

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN-TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**OPTIMIZACIÓN DE PRUEBAS METALÚRGICAS PARA LA
LIXIVIACIÓN DE RELAVES CON CONTENIDO DE PLATA
APLICANDO PERÓXIDO**

TESIS

Presentada por:

Bach. Marco Antonio Salazar Zeballos

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2014

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA

**OPTIMIZACIÓN DE PRUEBAS METALÚRGICAS PARA LA
LIXIVIACIÓN DE RELAVES CON CONTENIDO DE PLATA
APLICANDO PERÓXIDO**

Tesis sustentada y aprobada el 03 de enero de 2014, estando integrado

el Jurado Calificador por:

PRESIDENTE



MSc. Nataniel Mario Linares Gutiérrez.

SECRETARIO



MSc. Matías Carlos Vivar Colquicocha

MIEMBRO



Mgr. Raúl Del Pozo Tello

ASESOR



MSc. Tolomeo Raúl Soto Pérez

AGRADECIMIENTOS

A todos mis profesores que con sus valiosos conocimientos contribuyeron en mi formación académica y profesional.

A mi esposa Evelyn por confiar y apoyarme en la presente tesis.

DEDICATORIA:

A mis Padres Moisés y Carmen, quienes depositaron todo su esfuerzo para alcanzar mis metas y ser cada día mejor personalmente como profesionalmente.

INDICE DE CONTENIDO

CAPITULO I: GENERALIDADES	Pag.
1.1. Descripción del estudio	3
1.1.1. Objetivo de la tesis	3
1.1.2. Objetivo Especifico	3
1.1.3. Hipótesis del problema	3
1.1.4. Problemática Metalúrgica	4
1.1.5. Metodología Experimental	4
1.2. Historia del depósito	5
1.3. Geología y reservas mineras	5
1.4. Objetivo de estudio	9
1.5. Ubicación y accesos	10
1.6. Ubicación del petitorio	11
1.7. Topología y clima	11
 CAPITULO II: FUNDAMENTO TEORICO	
 2.1 La Hidrometalurgia	 13

2.2	Lixiviación cianurante de minerales de Plata y Oro	16
2.3	Química del proceso	18
2.4	Aspectos termodinámicos y cinéticos de reacción	19
2.5	Mecanismo de disolución	21
2.5.1	Cinética de la plata	24
2.6	Variables en el proceso de cianuración	27
2.6.1	Efecto del tamaño de partícula en la velocidad de disolución	27
2.6.2	Efecto de la concentración del cianuro	28
2.6.3	Efecto del oxígeno en la cianuración	30
2.6.4	Efecto potencial redox – Ph	30
2.6.5	Efecto de la temperatura	34
2.6.6	Otros factores que afectan la disolución de la plata	35
2.7	Optimización del proceso de cianuración con reactivos químicos	36
2.7.1	Efecto de oxígeno en la disolución	38
2.7.2	Efecto de la pirrotita en la cianuración	39
2.7.3	Proceso PAL	40
2.7.4	Hidróxido de amonio en la cianuración de minerales	48

2.7.5	Proceso amoniaco-cianuro	49
2.7.6	Precipitación de mercurio con sulfuro de calcio	50
2.7.7	Empleo de litargirio	52
2.7.8	Empleo de sales solubles de plomo	53
2.7.9	Empleo de cloruro de mercurio	55
2.7.10	Empleo de sales de talio	56
2.8	Métodos de lixiviación	59
2.8.1	Lixiviación en situ	60
2.8.2	Lixiviación en botaderos	61
2.8.3	Lixiviación en pilas	62
2.8.4	Lixiviación en valle	65
2.8.5	Lixiviación por agitación	66

CAPITULO III: MARCO EXPERIMENTAL

3.1	Investigación de la cianuración	68
3.2	Características del mineral	69
3.2.1	Composición mineralógica	69
3.2.2	Plata y Oro en el mineral	69
3.3	Alternativas de procesamiento	70
3.4	Pruebas experimentales a nivel de laboratorio	75

3.5 Resumen pruebas experimentales	81
------------------------------------	----

CAPITULO IV: DISEÑO EXPERIMENTAL

4.1 Diseño de la parte experimental	83
4.2 Determinación de parámetros preliminares	84
4.3 Variables del proceso	85
4.4 Diseño experimental	85
4.4.1 Análisis de la varianza para la recuperación	86
4.4.2 Análisis de los efectos de las variables experimentales	88
4.4.3 Análisis de la varianza de efectos	92
4.4.4 Análisis de residuos para la recuperación	96
4.5 Aceptación del modelo	97
4.6 El modelo es aceptado	98
4.6.1 Representación del modelo matemático	98
4.7 Representación gráfica del modelo matemático	100

CAPITULO V: INFORME ECONOMICO

CONCLUSIONES	106
RECOMENDACIONES	108
ANEXOS	109
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	110

INDICE FIGURAS

	Pag.
Figura 1 Ubicación zona de estudio	10
Figura 2 Metalurgia del oro	19
Figura 3 Estabilidad del Au-H ₂ O-CN	22
Figura 4 Minerales de Au y Ag	23
Figura 5 Efecto de la concentración del CN en la disolución de Au-Ag.	25
Figura 6 Estabilidad del Ag-CN-H ₂ O	26
Figura 7 Estabilidad de CN vs pH	33
Figura 8 Diagrama de Lixiviación en valle	66
Figura 9 Diagrama de Pareto	101
Figura 10 Grafica de ecuación	101
Figura 11 Contornos de colores vs recuperaciones	102

INDICE TABLAS

	Pag.
TABLA I Stock work Au-Ag	8
TABLA II Oxido potencial	22
TABLA III Velocidad de disolución	30
TABLA IV Disolución de minerales de Cu en CN	48
TABLA V Descomposición de minerales sulfurados	54
TABLA VI Leyes de mineral cateos de 3 a 6 m.	70
TABLA VII Ensayo químico de mineral cabeza	71
TABLA VIII Prueba de agitación	71
TABLA IX Recuperación Condiciones normales	71
TABLA X Parámetros prueba de aglomeración	72
TABLA XI Lixiviación en vats	72
TABLA XII Parámetros de prueba 1	76
TABLA XIII Cantidad de reactivo adicionados	76
TABLA XIV Parámetros de prueba 2	77
TABLA XV Cantidad de eactivos adicionados	77
TABLA XVI Parámetros de prueba 3	78
TABLA XVII Cantidad de reactivo adicionados	78

TABLA XVIII Parámetros de prueba 4	79
TABLA XIX cantidad de reactivo adicionada	79
TABLA XX parámetros de la prueba 5	80
TABLA XXI cantidad de reactivo adicionadas	80
TABLA XXII Resultados de las 5 pruebas	81
TABLA XXIII matriz de diseño con valores reales para la recuperación de Ag	86
TABLA XXIV Análisis de varianza para recuperación de plata	88
TABLA XXV Efectos estimados para la recuperación de plata	91
TABLA XXVI Coeficiente de regresión para recuperación de la plata	99
TABLA XXVII Limites alto – medio – bajo	102
TABLA XXVIII Valores Óptimos	104
TABLA XXIX Gastos de las 5 pruebas metalúrgicas	106
TABLA XXX Gastos de local-laboratorio	107

INTRODUCCIÓN

La extracción y producción de oro en nuestro país a un bajo costo se ha convertido hoy en día una necesidad, con las diferentes técnicas de cianuración, para minerales de baja ley y relaves antiguos.

La actividad aurífera en los últimos años por los precios que presentan, se dan cambios a nivel nacional, cada día más denuncios como inversiones internacionales ingresan a zonas abandonadas y dando empuje a nuestro país. Las inversiones mayoritarias provienen de los países desarrollados como USA, Canadá, Australia, China, etc. Con la apertura de los mercados internacionales para su venta de este mineral y cada día superando los niveles de producción estimados e invirtiendo en nueva tecnología para que minimice sus costos de operación y lograr altos beneficios.

En nuestro país se están dando aplicaciones más baratas en cuanto a la extracción de minerales y recuperación del metal valioso,

como lixiviación en botaderos y/o otras etapas de producción, como adsorción y desorción en carbón activado, proceso de precipitación con polvo de zinc, etc.; que les permite tratar grandes cantidades a bajo costo.

En el tratamiento de minerales se da incidencia en la combinación de procesos en base a una exhaustiva investigación. Al tratar relaves da cierta ventaja respecto a los minerales que involucran desarrollo y exploración de minas.

Menor costo de procesamiento, ya que el mineral valioso se encuentra en gran porcentaje liberado, dando como consecuencia la eliminación de la etapa de exploración, chancado y molienda. Menor costo de extracción como de acarreo de mineral.

La mayor demanda de gasto es en la planta de procesamiento. La investigación metalúrgica, se realizó en base a minimizar los costos de producción y la mejor alternativa de procesamiento.

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1 DESCRIPCIÓN DEL ESTUDIO

1.1.1 OBJETIVO DE LAS TESIS

Optimizar la recuperación de relaves con contenido de plata-oro por cianuración aplicando peróxido de hidrogeno.

1.1.2 OBJETIVO ESPECIFICO

Qué proceso se debe considerar optimizar la recuperación de plata.

Determinar el consumo de reactivos.

1.1.3 HIPOTESIS DEL PROBLEMA

Se lograra una recuperación mayo de 90% incrementando la dosificación de peróxido de hidrogeno.

Se incrementara la recuperación en un periodo de tiempo de 24 horas.

1.1.4 PROBLEMÁTICA METALURGICA

Al cianurar los relaves a grandes altitudes sobre el nivel del mar son difíciles de lixiviar por la carencia de oxígeno en la atmosfera demorando el tiempo de reacción.

1.1.5 METODOLOGIA EXPERIMENTAL

Determinar la adición de peróxido para obtener mejores resultados en la recuperación de Plata-Oro.

Realizar pruebas metalúrgicas de cianuración a nivel laboratorio variando la dosificación de peróxido de hidrogeno.

1.2. HISTORIA DEL DEPOSITO

El depósito de relave amparado por el denunció "Santa luisa I", se produjo a consecuencia, de la constante comercialización de minerales valiosos de esta zona y como alternativa para tener mayores beneficios en el procesamiento de estos.

En el área de estudio se hizo un reconocimiento superficial de 200 Ha. Se encontró trabajos de cateos recientes.

Se encuentran los trabajos antiguos como, una galería con piques cubiertas con materiales cizalla (derrumbes). Se observan canchas antiguas deterioradas por el tiempo donde se pueden observar minerales oxidados de un color verdoso, galena, argentíferos y se reconoce la formación de un stock work.

1.3. GEOLOGIA Y RESERVAS MINERAS

La zona de estudio está ubicada en un terreno volcánico ácido a intermedio, que localmente está instruido por diques andesíticos.

La topografía que presenta es bastante abrupta con una dinámica acentuada erosión profundización en la base del cañón caracterizado por una morfología empinada con perfiles típicos en V. La zona presenta posible yacimiento de stock work.

La fractura o venilleos han sido instruidos con silicificación, sereticificación, argentíferos, galenas, se encuentran fracturados por movimientos pre y post minerales.

La mineralización está compuesta por minerales de la zona de oxidación, representados por galena, por limonita, hematina y minerales oxidados de plata, plomo.

Las estructuras y fracturas tienen una mineralización de color verdoso, por la presencia de clorita y amarillo a rojizo por limonita y óxidos de hierro.

En el área se encuentran vetillas mineralizadas, sub-volcánicas te tipo stock work la mineralización está emplazado en vetillas fracturas rellenas de galena, limonita, pirita, en algunos tramos se puede observar lenticularmente calcopirita la formación que presenta

es un típico stock work y se le ha podido reconocer en un área de 100Ha.

Las rocas han sido alteradas con intrusión con silicificación seritización y propelitización presentando fracturamientos muy fuertes por movimientos pre y post- minerales.

La mineralización en las fracturas de vetillas; está orientado a la oxidación con presencia de minerales de limonita, hematina, pirolusita, calcita, barita, piritita con presencia de minerales primarios, argentíferos, esfalerita, y alta presencia de galena.

Es muy probable que en este tipo de yacimientos se presente enriquecimientos secundarios y/o minerales primarios.

Oxidos:

Limonita: $\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$

Hematita: Fe_2O_3

Pirolusita: M^{4+}O_2

Calcita: CaCO_3

Baritina: BaSO_4

Pirita con presencia de minerales primarios: FeS_2

Minerales Argentíferos:

Esfalerita: ZnS

Pirita: FeS_2

Galena (Enriquecimientos primarios y secundarios): PbS

MUESTREO DE AFLORAMIENTO

Se realizó un muestreo del afloramiento en un área 100Ha.

Aproximadamente. Tomándose 14 muestras.

TABLA N° I: Stock work Au-Ag.

N° Muestras	Potencia	OZ/TC Ag	gr./TM Au	Ubicación
1	stock work	4.80	6.20	Veta I antiguo
2	chips	3.20	4.80	Veta I antiguo
3	chips	15.60	9.10	Veta I antiguo
4	chips	18.10	7.15	Veta I antiguo
5	chips	1.50	0.80	afloramiento
6	chips	0.80	1.90	afloramiento
7	chips	1.10	0.40	afloramiento
8	chips	0.10	---	afloramiento
9	chips	0.70	---	afloramiento
10	chips	1.25	---	afloramiento
11	chips	0.90	1.30	afloramiento
12	chips	2.50	2.50	afloramiento
13	chips	5.10	3.10	afloramiento
14	chips	8.20	2.30	afloramiento
PROMEDIO		4.56	3.60	

Fuente: Elaboración propia

De las 14 muestras 4 son los que han reportado mejores valores por cuanto se muestreo en la zona de trabajo y cateos de 1 a 6.00 metros de profundidad (labor antiguo) y las demás muestras se tomaron por sistemas CHIPS esquirlas de afloramiento superficial.

1.4. OBJETIVO DEL ESTUDIO

Determinar la factibilidad de recuperación de plata y oro de los relaves, mediante la cianuración.

Maximizar la recuperación óptima.

Incentivar la investigación, para aplicar procesos alternativos en la cianuración.

Contribuir con el desarrollo de la zona.

1.5. UBICACIÓN Y ACCESOS

La zona es accesible mediante la carretera Juliaca, Yanamayo (Puno) asfaltado; para luego continuar mediante una carretera carrozable afirmada hasta la zona de estudio.

La zona de estudios está ubicada en el departamento de Puno distrito San Antonio. En la zona Pichacani n° 33 V- cota N° 8219000 – este – 351000 msnm – 4074. Es accesible por una carretera carrozable del desvío – Yanamayo (Puno) vía San Antonio de Esquilache. (Gráfico de plano de ubicación).

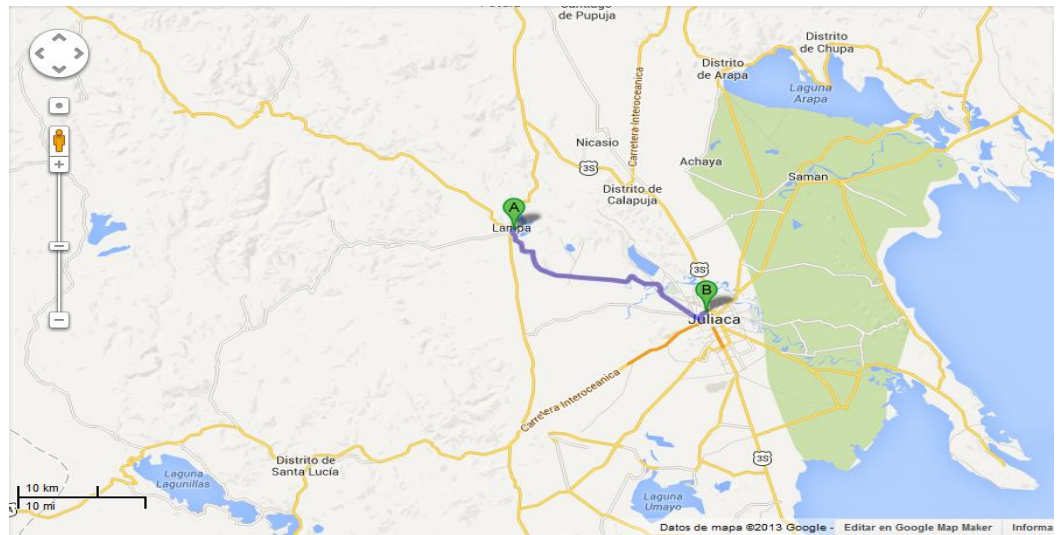


Figura 1: Ubicación de zona de estudio

Fuente: Google Earth

1.6. UBICACIÓN DEL PETITORIO

Código: 01-00883-04; Fecha y hora de presentación 15/04/2004, 10:48:00 horas; HECTAREAS 100.00; clasificación Metálica; Coordenadas UTM de los vértices del petitorio (expresado en miles). VO1: N8 306 E324; V02: N8 305 E324; VO3: N8 305 E323; VO4: N8 306 E323.

Distrito de PALCA, PROVINCIA Imlpa, Departamento PUNO;
Nombre y Número de Hoja de la carta Nacional: OCUVIRI 31-U;
Zona: 19.

1.7. TOPOLOGIA Y CLIMA

La topografía de la zona es abrupta, presentando un drenaje subparalelo convergente con una acentuada erosión y profundización en V.

La vegetación está compuesta de pastos naturales (icchu) que sirve de sustento para la ganadería, ovino, auquénidos y otros.

Geológicamente la zona está formada por rocas volcánicas ácida intermedia por intercalaciones piroclásticas y materiales sedimentarios.

Clima cambiante, con presencia constante de lluvias.

CAPITULO II

FUNDAMENTO TEORICO

2.1. LA HIDROMETALURGIA

La hidrometalurgia es una rama de la metalurgia extractiva la cual se basa en la extracción de metales desde sus minerales que los contienen, mediante métodos físico-químicos acuosos.

Donde se distinguen 3 etapas físico-químicas distintivas y secuenciales:

- Una etapa de disolución selectiva del metal desde los sólidos que lo contienen mediante una solución acuosa.
- Una etapa de procesamiento y transformación del metal disueltos en el medio acuoso de lixiviación mediante agentes externos que permiten la purificación y/o concentración de estos metales. (Métodos Merrill Crown, Carbón activado, etc.)

- Una etapa de recuperación selectiva de los valores metálicos disueltos en el medio acuoso en la forma de un producto final solidó.

En la lixiviación intervienen además del material solidó de origen, un agente lixivante (disolvente NaCN) que normalmente esta disuelta en la solución acuosa y un agente externo que actúa como oxidante o reductor y participa en la disolución del metal de interés mediante un cambio en los potenciales de óxido-reducción (potencial redox), de la solución lixivante.

La lixiviación también puede realizarse con participación de presiones altas o bajas, temperaturas inferiores o superiores a las del ambiente; manteniendo el único requisito de desarrollarse en medio acuoso.

La extracción de oro es un conjunto de etapas las cuales tienen diferente velocidad. Por lo tanto, el tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción de extracción de oro, estará controlada por la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa o fase controlante), es importante identificarla para incrementar su

rapidez. La reacción de lixiviación de oro es una reacción físico-química en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida, se resume en las cinco etapas siguientes:

- Difusión de los reactantes desde la solución hasta la inter-fase sólido-líquido.
- Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
- Reacción en la superficie.
- Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
- Difusión de estos productos de la inter-fase sólido-líquido a la solución.

El tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión, en tanto las etapas 2, 3 y 4 son función de la rapidez de los procesos químicos. Si la difusión es muy lenta, es necesaria una mayor agitación para acelerar la reacción, si en cambio esta última es retardada por los procesos químicos, una opción es incrementar la temperatura.

2.2 LIXIVIACION CIANURANTE DE MINERALES DE Au Y Ag

El oro y la plata se disuelven fácilmente en soluciones diluidas del ion cianuro, lo cual era conocido desde por lo menos 200 años, aunque el fundamento de este ataque ha permanecido sin aclarar hasta hace relativamente poco tiempo. Por ejemplo: no se sabía porque los metales nobles, se lixivaban sin dificultad en cianuro diluido y por qué las velocidades de lixiviación eran dependientes de la concentración del lixiviante, pero solo hasta una determinada concentración crítica. En 1846, Elsner propuso por primera vez que el oro se disolvía en una solución de cianuro, solo si era en presencia de oxígeno.

La reacción es la siguiente:

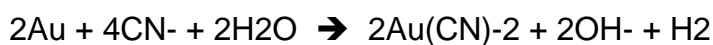


ELSNER

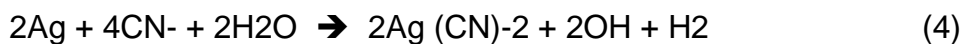
En el caso de la plata se produce una reacción absolutamente equivalente:



Unos 40 años más tarde, Janin sugirió que la disolución de estos metales tienen lugar no con reducción del oxígeno, sino con desprendimiento de hidrogeno.



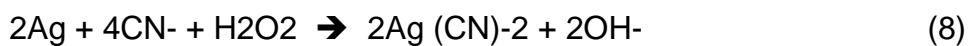
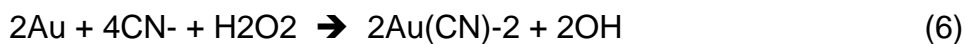
(3) JANIN



La confirmación y justificación de la reacción (1) se produjo más tarde de la mano de Bodlander quien señalo que transcurre en dos partes, tanto para el oro como para la plata:



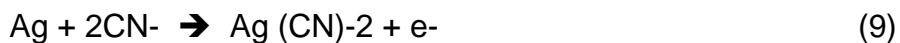
BODLANDER



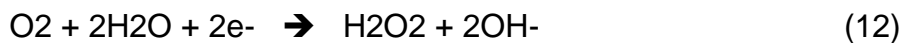
2.3 QUIMICA DEL PROCESO

Detrás de todas estas reacciones hay un mecanismo electroquímico de disolución con las correspondientes etapas de oxidación (anódica -) y de reducción (catódica +):

REACCION ANODICA:



REACCION CATODICA:



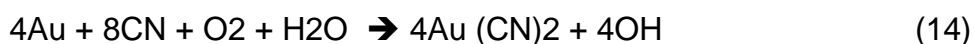
obtenidos, ellos calcularon los cambios de energía libre en las diferentes reacciones sugeridas y puntualizaron cuales de ellas son teóricamente posibles bajo condiciones corrientes de cianuración. Para la energía libre del ion aurocianuro, $\text{Au}(\text{CN})_2$ encontraron un valor de 69.064 calorías. Con otros datos disponibles fueron calculados las constantes de equilibrio para las ecuaciones propuestas anteriormente.

Para la ecuación de Elsner $K = 10^{66}$

Para la ecuación de Jannin $K = 10^{9.9}$

Para la ecuación de Bodlander $K = 10^{16}$ y $10^{12.1}$

Sus resultados demostraron que para la ecuación de Elsner la reacción continua hasta su determinación, es decir; hasta que prácticamente todo el cianuro es consumido o todo el metal es disuelto. Consecuentemente, la ecuación de Elsner es la que realmente expresa la reacción de la disolución del oro en soluciones, o sea:



Para la ecuación de Jannin, las constantes de equilibrio son tan desfavorables que la formación de hidrogeno puede considerarse imposible bajo condiciones normales.

Para las ecuaciones de Bodlander, las constantes de equilibrio son favorables; consecuentemente, las reacciones son posibles.

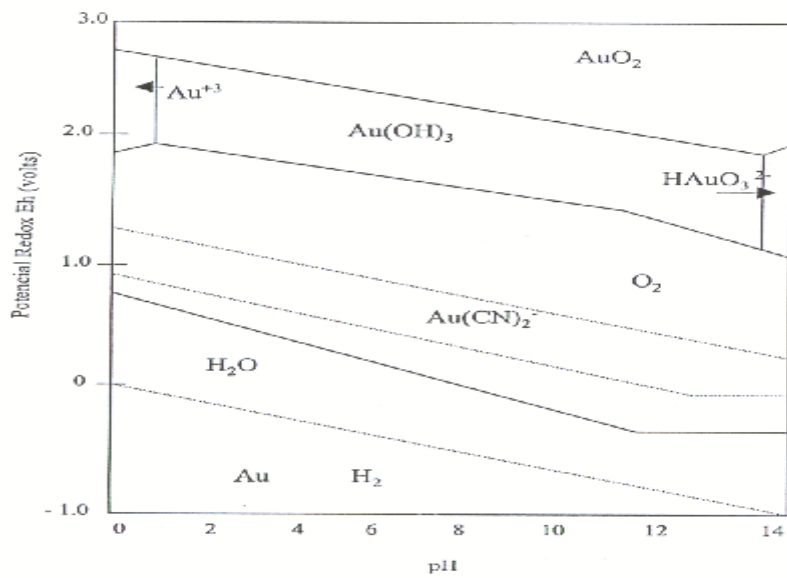
2.5 MECANISMO DE DISOLUCIÓN

Este metal noble (se llama noble, por su poca afinidad para reaccionar), tiene pocos solventes para su disolución verdadera. Estos sistemas contienen usualmente un agente oxidante y reductor en solución. El cianuro es capaz de formar un complejo termodinámicamente favorable con el oro. En el caso de cianuración, el oxidante es oxígeno y el agente complejo es cianuro, formando el ion auro-cianuro $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.

En la tabla se observa la formación de estos complejos mediante la oxidación potencial comparando iones oro y complejos.

TABLA N° II: OXIDO POTENCIAL

Producto	Oxidacion potencial (V)
Au +	1.71
Au +++	1.49
AuCl_4^-	1.002
$\text{Au}(\text{SCN})_2^-$	0.662
$\text{Au}[\text{CS}(\text{NH}_2)_2]_2^+$	0.38
$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	0.61
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	0.153

DIAGRAMA DE ESTABILIDAD POTENCIAL - pH PARA EL SISTEMA Au - H₂O - CN⁻ a 25 CFigura 3: Estabilidad Au-H₂O-CN

Fuente: Metalurgia del Oro Fidel Sergio Misari

Los minerales más comunes de oro y plata son los siguientes:

<u>Elemento</u>	<u>Mineral</u>	<u>Formula</u>
Au	Nativo	Au
	Electrum	(Au, Ag)
	Calaverita	AuTe ₂
	Petzita	Ag ₃ AuTe ₂
	Sylvanita	(Au,Ag) Te ₄
	Auroestibina	AuSb ₂
Ag	Nativo	Ag
	Argentita	Ag ₂ S
	Perargirita	3Ag ₂ S.Sb ₂ S ₃
	Cerargirita	AgCl
	Proustita	3Ag ₂ S.As ₂ S ₃
	Polibasita	9Ag ₂ S.Sb ₂ S ₃

Como se puede observar el oro y la plata se presentan en pocos minerales comunes, siendo el estado nativo o metálico, el más importante y esto se debe a la alta estabilidad química de estos elementos en nuestro medio ambiente. En algunos casos se encuentran asociados a minerales sulfurados tales como: Pirita, Arsenopirita, galena, blenda, etc.

Los diagramas de estabilidad Eh -pH muestran la alta estabilidad de estos metales en agua en un amplio rango de pH y potencial, en el caso de la plata, presenta menor estabilidad y algunos ácidos fuertes y oxidantes lo atacan.

El postulado de Habashi sobre la velocidad de cianuración es:

$$2 A \text{ DCN- DO2 [CN-] [O2]} \quad (15)$$

$$\text{Velocidad} = \quad \text{en eg.g/s} \quad (16)$$

$$\bar{\delta} \{ \text{DCN- [CN-] + 4 DO2 [O2]} \} \quad (17)$$

Dónde:

$$A = \text{área superficial de la partícula en cm}^2 \quad (18)$$

[CN-] [O2] = concentraciones (mol/ml) de cianuro y oxígeno disuelto respectivamente. (19)

DCN- = 1.83×10^{-5} , coeficiente de difusión del ion cianuro (cm²/seg) (20)

DO2 = 2.76×10^{-5} coeficiente de difusión del oxígeno disuelto (cm²/seg) (21)

$\bar{\delta}$ = espesor de la capa limite, entre 2 y 9×10^{-3} cm, dependiendo de la intensidad y método de la investigación. (22)

2.5.1 CINÉTICA DE LA PLATA

El comportamiento de la Plata en las soluciones de cianuro es muy importante debido a que se comporta

semejantemente al Oro en la solución de cianuro. Se disuelve como sigue:

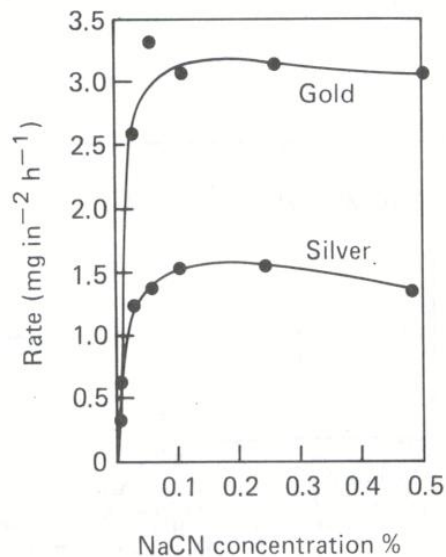
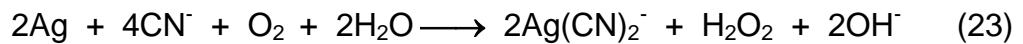


Figura 5: Efecto de la concentración de cianuro en la velocidad de disolución del oro y la plata
Fuente: Fundamentos de hidrometalurgia Esteban M Domic

El diagrama del Eh-pH para el sistema de Ag-CN-H₂O (como muestra la figura inferior) indica la región de predominio del Ag y el complejo de cianuro, y muestra que el cianuro de plata insoluble, AgCN, se forma pH (<3.5). A las concentraciones de cianuro muy altas, el complejo de cianuro de Plata, Ag(CN)₂⁻, puede formarse en un tiempo determinado.

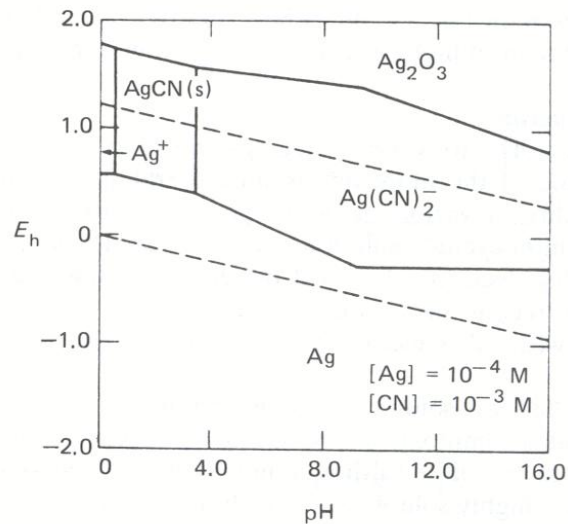


Figura 6: Estabilidad de Ag-CN-H₂O

Fuente: Fundamentos de hidrometalurgia Esteban M Domic

Bajo las condiciones típicamente aplicadas para la disolución de oro óptimo, la proporción de disolución de plata es significativamente más lenta que oro, por ejemplo, a una concentración de cianuro de 0.0025 M NaCN y de aire para proporcionar oxígeno, la disolución de plata es aproximadamente la mitad que para el oro.

Por consiguiente, menas que contienen una cantidad significativa de plata pueden emplear las concentraciones de

cianuro elevado para mejorar la extracción de plata, y para superar cualquier retardo por la competencia para el cianuro.

2.6 VARIABLES EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

2.6.1 EFECTO DEL TAMAÑO DE LA PARTÍCULA EN LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN

La superficie de reacción aumenta cuando disminuye el tamaño de las partículas.

El grado de molienda debe ser lo suficiente para exponer, por lo menos parcialmente, la superficie del mineral valioso a la acción de la solución lixivante.

Depende del tipo de mineral y de sus características mineralógicas. Deberá considerarse un tamaño tal que no contenga un exceso de gruesos (> 2 mm) que produzca problemas en la agitación (embanca miento, aumento de la potencia del agitador) y que por otra parte, no contenga un exceso de finos (menos de 40% < 75 micrones) , que

dificulten la separación sólido-líquido posterior de la pulpa lixiviada. Debido a lo anterior, y además, para disminuir los consumos de energía por concepto de molienda y los costos de filtración y decantación, la agitación se deberá tratar de realizarla al mayor tamaño que la operación lo permita.

La velocidad de disolución del oro es proporcional a la superficie expuesta del oro, la misma que depende del tamaño de la partícula del mineral y del grado de liberación del metal precioso. En general, la velocidad de disolución aumenta con el menor tamaño de partícula. Sin embargo, al decrecer el tamaño de la partícula, se incrementa también las reacciones de otros elementos, por lo tanto; se debe encontrar un tamaño de partícula en proporción al porcentaje de recuperación del oro y el consumo de cianuro.

2.6.2 EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DEL CIANURO

La Velocidad máxima de disolución es cuando la concentración de la solución es 0.020% de NaCN y cuando dicha solución está saturada de oxígeno.

La solubilidad del oro en la solución de cianuro depende principalmente de la proporción en que esté presente el oxígeno. La concentración de la solución para una rápida disolución es de 0.05% de NaCN.

En las condiciones ordinarias de trabajo las soluciones no están saturadas de oxígeno; por consiguiente la potencia disolvente del cianuro puede resultar disminuida, y reducir la velocidad del ataque del oro.

- Una alta concentración de oxígeno en la solución, incrementa el ratio de disolución de oro con incremento en la concentración de cianuro.
- Una alta concentración de cianuro, incrementará el ratio de reacción con el incremento de la concentración de oxígeno.
- El ratio de disolución de oro dependerá del área de la superficie total expuesta en la solución.
- Se incrementará el ratio de disolución de oro como la velocidad de remoción.

2.6.3 EFECTO DEL OXIGENO EN LA CIANURACIÓN

El uso de oxígeno es como agente oxidante y es esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes, tales como el permanganato de potasio, peróxido de sodio, bromo y cloro fueron usados en el pasado con relativo éxito pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones que su uso implicaba, actualmente ya no se utilizan.

El oxígeno se une al hidrógeno que podría ser liberado y disminuye las pérdidas de cianuro en la forma de ácido cianhídrico gaseoso. La proporción de la disolución del oro en el cianuro crece con la cantidad de oxígeno presente. De aquí la necesidad de airear las soluciones.

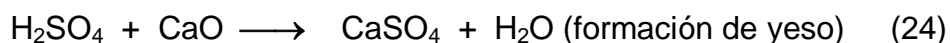
2.6.4 EFECTO POTENCIAL REDOX – Ph

Las funciones del Hidróxido de Calcio (incremento de pH), en la cianuración son las siguientes:

- Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
- Prevenir pérdidas de cianuro por la acción del anhídrido carbónico del aire.
- Neutralizar los componentes ácidos tales como sales ferrosas, férricas y el sulfato de magnesio.
- Descomponer los bicarbonatos del agua antes de su uso en la cianuración.
- Neutralizar los constituyentes de la mena.
- Neutralizar los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de la mena en las soluciones de cianuro.
- Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que puedan separarse, la solución rica clara de la mena cianurada.

En la práctica se usa soda cáustica o cal, pero por su bajo costo se prefiere la cal para neutralizar la acidez de la mena y contrarrestar los efectos dañinos de los cianocidas. La acción de la cal en la neutralización de los

productos de descomposición se muestra en las siguientes ecuaciones:



Descomposición del Cianuro

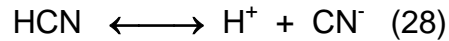
El ácido cianhídrico es uno de los más débiles conocidos y tiende a ser separado de sus bases por la acción de todos los ácidos minerales y orgánicos. El anhídrido carbónico descompone el cianuro en presencia del agua:



En soluciones diluidas el cianuro de sodio (NaCN) sufre acción hidrolítica (disolución en agua), disociándose en ácido cianhídrico (HCN) e hidróxido de sodio (NaOH):



El ácido cianhídrico se disocia incompletamente de acuerdo a la siguiente reacción:



- A un pH = 8.4, más del 90% de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN).
- A un pH = 9.3, la mitad del total de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN) y la otra mitad como iones cianuro libre (CN⁻).

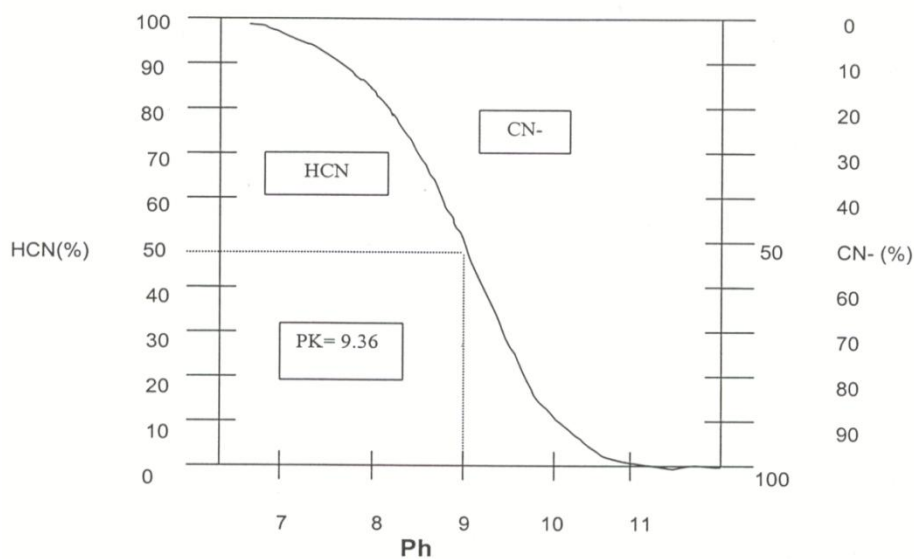


Figura 7 : Estabilidad del Cianuro vs Ph.

Fuente: Fundamentos de hidrometalurgia Esteban M Domic

- A un pH = 10.2, más del 90% del total de cianuro existe como iones cianuro libre (CN⁻).

2.6.5 EFECTO DE LA TEMPERATURA

Cuando se aplica calor a una solución de cianuro que contiene oro metálico, dos factores opuestos influyen en la velocidad de disolución. El aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y consiguientemente acelera la velocidad de disolución del oro. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura.

Adicionalmente, otras de las desventajas del incremento de temperatura son: el costo de calentamiento, el aumento de la descomposición del cianuro debido al calor y el consumo excesivo de cianuro a causa de la reacción acelerada entre los cianicidas (sulfuros de Fe, Cu, etc) de la mena y el cianuro.

2.6.6 OTROS FACTORES QUE AFECTAN LA DISOLUCIÓN DE LA PLATA

- a) **cobre.-** La calcosita, la Covelita, bornita, enargita, cuprita, tenorita y cobre metálico; son rápidamente atacados por el cianuro, si estos minerales están presentes en cantidades que exceden en unos decimos por ciento, es conveniente desde el punto de vista económico, eliminar el cobre ya sea por flotación selectiva o por lixiviación.

- b) **Antimonio.-** En soluciones alcalinas la antimonita, reacciona formando sulfuros alcalinos, los cuales consumen cianuro para dar lugar a la formación de los sulfocianatos estos compuestos consumen oxígeno y restan propiedades a la disolución del oro.

- c) **Arsénico.-** La arsenopirita se comporta de modo similar que la antimonita. igualmente el oropimente y el rejalgar.

- d) **Plomo.-** La galena no es atacada por las soluciones de cianuro.

- e) **Cobalto y níquel.**- Los minerales de cobalto y níquel son fuertemente cianicidas, se ha comprobado que una pequeña cantidad de níquel en una solución de oro tiene un efecto muy perjudicial en la precipitación del mismo.

- f) **El Hierro.**- no es atacado por las soluciones de cianuro. En cantidades sustanciales el hierro metálico finamente dividido actúa como desoxidante de las soluciones de cianuro.

- g) **Teluros:** Los teluros de oro son lentamente disueltos por las soluciones de cianuro, principalmente cuando están molidos a un tamaño de grano excesivamente fino

2.7 OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN CON REACTIVOS QUÍMICOS

Los cambios constantes en el mercado de metales, la fluctuación en el precio del oro y la complejidad mineralógica de los minerales, deben mantener en expectativa a los metalurgistas, a fin de desarrollar nuevas tecnologías u optimizar las existentes.

En el tratamiento de minerales auríferos no se puede plantear condiciones estándares de operación para su beneficio. Es necesario realizar pruebas de laboratorio con el mineral problema, evaluar la posibilidad de efectuar pre-tratamiento y la adición de reactivos químicos. Una evaluación económica deberá definir el mayor beneficio debido a la disolución versus el mayor costo que implica la adición del reactivo.

Con respecto al punto anterior, en el caso de decidir el empleo de algún reactivo químico adicional durante la cianuración, se deberá estudiar el efecto del mismo sobre el proceso siguiente, observando la aparición de reacciones colaterales.

Una correcta decisión de aplicar reactivos químicos en la cianuración, estará basada en un profundo conocimiento de la materia prima, por lo que es recomendable, en todos los casos, recurrir a la asistencia de un mineralogista experimentado.

2.7.1 Efecto del Oxígeno en la Disolución

El uso del oxígeno o un agente oxidante, es esencial para la disolución del oro por cianuración. Oxidantes como el permanganato de potasio, cloro, bromo, etc., se han utilizado con relativo éxito en el pasado; pero debido a su costo o problemas de manipuleo han caído en desuso.

Barsky y Hedley determinaron la velocidad de disolución del oro en soluciones con 1.0 gr/lt NaCN usando nitrógeno, oxígeno y mezclas de estos gases; los resultados se muestran en la siguiente tabla:

TABLA N° III: Velocidad de disolución

% OXÍGENO EN MEZCLA	VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN mg/h/cm²
0.0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

Fuente: Elaboración propia

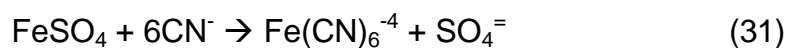
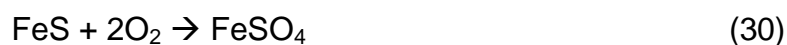
Los datos demuestran que la velocidad de disolución es directamente proporcional a la pureza del oxígeno, y por lo tanto, a su presión parcial, que está en evidente relación con la concentración del oxígeno en la solución.

2.7.2 Efecto de la Pirrotita en la Cianuración

La pirrotita se descompone en soluciones de cianuro según la siguiente reacción:

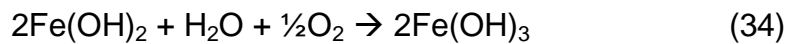
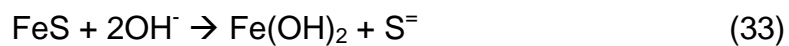


El sulfuro ferroso se oxida a sulfato, el cual reacciona formando ferrocianuros:



La pirrotita es cianicida (aunque en menor grado que cualquier mineral de cobre) y consume el oxígeno necesario para la disolución del oro; además, los productos ácidos que se forman contribuyen a un mayor

consumo de cianuro, lo cual no siempre puede prevenirse con un incremento en la alcalinidad de la solución, pues los agentes utilizados para este fin (cal o soda) producen otras reacciones secundarias como por ejemplo:



El hidróxido férrico es insoluble y no consume cianuro, pero la oxidación de ferroso a férrico consume el oxígeno de la solución, indispensable para la disolución del oro.

2.7.3 Proceso PAL (Peroxide Assisted Leaching)

El último avance en la optimización de la cianuración es el uso del peróxido de hidrógeno como un oxidante líquido. El sistema de lixiviación ayudado por peróxido (PAL) permite el uso de este oxidante fuerte en la cianuración mientras se mantiene una reacción entre el H_2O_2 y el cianuro. La disponibilidad del H_2O_2 en la cianuración acelera significativamente la cinética de extracción comparada a la

técnica estándar que usa aire de compresora u oxígeno como oxidante. La cinética de extracción optimizada condujo a mayores recuperaciones de oro y redujo los tiempos de lixiviación. Además, el uso de un oxidante fuerte en la cianuración minimiza el consumo de cianuro por reducción del tiempo de lixiviación, evita las pérdidas de cianuro por volatilización del HCN y pasiva el consumo de cianuro por los minerales sulfurados.

El campo principal de aplicación del PAL es el procesamiento de minerales sulfurados, que son consumidores de oxígeno y cianuro. En contraste a la técnica de aireación estándar, el proceso PAL trabaja muy eficientemente y económicamente sobre este tipo de mineral. Ha sido reportado que las recuperaciones de oro aumentaron generalmente de 5% a 20% y el consumo de cianuro disminuyó hasta el 50%. Así en tales casos, el uso del oxidante H₂O₂ que es costoso, es económicamente justificable.

La cianuración está basada en la conversión de oro y plata a complejos de cianuro soluble en agua. Además de los iones de cianuro complejos, un oxidante debe también estar disponible para oxidar el oro elemental. Por consiguiente al aire de compresora fue usado para introducir oxígeno en la pulpa de mineral. Pero según la tecnología de extracción de oro llegó a ser más científico, intentos adicionales fueron efectuados para aumentar la cantidad de oxígeno disuelto contenido en la pulpa. Llegó a ser aceptado que la insuficiente transferencia de oxígeno desde la fase gaseosa (burbujas de aire) en la fase líquida (pulpa de mineral) fue a menudo la razón de bajos niveles de oxígeno disuelto y cinética de extracción lenta y bajas recuperaciones de oro.

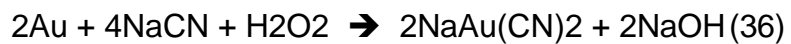
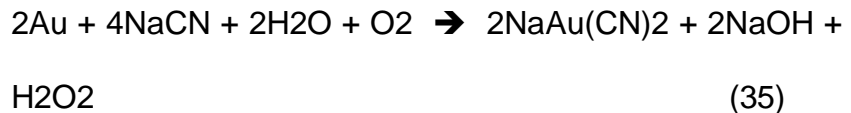
Después de reconocer la importancia del oxidante en la cianuración, énfasis fue puesto en la mejora del suministro de oxígeno por introducción de técnicas avanzadas de dispersión de gas usando oxígeno puro en lugar de aire comprimido.

La primera aplicación de la adición controlada de peróxido de hidrogeno, fue en 1987 en la mina de oro de fairview en Sud Africa presento ventajas significantes sobre la técnica de aireación convencional:

- Cinética de lixiviación acelerada.
- Incremento en la recuperación de oro por extracción de todo el oro accesible al cianuro.
- Ahorros en consumo de cianuro.
- Reducción en costos de operación.

La cinética de extracción del oro depende de la concentración de oxígeno disuelto en la solución de lixiviación. Sin embargo, esta dependencia no es observada en el caso del proceso PAL. Una aplicación PAL llevada a cabo al mismo nivel de oxigeno como una lixiviación convencional muestra una cinética de extracción mucho mayor. La cinética más rápida es causada probablemente por la presencia de H₂O₂ así como el oxígeno disuelto. Una reacción de cianuración debe ser formulada asumiendo que el H₂O₂ es formado

como un producto intermedio, el cual reacciona como un oxidante:



La primera reacción usando oxígeno como oxidante es significativamente más lenta que la segunda reacción con H_2O_2 . Durante el proceso PAL, la concentración de H_2O_2 disponible es distintamente aumentada comparada a la cianuración convencional. Por consiguiente, la reacción rápida de cianuración es favorecida.

El uso del PAL permitió una reducción significativa del consumo de cianuro en muchos casos. Los ahorros son el resultado de lo siguiente:

Reducción en el tiempo de retención: Una aplicación exitosa del PAL conduce a una reducción significativa del tiempo de lixiviación necesario para extraer el oro accesible al cianuro. La reducción del tiempo de lixiviación

disminuye la cantidad de cianuro consumido en varias reacciones paralelas, las cuales no están relacionadas a la disolución del oro.

Prevención de la pérdida de cianuro por volatilización:

Algo de cianuro siempre es perdido por volatilización del HCN durante los procesos de cianuración. La pérdida de cianuro es dependiente del pH y la intensidad de aeración. A menor pH, un porcentaje alto de cianuro está presente como HCN disuelto (50% a pH 9.4 a pH10) y puede ser re extraído por aireación. Con un aumento del pH, el equilibrio se torna a favor de los iones CN y la pérdida es reducida. Combinado con el pH, la intensidad de aireación es un factor mayor para la pérdida de cianuro. En contraste durante el proceso PAL, el H₂O₂ líquido es introducido como un oxidante y no es requerida una aireación adicional, previniendo las pérdidas de cianuro por volatilización.

Pasivación del consumo de cianuro por los minerales sulfurados: Los cuerpos sulfurados, especialmente

cuando la pirrotita y arsenopirita están presentes, tienden a consumir una cantidad alta de cianuro por formación de tiocinato (SCN⁻). Debido al fuerte poder oxidante del H₂O₂, la superficie del mineral conteniendo azufre es pasivada esto ha sido demostrado por la reducción simultanea de cianuro consumido y SCN⁻ formado.

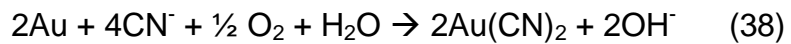
El peróxido de hidrógeno (H₂O₂) es conocido en la industria minera como oxidante, capaz de atacar y destruir cianuro:



La aplicación puede aparecer como una contradicción al proceso mencionado líneas arriba. Hace 5 años, una empresa alemana desarrolló un proceso para aplicar peróxidos en cianuración, sin tener ningún efecto dañino sobre el cianuro.

El interés de buscar un proveedor de oxígeno como H₂O₂ en lugar de aire, surge de la importante condición

para la disolución del oro es la presencia de oxígeno disuelto en la pulpa:



La intención del proceso PAL es proveer oxígeno en forma líquida. Como resultado de trabajos de investigación, se podría demostrar que el H_2O_2 puede ser usado como fuente de oxígeno en la cianuración de minerales auríferos. Para evitar reacciones colaterales, las siguientes condiciones deben cumplirse:

- El H_2O_2 se diluirá antes de agregar a la pulpa.
- El dosaje de H_2O_2 debe ser regulado en base al nivel de oxígeno en la pulpa.

Una parte importante del control es un electrodo especial de oxígeno, resistente a la abrasión de la pulpa.

2.7.4 HIDROXIDO DE AMONIO EN LA CIANURACIÓN DE MINERALES

La presencia de minerales de cobre es nociva en la cianuración, como agente que consume el cianuro libre de la solución y retarda la disolución del oro (cianicida); la mayoría de los minerales comunes de cobre se disuelven en cianuro formando los complejos $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^-$ $\text{Cu}(\text{CN})_4^-$ por disolución de los cianuros cuprosos y cúpricos en exceso de NaCN.

En la siguiente tabla se observa la solubilidad de los minerales de cobre en cianuro.

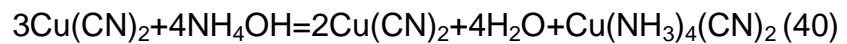
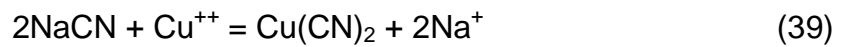
TABLA N° IV: Disolución de minerales de cobre en CN.

MINERAL	% EXTRACCIÓN COBRE
Azurita, $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94.5
Malaquita, $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	90.2
Cuprita, Cu_2O	85.5
Crisocola, CuSiO_3	11.8
Calcosita, Cu_2S	90.2
Calcopirita, CuFeS_2	5.6
Bornita, $\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70.0
Enargita, $3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	65.8
Tetraedrita, $4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21.9
Cobre Metálico, Cu	90.0

Fuente: Elaboración propia

2.7.5 Proceso Amoníaco-Cianuro

R.J. Lemmon, estableció que la adición de un exceso de amoníaco sobre la cantidad equivalente al cobre disuelto en la solución de cianuración, permite incrementar la disolución de oro, reducir el consumo de cianuro y bajar la cantidad de cobre que entra al circuito de precipitación de oro. El mecanismo de las reacciones es:

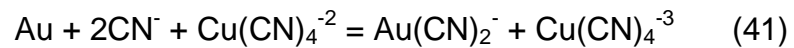


El cianuro cupriamonio se disocia en el radical complejo $\text{Cu}(\text{CNH}_3)_4^{+2}$ y cianógeno libre.

Se ha reportado que el método cianuro-amoníaco-cobre es útil en el tratamiento de minerales auríferos que contienen telururos de oro y minerales oxidados de cobre.

Si amoníaco está presente, los compuestos de cobre pueden mejorar la habilidad de las soluciones de cianuro para disolver el oro.

Según Romanov, tiene lugar una disolución electroquímica de oro en presencia de iones cuprocianuro complejo e iones cianuro, así:



Las impurezas y elementos extraños al proceso de cianuración tienen efectos variables en la velocidad de disolución del oro, además de elevar el consumo del lixivante y llegar al extremo de inhibir fuertemente la reacción haciendo antieconómico el proceso.

2.7.6 Precipitación de Mercurio con Sulfuro de Calcio

En varias minas del sur, se practica la cianuración de relaves de amalgamación, material que se obtiene como

subproducto de las operaciones mineras y de beneficio de pequeños mineros.

Los relaves de amalgamación, en promedio contienen 12-18 grAu/TM y 500-1000 ppm de mercurio, son sometidos a procesos de cianuración siguiendo diversos esquemas de tratamiento.

En la cianuración, el mercurio es acelerante del proceso y se disuelve junto con el oro, pasando luego al circuito de recuperación con los problemas consiguientes.

Para minimizar el efecto del mercurio se ha sugerido dos métodos:

- Capturar el mercurio antes de ingresar al circuito de cianuración, empleando repulpadores de fondo cónico, o eventualmente, instalando elutriadores a la salida del molino; el mercurio por su alto peso específico quedará en el fondo, siendo extraído por válvulas específicas.
- Durante la amalgamación, se debe procurar evitar pérdidas de mercurio por diatomización de éste,

manteniendo el pH mayor que 9, o utilizando permanganato de potasio.

Otra forma de minimizar el efecto del mercurio en el circuito de recuperación, consiste en reducir su solubilidad empleando sulfuro de calcio como reactivo precipitante. Las investigaciones sobre este método, han sido reportados por R. Sandberg, quien realizó pruebas con pulpa cianurada en laboratorio; resultados mostraron que la adición de sulfuro de calcio reduce la disolución de mercurio a menos de 0.5%, y la carga de mercurio en el carbón activado fue reducido a menos de 0.2%.

2.7.7 Empleo De Litargirio

La descomposición de los sulfuros de hierro en soluciones acuosas alcalinas ha sido objeto de amplia investigación; el mecanismo no es muy claro pero aparentemente se libera el Ión S^{2-} . En la práctica, la pirita en contacto con el agua y en presencia del oxígeno del aire se oxida produciendo sales ácidas (sulfatos, sulfitos, tiosulfatos)

que disminuyen el pH de la solución. Una alternativa para contrarrestar el efecto negativo de los sulfuros de fierro, consiste en añadir litargirio (PbO) para acelerar la disolución de oro; adiciones de hasta 0.25 Kg/TM son usuales, existiendo la ventaja de disminuir también el consumo de reactivos. La efectividad de éste reactivo es limitada; con niveles de alcalinidad superiores de 0.2 gr/lit de CaO el efecto es casi nulo, siendo la alcalinidad óptima de 0.12 a 0.14 gr/lit de CaO.

2.7.8 Empleo de Sales Solubles de Plomo

La cianuración de minerales que contienen oropimente, rejalgar, arsenopirita o estibina, es generalmente difícil y las extracciones son bajas, aunque el oro pueda encontrarse libre. Dichos sulfuros se disuelven formando compuestos complejos que retardan ó inhiben la disolución del oro.

En la siguiente tabla se observa la descomposición de los minerales de arsénico y antimonio citados anteriormente; el

más reactivo es el oropimente, seguido de la estibina, rejalgar y arsenopirita.

TABLA N° V: Descomposición de minerales sulfurados de arsénico y antimonio en cianuro a pH:10 y pH:12.

Mineral	% Disolución a pH = 10.1	% Disolución a pH = 12.2
Oropimente, As ₂ S ₃	14.0	73.0
Rejalgar, AsS	2.0	9.4
Arsenopirita, FeAsS	0.8	0.9
Estibina, S ₂ S ₃	1.5	21.1

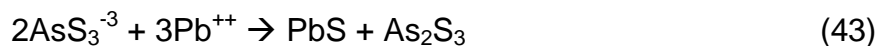
Fuente: Elaboración propia.

Las alternativas para disminuir el efecto nocivo de los minerales de arsénico y antimonio son:

Tostación parcial de la mena, sólo justificable al tratar minerales con alto valor unitario por tonelada.

Cianuración a pH = 10 y adición de sales de plomo (nitrato o acetato), en niveles de consumo de hasta 0.75 Kg/TM.

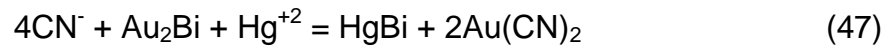
Las sales de plomo cumplen dos funciones: Precipitan los sulfuros solubles, y descomponen los tioarsenitos (o tioantimonitos); el sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato (sulfocianuro):



2.7.9 Empleo de Cloruro de Mercurio

Experiencias en Estados Unidos, utilizando cloruro de mercurio en la cianuración, permitió incrementar la extracción de oro de 58 a 80 %, en dosificación de 200 gr/TM. El mineral en referencia contenía maldonita, aleación natural oro-bismuto (Au_2Bi).

La reacción es la siguiente:



La adición de sal de mercurio, como medio para reducir la pasivación del oro, también se identificó en Homestake, cumpliendo un efecto similar a la adición de sales de plomo para reducir la formación de tiocianato desde pirrotita.

2.7.10 Empleo de Sales de Talio

La bibliografía refiere el efecto positivo de la presencia del ión talio (Ta^+) para eliminar la pasivación durante la disolución del oro, permitiendo incrementar la velocidad de cianuración. Los estudios sólo han sido probados hasta el nivel de soluciones sintéticas.

Los cambios constantes en el mercado de metales, la fluctuación en el precio del oro y la complejidad mineralógica de los minerales, deben mantener en expectativa a los

metalurgistas, a fin de desarrollar nuevas tecnologías u optimizar las existentes.

En el tratamiento de minerales auríferos no se puede plantear condiciones estándares de operación para su beneficio. Es necesario realizar pruebas de laboratorio con el mineral problema, evaluar la posibilidad de efectuar pre-tratamiento y la adición de reactivos químicos. Una evaluación económica deberá definir el mayor beneficio debido a la disolución versus el mayor costo que implica la adición del reactivo.

Con respecto al punto anterior, en el caso de decidir el empleo de algún reactivo químico adicional durante la cianuración, se deberá estudiar el efecto del mismo sobre el proceso siguiente, observando la aparición de reacciones colaterales.

Una correcta decisión de aplicar reactivos químicos en la cianuración, estará basada en un profundo conocimiento de la materia prima, por lo que es recomendable, en todos los

casos, recurrir a la asistencia de un mineralogista experimentado.

Las reacciones que tienen lugar durante la disolución del oro en las soluciones de cianuro bajo condiciones normales, han sido establecidas en forma suficientemente definidas. La mayoría de las autoridades en la materia concuerdan en que la ecuación global de la disolución es como se muestra a continuación:



En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requieren son: que el oro este libre y limpio; que la solución de cianuro no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción y que se mantenga un adecuado abastecimiento de oxígeno a la solución durante todo el proceso de la reacción. Muchos minerales de oro, en la práctica, se comportan de acuerdo con esta reacción y los problemas que presenta la extracción del oro son más mecánicas que químicas. Muchos

otros, sin embargo, presentan un variado conjunto de problemas químicos, que dependen de los numerosos constituyentes que tienen la MENA, tales como el cuarzo, minerales silicios, carbonatos de metales alcalinos que son relativamente inertes a la solución de CN⁻.

2.8 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

La selección del método de lixiviación depende de:

- Características físicas y químicas de la mena.
- Caracterización mineralógica.
- Ley de mena.
- Solubilidad del metal útil en la fase acuosa.
- Cinética de disolución.
- Magnitud de tratamiento.
- Facilidad de operación.
- Reservas de mineral.
- Capacidad de procesamiento.
- Costo de operación y capital.
- Rentabilidad.

La hidrometalurgia del oro presenta varios métodos de lixiviación, entre los que tenemos:

Métodos de lixiviación:

- a) Lixiviación in-situ
- b) Lixiviación en botaderos
- c) Lixiviación en pilas
- d) Lixiviación en valle
- e) Lixiviación por agitación

2.8.1 Lixiviación In-Situ

Este método se refiere a la inyección de soluciones de lixiviación a residuos fragmentados dejados en minas cerradas o a la aplicación de soluciones directamente a un cuerpo mineralizado, además, en este tipo de lixiviación se logran recuperaciones bajas debido al menor contacto que tiene la solución con la roca. En la actualidad, estas operaciones presentan un gran interés por los bajos costos de inversión y operación que se requieren y posibilitan

recuperar valores metálicos que de otra manera no podrían ser extraídos.

2.8.2 Lixiviación en Botaderos

Esta técnica consiste en lixiviar desmontes o sobrecarga de minas con operaciones a tajo abierto, lo que debido a su bajas leyes no pueden ser tratados por los métodos convencionales. Este material, generalmente del tamaño "run of mine" (es decir, tal como sale de la mina), es depositado sobre superficies poco permeables y las soluciones percolan a través del lecho por gravedad. Normalmente son de grandes dimensiones, requiere de poca inversión y es económica su operación, pero la recuperación es baja y necesita tiempos excesivos para la extracción del metal.

Normalmente la lixiviación en botaderos es una operación de bajo rendimiento. Entre las diferentes razones para ello se puede mencionar:

- Baja penetración de aire al interior del lecho.
- Gran tamaño de algunas rocas.
- Compactación de la superficie por empleo de maquinaria pesada.
- Baja permeabilidad del lecho por formación de precipitados (yeso, hidróxido, ferrico, jarosita, etc).
- Excesiva canalización favorecida por la heterogeneidad de tamaños del material en el botadero.

2.8.3 Lixiviación en Pilas

Este método se usa para tratar minerales de buena ley que no presentan problemas de extracción. Estos minerales se colocan sobre una superficie de terreno preparada. Se diferencia de la lixiviación de botaderos en que se emplea mineral extraído de la mina procesado previamente, en vez de materiales de desmonte o marginales. El tiempo de lixiviación es menor y su recuperación mayor al de los otros métodos ya descritos.

La lixiviación en pilas es una lixiviación por percolación del mineral acopiado sobre una superficie impermeable, preparada para coleccionar las soluciones. Su gran flexibilidad operativa le permite abarcar tratamientos cortos (semanas) con mineral chancado fino o bastante prolongado (meses y hasta años) con materiales gruesos producidos por la mina (run of mine).

Los materiales utilizados en la construcción de la base de las pilas incluyen asfalto, hormigón, láminas de plástico, ripio compactada con bentonita y arcillas, que se escogen según factores técnicos (tonelaje y altura de la pila, duración del ciclo de lixiviación, etc.), pudiendo influir también ciertos factores locales (disponibilidad de espacio, de materiales, etc.) y económicos.

Sobre estas capas se colocan tuberías perforadas para la canalización de soluciones. La construcción de la pila de mineral es un punto crítico en la operación y debe cumplir dos aspectos fundamentales: evitar daños en el piso y obtener un lecho poroso y permeable uniforme para

favorecer el contacto solución-mineral. El material puede ser depositado sobre el pad con correa, camión o cargador frontal. En los dos últimos casos, el mineral permanece más o menos homogéneo, pero el carguío con correa produce normalmente una segregación natural de tamaños (los fragmentos más grandes ruedan hacia abajo) con lo cual, la pila resultante queda con rutas preferenciales de percolación en las zonas de material grueso, que tienen escasa penetración de la solución en áreas de baja permeabilidad donde se han concentrado los finos.

Una forma operacional de carguío que ha mostrado ser exitosa consiste en depositar el mineral por capas según el ángulo natural de reposo. Hasta una cierta altura (4-5m) el mineral puede ser colocado con un cargador frontal pero para alturas superiores se hace necesario el tránsito de vehículos sobre la pila. A fin de minimizar la compactación del lecho por el empleo de maquinaria pesada, el material debe ser previamente humectado (5% H₂O) o aglomerado si fuera necesario, para evitar la segregación por tamaño.

Al igual que en las otras técnicas ya descritas (excepto la de In-situ), la solución lixivante se puede esparcir sobre la pila mediante goteo o aspersión. El flujo de alimentación varía normalmente en el rango de 5 a 10 l/m².hr.

2.8.4 LIXIVIACIÓN EN VALLE

El método de Lixiviación en Valle, consiste en colocar la mena preparada entre una estructura de retención en un valle. Los posteriores carguíos del mineral hacen crecer la pila de acuerdo con el talud. Este método requiere de una estructura de retención fuerte, de menas gruesas estables y un revestimiento de muy alta resistencia debido a la cabeza hidráulica y al peso del mineral acumulado. La mena permanece en contacto con la solución de lixiviación durante toda la vida de la operación y se pueden conseguir altas recuperaciones. Presentando los mismos requerimientos de altura, piscinas, carguío, granulometría, operación, etc que el método de lixiviación en pilas general.

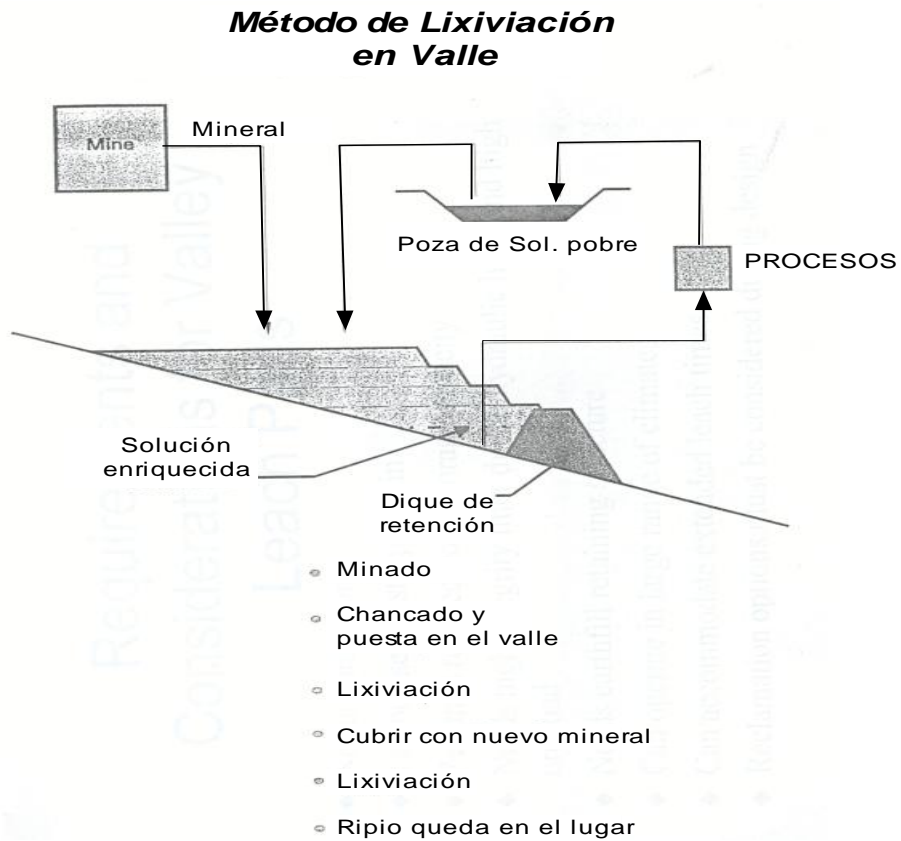


Figura 8: DIAGRAMA DEL LIXIVIACIÓN EN VALLE

Fuente: Elaboración propia.

2.8.5 Lixiviación por Agitación

Esta técnica se emplea para minerales que presentan una alta desintegración de la roca en contacto con soluciones lixiviantes y en minerales que generan un alto contenido de finos en las etapas previas de chancado, por lo

que este tipo de lixiviación se usa en el beneficio de menas en las que la especie de valor se presenta en la roca en grano muy fino o muy diseminado. La lixiviación por agitación puede realizarse en forma batch, continua en serie y continua en contracorriente. Se emplea para minerales de leyes suficientemente elevadas de Au/Ag, para justificar el costo de molienda fina, consumo energético de agitadores, separación sólido líquido, etc.

CAPITULO III: MARCO EXPERIMENTAL

3.1 INVESTIGACIÓN DE LA CIANURACIÓN

La cianuración de relaves antiguos en zonas alto andinas se observan efectos negativos, por la presencia de especies cianicidas, elevando el consumo de cianuro y a la vez que las concentraciones de oxígeno no es igual en la costa como en la sierra, hace que el proceso de cianuración sea lento.

El presente investigación se realizó en Juliaca en la planta de tratamiento Lucia.

El objetivo de estudio de investigación fue probar el proceso de cianuración aplicando peróxido a nivel de laboratorio para determinar la máxima recuperación de plata y obtener parámetros óptimos de operación para su procesamiento.

El presente capítulo describe las pruebas experimentales y opciones de nuevas alternativas de procesamiento y aplicación de la teoría en la práctica.

3.2 CARACTERISTICAS DEL MINERAL

3.2.1 COMPOSICIÓN MINERALOGICA

La mineralización está compuesta por minerales de la zona de oxidación, representados por galena, por limonita, hematina y minerales oxidados de plata, plomo.

Las estructuras y fracturas tienen una mineralización de color verdoso, por la presencia de clorita y amarillo a rojizo por limonita y óxidos de fierro.

3.2.2 PLATA Y ORO EN EL MINERAL

Se realizó un muestreo del afloramiento en un área 100Ha.

TABLA VI: Leyes de mineral cateos de 3 a 6 m.

N° Muestras	Potencia	OZ/TC Ag	gr./TM Au	Ubicación
1	stock work	4.80	6.20	Veta I antiguo
2	Chips	3.20	4.80	Veta I antiguo
3	Chips	15.60	9.10	Veta I antiguo
4	Chips	18.10	7.15	Veta I antiguo
5	Chips	1.50	0.80	afloramiento
6	Chips	0.80	1.90	afloramiento
7	Chips	1.10	0.40	afloramiento
8	Chips	0.10	---	afloramiento
9	Chips	0.70	---	afloramiento
10	Chips	1.25	---	afloramiento
11	Chips	0.90	1.30	afloramiento
12	Chips	2.50	2.50	afloramiento
13	Chips	5.10	3.10	afloramiento
14	Chips	8.20	2.30	afloramiento

FUENTE: PROPIA

De las 14 muestras 4 son los que han reportado mejores valores por cuanto se muestreo en la zona de trabajo y cateos de 1 a 3.00 metros de profundidad (labor antiguo) y las demás muestras se tomaron por sistemas CHIPS esquilas de afloramiento superficial.

3.3 ALTERNATIVAS DE PROCESAMIENTO

Se procedió con una corrida preliminar de investigación metalúrgica del mineral, en función de las características físicas y

mineralógicas del mineral, se efectuó una prueba de aglomeración y curado; se eligió el proceso de “VAT leaching” y agitación. Dichos análisis se desarrollaron en laboratorio oro andino sito en Lima; Cianuración convencional, dando como resultado:

TABLA N°VII: ENSAYE QUIMICO DE MINERAL DE CABEZA

Muestra	L E Y E S		
	Au (Gr/TM)	Ag (Oz/TC)	Cu (%)
JS – 1	3.25	20.92	0.45

FUENTE: Elaboración propia

TABLA N°VIII: PRUEBA DE AGITACION

PESO (KG)	Vol. H2O (lt)	NaCN- (kg/TM)	CaO (Kg/TM)
1.000	2.100	6.000	7.000

FUENTE: Elaboración propia

TABLA N°IX: RECUPERACIÓN CONDICIONES NORMALES

TIEMPO (Hr)	NaCN (Kg/TM)	pH	CN (%)	SOLUC. RICA		DISOLUCION	
				Au (gr/m3)	Ag (gr/m3)	Au (%)	Ag (%)
6	1.5	11	0.05	-----	-----	-----	-----
12	1.5	11	0.08	-----	-----	-----	-----
18	1	11	0.07	-----	-----	-----	-----
24	-----	11	0.02	1.32	294	85.29	86.1

FUENTE: Elaboración propia

El alto consumo de cianuro se debe a la presencia de cobre soluble, siendo el consumo de 9.6 kg/TM.

Las extracciones de oro y plata en 24 horas de agitación llegan a 85.29% y 86.10% respectivamente.

TABLA N° X : PARAMETROS PRUEBA DE AGLOMERACION

PESO (Kg)	CEMENTO (Kg/TM)	CAL (Kg/TM)	NaCN (Kg/TM)	VOL. H2O (Lt)	TIEMPO (Hh)
10.000	12.000	5.00	8.000	1.3000	72

FUENTE: Elaboración propia

TABLA N° XI: LIXIVIACION EN VATS

Volumen de Solución de Riego: 6.000 l.

DIAS	Ph	CN	SOLUCION RICA		EXTRACCION	
		(%)	Au (gr/m3)	Ag (gr/m3)	Au (%)	Ag (%)
*1	10.5	0.07	---	---	---	---
2	11	0.09	---	---	---	---
3	11	0.08	---	---	---	---
4	11	0.07	1.868	392.8	34.49	32.86
5	11	0.06	2.052	460.04	37.88	38.49
6	11	0.09	pp	pp	pp	pp
7	11	0.08	1.592	321.524	57.8	55.77
8	11	0.07	1.6	339.4	59.7	58.87
9	11	0.09	pp	pp	pp	pp
10	11	0.08	1.364	229.506	72.06	69.36
11	11	0.07	pp	pp	pp	Pp
12	11	0.06	0.668	122	79.02	74.77
13	11	0.05	0.7	138	79.61	76.11
14	11					
15	11					

FUENTE: Elaboración propia

El primer día de riego con agua limpia, controlada la fuerza de cianuro y pH; se le agrego:

NaCN = 1 Kg/TM

CaO = 2 Kg/TM

El mineral presenta una docilidad a la lixiviación con cianuro de sodio diluido en un tiempo relativamente corto de 13 días, llegando a una extracción de 79.61% de Au y 76% de Ag.

Completando el tiempo de curado (72Hr) se procedió a regar la pila con agua (6lt) a un caudal de 5lt/hr.m² hasta cubrir por completo la parte superior de la pila agregando cianuro de sodio y cal para regularizar la fuerza del cianuro y el pH que va disminuyendo por la acidez que presenta el mineral (pH=6).

(6lt de agua más 1.0 Kg./TM de NaCN y 3 Kg./TM de CaO)

Por la alta concentración de Ag en la solución debe precipitarse estos valores para evitarse complicaciones en cuanto la disolución de Au.

(pp): Se separa solución rica 4.5 lt. Simulando una precipitación con Zinc metálico en polvo y se le agrega el mismo volumen de agua manteniendo la fuerza de cianuro libre, esto como si fuera la solución barren.

Los consumos de reactivos son de la siguiente forma:

Aglomeración: NaCN	= 8.000 Kg/TM.
Cemento	= 12.000 Kg/TM.
CaO	= 5.000 Kg/TM.
Lixiviación :NaCN	= 2.600 Kg/TM.

El consumo total de cianuro es aproximadamente de 10.000 Kg/TM, el cual indica que el remanente de cianuro que queda en la solución sea utilizado para el curado de otro lote de mineral a tratarse adicionándole la diferencia, de igual forma con los demás reactivos.

El armado de la pila debe realizarse con sumo cuidado evitándose en lo posible pisar la superficie de la pila, la altura recomendable es de 1.00 mt.

Si no se contara con un Merrill Crowe apropiado entonces, puede combinarse con absorción en columnas de carbón activado.

3.4 PRUEBAS EXPERIMENTALES A NIVEL DE LABORATORIO

Considerando los resultados obtenidos en Lima en laboratorios Andina gold es que se determinó realizar más pruebas, en la ciudad de Juliaca ya que es la más próxima y da mejores condiciones de trabajo y por las distancias para traslado del mineral.

Se realizaron 5 pruebas aplicando peróxido bajo los siguientes parámetros:

El mineral presenta una densidad de 1.86 m³/TM

Presenta una humedad del 13%.

Porcentaje de sólidos 35%.

Malla -200: 93% prueba de agitación

Densidad de pulpa: 1300

La adición de peróxido de hidrogeno se realizó a razón de 1ml cada 2 segundos, una vez que se inició la corrida con la muestra ya regulado el ph 10.5 - 11 y adicionado el cianuro.

Luego, se toman muestra para verificar el Ph y concentración de cianuro.

Prueba 1:

TABLA N°XII: PARAMETROS PARA LA PRUEBA 1

PESO (KG)	Vol. H2O (lt)	NaCN- (kg/TM)	CaO (Kg/TM)	H2O2 ml/TM
5	10	0.25	4	120

FUENTE: Elaboración propia

TABLAN°XIII: CANTIDAD DE REACTIVO ADICIONADAS

TIEMPO (Hr)	NaCN factor	pH	CN (gr)	CAL (gr)	SOLUC. RICA		
					Au	Ag	Cu
					mgr/Lt	mgr/Lt	mgr/Lt
09:04				20			
09:34		11					
10:00		11	25				
11:45	0.1	11	1.5				
03:25	0.08	11	17				
08:55	0.2	11			3.44	272	787
09:50	0.2	11					

FUENTE: Elaboración propia

Ensayo químico de mineral de cabeza:

Au (gr/TM)	3.66	Ag (Oz/Tc)	22.8	Cu	
				%	0.38

Resultado ensayo químico recuperación solución rica:

Au (mgr/l)	3.44	Ag (mgr/l)	272	Cu (mgr/l)	787
-------------------	------	-------------------	-----	-------------------	-----

Prueba 2:

TABLA N°XIV: PARAMETROS PARA LA PRUEBA 2

PESO (KG)	Vol.H2O (lt)	NaCN- (Kg/TM)	CaO (Kg/TM)	H2O2 ml/TM	SO4NH3 Kg/TM
5	10	0.25	4	150	2

FUENTE: PROPIA

TABLAN°XV: CANTIDAD DE RACTIVO ADICIONADAS

TIEMPO (Hr)	NaCN factor	pH	CN (gr)	CAL (gr)	SOLUC. RICA		
					Au	Ag	Cu
					mgr/Lt	mgr/Lt	mgr/Lt
08:30				17.50			
08:35		10.5		2.50			
08:45		11					
09:20							
09:40	0.250	11	25				
10:40	0.040	10	21	2.50			
07:30	0.125	11					
08:30	0.145	11			1.92	260	

FUENTE: PROPIA

Ensayo químico de mineral de cabeza:

Au (gr/TM)	3.66	Ag (Oz/Tc)	22.6		Cu %	0.38
---------------	------	---------------	------	--	------	------

Resultado ensayo químico recuperación solución rica:

Au (mgr/Lt)	1.92	Ag (mgr/lit)	260		Cu (mgr/LT)
----------------	------	-----------------	-----	--	----------------

Prueba 3:

TABLAN°XVI: PARAMETROS PARA LA PRUEBA 3

PESO (KG)	Vol. H2O (lt)	NaCN- (Kg/TM)	CaO (Kg/TM)	H2O2 ml/TM
5	10	0.25	4	150

FUENTE: PROPIA

TABLAN°XVII: CANTIDAD DE RACTIVO ADICIONADAS

TIEMPO (Hr)	NaCN factor	pH	CN (gr)	CAL (gr)	SOLUC. RICA		
					Au	Ag	Cu
					mgr/Lt	mgr/Lt	mgr/Lt
09:05				20			
09:15		11					
10:10	0.25	11	25				
02:05	0.06	11	19				
08:30	0.16	11					
09:50	0.16	11			2.64	298	

FUENTE: PROPIA

Ensayo químico de mineral de cabeza:

Au (gr/TM)	6.9	Ag (Oz/Tc)	21.9		Cu %	1.94
---------------	-----	---------------	------	--	---------	------

Resultado ensayo químico recuperación solución rica:

Au (mgr/Lt)	2.64	Ag (mgr/lit)	298		Cu (mgr/LT)	787
----------------	------	-----------------	-----	--	----------------	-----

Prueba 4:

TABLAN°XVIII: PARAMETROS PARA LA PRUEBA 4

PESO (KG)	Vol. H2O (lt)	NaCN- (Kg/TM)	CaO (Kg/TM)	H2O2 ml/TM
6	10.9	0.25	4	180

FUENTE: PROPIA

TABLAN°XIX: CANTIDAD DE RACTIVO ADICIONADAS

TIEMPO (Hr)	NaCN factor	pH	CN (gr)	CAL (gr)	SOLUC. RICA		
					Au	Ag	Cu
					mgr/Lt	mgr/Lt	mgr/Lt
09:10				20			
09:25		11					
10:15	0.25	11	25.0				
02:05	0.035	11	21.5				
08:15	0.115	11					
09:15	0.11	11			1.556	285.6	

FUENTE: PROPIA

Ensayo químico de mineral de cabeza:

Au (gr/TM)	6.9	Ag (Oz/Tc)	21.9
---------------	-----	---------------	------

Resultado ensayo químico recuperación solución rica:

Au (mgr/Lt)	1.98	Ag (mgr/lit)	285.6
----------------	------	-----------------	-------

Prueba 5:

TABLAN°XX: PARAMETROS PARA LA PRUEBA 5

PESO (KG)	Vol. H2O (lt)	NaCN- (Kg/TM)	CaO (Kg/TM)	H2O2 ml/TM
6	10.9	0.25	4	210

FUENTE: PROPIA

TABLAN°XI: CANTIDAD DE REACTIVO ADICIONADAS

TIEMPO (Hr)	NaCN factor	pH	CN (gr)	CAL (gr)	SOLUC. RICA		
					Au	Ag	Cu
					mgr/Lt	mgr/Lt	mgr/Lt
09:10				20			
09:25		11					
10:15	0.25	11	20				
02:05	0.04	11	21				
08:15	0.125	11					
09:15	0.125	11			1.98	276.4	

FUENTE: PROPIA

Ensayo químico de mineral de cabeza:

Au (gr/TM)	6.9	Ag (Oz/Tc)	21.9		Cu %	
---------------	-----	---------------	------	--	------	--

Resultado ensayo químico recuperación solución rica:

Au (mgr/Lt)	1.98	Ag (mgr/lit)	276.4		Cu (mgr/LT)	
----------------	------	-----------------	-------	--	----------------	--

3.5 RESUMEN PRUEBAS EXPERIMENTALES:

TABLAN°XII: RESULTADOS DE LAS PRUEBA

N° DE PRUEBAS	CANTIDAD DE MINERAL	CN	CAL	H2O2	SO4NH3 (Kg/TM)	VOL. H2O	REC. Au	REC. Ag
PRUEBA 1	5	4.7	4	120		10	3.44	272
PRUEBA 2	5	4.5	4	150	2	10	1.92	260
PRUEBA 3	5	5.6	4	150		10	2.64	298
PRUEBA 4	6	6.78	4	180		10.9	1.98	285.6
PRUEBA 5	6	5.37	4	210		10.9	1.98	276.4

FUENTE: PROPIA

Como se puede apreciar en la tabla se realizaron 5 pruebas de las cuales:

- La prueba 1 se obtuvo mejor recuperación de oro.
- La prueba 2 se adicionó 2 Kg. Se SO4NH₃, por la presencia de las especies cianuradas.

- La prueba 3 se tuvo buenos resultados en las recuperaciones de la plata como del oro.
- La prueba 4 no se mejoró la recuperación de oro ni de plata
- La prueba 5 de igual manera no se mejoró incrementando la adición de peróxido de hidrogeno.
- Resaltar que las 5 pruebas se realizaron en un tiempo de 12 Hr. aproximadamente.

De lo determinado se deberían realizar el tratamiento del mineral por agitación e incrementar un molino para liberar aún más el mineral, ya que en las pruebas tuvieron mejores resultados que en las pruebas de vats.

CAPITULO IV

DISEÑO EXPERIMENTAL

4.1 DISEÑO DE LA PARTE EXPERIMENTAL

Para nuestro trabajo de investigación y optimización del consumo de peróxido de hidrogeno en la cianuración de la Planta de tratamiento Lucia I, se debe realizar algunos pruebas experimentales que conduzca a aumentar la recuperación de la plata consiguiendo la dosificación optima de peróxido de hidrogeno y a optimizar la recuperación de la plata en minerales de oro y plata. Para ello debemos diseñar algunos experimentos de primer orden que permita estimar adecuadamente la ecuación o modelo matemático empírico, que nos permita predecir los valores de respuesta en función de las variables y de las interacciones de dichas variables.

Se diseñara un diseño factorial 2^k en donde se investigan todas las posibles combinaciones de los niveles de los factores en cada ensayo o replica del experimento.

4.2 DETERMINACION DE PARAMETROS PRELIMINARES

A pesar de que son muchos los factores o parámetros que intervienen en la cianuración, tales como: PH, tiempo de molienda, etc. Para los propósitos de este trabajo, se seleccionaran las variables como dosificación de cianuro de sodio y peróxido de hidrogeno. Por lo tanto las otras variables se mantendrán constantes durante la experimentación. Tanto la dosificación de cianuro de sodio como dosificación de peróxido de hidrogeno son variables cuantificables, cuyos valores se fijan a dos niveles según lo siguiente:

Factor	Nivel(-)	Nivel(+)
Cianuro de sódio(Kg/TM)	4.8	6.5
Peroxido de hidrogeno (ml/TM)	140	180

Es de esperar que ocurran interacciones entre estas variables, esto es, que las variaciones ocurridas en una de las variables influyan en la otra.

Seleccionaremos una variable respuesta que será la recuperación de plata.

4.3 VARIABLES DEL PROCESO

A).- VARIABLE DEPENDIENTE

La variable dependiente o respuesta en el proceso son:

- % recuperación de Plata

B).- VARIABLES INDEPENDIENTES

Las variables independientes del proceso son:

- Dosificación de cianuro de sodio
- Peróxido de hidrogeno

4.4 DISEÑO EXPERIMENTAL

Con los factores fijados a dos niveles se decide utilizar un diseño factorial completo, en donde $N=2^k = 2^2 = 4$ experimentos, con 3 replicas. Los valores de las variables a experimentar se codifican con valores -1 y +1 como se indica en la matriz.

**Tabla N° XXIII: MATRIZ DE DISEÑO CON VALORES REALES PARA
LA RECUPERACIÓN DE PLATA**

	Cianuro de Sodio Kg/TM	Peróxido hidrogeno ml/TM	Recuperación Ag(%)
1	4.5	185.0	85
2	4.5	140.0	90
3	6.8	150.0	92
4	6.8	185.0	87
5	5.65	162.5	88
6	5.65	162.5	88.5
7	5.65	162.5	88.4

FUENTE: Elaboración propia

4.4.1 ANALISIS DE LA VARIANZA PARALA RECUPERACION

Para realizar el análisis de la varianza usaremos las siguientes formulas:

$$SS_{total} = SS_{efectos} + SS_{error}$$

Donde:

SS_{total} = suma total de cuadrados

$SS_{efectos}$ = suma de cuadrados debido a los tratamientos.

SS_{error} = suma de cuadrados debido al error.

$$SS_{Total} = \sum_{i=1}^2 \sum_{j=1}^2 \sum_{k=1}^r Y_{ijk}^2 - \frac{Y^2}{Nr} \quad (50)$$

Donde:

N = Numero de pruebas experimentales

R = Numero de replicas en el diseño

$$SS_{efectos} = \frac{\left(\sum_{i=1}^N X_{ij} Y_j \right)^2}{N_r} \quad (51)$$

Donde:

$$MS_{efectos} = SS_{efectos}/glt$$

$$MS_{error} = SS_{error}/gle$$

glt = grados de libertad de los efectos e interacciones igual a 1

gle = grados de libertad de la suma de cuadrados del error igual

$$a \sum_{i=1}^{Nr} Nrj - 1 \text{ (sumatoria del número de réplicas - 1)}$$

**TABLA N° XXIV: ANÁLISIS DE VARIANZA PARA RECUPERACIÓN
PLATA.**

<i>Fuente</i>	<i>Suma de Cuadrados</i>	<i>Gl</i>	<i>Cuadrado Medio</i>	<i>Razón-F</i>	<i>Valor-P</i>
A:Cianuro_sodio	4.0	1	4.0	57.53	0.0048
B:Peroxido_hidrogeno	25.0	1	25.0	359.59	0.0003
AB	0.0	1	0.0	0.00	1.0000
Error total	0.208571	3	0.0695238		
Total (corr.)	29.2086	6			

FUENTE: Elaboración propia

R-cuadrada = 99.2859 %

R-cuadrada (ajustada por g.l.) = 98.5718 %

Error estándar del est. = 0.263674

Error absoluto medio = 0.122449

Estadístico Durbin-Watson = 2.44521 (P=0.7999)

Autocorrelación residual de Lag 1 = -0.240705

4.4.2 ANÁLISIS DE LOS EFECTOS DE LAS VARIABLES EXPERIMENTALES

Para establecer el nivel de influencia de las variables del diseño factorial experimenta sobre el criterio de optimización de un proceso se tiene que calcular los efectos. El efecto de una variable experimental se define como la variación de la

respuesta producida por un cambio en el nivel de las variables se puede calcular por diversos métodos.

Uno de los métodos que calcula la diferencia entre los valores promedio de las respuestas cuando las variables se encuentra en el nivel superior y después restando de esta cantidad el promedio de las respuestas cuando la variable se encuentra en su nivel inferior, definido por:

$$E_{X_1} = \frac{\sum Y_+ - \sum Y_-}{r^{2^{k-1}}} \quad (52)$$

Donde:

$\sum Y_+$ = Sumatoria de las respuestas correspondientes al nivel superior de la variable entrada.

$\sum Y_-$ = Sumatoria de las respuestas correspondientes al nivel inferior de la variable evaluada.

r = Numero de replicas del diseño.

El cálculo matricial es el segundo método para la estimación de los efectos de acuerdo a la siguiente expresión.

$$E_j = \frac{\sum_{i=1}^N X_{ij} Y_i}{r^{2^{k-1}}} \quad j = 1, 2, \dots, N \quad (53)$$

Donde:

E_j = Cálculo de los efectos de las variables experimentales.

r = Número de replicas en el diseño

X_{ij} = Matriz de las variables independientes

Y_i = Vector columna de las respuestas

Se puede usar una hoja de cálculo o un lenguaje de programación para el cálculo matricial de los efectos. Es recomendable calcular el numerador de esta ecuación en forma independiente porque facilita la determinación de los efectos y el análisis de la varianza. Por lo tanto para la investigación se usará este método.

El algoritmo de Yates (1937) para el diseño 2^k es el tercer método que se puede utilizar para el cálculo de los efectos y de la

suma de los cuadrados. Para usar este algoritmo en primer lugar se construye una tabla de combinaciones de las variables de cada prueba experimental y las correspondientes respuestas o el total de las respuestas, en orden estándar. Por orden estándar se entiende que cada factor se introduce uno a la vez combinándolo con todos los niveles de los factores que están por encima de él. Es así como el orden estándar de un diseño 2^3 es (1) a, b, ab, c, ac, bc y abc.

Para el presente trabajo no se utilizara el método de algoritmo de Yates.

El procedimiento de evaluación de los datos obtenidos (tabla 5.3) se calcula el efecto para cada una de las variables e interacciones como sigue:

TABLA N° XXV: Efectos estimados para Recuperación plata (%)

<i>Efecto</i>	<i>Estimado</i>	<i>Error Estd.</i>	<i>V.I.F.</i>
promedio	88.4143	0.0996593	
A:Cianuro_sodio	2.0	0.263674	1.0
B:Peroxido_hidrogeno	-5.0	0.263674	1.0
AB	0.0	0.263674	1.0

Errores estándar basados en el error total con 3 g.l.

FUENTE: Elaboración propia

4.4.3 ANALISIS DE LA VARIANZA DE EFECTOS

El análisis de varianza es el procedimiento mas adecuado para aprobar la significación de los efectos.

La suma de los cuadrados de los efectos e interacciones viene definido por la siguiente ecuación:

$$SS_{Efectos} = \frac{\left(\sum_{i=1}^N X_{ij} Y_i \right)}{r^{2^k}} \quad (55)$$

Donde el numero de replicas $r = 1$

La media de cuadrados de los efectos, $MS_{Efectos}$, se obtiene al dividir la suma de cuadrado de cada efecto entre el grado de libertad correspondiente:

$$MS_{Efectos} = \frac{SS_{Efectos}}{f_1} \quad (56)$$

La suma de los cuadrados del error experimental (SS_E) para diseños factoriales con replica en el centro del diseño se calcula a partir del punto central:

$$SS_{Error} = \sum_{i=1}^N (Y_i^0 - \bar{Y})^2 \quad (57)$$

Donde:

Y_i^0 = replicas en punto central del diseño

\bar{Y} = promedio de replicas

La media de cuadrados del error experimental (MS_E), se halla dividiendo la suma de los cuadrados del error experimental entre los grados de libertad de la suma de cuadrados del error.

$$MS_{Error} = \frac{SS_{Error}}{n_c - 1} \quad (58)$$

La suma de cuadrados de curvatura esta dado por:

$$SS_{Curvatura} = \frac{n_F n_C (\bar{Y}_F - \bar{Y}_C)^2}{n_F + n_C} \quad (59)$$

Donde:

N_F = Numero de experimentos del diseño experimental.

N_C = Numero de replicas en el punto central del diseño factorial

\bar{Y}_F = Promedio de los experimentos de puntos factoriales

\bar{Y}_C = Promedio de las réplicas en el punto central

Si la diferencia de $(\bar{Y}_F - \bar{Y}_C)$ es pequeña, los puntos factoriales se encuentra sobre el plano que pasa por todos los puntos factoriales o cerca de el y no hay curvatura.

Si la diferencia $(\bar{Y}_F - \bar{Y}_C)$ es grande, entonces la curvatura esta presente y supone que la región optima de experimentación se encuentra en el centro del diseño factorial.

Con el calculo de los efectos se puede determinar que las variables o factores que pueden ser significativos; pero de manera mas precisa estadísticamente para determinar la

significancia de los efectos e interacciones es utilizar el teorema de Cochran que establece que: F_0 calculado se obtiene de dividir la media de cuadrados de cada uno de los efectos e interacciones entre la media de cuadrados correspondiente al error experimental.

$$F_0 = \frac{SS_{Efectos} / f_1}{SS_{Error} / f_2} = \frac{MS_{efectos}}{MS_{error}} \quad (60)$$

Donde:

F_0 = Teorema de Cochran

SS = suma de cuadrados

f_1 = Grado de libertad de los efectos e interacciones, generalmente iguales a la unidad en diseños factoriales a dos niveles

f_2 = Grados de libertad de la suma de cuadrados del error; esta calculado como la diferencia de los grados de libertad de la suma total de cuadrados menos la suma de los grados de libertad de los efectos para los experimentos factoriales con replica en todos los puntos del diseño.

$$f_2 = \sum f_3 - \sum f_1 \quad (61)$$

Para experimentos con replica en el punto central del diseño, los grados de libertad del error experimental es igual a:

$$f_c = n_c - 1 = f_2 \quad (62)$$

f_3 = Grados de libertad de la suma total de cuadrados, que esta definido como el numero de pruebas experimentales realizadas, tomando en cuenta las replicas menos la unidad.

$$f_3 = 2^K * r - 1 \quad (63)$$

4.4.4 ANALISIS DE RESIDUOS PARA LA RECUPERACION

Para realizar el análisis de los residuos usaremos las formulas:

$$SSM_R = \sum_{i=1}^N \frac{(Y - \bar{Y})^2}{Nr - 1} \quad (64)$$

Donde:

\hat{Y} = Y estimado o respuesta según modelo

Y = Y observado o respuesta experimental

N_r = Numero total de experimentos

l = Numero de parámetros del modelo matemático

$N_r - 1$ = grados de libertad del residuo

$$F_0 = \frac{SSM_R}{MS_{Error}} \quad (65)$$

Para saber cuan distancias están los valores que se predicen con el modelo de los valores experimentales, se efectúa el análisis de residuos.

4.5 ACEPTACION DEL MODELO

Para un nivel de confianza del 95%(0.05) para 2 y 1 grados de libertad el F de tablas es de 18.51 y el Fc es 113.63, entonces el modelo matemático representa adecuadamente al proceso investigado porque el Fc es mayor que el F de tablas.

$$F_0 < F_{\alpha, f_1, f_2} \quad (66)$$

$$F_t < F_c$$

$$18.51 < 113.63$$

4.6 EL MODELO ES ACEPTADO

4.6.1 REPRESENTACION DEL MODELO MATEMATICO

Una vez determinada la significación de los efectos y las interacciones sobre el proceso experimentado, se puede determinar un modelo matemático lineal que represente el proceso investigado, únicamente podemos estimar modelos matemáticos lineales de la siguiente formula general:

$$Y = b_0 + \sum_{j=1}^k b_j X_j + \sum b_{uj} X_u X_j = u_j x_j \quad (67)$$

Para estimar los coeficientes del modelo matemático se calcula con:

$$b_j = \frac{1}{2^K} \sum_{j=i}^K X_j Y_i \quad (68)$$

Al comparar las ecuaciones 3 con 18 se obtiene la relación que permite calcular los coeficientes del modelo matemático en forma directa.

$$b_j = \frac{E_j}{2} \quad (69)$$

De acuerdo a las ecuaciones 18 y 19 el coeficiente b_0 es el promedio de la variable, respuesta correspondiente, esta dado por:

$$b_0 = \bar{Y} = \frac{\sum_{i=1}^N Y_i}{N} \quad (70)$$

La ecuación del modelo ajustado es:

TABLA N° XXVI: Coeficiente de regresión para Recuperación plata

<i>Coeficiente</i>	<i>Estimado</i>
constante	101.557
A:Cianuro_sodio	0.869565
B:Peroxido_hidrogeno	-0.111111
AB	0.0

FUENTE: Elaboración propia

El StatAdvisor

Esta ventana despliega la ecuación de regresión que se ha ajustado a los datos. La ecuación del modelo ajustado es

$$\text{Recuperación plata} = 101.557 + 0.87 * \text{Cianuro_sodio} - 0.11 * \text{Peroxido_hidrogeno} \quad (71)$$

4.7 REPRESENTACION GRAFICA DEL MODELO MATEMATICO

La representación del modelo matemático esta dado en las siguientes graficas de contorno, en las cuales podemos apreciar verdaderamente, cuales van a ser las variables que van a ser optimas para que se de el proceso.

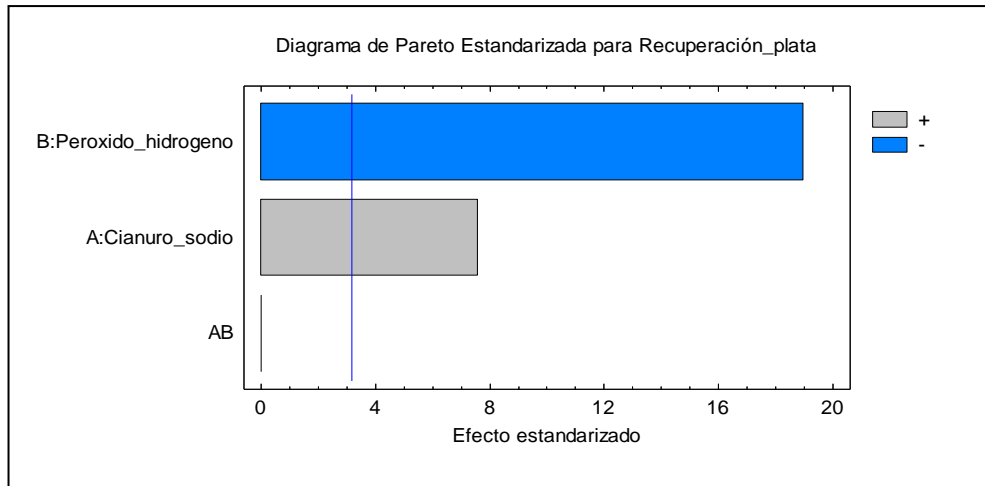


FIGURA 9: Diagrama de pareto
FUENTE: Elaboración propia

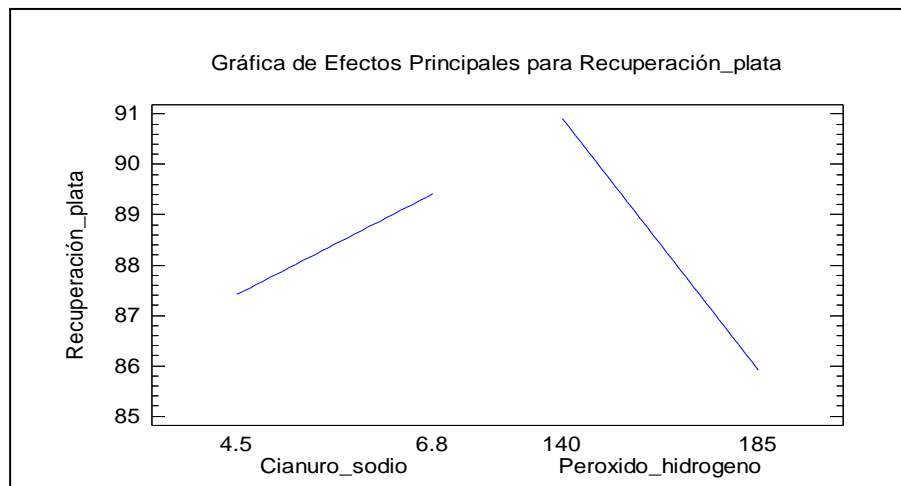


FIGURA 10: Grafica de ecuación
FUENTE elaboración propia

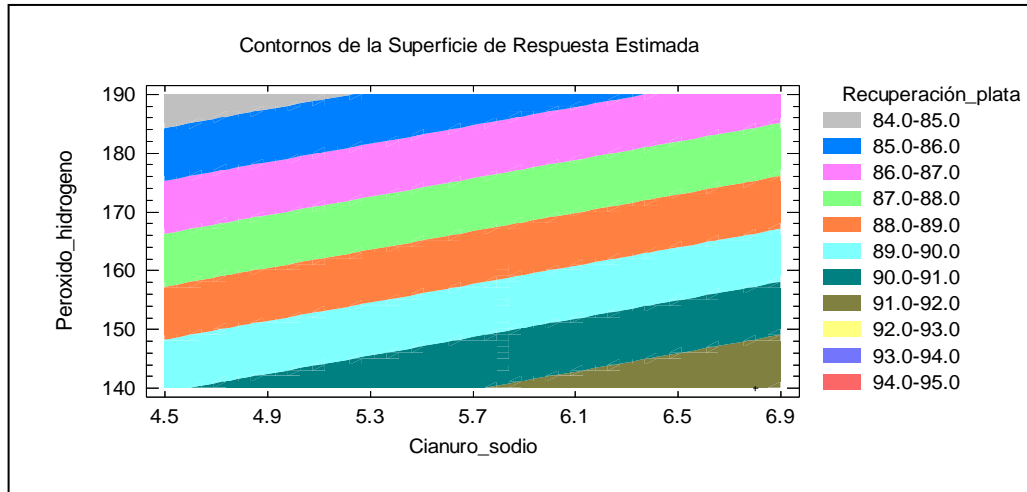


FIGURA 11: Contornos de colores vs. recuperaciones
 FUENTE Elaboración propia

Optimizar Respuesta

Meta: maximizar Recuperación de plata

Valor óptimo = 91.9143

TABLA N° XXVII: Limites Alto – Medio-Bajo

<i>Factor</i>	<i>Bajo</i>	<i>Alto</i>	<i>Óptimo</i>
Cianuro de sodio	4.5	6.8	6.8
Peroxido de hidrogeno	140.0	185.0	140.0

FUENTE elaboración propia

El StatAdvisor

Esta tabla muestra la combinación de los niveles de los factores, la cual maximiza Recuperación_plata sobre la región indicada. Use el cuadro de diálogo de Opciones de Ventana para indicar la región sobre la cual se llevará a cabo la optimización. Puede establecer el valor de uno o más factores a una constante, estableciendo los límites alto y bajo en ese valor.

INTERPRETANDO LOS DATOS SE DEDUCE:

- 1) Se realizaron siete pruebas experimentales para optimizar la recuperación de la plata con dos variables dependientes.
- 2) En una prueba se tiene una recuperación máxima de plata de 92%.

Se obtiene el siguiente modelo matemático

$$\text{Recuperación de Ag(\%)} = 101.557 + 0.87 * \text{Cianuro_sodio} - 0.11 * \text{Peroxido_hidrogeno} \quad (72)$$

- 3) De acuerdo al diagrama de Pareto muestra que la variable más importante es el peróxido de hidrogeno.
- 4) En el grafico de efectos principales muestra que disminuyendo la dosificación de peróxido de hidrogeno aumenta la recuperación de la plata.
- 5) En el caso de cianuro de sodio se muestra que aumentado también aumenta la recuperación tiene una relación directa proporcional.
- 6) También se muestra las zonas donde se tiene alta recuperación.
- 7) Se tiene una respuesta óptima con las siguientes dosificaciones de reactivos.

Valor óptimo = 91.91%

TABLA N° XXVIII: Valores óptimos

<i>Factor</i>	<i>Bajo</i>	<i>Alto</i>	<i>Óptimo</i>
Cianuro de sodio	4.5	6.8	6.8
Peróxido de hidrogeno	140.0	185.0	140.0

FUENTE Elaboración propia

CAPITULO V

INFORME ECONOMICO

En el presente capítulo se describen los gastos efectuados en el presente trabajo de investigación, que se trató de del mejoramiento de recuperación de minerales de plata y oro en laboratorio.

Los siguientes cuadros incluyen los gastos efectuados para las pruebas metalúrgicas efectuadas.

Para la realización de las pruebas metalúrgicas de cianuración se utilizaron los siguientes reactivos y análisis por vía seca y vía húmeda en el Laboratorio analítico.

Para la titulación de cianuro libre se utiliza los siguientes reactivos:

Nitrato de plata

Ioduro de potasio

Agua destilada

En la siguiente tabla se muestra las cantidades de reactivos que se utilizó para realización de las pruebas de cianuración:

TABLA N° XXIX: Gastos de las 5 pruebas metalúrgicas

PRUEBAS METALURGICAS				
DESCRIPCION	Cantidad	Unid.	P.U.	Precio Total
Mineral 10 Kg				
Chancado			1	10
Molienda malla -200			2	20
Agitación en tanque			0.5	5
Reactivos				
NaCN	100	gr	11.2	1.12
Peróxido de Hidrogeno 50%	1	Litros	3.1	3.1
Cal viva	1	Kg	1	1
AgNO ₃	5	gr	4	20
Ioduro de potasio	10	gr	0.3	3
Agua destilada	2	Litros	1.2	2.4
Medidor PH Pampeha	1	Pza	95	95
Análisisquímico Ag muestra	10		47.5	475
Análisisquímico Ag solución	10		10.5	105
			S/	740.62

FUENTE: elaboración propia

Además se gastó en recursos básicos como energía, agua, operación:

TABLA N° XXX: Gastos de local laboratorio

Consumo de energía	30.00	S/.
Consumo de agua	25.00	S/.
Alquiler de laboratorio semana	200.00	S/.
Gastos laboratorio (laboratorista)	100.00	S/.
TOTAL	355.00	S/.

FUENTE: Elaboración propia

Se consideran gastos totales en los costos, ya que se realizaron 5 pruebas que se realizaron en 5 días en lo global, además de la interpretación de los resultados.

CONCLUSIONES

1. Los resultados obtenidos en esta investigación, son buenos para el procesamiento de relaves, logrando recuperaciones del 92 % de plata como del 90 % de oro, en la solución con respecto a las pruebas realizadas en laboratorios de Lima.
2. Las pruebas realizadas con adición de peróxido indican que la cinética mejora, reduciendo los tiempos de 24 Hr. a un promedio de 16 Hr.
3. Es importante realizar un análisis exhaustivo de las especies cianicidas a fin de determinar los consumos de cianuro.
4. Se determina que la teoría indicada en el presente trabajo se justifica con los análisis realizados, siendo una base fundamental para obtener buenos resultados.

RECOMENDACIONES

1. Se pueden realizar investigaciones más profundas en el tema a partir del presente trabajo, con diferentes minerales y buscar la mejor alternativa económica.
2. Se recomienda para trabajos en cianuración por agitación una remolienda al menos el 90 % a malla -200.
3. Para tratamiento de este mineral por vat, el mineral debe de tener una altura máxima de 1.00 m., malla +62 el 85 %, para evitar problemas por asentamiento de detritos.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

AZAÑERO ORTIZ, Angel. (2001). "Recuperación de Oro y Plata de minerales por Heap leaching"; Revista del Instituto de investigación de geología, minas y metalurgia. Vol 4 N° 07 Lima-Perú.

BACA URBINA, Gabriel. (2001). "Evaluación de proyectos" cuarta edición Mexico.

BALLESTER, Antonio; VERDEJA, Luis Felipe; Sancho, José; "Metalurgia extractiva" Volumen I, Madrid-España.

DOMIC MIHOVILOVIC, Esteban Miguel. (2001). "Hidrometalurgia fundamentos, procesos y Aplicaciones"; 1ª edición, Santiago-Chile.

FUENTES CARPIO, Lugo Alipio. (1993). "Proyecto de factibilidad para la instalación del circuito de cianuración de concentrados en la planta de la Cía Minera Buldibuyo S.A." Tacna – Perú

LINARES G., Nataniel; "Procesamiento de minerales de oro y plata"
Tacna-Perú.

MAMANI CONTRERAS, Anastasio Anselmo. (1993). "Estudio de
instalación de una planta de cianuración para la producción de
oro por el sistema CIP a partir de relaves cianurados de la CIA
Coricancha S.A." Tacna-Perú

MISARI CH. Fidel Sergio. (1993). "Metalurgia del oro" Tomo I Lima-
Perú.

MISARI CH. Fidel Sergio. (1994). "Metalurgia Del Oro" Tomo II, Lima-
Perú.

PERRY, Robert H. (2001). "Manual del ingeniero Químico" 7ª edición
Volumen III Madrid-España

PORTAL MINERO. (2006). "Manual General de minería y metalurgia"
primera edición, Santiago-Chile

RIVERA ZEBALLOS, Juan H. (2003). CONCYTEC; "Compendio de
Conminución" Lima-Perú.

SANCHO, José; VERDEJA, Luis Felipe; BALLESTER Antonio;
“Metalurgia extractiva” Volumen II, Madrid-España.

SPIEGEL, Murray R., STEPHENS, Larry J. (2001). “Estadística”3^a
edición Mexico.

VARGAS GALLARDO, Juan. (1994). “Metalurgia Del oro Y La Plata” 2^a
edición, Lima-Perú.

VECTOR PERÚ S.A.C. (2004). “INFORME DE DISEÑO PAD DE
LIXIVIACIÓN N° 1 CIA. MINERA AURÍFERA SANTA ROSA
S.A”

ZEBALLOS GÁMEZ, Washington. (1999). “Proyectos de inversión” 1^a
edición UNJBG Tacna-Perú.

ANEXOS

ANEXOS I

Efectos probables de exposición: (cifras asumen que no hay atención de primeros auxilios).

2 -5 ppm	Límite de Olor
10 ppm	Límite máximo permitido para 8 hrs. de trabajo
20 – 40 ppm	Síntomas leves después de unas horas
45 – 55 ppm	Tolerable durante 0,5 hrs sin efectos inmediatos
100 – 240 ppm	Fatal en 0,5 hrs
300 ppm	Fatal inmediatamente

ANEXO II

Detección del ácido cianhídrico

Olor	Almendras Amargas
Gusto/ Sabor	Metálico difícil de describir
Sensación	Sequedad en la boca, lengua, y garganta

ANEXO III

Síntomas tempranos de envenenamiento con cianuro

Enrojecimiento de ojos	Irritación de garganta
Palpitaciones	Dificultad de respirar
Dolor de cabeza	Mareos
Aumento de ritmo cardiaco	Coloración de la piel
Nauseas	Somnolencia / letargo
Agitación	Confusión
Disminución respiración	Pulso irregular
Coma	Muerte

ANEXO IV

Síntomas tardíos de envenenamiento con cianuro

Inconsciencia
Hipertensión arterial
Pulso lento
Coloración de la piel : Pálido (bajo de nivel exposición) Azulado (alto nivel exposición)
Paro respiratorio
Pupilas dilatadas y fijas
Muerte

ANEXO V

Tiempo máximo de exposición a los Lites máximos permisibles

10 ppm	Límite máximo permitido para 8 horas de trabajo.
20-40 ppm	Síntomas leves después de unas horas.
45-50 ppm	Tolerable 30 minutos sin efectos inmediatos.
100-240 ppm	Fatal en 30 minutos.
300 ppm	Fatal inmediatamente