =	1.460 gr/TM
Ratio =	0.775	Consumo de CN =	84.20 gr/TM	Extracción =	16.39 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.11 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.33 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.70 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro: 50 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m²

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
24/07/2015		Inicio el riego a las 09:20 a.m.																		
24/07/2015	0	6.220	1.20	11.10	0.32	50														
25/07/2015	1	6.220	1.20	10.82	0.32	50	2.550	10.68	404.00	10.989	8.125	0.247	0.247	44.06	0.182	0.182	9.28	1.0302	65.14	
26/07/2015	2	6.220	0.03	10.47	0.32	50	5.540	10.97	557.00	1.844	1.994	0.090	0.337	60.13	0.097	0.280	14.22	3.0858	40.80	
27/07/2015	3	6.220	0.02	10.31	0.32	50	6.800	10.94	196.00	0.742	0.408	0.044	0.381	68.06	0.024	0.304	15.47	1.3328	31.88	
28/07/2015	4	6.220	0.02	10.30	0.32	50	5.800	10.78	82.50	0.308	0.147	0.016	0.397	70.87	0.008	0.312	15.85	0.4785	30.48	
29/07/2015	5	6.220	0.02	10.29	0.32	50	5.920	10.75	41.00	0.168	0.120	0.009	0.406	72.43	0.006	0.318	16.17	0.2427	31.16	
30/07/2015	6	6.220	0.02	10.25	0.32	50	5.280	10.80	23.00	0.105	0.049	0.005	0.410	73.30	0.002	0.320	16.28	0.1214	32.91	
31/07/2015	7	6.220	0.02	10.49	0.32	50	5.400	11.01	22.00	0.100	0.046	0.005	0.415	74.15	0.002	0.322	16.39	0.1188	34.68	
1/08/2015	8	6.220	0.02	10.05	0.32	50	5.580	10.60	32.00	0.088	0.040	0.004	0.419	74.92	0.002	0.324	16.49	0.1786	35.93	
2/08/2015	9	Paro lixiviación 9:30 a.m.					8.540	10.39	41.00	0.064	0.021	0.005	0.424	75.78	0.002	0.326	16.57	0.3501	35.66	
3/08/2015	10											0.000	0.424	75.78	0.000	0.326	16.57	0.0000	35.66	
4/08/2015	11	Escurrecimiento					1.100	9.28	9.00	0.060	0.026	0.001	0.425	75.89	0.000	0.326	16.59	0.0099	35.58	
		55.980	2.67		10.99		52.510	10.62										6.9488		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 113.590 kg
 Granulometría = 100% < 2"
 Peso cal inicial = 51.115 gr
 pH = 10.62
 % NaCN = 50 ppm
 Ratio = 0.564

Flujo de riego = 7.98 lt/hr/m²
 Ø de Columna = 8 pulg.
 Δ de altura = 0.040 m
 Consumo de Cal = **473.5** gr/TM
 Consumo de CN = **35.58** gr/TM

ORO
 Solución = 0.425 gr/TM
 Residuo = 0.135 gr/TM
 Cab. Calculada = **0.560** gr/TM
 Cab. Ensayada = 0.572 gr/TM
 Extracción = **75.89** %

PLATA
 Solución = 0.326 gr/TM
 Residuo = 1.64 gr/TM
 Cab. Calculada = **1.966** gr/TM
 Cab. Ensayada = 1.460 gr/TM
 Extracción = **16.59** %

Observaciones Generales:**Curado:**

Solución Curado: 8.10 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.33 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.70 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianur: 100 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m²

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
24/07/2015		Inicio el riego a las 09:20 a.m.																		
24/07/2015	0	6.220	1.20	11.25	0.65	100														
25/07/2015	1	6.220	1.20	11.03	0.65	100	3.880	10.63	420.00	8.791	6.562	0.301	0.301	50.83	0.225	0.225	12.82	1.6296	62.87	
26/07/2015	2	6.220	0.03	10.70	0.65	100	6.110	11.01	554.50	2.000	1.328	0.108	0.409	69.04	0.072	0.296	16.90	3.3880	38.70	
27/07/2015	3	6.220	0.02	10.48	0.65	100	5.760	11.05	148.50	0.472	0.241	0.024	0.433	73.09	0.012	0.309	17.60	0.8554	36.88	
28/07/2015	4	6.220	0.02	10.49	0.65	100	5.880	10.87	57.50	0.205	0.094	0.011	0.444	74.89	0.005	0.314	17.88	0.3381	39.64	
29/07/2015	5	6.220	0.02	10.76	0.65	100	5.970	10.91	56.50	0.126	0.112	0.007	0.450	76.01	0.006	0.320	18.21	0.3373	42.40	
30/07/2015	6	6.220	0.02	10.64	0.65	100	5.950	10.96	48.50	0.063	0.038	0.003	0.454	76.57	0.002	0.322	18.33	0.2886	45.59	
31/07/2015	7	6.220	0.02	10.71	0.65	100	6.020	11.12	51.50	0.080	0.062	0.004	0.458	77.29	0.003	0.325	18.52	0.3100	48.59	
1/08/2015	8	6.220	0.02	10.25	0.65	100	5.800	10.81	48.00	0.066	0.040	0.003	0.461	77.86	0.002	0.327	18.63	0.2784	51.87	
2/08/2015	9	Paro lixiviación 9:30 a.m.					6.540	10.64	49.00	0.064	0.032	0.004	0.465	78.48	0.002	0.329	18.74	0.3205	54.78	
3/08/2015	10											0.000	0.465	78.48	0.000	0.329	18.74	0.0000	54.78	
4/08/2015	11	Esgurrimento					2.820	10.37	25.50	0.060	0.021	0.001	0.467	78.73	0.001	0.329	18.77	0.0719	54.15	
		55.980	2.67		13.95		54.730	10.84										7.8177		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	113.250 kg	Flujo de riego =	7.98 lt/hr/m ²	ORO	PLATA
Granulometria =	100% < 2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.467 gr/TM
Peso cal inicial =	50.96 gr	Δ de altura =	0.050 m	Residuo =	0.126 gr/TM
pH =	10.84			Cab. Calculada =	0.593 gr/TM
% NaCN =	100 ppm	Consumo de Cal =	473.6 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.572 gr/TM
Ratio =	0.566	Consumo de CN =	54.15 gr/TM	Extracción =	78.73 %
					Solucion = 0.329 gr/TM
					Residuo = 1.425 gr/TM
					Cab. Calculada = 1.754 gr/TM
					Cab. Ensayada = 1.460 gr/TM
					Extracción = 18.77 %

Observaciones Generales :

Curado:

Solución Curado: 8.01 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.21 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.79 días.

Solución Lixivante :

Fuerza de Cianur 150 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
24/07/2015		Inicio el riego a las 09:20 a.m.																		
24/07/2015	0	6.220	1.20	11.27	0.97	150														
25/07/2015	1	6.220	1.20	11.24	0.97	150	4.670	10.50	386.00	7.142	5.312	0.297	0.297	53.11	0.221	0.221	15.24	1.8026	63.81	
26/07/2015	2	6.220	0.03	10.88	0.97	150	6.090	11.00	502.50	1.666	0.945	0.090	0.387	69.26	0.051	0.272	18.78	3.0602	45.23	
27/07/2015	3	6.220	0.02	10.70	0.97	150	6.110	11.04	183.50	0.427	0.236	0.023	0.410	73.42	0.013	0.285	19.67	1.1212	43.88	
28/07/2015	4	6.220	0.02	10.72	0.97	150	5.870	10.89	110.50	0.205	0.116	0.011	0.421	75.34	0.006	0.291	20.08	0.6486	46.74	
29/07/2015	5	6.220	0.02	10.94	0.97	150	5.640	11.01	94.50	0.147	0.112	0.007	0.428	76.66	0.006	0.296	20.47	0.5330	50.63	
30/07/2015	6	6.220	0.02	10.83	0.97	150	5.860	11.08	88.00	0.084	0.049	0.004	0.432	77.44	0.003	0.299	20.65	0.5157	54.66	
31/07/2015	7	6.220	0.02	10.83	0.97	150	5.940	11.30	90.50	0.060	0.046	0.003	0.436	78.01	0.002	0.301	20.82	0.5376	58.51	
1/08/2015	8	6.220	0.02	10.54	0.97	150	5.700	11.09	98.00	0.066	0.046	0.003	0.439	78.61	0.002	0.304	20.98	0.5586	62.17	
2/08/2015	9	Paro lixiviación 9:30 a.m.					6.680	10.84	99.00	0.064	0.042	0.004	0.443	79.29	0.002	0.306	21.15	0.6613	64.91	
3/08/2015	10											0.000	0.443	79.29	0.000	0.306	21.15	0.0000	64.91	
4/08/2015	11	Escurrimento					2.320	10.59	35.50	0.080	0.042	0.002	0.444	79.58	0.001	0.307	21.21	0.0824	64.18	
		55.980	2.67			16.74	54.880	10.93											9.5212	

CONDICIONES DE LA LIXIVACION

Peso mineral Seco =	112.480 kg	Flujo de riego =	7.98 lt/hr/m2	ORO	PLATA		
Granulometria =	100% < 2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.444 gr/TM	Solucion =	0.307 gr/TM
Peso cal inicial =	50.62 gr	Δ de altura =	0.060 m	Residuo =	0.114 gr/TM	Residuo =	1.140 gr/TM
pH =	10.93			Cab. Calculada =	0.558 gr/TM	Cab. Calculada =	1.447 gr/TM
% NaCN =	150 ppm	Consumo de Cal =	474 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.572 gr/TM	Cab. Ensayada =	1.460 gr/TM
Ratio =	0.569	Consumo de CN =	64.18 gr/TM	Extracción =	79.58 %	Extracción =	21.21 %

Observaciones Generales:	Curado: Sol. Curado: 8.820 lt con una concentración de 1000 ppm Tiempo de curado: una vez humedecido el mineral se dejo reposar 1.5 días . (3 días en total)	Solución Lixivante: Fuerza de Cianur 200 ppm Riego continuo. 8 lt/hr/m2
---------------------------------	---	---

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
7/06/2015	Inicio el riego a las 08:00 a.m.																			
7/06/2015	0	6.220	0.04	10.95	1.29	200	1.240	11.79	311.38	11.17	6.75	0.122	0.122	22.59	0.074	0.074	4.29	0.3861	85.92	
8/06/2015	1	6.220	0.04	10.97	1.29	200	3.220	12.34	783.43	6.315	3.544	0.180	0.302	55.75	0.101	0.175	10.14	2.5226	75.03	
9/06/2015	2	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.860	12.13	648.20	1.837	0.945	0.095	0.397	73.30	0.049	0.224	12.98	3.7985	52.87	
10/06/2015	3	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.880	11.78	227.54	0.520	0.232	0.027	0.424	78.29	0.012	0.236	13.68	1.3379	52.44	
11/06/2015	4	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.820	11.52	168.16	0.188	0.094	0.010	0.434	80.07	0.005	0.241	13.96	0.9787	55.19	
12/06/2015	5	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.960	11.62	151.20	0.151	0.062	0.008	0.442	81.54	0.003	0.244	14.15	0.9012	58.63	
13/06/2015	6	6.220	0.04	10.97	1.29	200	5.420	11.45	147.70	0.108	0.052	0.005	0.447	82.50	0.002	0.246	14.29	0.8005	62.95	
14/06/2015	7	6.220	0.04	10.96	1.29	200	5.210	11.44	148.70	0.066	0.045	0.003	0.450	83.06	0.002	0.248	14.41	0.7747	67.51	
15/06/2015	8	Paro lixiviación 8:00 a.m.						5.740	11.46	150.70	0.085	0.071	0.004	0.454	83.85	0.004	0.252	14.62	0.8650	59.86
16/06/2015	9											0.000	0.454	83.85	0.000	0.252	14.62	0.0000	59.86	
17/06/2015	10	Escurrimiento						2.640	11.12	74.00	0.064	0.067	0.001	0.456	84.13	0.002	0.254	14.71	0.1954	58.14
		49.760	0.44		19.14		46.990	11.67										12.5606		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 113.170 kg	Flujo de riego = 7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria = 100% < 2"	Ø de Columna = 8 pulg.	Solucion = 0.456 gr/TM	Solucion = 0.254 gr/TM
Peso cal inicial = 56.6 gr	Δ de altura = 0.003 m	Residuo = 0.086 gr/TM	Residuo = 1.470 gr/TM
pH = 11.67		Cab. Calculada = 0.542 gr/TM	Cab. Calculada = 1.724 gr/TM
% NaCN = 200 ppm	Consumo de Cal = 504 gr/TM	Cab. Ensayada = 0.572 gr/TM	Cab. Ensayada = 1.460 gr/TM
Ratio = 0.518	Consumo de CN = 58.14 gr/TM	Extracción = 84.13 %	Extracción = 14.71 %

Observaciones Generales:	Riego: Continuo durante las 24 horas	Solución Lixiviante: Fuerza de Cianur 200 ppm. Flujo de riego 8 lt/hr/m2
---------------------------------	--	---

Fecha	Dias	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
9/08/2015	0	6.220	0.18	11.18	1.29	200	Inicio riego 10:00 a.m.														
10/08/2015	1	6.220	0.15	11.15	1.29	200															
11/08/2015	2	6.220	0.15	11.18	1.29	200															
12/08/2015	3	5.220	0.10	11.15	1.09	200	5.600	10.42	74	6.111	3.553	0.281	0.281	40.26	0.163	0.163	5.32	0.41357	28.39		
13/08/2015	4	6.220	0.10	11.08	1.29	200	5.580	11.00	119	2.097	1.251	0.096	0.377	54.03	0.057	0.221	7.19	0.66548	31.88		
14/08/2015	5	6.220	0.10	11.10	1.29	200	5.680	10.94	118	0.828	0.541	0.039	0.416	59.56	0.025	0.246	8.01	0.67173	36.95		
15/08/2015	6	6.220	0.10	11.08	1.29	200	5.940	10.91	134	0.444	0.322	0.022	0.437	62.66	0.016	0.262	8.53	0.79319	41.04		
16/08/2015	7	6.220	0.09	11.04	1.29	200	5.820	10.97	127	0.323	0.218	0.015	0.453	64.87	0.010	0.272	8.87	0.74057	45.55		
17/08/2015	8	6.220	0.09	10.91	1.29	200	5.940	10.82	133	0.236	0.295	0.012	0.464	66.52	0.014	0.287	9.33	0.78844	49.67		
18/08/2015	9	6.220	0.09	11.22	1.29	200	5.980	10.95	132	0.179	0.134	0.009	0.473	67.78	0.007	0.293	9.55	0.79077	53.77		
19/08/2015	10	6.220	0.09	11.24	1.29	200	6.100	10.92	132	0.149	0.173	0.007	0.481	68.85	0.009	0.302	9.83	0.80663	57.74		
20/08/2015	11	6.220	0.09	11.16	1.29	200	5.840	10.77	132	0.191	0.200	0.009	0.490	70.16	0.010	0.311	10.14	0.77225	61.99		
21/08/2015	12	6.220	0.09	11.18	1.29	200	5.880	10.80	128	0.104	0.106	0.005	0.495	70.88	0.005	0.316	10.31	0.75113	66.42		
22/08/2015	13	6.220	0.09	11.16	1.29	200	5.860	10.66	102	0.131	0.129	0.006	0.501	71.79	0.006	0.323	10.51	0.59772	72.10		
23/08/2015	14	Paró lixiviación 10:00 a.m.						5.680	10.87	138	0.105	0.101	0.005	0.506	72.49	0.005	0.327	10.67	0.78100	76.28	
24/08/2015	15											0.000	0.506	72.49	0.000	0.327	10.67	0.00000	76.28		
25/08/2015	16	Esgurrimento						2.950	11.06	72	0.086	0.092	0.002	0.508	72.79	0.002	0.330	10.74	0.21240	74.54	
		86.080	1.51		17.86		72.850	10.85											8.78488		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.75 kg	Flujo de riego =	8.02 lt/hr/m2	ORO		PLATA	
Granulometria =	100% < 2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.508 gr/TM	Solucion =	0.330 gr/TM
Peso cal inicial =	38.96 gr	Δ de altura =	0.07 m	Residuo =	0.190 gr/TM	Residuo =	2.740 gr/TM
pH =	10.85			Cab. Calculada =	0.698 gr/TM	Cab. Calculada =	3.070 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	332.4 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.696 gr/TM	Cab. Ensayada =	3.100 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.707	Consumo de CN =	74.54 gr/TM	Extracción =	72.79 %	Extracción =	10.74 %

Observaciones Generales:**Curado:**

Solución Curado: 8.22 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.35 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.65 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 50 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m²

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
9/08/2015	0	6.220	0.18	11.65	6.47	1000	Inicio curado a las 10:00 a.m.													
10/08/2015	1	2.000	0.03		2.08	1000														
11/08/2015	2																			70.06
12/08/2015	3	6.220	0.15	10.74	0.32	50	Inicio el riego a las 09:00 a.m.													70.06
13/08/2015	4	6.220	0.10	10.60	0.32	50	2.460	10.65	448	10.679	7.820	0.215	0.215	30.32	0.158	0.158	3.96	1.1023	63.65	
14/08/2015	5	6.220	0.10	10.78	0.32	50	5.330	11.17	678	4.545	3.170	0.198	0.414	58.28	0.138	0.296	7.43	3.6145	36.65	
15/08/2015	6	6.220	0.10	10.50	0.32	50	5.880	10.95	128	1.030	0.618	0.050	0.463	65.26	0.030	0.326	8.18	0.7511	33.12	
16/08/2015	7	6.220	0.09	11.01	0.32	50	6.150	10.88	26	0.340	0.191	0.017	0.481	67.68	0.010	0.335	8.42	0.1626	34.41	
17/08/2015	8	6.220	0.09	10.59	0.32	50	6.000	10.80	27	0.200	0.086	0.010	0.490	69.06	0.004	0.340	8.52	0.1617	35.71	
18/08/2015	9	6.220	0.09	10.60	0.32	50	5.980	10.87	26	0.152	0.058	0.007	0.498	70.11	0.003	0.343	8.60	0.1582	37.03	
19/08/2015	10	6.220	0.09	10.66	0.32	50	6.080	10.87	28	0.104	0.079	0.005	0.503	70.84	0.004	0.346	8.69	0.1699	38.26	
20/08/2015	11	6.220	0.09	10.62	0.32	50	5.850	10.83	22	0.122	0.037	0.006	0.509	71.67	0.002	0.348	8.74	0.1284	39.83	
21/08/2015	12	6.220	0.09	10.71	0.32	50	5.880	10.73	23	0.069	0.032	0.003	0.512	72.13	0.002	0.350	8.78	0.1379	41.33	
22/08/2015	13	6.220	0.09	10.70	0.32	50	5.920	10.61	28	0.065	0.052	0.003	0.515	72.58	0.003	0.352	8.84	0.1628	42.61	
23/08/2015	14	Paro lixiviación 9:00 a.m.					4.740	10.60	29	0.092	0.045	0.004	0.519	73.08	0.002	0.354	8.89	0.1351	44.13	
24/08/2015	15											0.000	0.519	73.08	0.000	0.354	8.89	0.0000	44.13	
25/08/2015	16	Escurrimiento					2.420	10.31	19	0.057	0.042	0.001	0.520	73.24	0.001	0.355	8.91	0.0460	43.75	
		76.640	1.29		12.07		62.690	10.77											6.7306	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	122.04 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m ²	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.520 gr/TM
Peso cal inicial =	39.05 gr	Δ de altura =	0.04 m	Residuo =	0.190 gr/TM
pH =	10.77			Cab. Calculada =	0.710 gr/TM
% NaCN =	50 ppm	Consumo de Cal =	330.5 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.696 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.628	Consumo de CN =	43.75 gr/TM	Extracción =	73.24 %
					Solucion = 0.355 gr/TM
					Residuo = 3.630 gr/TM
					Cab. Calculada = 3.985 gr/TM
					Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
					Extracción = 8.91 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.22 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.35 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.65 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 100 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM		
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %				
9/08/2015	0	6.220	0.18	11.64	6.47	1000	Inicio curado a las 10:00 a.m.														
10/08/2015	1	2.000	0.03	11.50	2.08	1000															
11/08/2015	2																			70.32	
12/08/2015	3	6.220	0.15	10.85	0.65	100	Inicio el riego a las 09:00 a.m.														70.32
13/08/2015	4	6.220	0.15	10.70	0.65	100	2.970	10.52	438	10.679	7.435	0.261	0.261	38.40	0.182	0.182	4.03	1.3012		64.96	
14/08/2015	5	6.220	0.10	10.89	0.65	100	5.480	11.19	679	3.232	1.970	0.146	0.407	59.84	0.089	0.270	6.00	3.7189		39.72	
15/08/2015	6	6.220	0.10	10.78	0.65	100	5.980	11.00	135	0.768	0.421	0.038	0.444	65.40	0.021	0.291	6.46	0.8087		38.42	
16/08/2015	7	6.220	0.09	11.01	0.65	100	6.140	11.04	68	0.340	0.191	0.017	0.461	67.92	0.010	0.301	6.68	0.4167		40.34	
17/08/2015	8	6.220	0.09	10.72	0.65	100	6.000	10.96	66	0.218	0.100	0.011	0.472	69.51	0.005	0.306	6.79	0.3982		42.41	
18/08/2015	9	6.220	0.09	10.93	0.65	100	5.920	11.04	69	0.152	0.113	0.007	0.480	70.60	0.006	0.311	6.91	0.4106		44.38	
19/08/2015	10	6.220	0.09	10.94	0.65	100	5.890	11.05	61	0.104	0.053	0.005	0.485	71.34	0.003	0.314	6.96	0.3586		46.77	
20/08/2015	11	6.220	0.09	11.00	0.65	100	6.000	10.99	60	0.104	0.042	0.005	0.490	72.09	0.002	0.316	7.01	0.3623		49.14	
21/08/2015	12	6.220	0.09	10.91	0.65	100	6.080	10.93	57	0.069	0.032	0.003	0.493	72.60	0.002	0.317	7.05	0.3489		51.62	
22/08/2015	13	6.220	0.09	10.97	0.65	100	5.960	10.83	61	0.082	0.056	0.004	0.497	73.19	0.003	0.320	7.11	0.3606		54.00	
23/08/2015	14	Paro lixiviación 9:00 a.m.					6.280	10.88	67	0.065	0.066	0.003	0.501	73.69	0.003	0.324	7.18	0.4176		55.91	
24/08/2015	15											0.000	0.501	73.69	0.000	0.324	7.18	0.0000		55.91	
25/08/2015	16	Escurrimiento					2.180	10.58	22	0.043	0.087	0.001	0.501	73.80	0.002	0.325	7.22	0.0480		55.51	
		76.640	1.34		15.7		64.880	10.92											8.9502		
		68.420																			

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.59 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.501 gr/TM
Peso cal inicial =	38.9 gr	Δ de altura =	0.06 m	Residuo =	0.178 gr/TM
pH =	10.92			Cab. Calculada =	0.679 gr/TM
% NaCN =	100 ppm	Consumo de Cal =	330.9 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.696 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.630	Consumo de CN =	55.51 gr/TM	Extracción =	73.80 %
					Solucion = 0.325 gr/TM
					Residuo = 4.180 gr/TM
					Cab. Calculada = 4.505 gr/TM
					Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
					Extracción = 7.22 %

Observaciones Generales:	Curado: Solución Curado: 8.22 lt con una concentración de 1000 ppm Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.35 días Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.65 días.	Solución Lixivante: Fuerza de Cianuro 150 ppm Riego continuo. 8 lt/hr/m ²
---------------------------------	---	--

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
9/08/2015	0	6.220	0.18	11.66	6.47	1000		Inicio curado a las 10:00 a.m.													
10/08/2015	1	2.000	0.03	11.60	2.08	1000															
11/08/2015	2																				70.28
12/08/2015	3	6.220	0.15	10.89	0.97	150		Inicio el riego a las 09:00 a.m.													70.28
13/08/2015	4	6.220	0.10	10.82	0.97	150		2.390	10.50	379	10.194	7.051	0.200	0.200	29.03	0.139	0.139	2.99	0.9052		70.82
14/08/2015	5	6.220	0.10	10.90	0.97	150		5.500	11.03	642	4.545	3.293	0.205	0.406	58.81	0.149	0.287	6.20	3.5294		49.78
15/08/2015	6	6.220	0.10	10.94	0.97	150		5.780	10.96	190	1.152	0.831	0.055	0.460	66.74	0.039	0.327	7.05	1.0960		48.74
16/08/2015	7	6.220	0.09	11.10	0.97	150		5.800	11.02	94	0.460	0.233	0.022	0.482	69.92	0.011	0.338	7.29	0.5441		52.24
17/08/2015	8	6.220	0.09	10.84	0.97	150		6.220	10.98	95	0.254	0.114	0.013	0.495	71.80	0.006	0.344	7.42	0.5928		55.34
18/08/2015	9	6.220	0.09	11.06	0.97	150		5.920	11.05	91	0.165	0.087	0.008	0.503	72.97	0.004	0.348	7.51	0.5406		58.87
19/08/2015	10	6.220	0.09	11.07	0.97	150		5.980	11.07	92	0.119	0.147	0.006	0.509	73.82	0.007	0.355	7.66	0.5491		62.33
20/08/2015	11	6.220	0.09	11.17	0.97	150		6.080	11.03	85	0.104	0.053	0.005	0.514	74.57	0.003	0.358	7.72	0.5168		66.06
21/08/2015	12	6.220	0.09	11.11	0.97	150		6.100	10.97	92	0.087	0.050	0.004	0.519	75.20	0.003	0.360	7.77	0.5582		69.44
22/08/2015	13	6.220	0.09	11.12	0.97	150		5.940	10.88	104	0.082	0.398	0.004	0.523	75.78	0.019	0.380	8.19	0.6178		72.34
23/08/2015	14	Paro lixiviación 9:00 a.m.						6.200	10.97	102	0.092	0.076	0.005	0.528	76.46	0.004	0.384	8.28	0.6293		75.14
24/08/2015	15												0.000	0.528	76.46	0.000	0.384	8.28	0.0000		75.14
25/08/2015	16	Escurrimiento						2.380	10.90	39	0.072	0.158	0.001	0.529	76.67	0.003	0.387	8.34	0.0916		74.39
		76.640	1.29		19.22			64.290	10.95											10.1708	
		68.420																			

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.65 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m ²	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.529 gr/TM
Peso cal inicial =	38.9 gr	Δ de altura =	0.08 m	Residuo =	0.161 gr/TM
pH =	10.95			Cab. Calculada =	0.690 gr/TM
% NaCN =	150 ppm	Consumo de Cal =	330.4 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.696 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.630	Consumo de CN =	74.39 gr/TM	Extracción =	76.67 %
					Solucion = 0.387 gr/TM
					Residuo = 4.250 gr/TM
					Cab. Calculada = 4.637 gr/TM
					Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
					Extracción = 8.34 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.22 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.35 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.65 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 200 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
9/08/2015	0	6.220	0.18	11.62	6.47	1000	Inicio curado a las 10:00 a.m.													
10/08/2015	1	2.000	0.03	11.50	2.08	1000														
11/08/2015	2																		70.21	
12/08/2015	3	6.220	0.15	11.05	1.29	200	Inicio el riego a las 09:00 a.m.												70.21	
13/08/2015	4	6.220	0.10	11.12	1.29	200	2.650	10.51	409	10.194	6.794	0.222	0.222	30.38	0.148	0.148	3.96	1.0843	71.90	
14/08/2015	5	6.220	0.10	11.18	1.29	200	5.400	11.10	651	5.050	3.049	0.224	0.446	61.04	0.135	0.283	7.58	3.5138	53.64	
15/08/2015	6	6.220	0.10	11.10	1.29	200	6.140	10.93	217	0.990	0.738	0.050	0.496	67.87	0.037	0.320	8.58	1.3297	53.32	
16/08/2015	7	6.220	0.09	11.38	1.29	200	5.720	11.10	126	0.374	0.200	0.018	0.513	70.28	0.009	0.330	8.83	0.7221	57.98	
17/08/2015	8	6.220	0.09	11.02	1.29	200	5.820	10.98	131	0.254	0.209	0.012	0.525	71.94	0.010	0.340	9.10	0.7638	62.30	
18/08/2015	9	6.220	0.09	11.16	1.29	200	5.880	11.09	126	0.179	0.080	0.009	0.534	73.12	0.004	0.344	9.20	0.7423	66.80	
19/08/2015	10	6.220	0.09	11.19	1.29	200	6.220	11.08	135	0.134	0.189	0.007	0.541	74.06	0.010	0.353	9.46	0.8411	70.48	
20/08/2015	11	6.220	0.09	11.25	1.29	200	5.840	11.06	126	0.104	0.063	0.005	0.546	74.74	0.003	0.356	9.54	0.7329	75.06	
21/08/2015	12	6.220	0.09	11.18	1.29	200	6.000	11.01	127	0.087	0.069	0.004	0.550	75.33	0.003	0.360	9.63	0.7590	79.42	
22/08/2015	13	6.220	0.09	11.15	1.29	200	5.980	10.92	147	0.098	0.303	0.005	0.555	75.99	0.015	0.374	10.03	0.8761	82.82	
23/08/2015	14	Paro lixiviación 9:00 a.m.						5.610	11.04	139	0.118	0.076	0.005	0.560	76.74	0.004	0.378	10.12	0.7770	87.03
24/08/2015	15											0.000	0.560	76.74	0.000	0.378	10.12	0.0000	87.03	
25/08/2015	16	Escurrimiento						2.710	11.01	64	0.086	0.067	0.002	0.562	77.00	0.001	0.379	10.16	0.1734	85.61
		76.640	1.29		22.74		63.970	10.99											12.3156	
		68.420																		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.77 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.562 gr/TM
Peso cal inicial =	39 gr	Δ de altura =	0.07 m	Residuo =	0.168 gr/TM
pH =	10.99			Cab. Calculada =	0.730 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	330.9 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.696 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.629	Consumo de CN =	85.61 gr/TM	Extracción =	77.00 %
				Solucion =	0.379 gr/TM
				Residuo =	3.355 gr/TM
				Cab. Calculada =	3.734 gr/TM
				Cab. Ensayada =	3.100 gr/TM
				Extracción =	10.16 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.22 lt con una concentración de 500 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.35 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.65 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianurc 150 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
13/08/2015	0	6.220	0.15	11.40	3.24	500	Inicio curado a las 10:00 a.m.													
14/08/2015	1	2.000	0.10	11.38	1.04	500														
15/08/2015	2																		35.14	
16/08/2015	3	6.220	0.09	10.79	0.97	150	Inicio el riego a las 09:40 a.m.													35.14
17/08/2015	4	6.220	0.09	10.87	0.97	150	2.240	10.90	247	10.454	6.818	0.192	0.192	26.09	0.125	0.125	4.09	0.5533	38.56	
18/08/2015	5	6.220	0.09	11.07	0.97	150	5.960	10.97	272	4.827	3.182	0.236	0.428	58.15	0.156	0.281	9.16	1.6238	33.19	
19/08/2015	6	6.220	0.09	11.15	0.97	150	5.920	11.11	145	1.203	0.804	0.058	0.487	66.08	0.039	0.320	10.44	0.8567	34.12	
20/08/2015	7	6.220	0.09	11.17	0.97	150	5.880	11.06	84	0.487	0.193	0.024	0.510	69.27	0.009	0.329	10.74	0.4910	38.06	
21/08/2015	8	6.220	0.09	11.16	0.97	150	5.780	11.03	82	0.296	0.138	0.014	0.525	71.18	0.007	0.336	10.95	0.4740	42.13	
22/08/2015	9	6.220	0.09	11.19	0.97	150	5.880	10.91	104	0.255	0.168	0.012	0.537	72.85	0.008	0.344	11.22	0.6115	45.07	
23/08/2015	10	6.220	0.09	11.18	0.97	150	5.860	11.02	99	0.210	0.116	0.010	0.547	74.22	0.006	0.350	11.40	0.5772	48.30	
24/08/2015	11	6.220	0.09	11.16	0.97	150	5.520	11.04	87	0.135	0.097	0.006	0.553	75.05	0.004	0.354	11.54	0.4775	52.34	
25/08/2015	12	6.220	0.09	11.15	0.97	150	5.800	11.01	97	0.104	0.092	0.005	0.558	75.72	0.004	0.359	11.69	0.5597	55.71	
26/08/2015	13	6.220	0.09	11.16	0.97	150	5.880	10.64	93	0.097	0.074	0.005	0.563	76.36	0.004	0.362	11.80	0.5468	59.19	
27/08/2015	14	Paro lixiviación 9:40 a.m.					6.100	10.73	100	0.070	0.079	0.004	0.566	76.84	0.004	0.366	11.93	0.6100	62.14	
28/08/2015	15											0.000	0.566	76.84	0.000	0.366	11.93	0.0000	62.14	
29/08/2015	16	Escurrimiento					2.580	10.62	48	0.080	0.099	0.002	0.568	77.07	0.002	0.368	12.00	0.1226	61.13	
		74.940	1.24		14.95		63.400	10.92											7.5040	
		66.720																		

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.80 kg	Flujo de riego =	7.97 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.568 gr/TM
Peso cal inicial =	38.97 gr	Δ de altura =	0.06 m	Residuo =	0.169 gr/TM
pH =	10.92			Cab. Calculada =	0.737 gr/TM
% NaCN =	150 ppm	Consumo de Cal =	330.2 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.696 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.615	Consumo de CN =	61.13 gr/TM	Extracción =	77.07 %
					Residuo = 0.368 gr/TM
					Cab. Calculada = 3.068 gr/TM
					Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
					Extracción = 12.00 %

Observaciones Generales:**Curado:**

Solución Curado: 8.22 lt con una concentración de 500 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.35 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.65 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 200 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM		
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %				
13/08/2015	0	6.220	0.15	11.37	3.24	500	Inicio curado a las 10:00 a.m.														
14/08/2015	1	2.000	0.10	11.31	1.04	500															
15/08/2015	2																			35.14	
16/08/2015	3	6.220	0.09	11.34	1.29	200	Inicio el riego a las 09:40 a.m.														35.14
17/08/2015	4	6.220	0.09	11.01	1.29	200	2.680	10.45	172	9.545	5.568	0.210	0.210	32.10	0.123	0.123	4.05	0.4614		41.94	
18/08/2015	5	6.220	0.09	11.20	1.29	200	5.920	11.18	276	3.586	2.273	0.174	0.384	58.73	0.110	0.233	7.71	1.6339		39.12	
19/08/2015	6	6.220	0.09	11.18	1.29	200	5.960	11.06	151	0.851	0.619	0.042	0.426	65.10	0.030	0.263	8.71	0.9000		42.32	
20/08/2015	7	6.220	0.09	11.17	1.29	200	5.780	10.96	121	0.417	0.205	0.020	0.446	68.12	0.010	0.273	9.03	0.6994		47.17	
21/08/2015	8	6.220	0.09	11.15	1.29	200	5.920	10.94	120	0.278	0.165	0.014	0.459	70.18	0.008	0.281	9.30	0.7104		51.93	
22/08/2015	9	6.220	0.09	11.16	1.29	200	5.900	10.86	134	0.255	0.160	0.012	0.472	72.07	0.008	0.289	9.56	0.7877		56.05	
23/08/2015	10	6.220	0.09	11.14	1.29	200	5.950	10.98	129	0.210	0.147	0.010	0.482	73.64	0.007	0.296	9.79	0.7646		60.36	
24/08/2015	11	6.220	0.09	11.15	1.29	200	5.680	11.08	118	0.135	0.136	0.006	0.488	74.60	0.006	0.302	10.00	0.6674		65.47	
25/08/2015	12	6.220	0.09	11.16	1.29	200	5.900	10.86	127	0.129	0.112	0.006	0.494	75.56	0.005	0.308	10.18	0.7493		69.91	
26/08/2015	13	6.220	0.09	11.14	1.29	200	5.860	10.85	118	0.097	0.098	0.005	0.499	76.27	0.005	0.312	10.34	0.6886		74.85	
27/08/2015	14	Paro lixiviación 9:40 a.m.					5.820	10.88	124	0.070	0.140	0.003	0.502	76.78	0.007	0.319	10.56	0.7217		79.52	
28/08/2015	15											0.000	0.502	76.78	0.000	0.319	10.56	0.0000		79.52	
29/08/2015	16	Escurrimiento					2.440	10.86	60	0.096	0.133	0.002	0.504	77.08	0.003	0.322	10.65	0.1464		78.32	
		75.340	1.24		18.47		63.810	10.91											8.9306		
		67.120																			

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.81 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.504 gr/TM
Peso cal inicial =	38.98 gr	Δ de altura =	0.06 m	Residuo =	0.150 gr/TM
pH =	10.91			Cab. Calculada =	0.654 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	330.2 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.696 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.619	Consumo de CN =	78.32 gr/TM	Extracción =	77.08 %
					Solucion = 0.322 gr/TM
					Residuo = 2.700 gr/TM
					Cab. Calculada = 3.022 gr/TM
					Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
					Extracción = 10.65 %

Observaciones Generales:	Riego: Continuo durante las 24 horas	Solución Lixiviante: Fuerza de Cianur 200 ppm. Flujo de riego 8 lt/hr/m2
---------------------------------	--	---

Fecha	Dias	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
31/08/2015	0	6.220	0.09	10.93	1.29	200	Inicio riego 9:30 a.m.													
1/09/2015	1	6.200	0.09	10.95	1.29	200														
2/09/2015	2	6.200	0.09	10.95	1.29	200														
3/09/2015	3	6.200	0.02	10.98	1.29	200	6.560	10.64	78.000	6.148	3.888	0.331	0.331	45.51	0.210	0.210	4.68	0.51168	27.60	
4/09/2015	4	6.200	0.09	10.88	1.29	200	4.680	11.07	128.500	1.669	1.000	0.064	0.396	54.32	0.038	0.248	5.54	0.60138	33.26	
5/09/2015	5	6.200	0.09	10.90	1.29	200	6.180	11.03	115.500	0.692	0.476	0.035	0.431	59.15	0.024	0.272	6.08	0.71379	37.99	
6/09/2015	6	6.200	0.15	10.99	1.29	200	5.620	10.99	116.000	0.415	0.328	0.019	0.450	61.78	0.015	0.287	6.42	0.65192	43.24	
7/09/2015	7	6.200	0.15	11.21	1.29	200	6.030	11.00	128.500	0.326	0.238	0.016	0.466	64.00	0.012	0.299	6.69	0.77486	47.47	
8/09/2015	8	6.200	0.15	11.44	1.29	200	5.970	11.01	147.000	0.204	0.111	0.010	0.476	65.37	0.005	0.305	6.81	0.87759	50.86	
9/09/2015	9	6.200	0.15	11.40	1.29	200	6.180	10.98	142.000	0.164	0.090	0.008	0.484	66.52	0.005	0.309	6.91	0.87756	54.25	
10/09/2015	10	6.200	0.15	11.52	1.29	200	6.000	10.99	137.500	0.109	0.116	0.005	0.490	67.25	0.006	0.315	7.04	0.82500	58.07	
11/09/2015	11	4.680	0.11	11.52	0.97	200	6.040	11.00	137.000	0.106	0.094	0.005	0.495	67.98	0.005	0.320	7.14	0.82748	61.87	
12/09/2015	12	6.200	0.15	11.61	1.29	200	5.580	10.91	113.000	0.148	0.090	0.007	0.502	68.91	0.004	0.324	7.23	0.63054	64.66	
13/09/2015	13	6.200	0.15	11.53	1.29	200	6.180	10.89	130.500	0.099	0.088	0.005	0.507	69.60	0.004	0.328	7.33	0.80649	68.63	
14/09/2015	14	Paró lixiviación 09:30 a.m.						5.820	10.79	128.500	0.099	0.079	0.005	0.512	70.25	0.004	0.332	7.42	0.74787	73.09
15/09/2015	15											0.000	0.512	70.25	0.000	0.332	7.42	0.00000	73.09	
16/09/2015	16	Escurrimiento						3.100	11.05	76.000	0.066	0.114	0.002	0.513	70.48	0.003	0.335	7.48	0.23560	71.15

133.0000 1.1582

17.275

20.9930 100.954

59.0631 24.1

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.69 kg	Flujo de riego =	7.91 lt/hr/m2
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.
Peso cal inicial =	40.16 gr	Δ de altura =	0.04 m
pH =	10.95		
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	343.4 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.701	Consumo de CN =	71.15 gr/TM

ORO	
Solucion =	0.513 gr/TM
Residuo =	0.215 gr/TM
Cab. Calculada =	0.728 gr/TM
Cab. Ensayada =	0.727 gr/TM
Extracción =	70.48 %

PLATA	
Solucion =	0.335 gr/TM
Residuo =	4.140 gr/TM
Cab. Calculada =	4.475 gr/TM
Cab. Ensayada =	3.100 gr/TM
Extracción =	7.48 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.00 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejo regando con la solución de curado 1.33 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejo reposar 1.67 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 50 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
31/08/2015	0	6.000	0.09	11.46	6.24	1000	Inicio curado a las 09:30 a.m.													
1/09/2015	1	2.000	0.02	11.51	2.08	1000	Termino de curado a las 5:30 p.m.													
2/09/2015	2						Reposo												68.53	
3/09/2015	3	6.220	0.02	10.45	0.32	50	Inicio el riego a las 09:30 a.m.												68.53	
4/09/2015	4	6.220	0.09	10.21	0.32	50	2.180	11.42	502.0	10.744	10.108	0.193	0.193	25.32	0.181	0.181	4.37	1.0944	62.15	
5/09/2015	5	6.220	0.09	10.22	0.32	50	5.810	11.46	647.5	5.000	3.500	0.239	0.432	56.72	0.167	0.349	8.41	3.7620	33.80	
6/09/2015	6	6.220	0.15	10.80	0.32	50	5.460	11.32	139.5	1.184	0.736	0.053	0.485	63.71	0.033	0.382	9.21	0.7617	30.16	
7/09/2015	7	6.220	0.15	10.88	0.32	50	5.960	11.15	41.5	0.441	0.261	0.022	0.507	66.55	0.013	0.395	9.52	0.2473	30.76	
8/09/2015	8	6.220	0.15	10.98	0.32	50	5.910	11.15	38.0	0.221	0.057	0.011	0.518	67.97	0.003	0.398	9.59	0.2246	31.55	
9/09/2015	9	6.220	0.15	10.95	0.32	50	6.150	11.10	33.5	0.148	0.071	0.007	0.525	68.95	0.004	0.401	9.67	0.2060	32.49	
10/09/2015	10	4.360	0.11	11.27	0.022	50	6.000	11.08	40.0	0.109	0.047	0.005	0.531	69.66	0.002	0.404	9.73	0.2400	33.14	
11/09/2015	11	6.220	0.15	10.95	0.32	50	6.020	11.02	35.0	0.106	0.049	0.005	0.536	70.35	0.002	0.406	9.79	0.2107	31.59	
12/09/2015	12	6.220	0.15	11.54	0.32	50	5.330	10.96	38.0	0.130	0.042	0.006	0.542	71.10	0.002	0.408	9.83	0.2025	32.56	
13/09/2015	13	6.220	0.15	11.50	0.32	50	6.000	10.95	40.0	0.099	0.042	0.005	0.547	71.74	0.002	0.410	9.88	0.2400	33.22	
14/09/2015	14	Paro lixiviación 9:00 a.m.						5.750	10.80	27.5	0.083	0.060	0.004	0.551	72.25	0.003	0.413	9.95	0.1581	34.55
15/09/2015	15											0.000	0.551	72.25	0.000	0.413	9.95	0.0000	34.55	
16/09/2015	16	Escurrimiento						2.950	10.60	12.5	0.099	0.035	0.002	0.553	72.57	0.001	0.414	9.97	0.0369	34.25

79,1300 1,2000
 66,1300

11,1300

65,0000 11,0000

7,2000

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 121.41 kg
 Granulometria = 100% <2"
 Peso cal inicial = 40.07 gr
 pH = 11.08
 % NaCN = 50 ppm
 Ratio (M3sol/TMmin) = 0.614

Flujo de riego = 7.99 lt/hr/m2
 Ø de Columna = 8 pulg.
 Δ de altura = 0.11 m

Consumo de Cal = 342.1 gr/TM
 Consumo de CN = 34.25 gr/TM

ORO

Solucion = 0.553 gr/TM
 Residuo = 0.209 gr/TM
 Cab. Calculada = 0.762 gr/TM
 Cab. Ensayada = 0.727 gr/TM
 Extracción = 72.57 %

PLATA

Solucion = 0.414 gr/TM
 Residuo = 3.735 gr/TM
 Cab. Calculada = 4.149 gr/TM
 Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
 Extracción = 9.97 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.00 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejo regando con la solución de curado 1.33 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejo reposar 1.67 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianurc 150 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
31/08/2015	0	6.000	0.09	11.51	6.24	1000		Inicio curado a las 09:30 a.m.													
1/09/2015	1	2.000	0.02	11.51	2.08	1000															
2/09/2015	2																				68.38
3/09/2015	3	6.220	0.09	10.88	0.97	150		Inicio el riego a las 09:30 a.m.													68.38
4/09/2015	4	6.220	0.09	10.81	0.97	150		1.760	10.55	351.5	11.570	8.260	0.167	0.167	22.28	0.119	0.119	2.69	0.6186		71.27
5/09/2015	5	6.220	0.09	10.78	0.97	150		5.900	11.02	593.0	5.384	3.900	0.261	0.428	57.04	0.189	0.309	6.95	3.4987		50.49
6/09/2015	6	6.220	0.09	11.02	0.97	150		6.000	10.92	169.0	1.246	0.844	0.061	0.490	65.22	0.042	0.350	7.89	1.0140		50.12
7/09/2015	7	6.220	0.15	11.18	0.97	150		6.030	10.95	89.5	0.424	0.222	0.021	0.511	68.02	0.011	0.361	8.14	0.5397		53.66
8/09/2015	8	6.220	0.15	11.25	0.97	150		5.880	10.95	96.0	0.204	0.114	0.010	0.521	69.33	0.006	0.367	8.26	0.5645		56.99
9/09/2015	9	6.220	0.15	11.28	0.97	150		6.460	10.94	103.5	0.131	0.049	0.007	0.528	70.26	0.003	0.369	8.32	0.6686		59.47
10/09/2015	10	3.610	0.087	11.44	0.56	150		5.920	10.98	105.0	0.091	0.065	0.004	0.532	70.85	0.003	0.372	8.39	0.6216		62.33
11/09/2015	11	6.220	0.15	11.46	0.97	150		5.520	11.03	98.5	0.106	0.161	0.005	0.537	71.49	0.007	0.380	8.56	0.5437		62.47
12/09/2015	12	6.220	0.15	11.46	0.97	150		5.340	10.96	93.5	0.130	0.048	0.006	0.543	72.25	0.002	0.382	8.60	0.4993		66.34
13/09/2015	13	6.220	0.15	11.43	0.97	150		6.050	10.93	90.0	0.099	0.046	0.005	0.548	72.90	0.002	0.384	8.65	0.5445		69.83
14/09/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.						6.120	10.86	93.5	0.083	0.074	0.004	0.552	73.46	0.004	0.388	8.74	0.5722		73.10
15/09/2015	15												0.000	0.552	73.46	0.000	0.388	8.74	0.0000		73.10
16/09/2015	16	Escurrimiento						2.900	10.95	47.5	0.099	0.048	0.002	0.554	73.77	0.001	0.389	8.76	0.1378		71.97

73.46% 1.2837
 62.17%

10.86

65.7330 10.86

8.74%

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 121.67 kg
 Granulometria = 100% <2"
 Peso cal inicial = 40.15 gr
 pH = 10.92
 % NaCN = 150 ppm
 Ratio (M3sol/TMmin) = 0.607

Flujo de riego = 7.81 lt/hr/m2
 Ø de Columna = 8 pulg.
 Δ de altura = 0.07 m
 Consumo de Cal = 342 gr/TM
 Consumo de CN = 71.97 gr/TM

ORO
 Solucion = 0.554 gr/TM
 Residuo = 0.197 gr/TM
 Cab. Calculada = 0.751 gr/TM
 Cab. Ensayada = 0.727 gr/TM
 Extracción = 73.77 %

PLATA
 Solucion = 0.389 gr/TM
 Residuo = 4.050 gr/TM
 Cab. Calculada = 4.439 gr/TM
 Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
 Extracción = 8.76 %

Observaciones Generales:	Curado: Solución Curado: 8.00 lt con una concentración de 1000 ppm Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.33 días Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.67 días.	Solución Lixivante: Fuerza de Cianuro 200 ppm Riego continuo. 8 lt/hr/m2
---------------------------------	---	--

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
31/08/2015	0	6.000	0.09	11.51	6.24	1000		Inicio curado a las 09:30 a.m.													
1/09/2015	1	2.000	0.02	11.51	2.08	1000															
2/09/2015	2																				68.38
3/09/2015	3	6.220	0.09	11.00	1.29	200		Inicio el riego a las 09:30 a.m.													68.38
4/09/2015	4	6.220	0.09	10.95	1.29	200		2.260	10.73	412.0	11.157	7.826	0.207	0.207	28.35	0.145	0.145	3.57	0.9311		71.33
5/09/2015	5	6.220	0.09	10.86	1.29	200		6.000	11.08	618.5	4.615	2.800	0.228	0.435	59.49	0.138	0.283	6.96	3.7110		51.43
6/09/2015	6	6.220	0.15	11.05	1.29	200		5.830	11.15	189.0	0.969	0.576	0.046	0.481	65.84	0.028	0.311	7.64	1.1019		52.98
7/09/2015	7	6.220	0.15	11.26	1.29	200		5.890	11.13	118.5	0.424	0.309	0.021	0.502	68.65	0.015	0.326	8.01	0.6980		57.84
8/09/2015	8	6.220	0.15	11.27	1.29	200		5.820	11.12	130.5	0.204	0.066	0.010	0.512	69.98	0.003	0.329	8.09	0.7595		62.20
9/09/2015	9	6.220	0.15	11.24	1.29	200		6.530	11.11	137.5	0.131	0.096	0.007	0.519	70.95	0.005	0.334	8.21	0.8979		65.43
10/09/2015	10	4.600	0.11	11.69	0.954	200		5.800	11.10	139.5	0.091	0.107	0.004	0.523	71.54	0.005	0.339	8.34	0.8091		69.38
11/09/2015	11	6.220	0.15	11.69	1.29	200		6.170	11.14	138.5	0.106	0.067	0.005	0.528	72.28	0.003	0.343	8.42	0.8545		70.20
12/09/2015	12	6.220	0.15	11.69	1.29	200		5.430	10.99	134.0	0.130	0.057	0.006	0.534	73.07	0.003	0.345	8.49	0.7276		74.82
13/09/2015	13	6.220	0.15	11.58	1.29	200		6.130	11.10	130.5	0.099	0.093	0.005	0.539	73.75	0.005	0.350	8.60	0.8000		78.85
14/09/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.						5.950	11.02	134.0	0.083	0.065	0.004	0.543	74.31	0.003	0.353	8.68	0.7973		82.90
15/09/2015	15												0.000	0.543	74.31	0.000	0.353	8.68	0.0000		82.90
16/09/2015	16	Escurrimiento						2.930		76.000	0.116	0.066	0.003	0.546	74.69	0.002	0.355	8.72	0.2227		81.07

771.000 11.00
66.1000

22.17

621.240 11.00

127.20.00

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.67 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.546 gr/TM
Peso cal inicial =	40.15 gr	Δ de altura =	0.07 m	Residuo =	0.185 gr/TM
pH =	11.06			Cab. Calculada =	0.731 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	342.6 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.727 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.615	Consumo de CN =	81.07 gr/TM	Extracción =	74.69 %
					Solucion = 0.355 gr/TM
					Residuo = 3.715 gr/TM
					Cab. Calculada = 4.070 gr/TM
					Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
					Extracción = 8.72 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.00 lt con una concentración de 500 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.33 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.67 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 150 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %		
31/08/2015	0	6.000	0.09	11.24	3.12	500	Inicio curado a las 09:30 a.m.												
1/08/2015	1	2.000	0.02	11.12	1.04	500													
2/08/2015	2																		34.25
3/08/2015	3	6.220	0.09	10.87	0.97	150	Inicio el riego a las 09:30 a.m.												34.25
4/08/2015	4	6.220	0.09	10.84	0.97	150	1.660	10.07	101.5	11.157	7.283	0.152	0.152	22.05	0.100	0.100	2.68	0.1685	40.85
5/08/2015	5	6.220	0.15	10.79	0.97	150	6.000	11.03	274.5	5.000	3.300	0.247	0.400	57.78	0.163	0.263	7.08	1.6470	35.28
6/08/2015	6	6.220	0.15	10.92	0.97	150	5.820	11.02	130.0	0.984	0.604	0.047	0.447	64.60	0.029	0.292	7.86	0.7566	37.04
7/08/2015	7	6.220	0.15	11.07	0.97	150	6.190	11.02	97.0	0.424	0.404	0.022	0.468	67.72	0.021	0.312	8.41	0.6004	40.08
8/08/2015	8	6.220	0.15	11.18	0.97	150	5.640	11.01	102.5	0.221	0.088	0.010	0.479	69.21	0.004	0.316	8.52	0.5781	43.30
9/08/2015	9	6.220	0.15	11.23	0.97	150	6.310	11.01	103.5	0.148	0.086	0.008	0.486	70.32	0.004	0.321	8.64	0.6531	45.91
10/08/2015	10	4.500	0.11	11.42	0.70	150	6.220	11.03	102.5	0.109	0.084	0.006	0.492	71.13	0.004	0.325	8.76	0.6376	48.65
11/08/2015	11	6.220	0.15	11.11	0.97	150	6.010	11.04	102.5	0.106	0.085	0.005	0.497	71.89	0.004	0.329	8.87	0.6160	49.35
12/08/2015	12	6.220	0.15	11.62	0.97	150	5.360	10.87	98.0	0.148	0.066	0.007	0.504	72.83	0.003	0.332	8.95	0.5253	53.01
13/08/2015	13	6.220	0.15	11.53	0.97	150	5.500	10.98	91.5	0.099	0.242	0.004	0.508	73.48	0.011	0.343	9.25	0.5033	56.86
14/08/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.					6.000	10.91	94.5	0.116	0.088	0.006	0.514	74.31	0.004	0.347	9.36	0.5670	60.17
15/08/2015	15											0.000	0.514	74.31	0.000	0.347	9.36	0.0000	60.17
16/08/2015	16	Escurrimiento					2.760	10.93	42.0	0.116	0.092	0.003	0.516	74.69	0.002	0.349	9.42	0.1159	59.22

750,0000 1,2333
620,0000

10,000

650,0000 100,000

7,0000

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.45 kg	Flujo de riego =	7.79 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <2"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.516 gr/TM
Peso cal inicial =	40.07 gr	Δ de altura =	0.06 m	Residuo =	0.175 gr/TM
pH =	10.91			Cab. Calculada =	0.691 gr/TM
% NaCN =	150 ppm	Consumo de Cal =	343.1 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.727 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.601	Consumo de CN =	59.22 gr/TM	Extracción =	74.69 %
					Solucion = 0.349 gr/TM
					Residuo = 3.360 gr/TM
					Cab. Calculada = 3.709 gr/TM
					Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
					Extracción = 9.42 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.00 lt con una concentración de 500 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.33 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.67 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 200 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %		
1/08/2015	0	6.000	0.09	11.26	3.12	500	Inicio curado a las 09:30 a.m.												
2/08/2015	1	2.000	0.02	11.27	1.04	500													
3/08/2015	2																		
4/08/2015	3	6.220	0.09	10.92	1.29	200	Inicio el riego a las 09:30 a.m.												
5/08/2015	4	6.220	0.09	10.88	1.29	200	2.070	10.93	184.5	10.000	7.000	0.170	0.170	25.46	0.119	0.119	3.37	0.3819	41.69
6/08/2015	5						3.890	11.31	283.5	5.384	3.700	0.172	0.343	51.23	0.118	0.238	6.71	1.1028	43.23
7/08/2015	6	6.220	0.15	11.23	1.29	200	2.780	11.18	249.0	2.237	1.386	0.051	0.394	58.88	0.032	0.269	7.60	0.6922	37.53
8/08/2015	7	6.220	0.15	11.28	1.29	200	4.340	11.16	180.5	1.004	0.449	0.036	0.430	64.24	0.016	0.285	8.06	0.7834	41.70
9/08/2015	8	6.220	0.15	11.26	1.29	200	6.330	11.10	135.0	0.393	0.340	0.020	0.450	67.30	0.018	0.303	8.56	0.8546	45.28
10/08/2015	9	6.220	0.15	11.52	1.29	200	5.660	11.09	132.5	0.218	0.130	0.010	0.460	68.82	0.006	0.309	8.73	0.7500	49.72
11/08/2015	10	3.620	0.09	11.44	0.75	200	5.340	11.05	130.5	0.213	0.184	0.009	0.470	70.22	0.008	0.317	8.96	0.6969	54.60
12/08/2015	11	1.920	0.05	11.01	0.40	200	5.470	10.98	130.0	0.204	0.100	0.009	0.479	71.59	0.004	0.322	9.08	0.7111	54.92
13/08/2015	12	5.140	0.12	11.11	1.07	200	3.030	10.95	106.0	0.167	0.107	0.004	0.483	72.21	0.003	0.324	9.16	0.3212	55.56
14/08/2015	13	6.220	0.15	11.11	1.29	200	4.580	10.82	124.0	0.199	0.121	0.007	0.490	73.33	0.005	0.329	9.29	0.5679	59.69
15/08/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.					6.100	10.87	127.5	0.124	0.110	0.006	0.497	74.26	0.006	0.334	9.44	0.7778	63.90
16/08/2015	15											0.000	0.497	74.26	0.000	0.334	9.44	0.0000	63.90
17/08/2015	16	Escurrimiento					2.460	11.06	61.5	0.103	0.081	0.002	0.499	74.58	0.002	0.336	9.49	0.1513	62.65

Consumo Cal 1.2437
 432,53 gr

104,41

Extracción 11,00%

7,20%

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 121.57 kg
 Granulometria = 100% <2"
 Peso cal inicial = 40.12 gr
 pH = 11.04
 % NaCN = 200 ppm
 Ratio (M3sol/TMmin) = 0.501

Flujo de riego = 7.80 lt/hr/m2
 Ø de Columna = 8 pulg.
 Δ de altura = 0.05 m
 Consumo de Cal = 340.7 gr/TM
 Consumo de CN = 62.65 gr/TM

ORO
 Solucion = 0.499 gr/TM
 Residuo = 0.170 gr/TM
 Cab. Calculada = 0.669 gr/TM
 Cab. Ensayada = 0.727 gr/TM
 Extracción = 74.58 %

PLATA
 Solucion = 0.336 gr/TM
 Residuo = 3.205 gr/TM
 Cab. Calculada = 3.541 gr/TM
 Cab. Ensayada = 3.100 gr/TM
 Extracción = 9.49 %

Observaciones Generales:	Riego: Continuo durante las 24 horas	Solución Lixiviante: Fuerza de Cianur 200 ppm. Flujo de riego 8 lt/hr/m2
---------------------------------	--	---

Fecha	Dias	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
12/10/2015	0	6.220	0.05	11.01	1.29	200	Inicio riego 9:30 a.m.													
13/10/2015	1	6.200	0.05	11.13	1.29	200														
14/10/2015	2	6.200	0.05	11.10	1.29	200														
15/10/2015	3	6.200	0.05	11.11	1.29	200	5.190	10.72	83.500	5.299	4.216	0.227	0.227	39.81	0.181	0.181	11.97	0.43337	28.36	
16/10/2015	4	6.200	0.05	11.01	1.29	200	5.800	11.10	114.500	1.264	1.228	0.061	0.287	50.42	0.059	0.239	15.87	0.66410	33.53	
17/10/2015	5	6.200	0.02	11.00	1.29	200	5.530	11.20	123.000	0.866	0.874	0.040	0.327	57.35	0.040	0.279	18.52	0.68019	38.56	
18/10/2015	6	6.200	0.02	11.00	1.29	200	5.860	11.19	129.500	0.809	0.697	0.039	0.366	64.22	0.034	0.313	20.75	0.75887	42.95	
19/10/2015	7	6.200	0.02	11.04	1.29	200	6.130	11.24	134.000	0.233	0.296	0.012	0.378	66.28	0.015	0.328	21.75	0.82142	46.81	
20/10/2015	8	6.200	0.02	11.04	1.29	200	4.940	11.16	133.000	0.160	0.209	0.007	0.384	67.43	0.009	0.336	22.31	0.65702	52.04	
21/10/2015	9	6.200	0.02	10.96	1.29	200	5.900	11.21	133.000	0.124	0.177	0.006	0.391	68.49	0.009	0.345	22.88	0.78470	56.21	
22/10/2015	10	6.200	0.02	10.96	1.29	200	6.180	11.08	140.000	0.093	0.110	0.005	0.395	69.32	0.006	0.351	23.25	0.86520	59.72	
23/10/2015	11	6.200	0.04	11.00	1.29	200	5.560	11.27	134.000	0.102	0.144	0.005	0.400	70.14	0.007	0.357	23.69	0.74504	64.21	
24/10/2015	12	6.200	0.05	10.86	1.29	200	6.000	11.14	136.000	0.054	0.136	0.003	0.403	70.61	0.007	0.364	24.14	0.81600	68.13	
25/10/2015	13	6.200	0.05	10.83	1.29	200	6.490	11.03	146.000	0.054	0.104	0.003	0.405	71.12	0.006	0.370	24.51	0.94754	70.95	
26/10/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.					6.710	11.03	133.000	0.053	0.095	0.003	0.408	71.63	0.005	0.375	24.86	0.89243	74.23	
27/10/2015	15											0.000	0.408	71.63	0.000	0.375	24.86	0.00000	74.23	
28/10/2015	16	Escurrimiento					3.780	10.81	80.500	0.056	0.104	0.002	0.410	71.94	0.003	0.378	25.07	0.30429	71.72	
		86.820	0.51		18.06		74.070	11.09			12.750								9.37017	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 121.16 kg	Flujo de riego = 7.97 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria = 100% <1"	Ø de Columna = 8 pulg.	Solucion = 0.410 gr/TM	Solucion = 0.378 gr/TM
Peso cal inicial = 44.83 gr	Δ de altura = 0.05 m	Residuo = 0.160 gr/TM	Residuo = 1.130 gr/TM
pH = 11.09		Cab. Calculada = 0.570 gr/TM	Cab. Calculada = 1.508 gr/TM
% NaCN = 200 ppm	Consumo de Cal = 374.2 gr/TM	Cab. Ensayada = 0.560 gr/TM	Cab. Ensayada = 1.520 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) = 0.717	Consumo de CN = 71.72 gr/TM	Extracción = 71.94 %	Extracción = 25.07 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 9.02 lt con una concentración de 1000 ppm
 Tiempo de curado: Se dejo regando con la solución de curado 1.5 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejo reposar 1.5 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro: 200 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE						SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm		Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %		
12/10/2015	0	6.220	0.05	11.66	6.47	1000		Inicio curado a las 09:30 a.m.												
13/10/2015	1	2.800	0.02	11.60	2.91	1000														
14/10/2015	2																			77.39
15/10/2015	3	6.220	0.05	11.09	1.29	200		Inicio el riego a las 09:30 a.m.												77.39
16/10/2015	4	6.220	0.05	11.02	1.29	200	3.460	10.56	437.5	10.400	1.600	0.297	0.297	47.11	0.046	0.046	3.115	1.5138	75.54	
17/10/2015	5	6.220	0.02	11.00	1.29	200	5.660	11.21	692.0	2.800	2.680	0.131	0.428	67.86	0.125	0.171	11.65	3.9167	53.87	
18/10/2015	6	6.220	0.02	11.05	1.29	200	5.920	11.29	182.5	0.428	0.415	0.021	0.449	71.17	0.020	0.191	13.03	1.0804	55.60	
19/10/2015	7	6.220	0.02	11.07	1.29	200	5.840	11.25	127.0	0.130	0.169	0.006	0.455	72.17	0.008	0.199	13.59	0.7417	60.12	
20/10/2015	8	6.220	0.02	11.02	1.29	200	6.000	11.12	142.5	0.089	0.104	0.004	0.459	72.87	0.005	0.204	13.94	0.8550	63.71	
21/10/2015	9	6.220	0.02	10.95	1.29	200	5.540	11.19	134.0	0.071	0.104	0.003	0.462	73.38	0.005	0.209	14.26	0.7424	68.23	
22/10/2015	10	6.220	0.02	10.98	1.29	200	6.840	11.13	132.0	0.056	0.064	0.003	0.466	73.88	0.004	0.213	14.51	0.9029	71.42	
23/10/2015	11	6.220	0.04	10.95	1.29	200	5.910	11.34	131.0	0.085	0.076	0.004	0.470	74.54	0.004	0.216	14.76	0.7742	75.68	
24/10/2015	12	6.220	0.05	10.90	1.29	200	6.680	11.09	135.0	0.020	0.075	0.001	0.471	74.72	0.004	0.221	15.05	0.9018	78.88	
25/10/2015	13	6.220	0.05	10.85	1.29	200	6.160	11.15	133.0	0.020	0.057	0.001	0.472	74.88	0.003	0.223	15.24	0.8193	82.76	
26/10/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.						6.540	11.17	133.5	0.034	0.059	0.002	0.474	75.17	0.003	0.227	15.46	0.8731	86.20
27/10/2015	15											0.000	0.474	75.17	0.000	0.227	15.46	0.0000	86.20	
28/10/2015	16	Escurrimiento						3.220	10.95	92.500	0.056	0.074	0.001	0.475	75.40	0.002	0.229	15.59	0.2979	83.75
		77.440	0.43		23.57		67.770	11.12			9.670								13.4190	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.21 kg	Flujo de riego =	7.99 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% < 1"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.475 gr/TM
Peso cal inicial =	44.85 gr	Δ de altura =	0.05 m	Residuo =	0.155 gr/TM
pH =	11.12			Cab. Calculada =	0.630 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	373.6 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.560 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.639	Consumo de CN =	83.75 gr/TM	Extracción =	75.40 %
					Solucion = 0.229 gr/TM
					Residuo = 1.238 gr/TM
					Cab. Calculada = 1.466 gr/TM
					Cab. Ensayada = 1.520 gr/TM
					Extracción = 15.59 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.00 lt con una concentración de 500 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.5 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.5 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 50 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %		
12/10/2015	0	6.220	0.05	11.47	3.24	500	Inicio curado a las 09:30 a.m.												
13/10/2015	1	2.800	0.02	11.23	1.46	500													
14/10/2015	2																		
15/10/2015	3	6.220	0.05	10.53	0.32	50	Inicio el riego a las 09:30 a.m.												
16/10/2015	4	6.220	0.05	10.69	0.32	50	3.680	10.43	192.0	9.200	1.500	0.278	0.278	48.25	0.045	0.045	4.22	0.7066	35.47
17/10/2015	5	6.220	0.02	10.55	0.32	50	5.670	11.01	281.0	2.333	2.268	0.109	0.387	67.11	0.106	0.151	14.06	1.5933	25.00
18/10/2015	6	6.220	0.02	11.40	0.32	50	5.560	10.94	52.0	0.381	0.336	0.017	0.405	70.13	0.015	0.167	15.49	0.2891	25.26
19/10/2015	7	6.220	0.02	10.59	0.32	50	6.200	10.88	27.5	0.130	0.108	0.007	0.411	71.28	0.006	0.172	16.00	0.1705	26.48
20/10/2015	8	6.220	0.02	10.50	0.32	50	6.100	10.81	54.0	0.071	0.068	0.004	0.415	71.89	0.003	0.175	16.32	0.3294	26.41
21/10/2015	9	6.220	0.02	10.51	0.32	50	6.000	10.78	23.0	0.071	0.063	0.004	0.418	72.50	0.003	0.179	16.60	0.1380	27.90
22/10/2015	10	6.220	0.02	10.94	0.32	50	6.040	10.69	28.0	0.037	0.041	0.002	0.420	72.82	0.002	0.181	16.79	0.1691	29.14
23/10/2015	11	6.220	0.04	10.57	0.32	50	5.920	10.94	25.0	0.051	0.054	0.002	0.423	73.25	0.003	0.183	17.04	0.1480	30.56
24/10/2015	12	6.220	0.05	10.45	0.32	50	6.420	11.14	30.5	0.020	0.038	0.001	0.424	73.43	0.002	0.185	17.22	0.1958	31.58
25/10/2015	13	6.220	0.05	10.43	0.32	50	5.760	10.80	27.5	0.036	0.038	0.002	0.425	73.73	0.002	0.187	17.39	0.1584	32.91
26/10/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.					6.410	10.76	33.0	0.034	0.040	0.002	0.427	74.04	0.002	0.189	17.59	0.2115	33.80
27/10/2015	15											0.000	0.427	74.04	0.000	0.189	17.59	0.0000	33.80
28/10/2015	16	Escurrimiento					3.880	10.39	25.5	0.056	0.035	0.002	0.429	74.35	0.001	0.190	17.69	0.0989	32.99
		75.740	0.43		8.22		67.640	10.80			8.100							4.2087	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 121.60 kg
 Granulometria = 100% <1"
 Peso cal inicial = 44.99 gr
 pH = 10.80
 % NaCN = 50 ppm
 Ratio (M3sol/TMmin) = 0.623

Flujo de riego = 7.82 lt/hr/m2
 Ø de Columna = 8 pulg.
 Δ de altura = 0.05 m

Consumo de Cal = 373.5 gr/TM
 Consumo de CN = 32.99 gr/TM

ORO
 Solucion = 0.429 gr/TM
 Residuo = 0.148 gr/TM
 Cab. Calculada = 0.577 gr/TM
 Cab. Ensayada = 0.560 gr/TM
 Extracción = 74.35 %

PLATA
 Solucion = 0.190 gr/TM
 Residuo = 0.885 gr/TM
 Cab. Calculada = 1.075 gr/TM
 Cab. Ensayada = 1.520 gr/TM
 Extracción = 17.69 %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 9.02 lt con una concentración de 500 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.5 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.5 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 150 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %		
12/10/2015	0	6.220	0.05	11.51	3.24	500	Inicio curado a las 09:30 a.m.												
13/10/2015	1	2.800	0.02	11.71	1.46	500													
14/10/2015	2																		
15/10/2015	3	6.220	0.05	10.83	0.97	150	Inicio el riego a las 09:30 a.m.												
16/10/2015	4	6.220	0.05	10.99	0.97	150	3.570	10.28	175.0	10.400	1.600	0.306	0.306	50.35	0.047	0.047	3.66	0.6248	41.63
17/10/2015	5	6.220	0.02	10.98	0.97	150	5.680	11.03	296.5	2.266	2.062	0.106	0.413	67.81	0.097	0.144	11.16	1.6841	35.74
18/10/2015	6	6.220	0.02	10.91	0.97	150	5.840	11.04	107.5	0.397	0.460	0.019	0.432	70.95	0.022	0.166	12.88	0.6278	38.56
19/10/2015	7	6.220	0.02	11.04	0.97	150	6.250	11.04	91.0	0.130	0.145	0.007	0.438	72.05	0.007	0.173	13.46	0.5688	41.87
20/10/2015	8	6.220	0.02	10.97	0.97	150	6.000	10.98	97.0	0.107	0.136	0.005	0.444	72.92	0.007	0.180	13.98	0.5820	45.07
21/10/2015	9	6.220	0.02	10.90	0.97	150	6.130	11.11	89.0	0.089	0.109	0.005	0.448	73.66	0.006	0.186	14.41	0.5456	48.57
22/10/2015	10	6.220	0.02	10.78	0.70	150	6.020	10.97	91.0	0.056	0.083	0.003	0.451	74.12	0.004	0.190	14.73	0.5478	52.06
23/10/2015	11	6.220	0.04	10.91	0.97	150	5.950	11.20	91.0	0.085	0.099	0.004	0.455	74.81	0.005	0.195	15.11	0.5415	53.37
24/10/2015	12	6.220	0.05	10.84	0.97	150	6.760	10.85	100.5	0.020	0.075	0.001	0.456	74.99	0.004	0.199	15.43	0.6794	55.77
25/10/2015	13	6.220	0.05	10.79	0.97	150	5.700	11.04	91.0	0.036	0.070	0.002	0.458	75.27	0.003	0.202	15.69	0.5187	59.49
26/10/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.					6.280	11.05	88.0	0.034	0.070	0.002	0.460	75.56	0.004	0.206	15.97	0.5526	62.94
27/10/2015	15											0.000	0.460	75.56	0.000	0.206	15.97	0.0000	62.94
28/10/2015	16	Escurrimiento					3.680	10.41	64.0	0.056	0.084	0.002	0.461	75.84	0.003	0.208	16.17	0.2355	60.99
		75.740	0.43		15.1		67.860	10.92			7.880							7.7085	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco = 121.20 kg
 Granulometria = 100% <1"
 Peso cal inicial = 44.84 gr
 pH = 10.92
 % NaCN = 150 ppm
 Ratio (M3sol/TMmin) = **0.625**

Flujo de riego = 7.82 lt/hr/m2
 Ø de Columna = 8 pulg.
 Δ de altura = 0.04 m
 Consumo de Cal = **373.5** gr/TM
 Consumo de CN = **60.99** gr/TM

ORO
 Solucion = 0.461 gr/TM
 Residuo = 0.147 gr/TM
 Cab. Calculada = **0.608** gr/TM
 Cab. Ensayada = 0.560 gr/TM
 Extracción = **75.84** %

PLATA
 Solucion = 0.208 gr/TM
 Residuo = 1.080 gr/TM
 Cab. Calculada = **1.288** gr/TM
 Cab. Ensayada = 1.520 gr/TM
 Extracción = **16.17** %

Observaciones Generales:

Curado:

Solución Curado: 8.00 lt con una concentración de 500 ppm
 Tiempo de curado: Se dejó regando con la solución de curado 1.5 días
 Tiempo de reposo: una vez humedecido el mineral se dejó reposar 1.5 días.

Solución Lixivante:

Fuerza de Cianuro 200 ppm
 Riego continuo.
 8 lt/hr/m2

Fecha	Días	SOLUCION LIXIVIANTE					SOLUCION PREGNANT					EXTRACCIÓN Au			EXTRACCIÓN Ag			CN en Pregnant gr	Consumo CN gr/TM	
		Agua lt	Cal gr	PH	NaCN gr	CN libre ppm	Vol. lt	PH	CN libre ppm	Ley Au ppm	Ley Ag ppm	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %	Parcial ppm	Acum ppm	Acum %			
12/10/2015	0	6.220	0.05	11.52	3.24	500	Inicio curado a las 09:30 a.m.													
13/10/2015	1	2.800	0.02	11.20	1.46	500														
14/10/2015	2																			38.78
15/10/2015	3	6.220	0.05	11.10	1.29	200	Inicio el riego a las 09:30 a.m.													38.78
16/10/2015	4	6.220	0.05	11.09	1.29	200	3.940	10.29	180.0	9.600	1.500	0.312	0.312	51.37	0.049	0.049	3.04	0.7092	43.57	
17/10/2015	5	6.220	0.02	11.01	1.29	200	5.760	11.11	311.5	2.066	2.062	0.098	0.410	67.53	0.098	0.147	9.14	1.7942	39.41	
18/10/2015	6	6.220	0.02	11.12	1.29	200	5.700	11.10	142.5	0.397	0.419	0.019	0.429	70.60	0.020	0.166	10.36	0.8123	43.35	
19/10/2015	7	6.220	0.02	11.15	1.29	200	6.000	11.17	90.0	0.148	0.221	0.007	0.436	71.81	0.011	0.177	11.05	0.5400	49.54	
20/10/2015	8	6.220	0.02	11.04	1.29	200	5.890	11.09	135.5	0.107	0.168	0.005	0.441	72.66	0.008	0.186	11.55	0.7981	53.60	
21/10/2015	9	6.220	0.02	11.00	1.29	200	5.760	11.13	130.0	0.089	0.168	0.004	0.446	73.36	0.008	0.194	12.05	0.7488	58.06	
22/10/2015	10	6.220	0.02	10.85	1.29	200	6.220	11.06	143.0	0.093	0.124	0.005	0.450	74.14	0.006	0.200	12.45	0.8895	61.37	
23/10/2015	11	6.220	0.04	11.02	1.29	200	6.200	11.35	77.5	0.068	0.144	0.003	0.454	74.72	0.007	0.207	12.91	0.4805	68.05	
24/10/2015	12	6.220	0.05	10.91	1.29	200	6.180	11.10	137.0	0.020	0.103	0.001	0.455	74.88	0.005	0.213	13.23	0.8467	71.71	
25/10/2015	13	6.220	0.05	10.87	1.29	200	6.810	11.20	137.5	0.036	0.104	0.002	0.457	75.22	0.006	0.218	13.60	0.9364	74.62	
26/10/2015	14	Paro lixiviación 9:30 a.m.						5.930	11.13	139.5	0.053	0.095	0.003	0.460	75.64	0.005	0.223	13.89	0.8272	78.44
27/10/2015	15											0.000	0.460	75.64	0.000	0.223	13.89	0.0000	78.44	
28/10/2015	16	Escurrimiento						3.240	11.01	91.0	0.074	0.114	0.002	0.462	75.97	0.003	0.226	14.08	0.2948	76.01
		76.140	0.43		18.89		67.630	11.06			8.510								9.6777	

CONDICIONES DE LA LIXIVIACION

Peso mineral Seco =	121.20 kg	Flujo de riego =	7.86 lt/hr/m2	ORO	PLATA
Granulometria =	100% <1"	Ø de Columna =	8 pulg.	Solucion =	0.462 gr/TM
Peso cal inicial =	44.84 gr	Δ de altura =	0.05 m	Residuo =	0.146 gr/TM
pH =	11.06			Cab. Calculada =	0.608 gr/TM
% NaCN =	200 ppm	Consumo de Cal =	373.5 gr/TM	Cab. Ensayada =	0.560 gr/TM
Ratio (M3sol/TMmin) =	0.628	Consumo de CN =	76.01 gr/TM	Extracción =	75.97 %
					Residuo = 1.380 gr/TM
					Cab. Calculada = 1.606 gr/TM
					Cab. Ensayada = 1.520 gr/TM
					Extracción = 14.08 %

Anexo 2: Columnas de lixiviación



Anexo 3: Bombas peristálticas y baldes para el control de la lixiviación en columnas



Anexo 4: Bombas peristálticas para el control del riego en las columnas



Anexo 5: Zona de preparacion de muestras mineral



Anexo 6: Zona de lectura de soluciones pregnant y barren por absorcion atómica



Anexo 7: Zona de fundición por ensayo al fuego para determinar leyes en mineral (cabeza y ripios)

