

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

EVALUACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN
POR AGITACIÓN DE MINERALES DE ORO Y
PLATA DE LA ZONA MINERA DE MALCO EN
EL DISTRITO DE PUYO - AYACUCHO

TESIS

Presentada por:

Bach. Diego Cristian Morales Mulluni

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2018

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**EVALUACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN
POR AGITACIÓN DE MINERALES DE ORO Y
PLATA DE LA ZONA MINERA DE MALCO
EN EL DISTRITO DE PUYO-AYACUCHO**

TESIS

Tesis sustentada el día 21 de junio de dos mil dieciocho, siendo el Jurado Calificador integrado por:

PRESIDENTE


.....
Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

SECRETARIO


.....
MSc. Matías Carlos Vivar Colquicocha

VOCAL


.....
Ing. Zoilo Edgardo Valdivia Infantas

ASESOR


.....
Dr. Freddy Felipe Cori Nina

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a Dios, por haberme permitido llegar hasta este punto y haberme dado salud para lograr mis objetivos, además de su infinita bondad y amor.

A mis padres Alipio Morales y María Elena Mulluni, por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

A mis hermanas Jessica y Betzabeth por los ejemplos de perseverancia y constancia que lo caracterizan y que me ha infundado siempre, por el valor mostrado para salir adelante y por su amor.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, por protegerme y darme salud durante todo mi camino y darme fuerzas para superar obstáculos y dificultades.

Al ing. Freddy Cori Nina asesor de esta tesis, por su valiosa guía y asesoramiento minucioso.

A la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, por darme la oportunidad de estudiar y ser un profesional.

A la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales, por la formación y conocimientos que obtuve durante mis estudios y por permitirme realizar las pruebas de laboratorio de este trabajo.

También me gustaría agradecer a mis profesores durante toda mi carrera profesional, porque todos han aportado con un granito de arena a mi formación.

Y por último a mis padres, hermanas, y demás familiares; los cuales me han motivado durante mi formación profesional, porque de ellos es el triunfo, gracias infinitas.

CONTENIDO

ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE ANEXOS	xii
RESUMEN	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
1.1. Descripción del problema	3
1.1.1. Antecedentes del problema	3
1.1.2. Problemática de la investigación	4
1.2. Formulación del problema	5
1.3. Justificación e importancia	6
1.4. Alcances y limitaciones	7
1.5. Objetivos	7
1.5.1. Objetivo general	7
1.5.2. Objetivos específicos	7
1.6. Hipótesis	7
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	
2.1. Antecedentes del estudio	8
2.2. Bases teóricas	10
2.2.1. Concepto de lixiviación	10

2.2.2. Ubicación y accesibilidad de la región Apurímac	12
2.2.3. Marco geológico	15
2.2.3.1. Depósitos eluviales	16
2.2.3.2. Franja xv de pórfidos-skarns de Cu-Mo (Au, Zn) y depósitos de Cu-Au-Fe relacionados con intrusiones del eoceno-oligoceno	16
2.2.3.3. Franja xxi de epitermales de Au-Ag del mioceno hospedados en rocas volcánicas cenozoicas	17
2.2.4. Procesos previos para la lixiviación	18
2.2.4.1. Geología	18
2.2.4.2. Metalurgia extractiva	19
2.2.5. Tipos de lixiviación	19
2.2.5.1. Lixiviación por agitación	19
2.2.5.2. Lixiviación en pila o montón	21
2.2.5.3. Lixiviación Intensiva	22
2.2.5.4. Lixiviación en bateas	24
2.2.5.5. Lixiviación in situ	25
2.2.6. Variables en el proceso de lixiviación de oro	26
2.2.6.1. Densidad de pulpa	26
2.2.6.2. Efecto de la concentración de cianuro en la disolución del oro	27

2.2.6.3. Efecto de la concentración de oxígeno sobre la disolución del oro	28
2.2.6.4. Tiempo de cianuración	28
2.2.6.5. Efecto de la alcalinidad sobre la disolución del oro	29
2.2.6.6. Efecto de la lixiviación por agitación sobre la disolución del oro	29
2.2.6.7. Efecto de la temperatura sobre la disolución del oro	30
2.2.6.8. Influencia en el proceso de cianuración de otros constituyentes en la pulpa	30
2.2.7. Termodinámica de la cianuración de oro	31
2.2.8. Lixiviación de oro y plata por cianuración	33
2.2.9. Procesos de cianuración	34
2.2.10. Química de las soluciones de cianuración	36
2.2.10.1. Descomposición de las soluciones de cianuro	37
2.2.11. Disolución de metales preciosos	41
2.2.11.1. Naturaleza electroquímica de la cianuración	41
2.2.12. Cinética de la reacción de cianuración de oro	46
2.2.13. Adsorción con carbón activado	48
2.2.13.1. Mecanismo de adsorción	48
2.2.13.2. Especificación del carbón	49

2.2.14. Cuándo usar adsorción con carbón	55
2.3. Definición de términos	58
CAPÍTULO III: MARCO METODOLÓGICO	
3.1. Tipo y diseño de la investigación	62
3.2. Población y muestra	63
3.3. Operacionalización de variables	63
3.4. Técnicas e instrumentos para recolección de datos	64
3.5. Procesamiento y análisis de datos	64
CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y ANÁLISIS	
4.1. Resultados	68
4.2. Análisis	74
CONCLUSIONES	75
RECOMENDACIONES	76
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	77
ANEXOS	81

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Propiedades de compuestos de cianuro simple	36
Tabla 2. Análisis granulométrico del mineral	68
Tabla 3. Condiciones de operación y resultados del variabilidad de consumo de NaCN	69
Tabla 4. Condiciones de lixiviación	70
Tabla 5. Condiciones de operación y resultados de la cianuración	71
Tabla 6. Condiciones de operación y resultados con contenidos de oro y plata	71

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Lixiviación de minerales	11
Figura 2. Mapa de ubicación de la región Apurímac	14
Figura 3. Lixiviación por agitación con dos sistemas de agitación mecánica y neumática	21
Figura 4. Sistema de lixiviación en pilas	22
Figura 5. Planta de cianuración intensiva – Antapite	23
Figura 6. Equipo de lixiviación en batea	24
Figura 7. Lixiviación in situ	26
Figura 8. Diagrama Eh – pH para el sistema Au – CN – H ₂ O, en donde se muestra el aurocianuro y los rangos de operación para los distintos procesos industriales de extracción de oro	32
Figura 9. Especiación de cianuro y ácido cianhídrico en soluciones acuosas como función del pH	39
Figura 10. Diagrama Eh – pH para el sistema CN – H ₂ O a 298,15 K (25 °C). Concentración de cianuro = 10 ⁻³ M, P(O ₂) = 1 atm	41
Figura 11. Diagrama Eh – pH para el sistema Au – CN – H ₂ O a 25 °C. Concentración de todas las especies de	

oro soluble = 10^{-4} M, $[\text{CN}^-] = 10^{-3}$ M, $P(\text{O}_2) = 1$ atm	44
Figura 12. Diagrama Eh – pH para el sistema Ag – CN – H ₂ O a 25 °C. Concentración de todas las especies de plata solubles = 10^{-4} M, $[\text{CN}^-] = 10^{-3}$ M, $P(\text{O}_2) = 1$ atm	45
Figura 13. Representación esquemática de una celda de corrosión local en la superficie del oro en contacto con una solución de cianuro que contiene oxígeno, i_a = corriente anódica, i_b = corriente catódica	47
Figura 14. Configuración de un circuito con columnas de carbón activado	51
Figura 15. Esquema del proceso CIC	52
Figura 16. Esquema del proceso CIP	53
Figura 17. Esquema del proceso CIL	54
Figura 18. Proceso Merrill Crowe	57
Figura 19. Pruebas programadas	62
Figura 20. Variación del NaCN con respecto al tiempo durante el proceso de lixiviación	69
Figura 21. Extracción del oro y plata a granulometría 60 % < malla 200	72
Figura 22. Extracción del oro y plata a granulometría 71 % < malla 200	73

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Copelación de oro y plata	82
Anexo 2. Análisis de oro en soluciones de cianuración	93
Anexo 3. Determinación del consumo de cianuro	94

RESUMEN

El proceso de cianuración de oro es la técnica de procesamiento más versátil utilizada para la extracción de oro, donde se puede utilizar diferentes parámetros de cianuración como tiempo de molienda, pH, tiempo de cianuración, adición de cianuro de sodio (NaCN) y CaO (cal). La eficacia del proceso de cianuración depende de la consideración de cada uno de los parámetros. En el presente trabajo de investigación la extracción de oro y plata por proceso de cianuración para minerales de la zona minera de Malco en el distrito de Puyo- Ayacucho se llevó a cabo a escala de laboratorio. Las dos muestras representativas molidas a 25 y 35 minutos se sometieron a un proceso de cianuración por agitación, con dosis variables de pH (10,3 a 10,5), CaO de 1,0 a 1,5 g/kg, NaCN varía de 1,9 gramo a 9,0 gramos y el tiempo de cianuración varía de 0 a 24 horas. La ley de mineral máxima de oro 9,3 g/tn, presenta 89,5 % de recuperación de oro y 61,4 % de extracción de plata fue obtenida a las 24 horas, con dosificación de cianuro de sodio (NaCN) hasta 9,0 gramos a un pH 10,3 y 10,5.

Palabras clave: Proceso de cianuración por agitación.

INTRODUCCIÓN

La minería en el Perú es una actividad que data desde muchos años atrás, es una actividad ancestral que crece en importancia a partir de la década de los años 80's, en un contexto de recesión económica y crisis interna generada por el terrorismo, la misma que ocasionó procesos migratorios del campo a la ciudad. A este fenómeno social se le unen otros, como el desempleo urbano y la baja rentabilidad de las actividades agropecuarias tradicionales en las zonas rurales, las que determinan la búsqueda de alternativas a condiciones de pobreza. Con la elevación en los precios de los metales, especialmente, del oro, se establece la migración hacia zonas con potencial aurífero con la aparición de nuevos centros poblados convirtiéndose, de esta manera, en la actividad económica principal de estos lugares. Las operaciones artesanales se encuentran en áreas que han sido explotadas tradicionalmente desde la época de la colonia; en minas que han sido abandonadas por las empresas por motivos de rentabilidad y en zonas donde, a pesar de tener altos contenidos de oro, sus reservas no son suficientes para recuperar la inversión requerida. Es el caso de nuestra zona de estudio, en donde abundan estos yacimientos que sólo pueden ser explotados económicamente, bajo métodos de minado selectivo utilizados por la minería artesanal.

El presente trabajo de investigación trata de alcanzar pruebas metalúrgicas que significativas para la posible aplicación de la cianuración para estos minerales de zona minera de Malco en el distrito de Puyo - Ayacucho.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Antecedentes del problema

La lixiviabilidad es una herramienta analítica la cual fue desarrollada por Anglo American Research Laboratories (AARL) a mediados de 1980. Esta técnica ha sido usada durante estos años por varias instituciones con resultados variados.

El proceso de cianuración para extraer el oro de sus minerales viene empleándose hace casi un siglo, desde que en 1898 se utilizó por primera vez en Nueva Zelanda y en África. Es un proceso muy eficiente, capaz de extraer oro cuando está presente en cantidades tan pequeñas como un 0,25 por ciento de onza en una tonelada de roca, con un rendimiento del orden del 90 por ciento. La recuperación del oro una vez disuelto es igualmente eficaz.

Ante esta problemática se desarrolla un procedimiento de pruebas y el análisis de resultados. Evidentemente la mineralogía

del material matriz (muestra) es el principal factor que determina cuáles son los pasos necesarios para alcanzar resultados óptimos.

1.2. Problemática de la investigación

Ante la problemática de la investigación deducimos que, en la actualidad, en todo lugar las leyes de los minerales vienen bajando de manera considerable, esto es debido a la explotación de las leyes más altas hechas ya en épocas pasadas. Por esta razón las empresas mineras tienen que ver la mejor forma de poder recuperar este contenido valioso, con costos de producción a bajo costo que aseguren buenas utilidades y sean rentables para los distintos accionistas comprometidos con estos procesos.

Actualmente algunas empresas Mineras no logran sacar un buen provecho de aquellos minerales de baja ley, siendo este el motivo de hacer pruebas de cianuración por agitación para minerales auríferos en la zona minera Malco en el distrito de Puyo - Ayacucho, en Parinacochas, estos minerales están con una ley de oro de 9,3 g/tn y plata 31,2 g/tn, esto indica que es necesario buscar el tratamiento adecuado para poder recuperar eficientemente y bajando los costos de producción, que son materias primas para conceptualizar cualquier proyecto, debido a esto el área de investigaciones está en la

posibilidad de brindar y hacer pruebas de lixiviación por agitación para minerales auríferos, nuevos métodos que deben hacer posible el tratamiento de estos minerales para obtener la mayor recuperación, que es lo que preocupa a la minera.

1.3. Formulación del problema

Una de las principales dificultades que se presentan en plantas de lixiviación, está en cumplir los planes de producción por la presencia de minerales mixtos auríferos, ya sean estos a corto o largo plazo. Esto se relaciona con la inconsistencia entre las características de los materiales que envía la mina y lo que se planificó previamente, así como también la inconsistencia frecuente entre la respuesta real de la planta y la respuesta de esta. La dinámica de una planta de lixiviación es comparativamente lenta y depende de diversas variables como la tasa de riego, entre otras, que influyen directamente en la respuesta a corto o largo plazo. Por lo anterior, es muy conveniente la realización de pruebas en botella y luego en columna con los minerales a lixiviar, para de esta manera poder determinar el tratamiento adecuado, lo cual nos va permitir controlar las demás variables, obteniendo soluciones ricas cargadas con buena cantidad oro y contenidos bajos de impureza.

Y ante la formulación del problema se tiene la siguiente interrogante:

¿Será factible obtener una buena recuperación del oro haciendo pruebas de cianuración por agitación para minerales auríferos de la zona minera Malco en el distrito de Puyo - Ayacucho?

1.4. Justificación e importancia

Se justifica esta investigación con la aplicación de estudios a minerales para ser procesos mediante la cianuración y su recuperación del oro, a través de la aplicación de carbón activado desde soluciones cianuradas, sigue siendo un proceso importante en todo el mundo.

La importancia tiene la finalidad de permitirnos investigar, conocer y experimentar el desarrollo tecnológico de la industria minera, que ha experimentado varias innovaciones desde sus inicios en nuestro país, la lixiviación de minerales auríferos aparece como un área bien evolucionada en lo que a tratamiento de minerales de oro y plata se refiere. Así entonces, se muestra como la vía de proceso más económica para producir oro en la forma de dore o bien oro refinado.

1.5. Alcances y limitaciones

Uso del juego de mallas, la zona minera, no cuenta con juego de mallas.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo general

Evaluar el proceso de cianuración por agitación para minerales auríferos de la zona minera de Malco - Ayacucho.

1.5.2. Objetivos específicos

- Determinar las variables más adecuadas para realizar la lixiviación por agitación.
- Realizar pruebas experimentales de cianuración.
- Determinar el tiempo de cianuración de disolución del oro.

1.6. Hipótesis

Es factible obtener recuperaciones adecuadas al procesar minerales de la zona minera de Malco, considerando propiedades físico - químicas del mineral.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio

Se tiene los siguientes antecedentes de estudio:

La extracción del oro por medio de técnicas metalúrgicas tales como la lixiviación en pilas, la adsorción-desorción y el electrowining constituyen un ejemplo de los cambios surgidos para tales propósitos. Minera IRL aplica las técnicas mencionadas para el tratamiento de sus minerales, que cada vez en todas partes del mundo se encuentran con leyes que antes eran económicamente hablando, imposible de recuperar. La necesidad de encontrar mejores condiciones de lixiviación, adsorción, desorción, electrodeposición y regeneración del carbón activado, han incentivado la realización de pruebas a nivel laboratorio que incluyen la variación de parámetros, las mismas que han permitido el mejoramiento de los aspectos técnicos y económicos en la planta de producción (Aquino y Adauto, 2011).

(Inacap, 2006), indica que las menas molidas a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaños menores a los 105 micrones), es agitada con solución cianurada por tiempos que van

desde las 6 hasta las 72 horas, también que el pH debe ser alto, entre 10 y 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, CNH, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena.

(Rojas, 2003), en el trabajo realizado nos indica que el oro presente en el residuo se encuentra en forma de electrum, liberado y que puede recuperarse en forma completa es posible obtener igual recuperación con iguales condiciones en un tiempo de 24 horas y a temperatura de 348,15 K (75 °C). La plata contenida en el residuo es posible recuperarla en forma parcial (< 60 %), con una concentración de KCN de 1,2 gpL, pH entre 10,5 y 11, temperatura de 298,15 K (25 °C) y un tiempo superior a 72 horas de lixiviación. El consumo de KCN para la recuperación de oro que corresponden al tratamiento de minerales cupríferos que contienen metales nobles. Este consumo se disminuye cuando la temperatura del sistema aumenta. El poco consumo de cianuro se debe en gran medida a la baja solubilidad del cobre presente en el residuo.

(Tremolada, 2011), demostró experimentalmente que los minerales arcillosos y/o coloides arcillosos evidenciaron el fenómeno de la adsorción y/o re precipitación del oro a partir de soluciones cianuradas, concluyéndose que el efecto preg robbing contribuye a una pérdida de

oro y plata en una cianuración convencional. La pérdida de oro es dependiente del tipo de arcilla y aparece ser afectada por la extensión del tiempo de cianuración. Fue observado que la capacidad de adsorción de la plata fue arriba del 80 % y que el grado de adsorción del oro osciló entre 1,68 % y 7,49 %.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Concepto de lixiviación

El proceso de lixiviación es la etapa fundamental en un proceso hidrometalúrgico, que involucra la disolución del metal a recuperar desde una materia prima sólida, en una solución acuosa mediante la acción de agentes químicos. Esta transferencia del metal hacia la fase acuosa, permite la separación del metal contenido en la fase sólida de sus acompañantes no solubles (Chahuayo y Márquez, 2012).

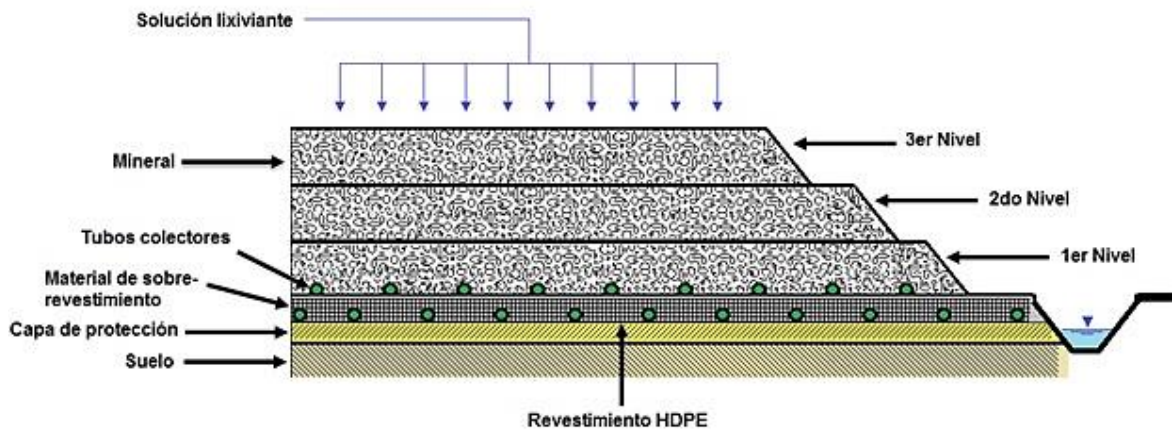


Figura 1. Lixiviación de minerales.

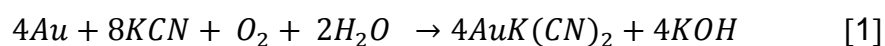
Fuente: <https://hydrometallurgyperu.wordpress.com/lixivacion-en-pilas/> .

El proceso de cianuración es usado en tratamientos de minerales auríferos, este proceso se completa en dos etapas, la primera etapa efectúa la disolución de metales preciosos, oro y plata, y la segunda etapa es la solución rica obtenida, puede ser tratada por otros procesos como la precipitación con polvo de zinc o absorción con carbón activado.

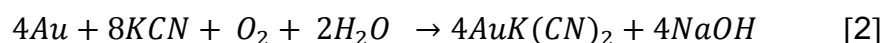
No está de más mencionar que la solución de cianuro siempre tiene preferencia por los metales preciosos presentes en el mineral procesado y que la rapidez de la disolución de oro depende de la concentración de cianuro, la alcalinidad del medio lixivante, tiempo de lixiviación y el pH, el cual suele considerar entre 10,5 y 11; así mismo, para poder efectuarse una eficiente cianuración de un mineral aurífero, el oro debe estar en forma libre y en tamaño fino. La presencia de acompañantes como minerales

oxidado de cobre y sulfuros es negativo para en el proceso porque ellos se tienden a disolver en primera instancia, quedando muy poco cianuro libre para lixiviar al oro o también puede causar que el complejo aurocianuro sea absorbido por algún constituyente orgánicos (Michaud, 2015).

El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa disolvente preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral. La reacción enunciada por Elsner en su Journal Prakchen (1946), es la siguiente:



La mayoría de autores concuerdan en que la reacción global de la disolución de oro propuesta por Elsner (Vargas, 1990):



2.2.2. Ubicación y accesibilidad de la región Apurímac

Apurímac es una región del Perú, situada en la sierra sur del país, en la vertiente oriental de la cordillera de los andes. Apurímac tiene una superficie territorial de 20 895,8 km² y representa el 1,6 por

ciento del territorio nacional, siendo la provincia de Aymaraes la más extensa con el 20,2 por ciento de la superficie territorial del departamento. Apurímac está situada en la zona elevada de los Andes centrales. Sus coordenadas son 13° 10' de latitud sur y entre los meridianos 73° 45' 20" y 73° 50' 44,5" de longitud oeste (INGEMMET, 2011).

Limita por el norte con la región Ayacucho y Cusco; por el sur con Arequipa; por el este con la región del Cusco; por el oeste con la región de Ayacucho. La altura promedio de la región es de 2900 msnm. Su población asciende a 404,190 (INGEMMET, 2011).

La capital de la región es la ciudad de Abancay. Allí se realiza la mayor actividad económica, social y cultural de la región. Es la sede del gobierno regional y sede de las instituciones públicas y privadas de representación nacional. La región de Apurímac está conformada por siete provincias y 80 distritos (INGEMMET, 2011).

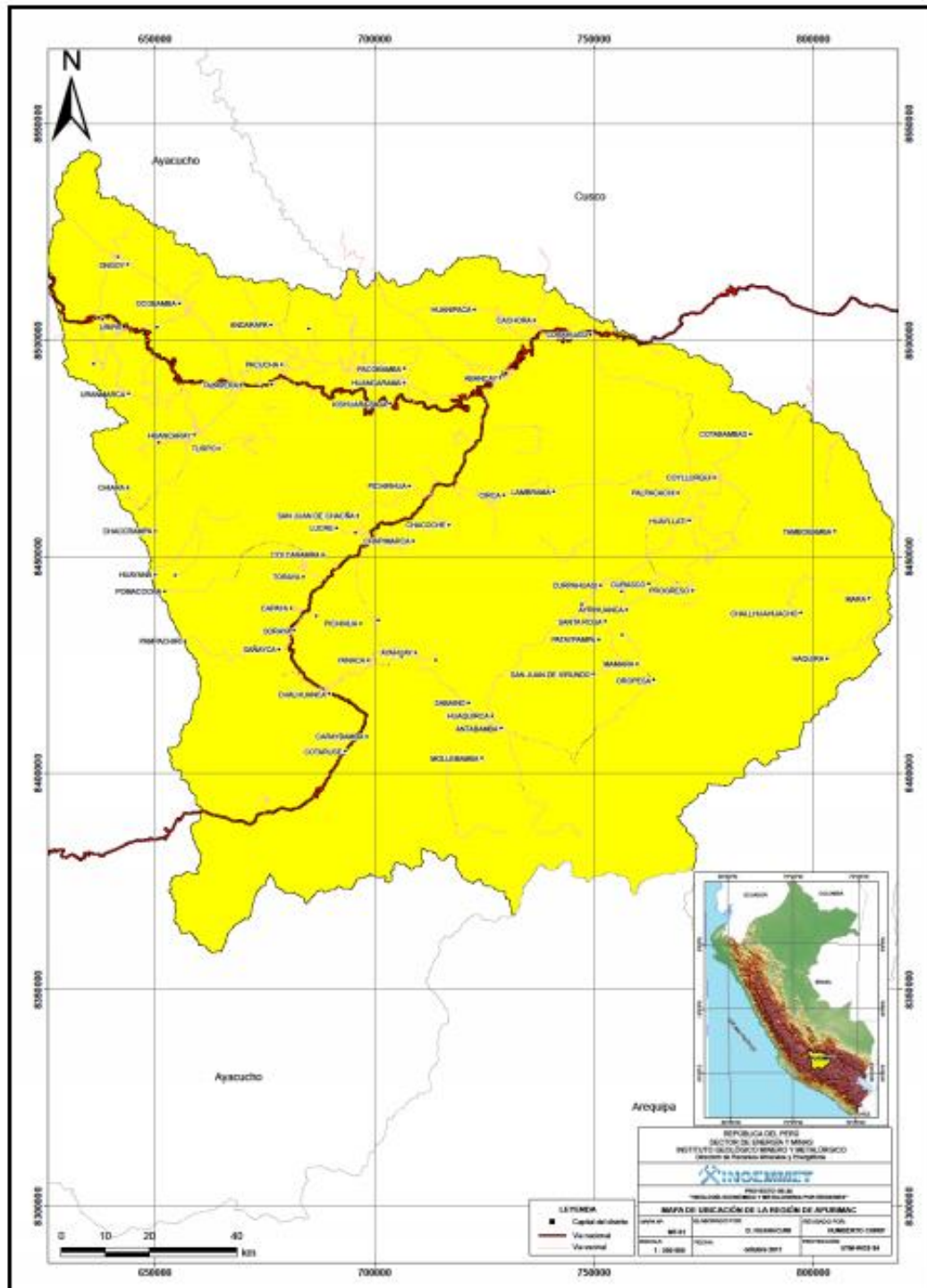


Figura 2. Mapa de ubicación de la región Apurímac.
Fuente: INGEMMET, 2011.

2.2.3. Marco geológico

La geología es compleja y selectiva, consiste de una secuencia cretácica regresiva de areniscas y cuarcitas de la formación Soraya, areniscas, limonitas rojas y lutitas de la formación mara y las calizas de la formación Ferrobamba (Formación Arcurquina). Esta secuencia está intruída por las rocas del batolito de Andahuaylas-Yauri del oligoceno-mioceno, compuesto por intrusiones de composición diorítica-granodiorita a monzonita de facies hipabisales (INGEMMET, 2011).

Este sector está comprendido dentro de la franja de pórfidos-skarns de cobre-molibdeno (hierro, oro) del Eoceno-Oligoceno. Se ubica en el borde noreste de la cordillera occidental y en el altiplano del sur del Perú. La franja está controlada, por una parte, por el sistema de fallas Urcos-Sicuani-Ayaviri, Cusco-Lagunillas-Mañazo, Abancay-Andahuaylas, y por otra parte por el Alto Condoroma-Caylloma. Las estructuras tienen dirección NO-SE y cambian a E-O al nivel de la deflexión Abancay (INGEMMET, 2011).

2.2.3.1. Depósitos eluviales

Los depósitos cubren grandes extensiones en los flancos de los valles principales, cerca de la ciudad de Abancay y en los flancos del río Apurímac. Bajo la acción del agua, los productos eluviales se pueden movilizar y formar huaycos o flujos de barro (cantos angulosos de tamaño muy variable, envueltos por una matriz areno-arcillosa), de color rojizo. Algunas veces los depósitos eluviales alcanzan un espesor de varios centenares de metros y son muy antiguos (INGEMMET, 2011).

2.2.3.2. Franja xv de pórfidos-skarns de Cu-Mo (Au, Zn) y depósitos de Cu-Au-Fe relacionados con intrusiones del eoceno-oligoceno

Esta es la franja más importante de esta región. La mineralización está relacionada con granitoides dioríticos a granodioríticos del Batolito Andahuaylas-Yauri del eoceno-oligoceno, emplazados en condiciones transpresionales (Carlotto, 1999; Perelló et al., 2003) y controlados, por los sistemas de fallas Cusco - Lagunillas - Mañazo, Abancay - Andahuaylas- Totos – Chincheros - Licapa y Abancay Condorama - Caylloma. Los intrusivos intermedios a ácidos están relacionados con la mineralización Cu-Mo (Au) y en el contacto con secuencias

carbonatadas del Albiano-Turoniano desarrollan cuerpos de skarn de Cu-Zn. Los intrusivos más básicos están relacionados con las mineralizaciones de Fe-Cu-Au, que se presentan a manera de cuerpos, en el contacto con secuencias carbonatadas del Albiano-Turoniano y vetas principalmente de Au-Cu en los intrusivos. Los depósitos más representativos de esta franja son Las Bambas, Cotabambas, Haquira, Los Chancas, Antilla, Trapiche, entre otros. Las edades de mineralización están registradas entre 42 y 30 Ma. Otro depósito es el denominado prospecto Utupara de edad de mineralización posiblemente temprana de 51 Ma (Pb-Pb), en una roca diorítica hospedante de edad K-Ar entre 63,1 y 61,5 Ma, indicando este hecho que la mineralización habría ocurrido 10 Ma después de la cristalización de la roca intrusiva (Bustamante, A, 2008).

2.2.3.3. Franja xxi de epitermales de Au-Ag del mioceno hospedados en rocas volcánicas cenozoicas.

Esta franja es la que tiene mayor extensión en el territorio nacional y se distribuye ampliamente en el dominio volcánico cenozoico de la cordillera occidental. En Apurímac, la franja se encuentra ubicada al sur y está controlada por fallas NO-SE de

los sistemas de fallas Abancay-Condorama-Caylloma y Cusco-Lagunillas-Mañazo. En esta franja se encuentran los depósitos epitermales de Au-Ag preferencialmente de baja sulfuración como la Mina Selene. En este sector la mineralización tiene una edad entre 12-8 Ma (INGEMMET, 2011).

En el norte de la región Apurímac se encuentran dos franjas de menor extensión como son los segmentos de la franja XVII epitermales de Au-Ag del eoceno y depósitos polimetálicos del eoceno – oligoceno -mioceno y la franja III de pórfidos-skarns Cu-Mo-Zn y depósitos de Au-Cu-Pb-Zn relacionados con intrusivos del pérmico. En el sur se encuentra el segmento de la franja XXIII de epitermales de Au-Ag del mio-plioceno (INGEMMET, 2011).

2.2.4. Procesos previos para la lixiviación

2.2.4.1. Geología

Es el aspecto fundamental, porque se determina la mineralogía, su génesis y su dimensionamiento hasta el yacimiento a través de la ubicación, la cual nos proporciona las reservas probables del mineral valioso, con los datos que se obtiene es factible realizar pruebas metalúrgicas, para determinar un posible

estudio acerca del tratamiento a realizar al mineral valioso para su buena recuperación.

2.2.4.2. Metalurgia extractiva

La metalurgia extractiva corresponde al conjunto de procesos que se llevan a cabo para separar selectivamente las especies de interés de aquellas sin valor.

Dentro del área de metalurgia extractiva se encuentran aquellas de hidrometalurgia, pirometalurgia y electrometalurgia.

Entre las áreas de investigación del grupo se encuentran los procesos de lixiviación bacteriana, los nuevos procesos de conversión continua de mata a cobre blíster y el desarrollo de instrumentación en el proceso de flotación de minerales, entre otras.

2.2.5. Tipos de lixiviación

En la lixiviación se tienen diferentes métodos de lixiviación que a continuación se describen:

2.2.5.1. Lixiviación por agitación

Es uno de los métodos de disolución de oro más utilizado en el mundo, es la cianuración por agitación, debido a la elevada velocidad de reacción, las altas recuperaciones de oro obtenidas

y porque funciona para una amplia variedad de minerales. En contraposición tiene costos más altos de instalación y operación respecto de los métodos en pilas; por lo que se aplica solo a menas que poseen leyes económicas. La elevada cinética de lixiviación de oro se debe primordialmente a la mejor liberación del oro, producto de una reducción de tamaño mayor.

El proceso de agitación funciona muy bien para minerales con tamaños inferiores a 150 μm , tamaños mayores incrementan el desgaste de las paletas de agitación por efecto de la abrasión y existe mayor dificultad de mantenerlos en suspensión (Ramírez y Sánchez, 2016).

La densidad de pulpa utilizada varía entre 35–50 % de sólidos, dependiendo del tamaño de las partículas, la gravedad específica y la presencia de minerales que incrementan la viscosidad de la pulpa, como las arcillas. El proceso de cianuración se inicia con la regulación del pH de trabajo entre 9,5 – 11,5; mediante la adición de la cal o soda cáustica, previa a la adición de cianuro. Estas adiciones pueden realizarse en el tanque de cianuración o previamente en el molino. (Marsden y House, 1992).

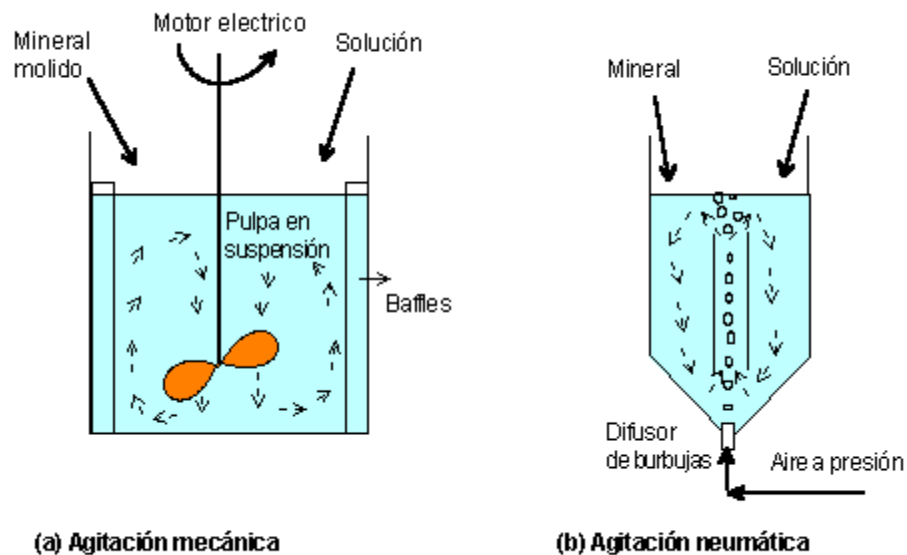


Figura 3. Lixiviación por agitación con dos sistemas de agitación mecánica y neumática.
 Fuente: <http://docplayer.es/10211823-Ing-juan-vega-gonzalez-f-bernui-r-cieza-r-lucano-lab-procesamiento-de-minerales-unt.html> .

2.2.5.2. Lixiviación en pila o montón

La lixiviación en pila es un proceso económico conveniente para el tratamiento de materiales de bajo grado, los cuales no justifican el alto costo de la molienda y lixiviación por agitación. La lixiviación en pilas significa cianurar las menas que han sido minadas, trituradas y transportadas a plataformas impermeables para lixiviación por regado o inmersión y percolación de la solución a través de la mena apilada. La elección para usar este proceso de lixiviación depende de la ley, toneladas de mena disponible y

además de su permeabilidad, que es un factor crítico. Sin una adecuada permeabilidad no habrá percolación, disolución ni extracción de oro económicamente aceptable (Azañero, 2001).

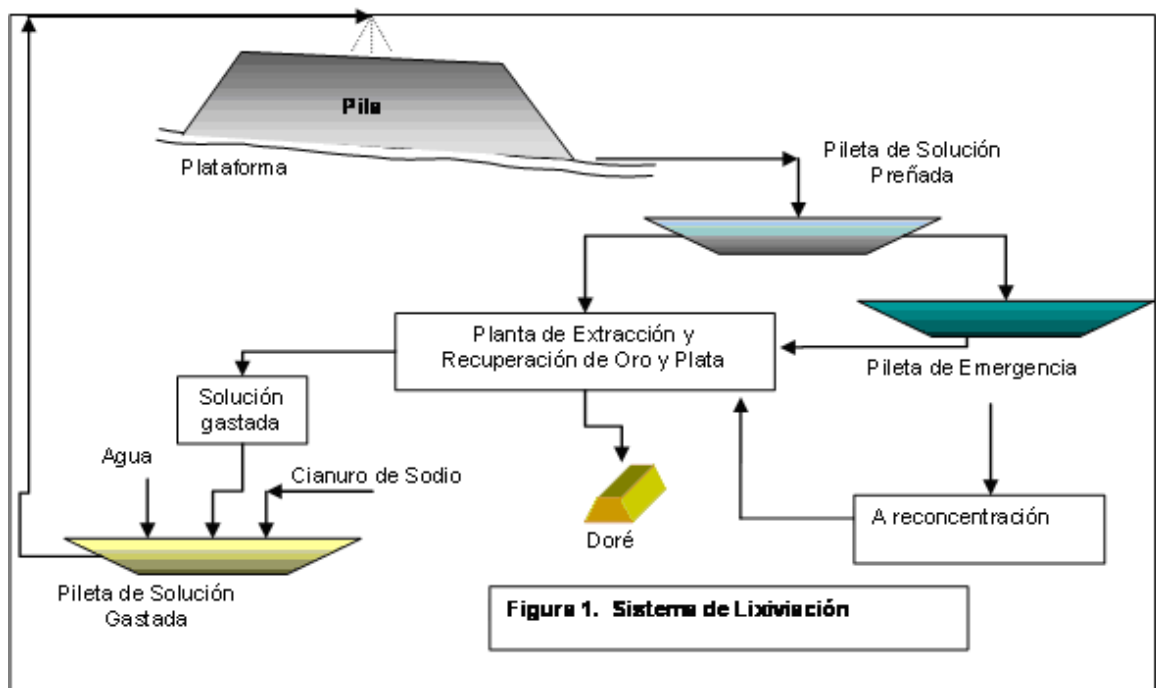


Figura 4. sistema de lixiviación en pilas.

Fuente: <http://laboratorio-quimico.blogspot.com/2014/08/como-es-usado-el-cianuro-en-la-mineria.html> .

2.2.5.3. Lixiviación intensiva

El proceso de lixiviación intensiva utiliza una concentración de reactivo alta, principalmente cianuro y oxígeno y frecuentemente se eleva la temperatura y/o la presión para incrementar la velocidad de disolución de los metales nobles. Esto es aplicado a materiales

de alto grado, los cuales pueden justificar al elevado costo de tratamiento para alcanzar una elevada recuperación. Tales materiales incluyen concentrados de flotación y gravimétricos que pueden contener oro grueso o en los que el oro puede estar presente en minerales solubles en 7 cianuro como sulfuros o donde el oro puede aparecer con otros minerales que interfieren en la cianuración estándar, tales como telurio y mercurio (Rojas, 2003).

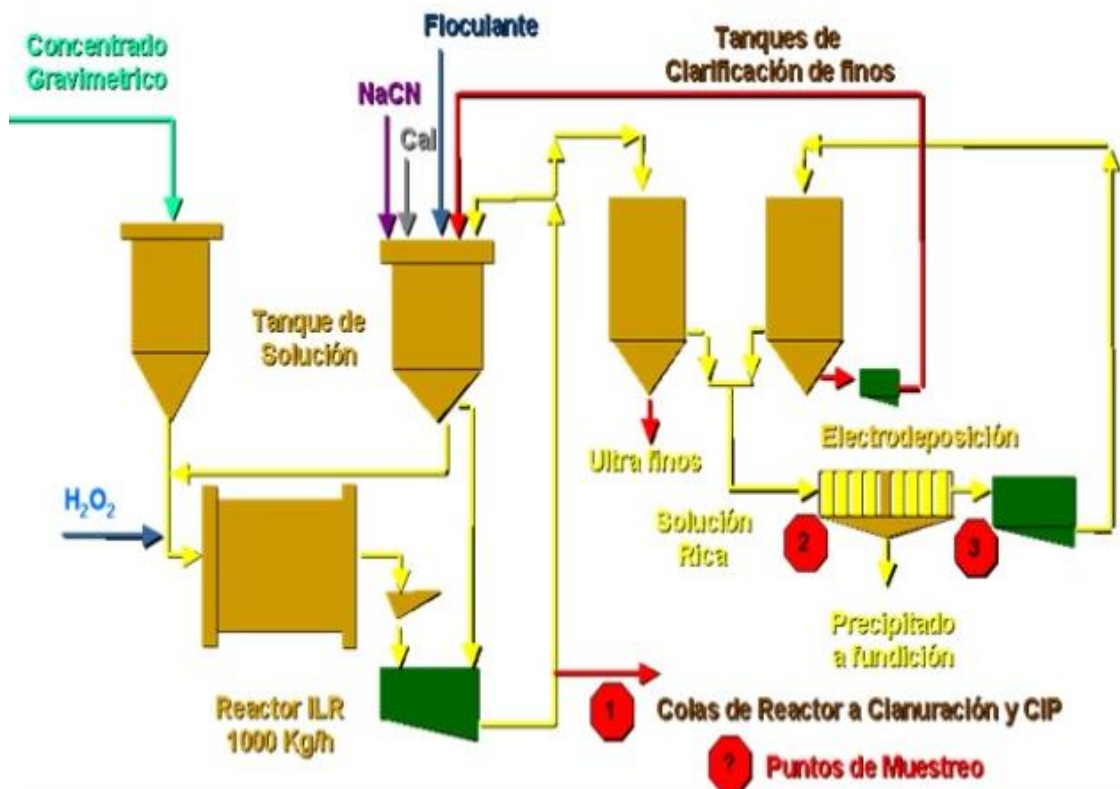


Figura 5. Planta de cianuración intensiva – Antapite.

Fuente: <https://www.slideshare.net/TimmyManuelPiminchum/fundiciondeoro> .

2.2.5.4. Lixiviación en bateas

La lixiviación en bateas (estanques) es por definición, inundar o sumergir la mena finamente triturada -2,54 cm. (- 1 plg) en una solución de cianuro, en grandes bateas capaces de recibir miles de toneladas de mena. El grado de trituración y aglomeración debe ser justificado por una mejora en la recuperación de oro. El objetivo de la lixiviación de menas de oro en bateas, es reducir el tiempo de lixiviación e incrementar la extracción y contenido de oro de la solución cargada, en comparación con los otros tipos de lixiviación. Este proceso es poco utilizado debido al alto costo de capital asociado con la construcción de las bateas, pero posee la ventaja de un eficiente mojado de toda la superficie del mineral (Rojas, 2003).

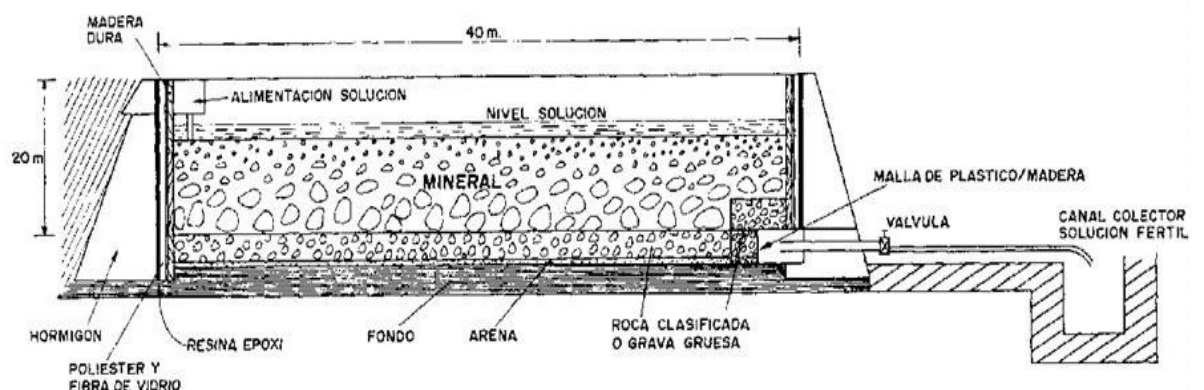


Figura 6. Equipo de lixiviación en batea.

fuelle: <http://slideplayer.es/slide/38254/> .

2.2.5.5. Lixiviación *in situ*

Este proceso consiste básicamente en la aplicación de la solución de cianuro diluida en un mineral directamente en el lugar en donde se encuentra. Para esto se requiere que la permeabilidad del mineral sea tal que la solución pueda tener acceso a una porción económicamente significativa de metal noble. El requerimiento de permeabilidad puede ser una propiedad del cuerpo mineral (poroso o fracturado) o puede ser inducido por voladura para crear suficiente fragmentación. En la práctica el proceso ha sido aplicado solo en contados casos debido a la baja eficiencia de contacto metal – solución, baja recuperación de las soluciones cargadas y restricciones medioambientales (Rojas, 2003).

Mediante la lixiviación *in situ* consiste en la solubilización de las especies mineralógicas valiosas existentes en un yacimiento sin necesidad de mover el mineral del lugar donde se encuentra ver Figura 7.

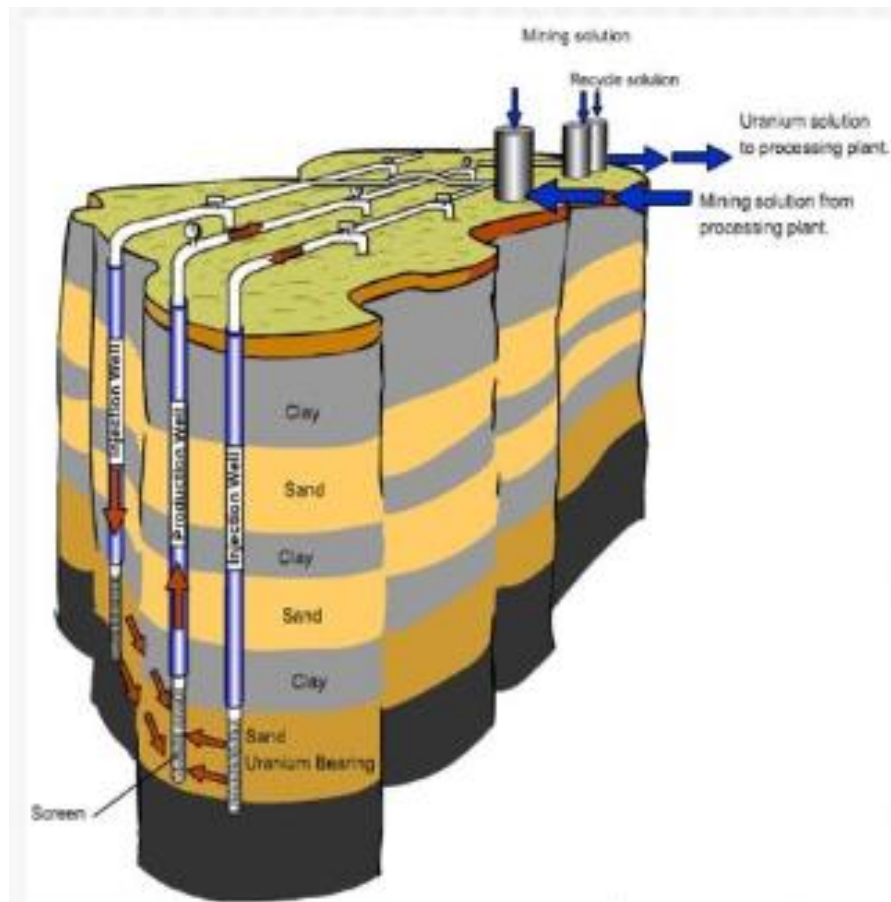


Figura 7. Lixiviación *in situ*.

Fuente: <http://docplayer.es/10211810-Extraccion-solido-liquido-metodos-de-operacion-en-la-extraccion-solida-liquida.html> .

2.2.6. Variables en el proceso de lixiviación de oro

2.2.6.1. Densidad de pulpa

La pulpa es la mezcla constituida por sólidos de una granulometría casi uniforme y otra constituida por un líquido, generalmente el agua. Tiene características propias tales como gravedad específica, peso y volumen (Ramírez y Sánchez, 2016).

El porcentaje de sólidos por peso en la pulpa por lo general deben estar comprendidos entre 30 y 60 %. A bajos porcentajes de sólidos existe mayor cantidad de soluciones en contacto con la partícula mineral y se obtiene una disolución mayor, sin embargo, aumenta el consumo de cianuro (Flores, 1992).

2.2.6.2. Efecto de la concentración de cianuro en la disolución del oro

La velocidad de disolución de oro aumenta linealmente con el aumento de cianuro hasta un cierto límite más allá del cual un aumento adicional cianuro tiene un efecto más bien retardante en la disolución de oro (Ramírez y Sánchez, 2016).

La disminución de oro a concentraciones altas de cianuro se debe al aumento de pH de la solución producida por la hidrólisis del cianuro, la concentración de cianuro apropiada para disolver porcentajes elevados de oro, depende de la naturaleza mineralógica del material a ser tratado (Flores, 1992).

En las operaciones de minería del oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio (NaCN), típicamente entre 0,01 % y 0,05 % de cianuro (100 a 500 partes por millón). (Logsdon, Hagelstein y Mudder, 2001).

2.2.6.3. Efecto de la concentración de oxígeno sobre la disolución del oro

El oxígeno es un agente oxidante, esencial para la disolución de oro bajo condiciones normales de cianuración, la tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto proporcional a la tasa de disolución de oxígeno.

El oxígeno es difícil de controlar debido a su escasa solubilidad en agua bajo condiciones atmosféricas, a nivel del mar y 298,15 K (25 ° C) (Romero y Flores, 2010).

2.2.6.4. Tiempo de cianuración

El tiempo es muy variable y depende de factores como la composición mineralógica, tamaño de las partículas de oro y plata, grado de liberación, concentración de cianuro en la solución y la temperatura del ambiente (Armijos, 2011).

También menciona que mientras más largo sea el tiempo de cianuración requerido para alcanzar una recuperación deseada de una mena de oro, mayor la capacidad requerida de los tanques de lixiviación, y, por tanto, mayor el costo de capital de la planta. En la práctica, se encuentra que el tiempo de residencia en plantas de

oro, varía en un amplio rango (10 a 72 horas) (Ramírez y Sánchez, 2016).

2.2.6.5. Efecto de la alcalinidad sobre la disolución del oro

El operar en un medio alcalino, no solo evita la hidrólisis del cianuro, sino también las pérdidas de éste por contacto con el CO₂ de la atmósfera, neutraliza los compuestos ácidos de las sales ferrosas y férricas, neutraliza así mismo la acción ácida de cualquier sal que se forme por descomposición de los minerales y mejora la extracción de telurios, plata, rubí y otros componentes difíciles de disolver de los metales preciosos (Vesga, 2010).

El pH varía entre 10 a 12 como rango óptimo para disoluciones de minerales auríferos (Armijos, 2011).

2.2.6.6. Efecto de la lixiviación por agitación sobre la disolución del oro

La lixiviación por agitación puede realizarse de forma intermitente, continua, en contracorriente, o continuo en paralelo. Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión, hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden de horas, comparado con el

proceso de lixiviación en montones que requiere meses (Vesga, 2010).

2.2.6.7. Efecto de la temperatura sobre la disolución del oro

La disolución del oro y la plata tiende a aumentar conforme aumenta la temperatura de la pulpa. Sin embargo, cuando se aumenta la temperatura, disminuye la cantidad de oxígeno disuelto en el agua y también la solubilidad de los metales preciosos. Normalmente se opera a la temperatura ambiente y solo se calienta las soluciones cuando se trata de despojar al oro del carbón activado o cuando se cianuran concentrados con muy altas leyes. (Vesga, 2010).

2.2.6.8. Influencia en el proceso de cianuración de otros constituyentes en la pulpa

Los compuestos minerales de mena, donde se incluyen algunas especies de cobre, hierro, zinc, plomo, arsénico, antimonio, otros, consume cianuro y oxígeno, por ello se requiere mayor concentración en solución para lograr tasas aceptables de extracción (Ramírez y Sánchez, 2016).

Las sustancias carbonáceas adsorben el oro disuelto, lo que disminuye la extracción del metal precioso y el material arcilloso

genera problemas de recuperación si el oro está asociado directamente a las arcillas (Marsden y House, 1992).

2.2.7. Termodinámica de la cianuración de oro

Para poder comprobar los mecanismos físico químicos de la lixiviación, será necesario hacer una revisión de sus principales propiedades termodinámicas y en particular de sus estados estables y metaestables, representadas clásicamente en el diagrama de Pourbaix, el cual se grafica teniendo en cuenta el potencial de oxidación y/o reducción química propuesta y el pH a la cual se lleva a cabo ésta. (P y $T^0 = \text{cte}$).

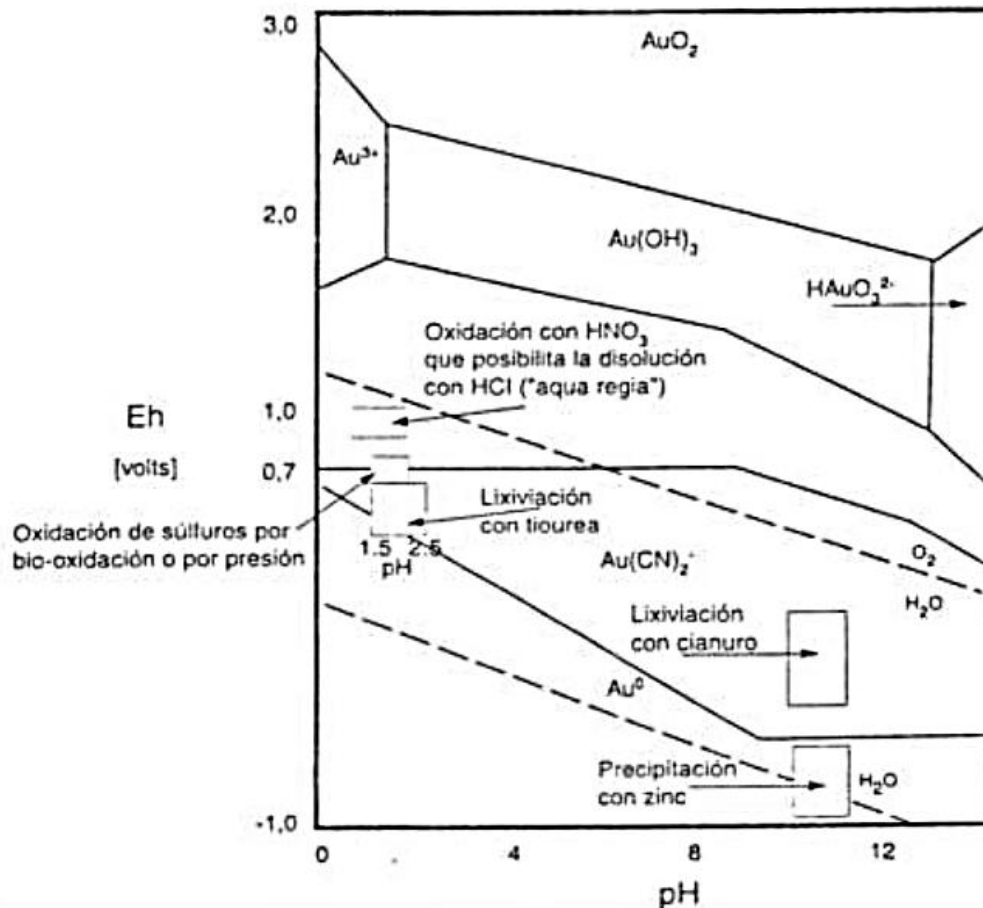


Figura 8. Diagrama Eh – pH para el sistema Au – CN – H₂O, en donde se muestra el aurocianuro y los rangos de operación para los distintos procesos industriales de extracción de oro.

Fuente: Domic E., 2001.

Se puede apreciar en la figura 8 que la disolución de oro el cual se encuentra dentro de los límites de estabilidad del agua. La estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente muestra una pendiente inclinada (efecto de la reducción del cianuro a pH menores de nueve) tornándose luego casi

horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, esto permite que sea posible la reacción de lixiviación, por formación de aurocianuros. Para que se pueda formar una molécula de aurocianuro, es necesaria la reacción del ion cianuro (presente en la solución alcalina) con la partícula de oro en presencia de oxígeno. (Misari, 1993).

2.2.8. lixiviación de oro y plata por cianuración

Dentro del contexto de la extracción del oro y la plata, la lixiviación con cianuro es la disolución de estos metales o sus minerales en una solución alcalina de cianuro. El mayor interés en este proceso es la reacción de disolución selectiva del oro y la plata en una solución acuosa formando complejos metálicos (Marsden, 1992).

El cianuro forma complejos estables con el oro y la plata para ser usado en los procesos de extracción. Este proceso de lixiviación se usa porque tiene relativamente un bajo costo y gran eficiencia para la disolución de estos metales nobles. El oxidante comúnmente utilizado en la lixiviación con cianuro es el oxígeno del aire, el cual contribuye a la economía de este proceso (Rojas, 2003).

Aunque existen otros reactivos distintos al cianuro como el bromo, yodo, cloro y compuestos como tioúrea, tiosulfato y tiocianato (Vargas, 1991), en la disolución del oro y la plata, ninguno se ha usado comercialmente debido a desventajas económicas y complejidad en la química de los procesos (Bazán y Medina, 1999).

2.2.9. Procesos de cianuración

La elección del proceso para la cianuración depende primeramente de la relación entre tamaño de partícula y recuperación, costos de operación y capital y la velocidad de disolución en cada caso. Algunas veces otros factores tales como la recuperación de otros metales de valor: plata y metales del grupo del platino, consideraciones medioambientales y disponibilidad de financiamiento de capital pueden jugar un importante rol en esta selección (Rojas, 2003).

Los parámetros básicos que deben conocerse en el proceso de cianuración son:

- Identificación, composición y características de los minerales portadores de oro.
- Tipos de asociaciones y composiciones de los minerales y de la ganga que acompañan a las especies auríferas.

- Concentración o leyes de oro en el material a procesar.
- Granulometría y forma de ocurrencia de las partículas auríferas y de los minerales asociados.
- Grado de liberación de las partículas de oro y de los otros elementos de valor constituidos en granos mixtos, así como de la ganga.

La recuperación de oro fino contenido en minerales, relaves de concentración gravitacional o concentrados de flotación se realiza por medio de procesos químicos de disolución o lixiviación con cianuro de sodio (NaCN), llamado cianuración. Los factores limitantes para obtener una óptima extracción del oro en la solución cianurada son:

- Tiempo de contacto al que está expuesto el mineral durante la lixiviación.
- Molienda necesaria para obtener una buena liberación de las partículas de oro de la ganga.
- Contenido de sustancias que inhiben o retardan las reacciones de disolución. Por ejemplo, aquellas que consumen cianuro u oxígeno libre, elemento necesario para la reacción del lixivante con las partículas de oro.

2.2.10. Química de las soluciones de cianuración

Las sales de cianuro simple, como cianuro de sodio, potasio y calcio se disuelven en agua para formar sus respectivos cationes metálicos e iones de cianuro libre. Por ejemplo, en el caso del cianuro de potasio se tiene:



La Tabla 1 muestra la solubilidad y el contenido de cianuro relativo de las diferentes sales. La elección del tipo de cianuro depende del método de aplicación, costo y disponibilidad de dicho reactivo (Rojas, 2003).

Tabla 1.
Propiedades de compuestos de cianuro simple.

Compuesto	Cianuro disponible (%)	Solubilidad en agua a 298,15 K (25 °C) (g/100 cm ³)
NaCN	53,1	48
KCN	40,0	50
Ca(CN) ₂	56,5	Se descompone

Fuente: Marsden, 1992.

Julian y Smart compararon los efectos disolventes del cianuro de amonio, sodio, potasio, magnesio, calcio, estroncio y bario sobre el oro y la plata, y encontraron que el radical alcalino no afecta el efecto disolvente sobre el cianuro particular.

2.2.10.1. Descomposición de las soluciones de cianuro

El cianuro se hidroliza en el agua para formar el ácido cianhídrico (HCN) e iones de hidróxido (OH⁻), con el incremento correspondiente en el pH:



El ácido cianhídrico es un ácido débil, el cual se disocia parcialmente en agua como sigue:



Con: K_a 298,15 K (25 °C) = $6,2 \times 10^{-10}$ y $\log K = 9,21$.

La Figura 8 muestra la extensión de esta reacción de disociación en el equilibrio como una función del pH. A un pH de 8,4 y menos del 90 % existe como ácido cianhídrico. A un pH

aproximado de 9,3, la mitad del total de cianuro existente está como ácido cianhídrico y la mitad como iones de cianuro libre (CN⁻) y a pH = 10,2, más del 90 % del total de cianuro se presenta como cianuro libre (Rojas, 2003).

La pérdida de cianuro en solución se produce porque el ácido cianhídrico tiene una presión de vapor relativamente alta (100 KPa a 26 °C) y consecuentemente éste se volatiliza rápidamente en la superficie líquida bajo condiciones ambientales. Como resultado, muchos sistemas de lixiviación con cianuro operan a un pH con el cual se minimiza la pérdida de cianuro, típicamente sobre 10, aunque a un pH excesivamente alto (sobre 11,5) puede causar efectos perjudiciales para la lixiviación de los metales nobles (Rojas, 2003). Las funciones de un álcali libre en la cianuración son las siguientes:

- a) Evita pérdida de cianuro por hidrólisis.
- b) Evita pérdida de cianuro por acción del dióxido de carbono en el aire:



- c) Descompone los bicarbonatos en el agua antes de ser usados en cianuración.

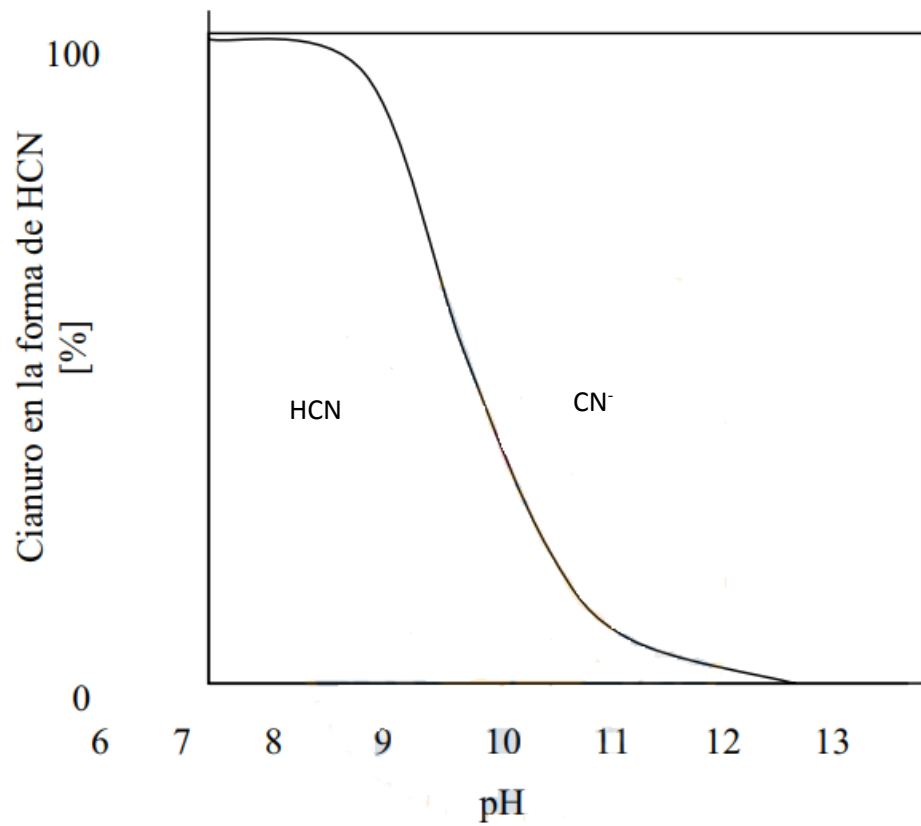


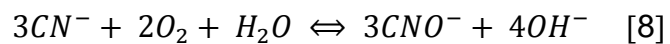
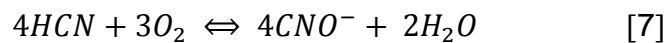
Figura 9. Especiación de cianuro y ácido cianhídrico en soluciones acuosas como función del pH.

Fuente: Marsden, 1992.

- d) Neutraliza los compuestos ácidos tales como sales ferrosas, férricas y sulfato de magnesio en el agua antes de adicionar al circuito de cianuro.

- e) Neutraliza los constituyentes ácidos en el mineral.
- f) Ayuda a la sedimentación de las partículas de mineral fino.

Tanto el ácido cianhídrico como el cianuro libre pueden ser oxidados a cianato en presencia de oxígeno y bajo condiciones oxidantes, como se observa en la Figura 9, pero el cianato no disuelve oro (Rojas, 2003).



En la práctica, si se requieren agentes fuertemente oxidantes pueden ser usados el ozono (O_3), peróxido de hidrógeno (H_2O_2) o ácido hipocloroso ($HOCl$), para que la reacción proceda a una velocidad significativa (Rojas, 2003).

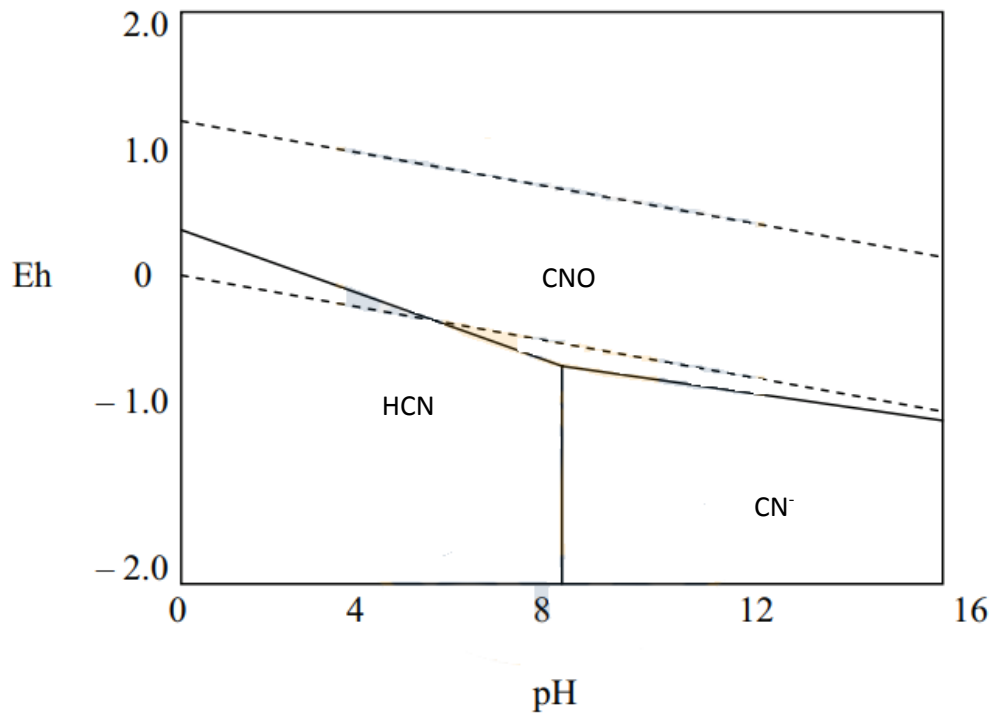
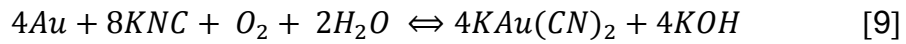


Figura 10. Diagrama Eh – pH para el sistema CN – H₂O a 25 °C. Concentración de cianuro = 10⁻³ M, P(O₂) = 1 atm. Fuente: Marsden, 1992.

2.2.11. Disolución de metales preciosos

2.2.11.1. Naturaleza electroquímica de la cianuración

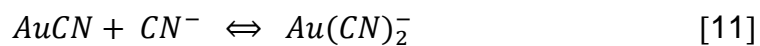
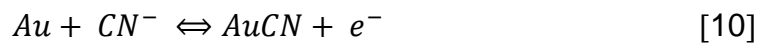
El principal avance en la comprensión de la química de la cianuración de oro fue hecho por Kudryk y Kellog (1954), quienes demostraron la naturaleza electroquímica de la cianuración del oro. La reacción de disolución de oro, denominada ecuación de Elsner (Menne, 1992) puede escribirse como:



Esta reacción consiste de dos medias reacciones anódicas y catódicas.

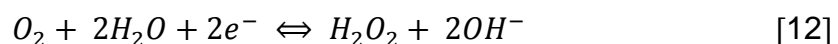
a) Reacción anódica

La reacción anódica involucra la oxidación del oro (0) a oro (I) a través de dos etapas: la reacción de oro con un ion de cianuro para formar un film superficial que puede ser AuCN y luego la formación del complejo de cianuro de oro(I) $Au(CN)_2^-$. Como se observa en las siguientes reacciones (Matthew, 1997):



b) Reacción catódica

Las anteriores reacciones están acompañadas por la reducción catódica del oxígeno en la superficie del metal. En la superficie del oro, la reacción 12 muestra la reducción del oxígeno a peróxido y la reacción 13 muestra la reducción del peróxido a hidroxilo (Matthew, 1997):





Los diagramas pH – potencial (diagramas de Pourbaix) para los sistemas Au–CN–H₂O y Ag–CN–H₂O se muestran en las Figuras 11 y 12.

A partir de estos diagramas de estabilidad acuosa (Xue y Osseo, 1985), se puede observar lo siguiente:

- El oro y la plata se comportan de manera similar en soluciones cianuradas.
- El Au(CN)₂⁻ y Ag(CN)₂⁻ son los principales complejos iónicos con un amplio campo de estabilidad.
- El sólido AgCN se forma sólo a bajo pH (< 3,5).
- La fuerza impulsora electroquímica para la disolución de los dos metales es maximizada a valores de pH sobre 9,4. Lixiviaciones con cianuro a pH menor a 9,4 se han efectuado en Australia (Perry, Dunner, 1999), pero se demostró que el HCN no disuelve el oro tan rápido como el ion CN⁻ y además el consumo de cianuro fue considerable durante todo el proceso de disolución.

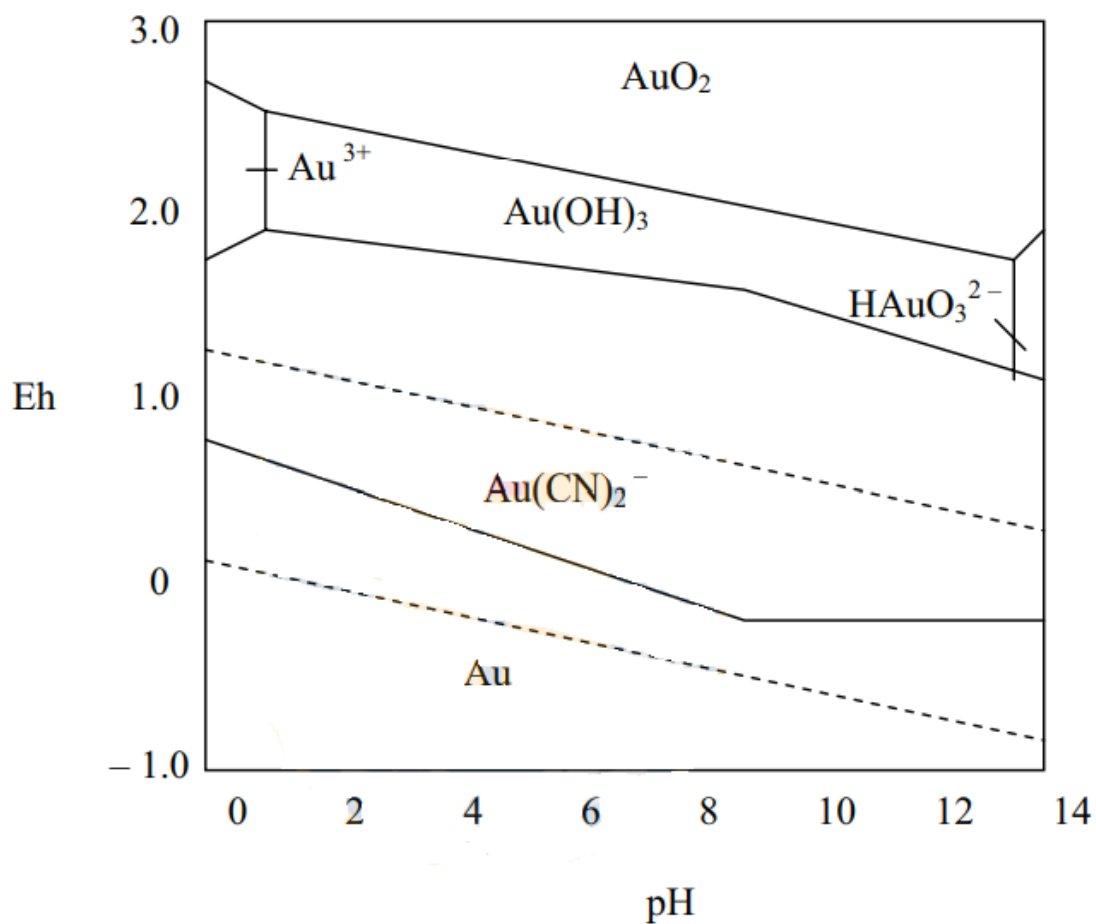


Figura 11. Diagrama Eh – pH para el sistema Au – CN – H₂O a 25 °C.

Concentración de todas las especies de oro solubles = 10⁻⁴ M, [CN⁻] =

10⁻³ M, P(O₂) = 1 atm.

Fuente: Xue y Osseo, 1985.

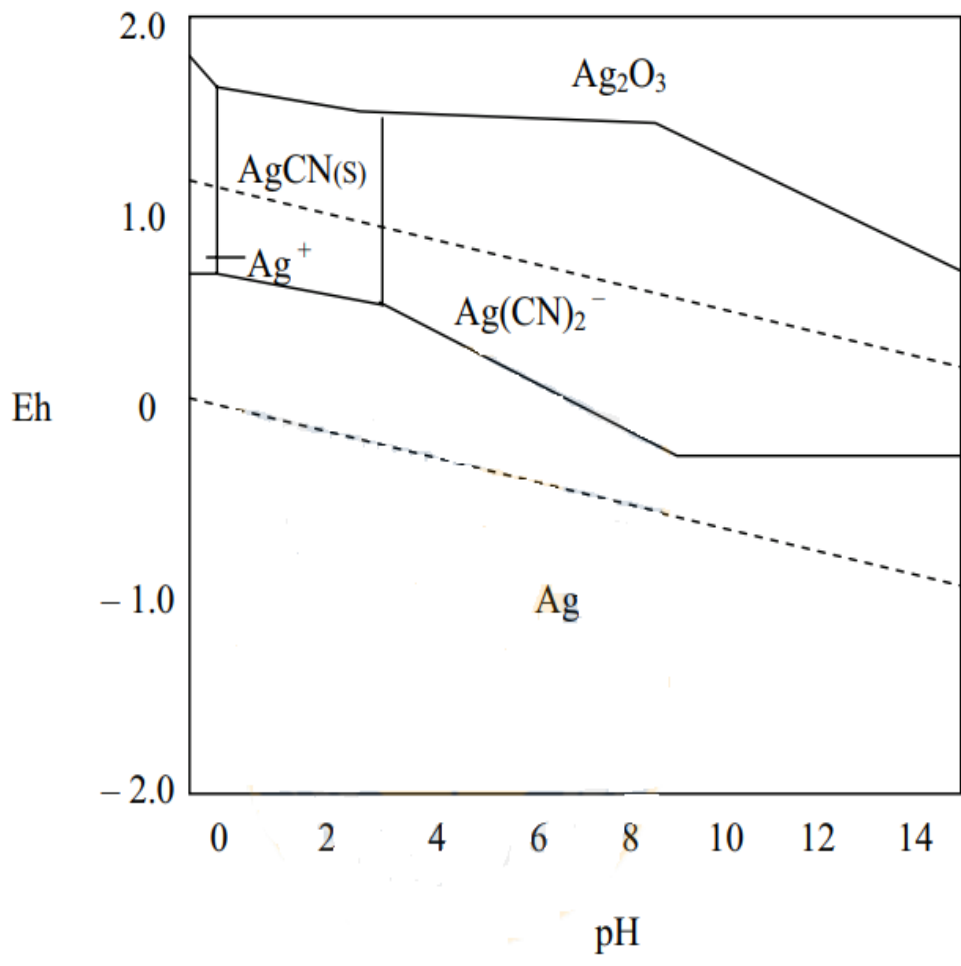


Figura 12. Diagrama Eh - pH para el sistema Ag - CN - H₂O a 25 °C.

Concentración de todas las especies de plata solubles = 10^{-4} M, $[\text{CN}^-]$
 = 10^{-3} M, $P(\text{O}_2) = 1$ atm.

Fuente: Xue y Osseo, 1985.

2.2.12. Cinética de la reacción de cianuración de oro

El proceso de disolución de oro y plata en soluciones con cianuro involucra reacciones heterogéneas en la interfase sólido – líquido, como se observa en Figura 12. Por lo tanto, los pasos secuenciales siguientes pueden ser considerados como principales para la lixiviación de estos metales nobles:

- ✓ Absorción de oxígeno en la solución.
- ✓ Transporte de cianuro y oxígeno disuelto a la interfase sólido – líquido.
- ✓ Adsorción de los reactantes (CN^- y O_2) en la superficie sólida.
- ✓ Reacción electroquímica.
- ✓ Desorción de los complejos solubles de oro – cianuro, plata – cianuro y otros productos de reacción desde la fase sólida.
- ✓ Transporte de los productos desorbidos a la solución.

El proceso de cianuración es función de diferentes parámetros tales como disponibilidad de oxígeno en la interfase sólido – líquido, concentración de cianuro en la solución, temperatura de pulpa, pH y Eh de la suspensión sólido – solvente, área superficial disponible y velocidad de agitación (Rojas, 2003).

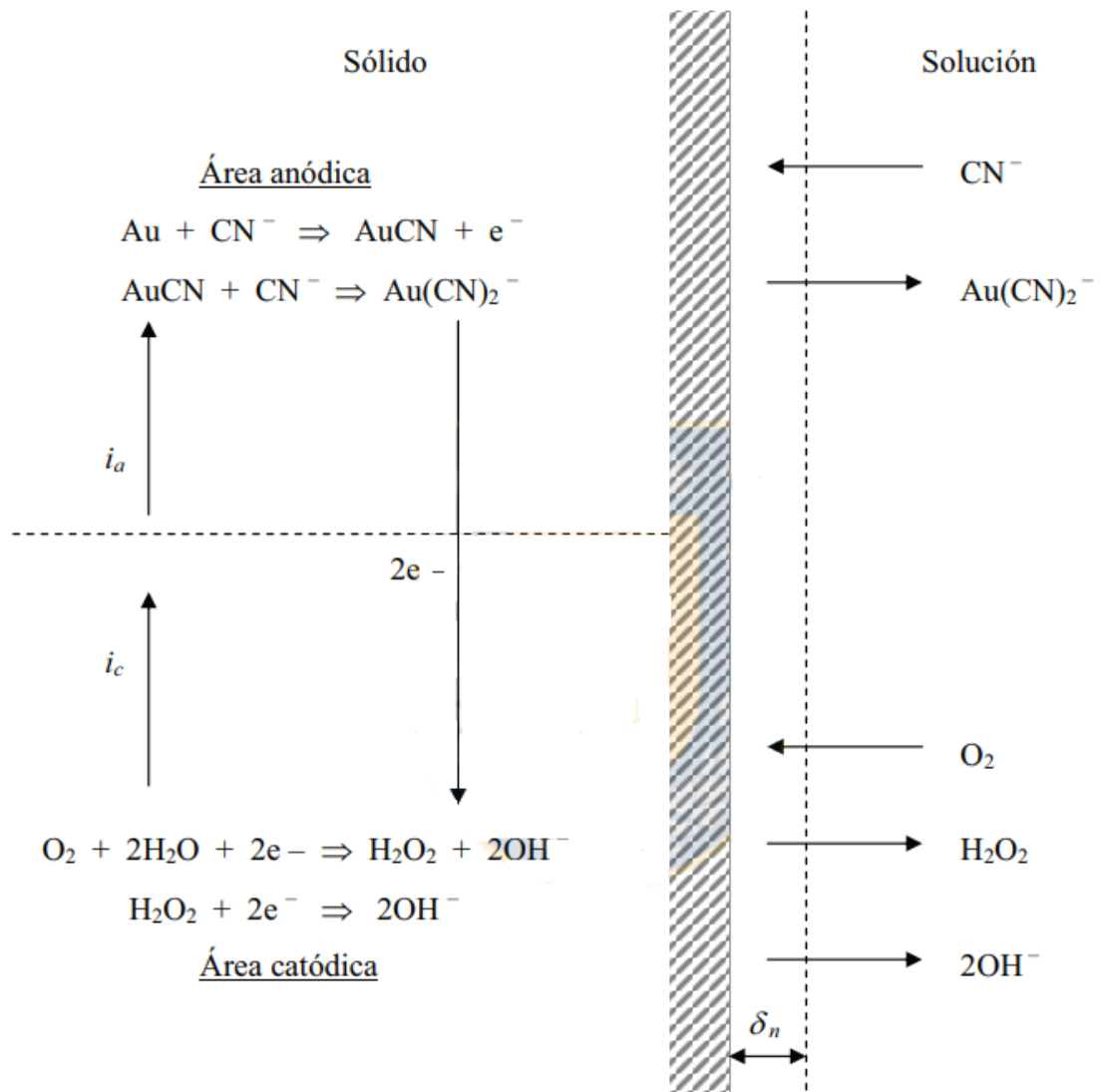


Figura 13. Representación esquemática de una celda de corrosión local en la superficie del oro en contacto con una solución de cianuro que contiene oxígeno, i_a = corriente anódica, i_b = corriente catódica.

Fuente: Marsden, 1992.

2.2.13. Adsorción con carbón activado

2.2.13.1. Mecanismo de adsorción

La mayoría de tipos de carbón vegetal adsorberán oro en mayor o menor grado. El carbón vegetal más efectivo es producido específicamente para la adsorción, es hecho de cáscara de coco o melocotón calcinante descascarado o el melocotón calcinado alrededor de 973,15 K (700 °C) a 1073,15 K (800 °C) en presencia de vapor.

Durante los últimos años, un número de investigaciones en las que se puso la mira entender el mecanismo de adsorción con carbón fue efectuado. Aunque hay mucha confusión y poco acuerdo entre los investigadores diversos, todos coinciden en lo siguiente:

- La adsorción de cianuro de oro en una partícula porosa de carbón vegetal involucra los fenómenos simultáneos de difusión en el poro y la adsorción en las áreas o sitios activos del carbón teniendo una afinidad para oro y plata.
- Las investigaciones en la adsorción consideran usualmente un modelo de difusión en el poro, cuyas isothermas de

adsorción con las isoterma de Freundlich. El estudio de cinética de adsorción de carbón indica que la energía de activación para la difusión demuestra que la etapa limitante en la tasa de adsorción es la difusión.

2.2.13.2. Especificación del carbón

El carbón comercialmente disponible que es usado en la extracción de oro de licores de cianuración usualmente viene en dos tamaños (- 6 +16 mesh o -12 +30 mesh). Estos productos están disponibles en el mercado, lo siguiente es una lista típica de especificación para carbón activado:

- ✓ Área superficial, 1050-1150 m²/g
- ✓ Densidad aparente, 0,48 g/cm³
- ✓ Densidad de la partícula, 0,85 g/cm³
- ✓ Vacíos, 40 %

Operación con el carbón, el proceso de adsorción de carbón para la recuperación de oro y plata consiste de tres etapas:

a) Cargado

El oro y la plata son adsorbidos de la solución de cianuración sobre las partículas de carbón.

b) Elución y reactivación

El oro y la plata son extraídos del carbón en una solución concentrada y el carbón es regenerado y devuelto al circuito.

c) Recuperación

El oro y la plata son recuperados de la solución concentrada por electrodeposición o la precipitación en polvo de zinc. La solución pobre resultante es devuelta a la elución y la reactivación, y los metales preciosos recobrados son fundidos formando una barra de Dore.

La siguiente figura ilustra un diagrama de flujo típico para la recuperación de oro y plata usando adsorción con carbón. Se observa las etapas de carga, la elución, y la recuperación del proceso.

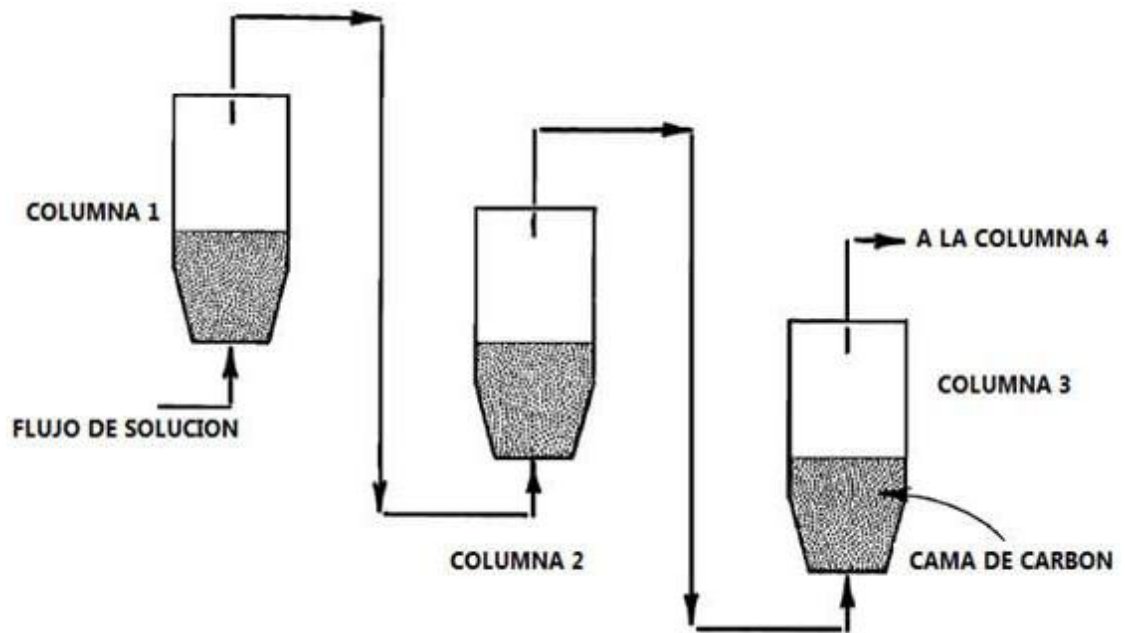


Figura 14. Configuración de un circuito con columnas de carbón activado.
 Fuente: <https://www.911metallurgist.com/metalurgia/adsorcion-carbon-activado/> .

Unidades de laboratorio o industriales pueden usar varios métodos de adsorción de carbón para realizar los tres pasos indicados. Los párrafos que siguen tratan primordialmente con la carga y las técnicas diversas disponibles, para efectuar la adsorción en las partículas de carbón.

Tres métodos de cargado son comúnmente usados y son los siguientes: carbón en columna (CIC); carbón en pulpa (CIP); y carbón en Lixiviación (CIL).

a). El proceso CIC

En el proceso CIC la solución entra en contacto con el carbón cargado en una columna. La solución se hace pasar por el carbón en una dirección ascendente, dilatando la columna de carbón verticalmente. Como resultado de esta expansión vertical, el término “cama de carbón expandida” es también usado para describir el proceso.

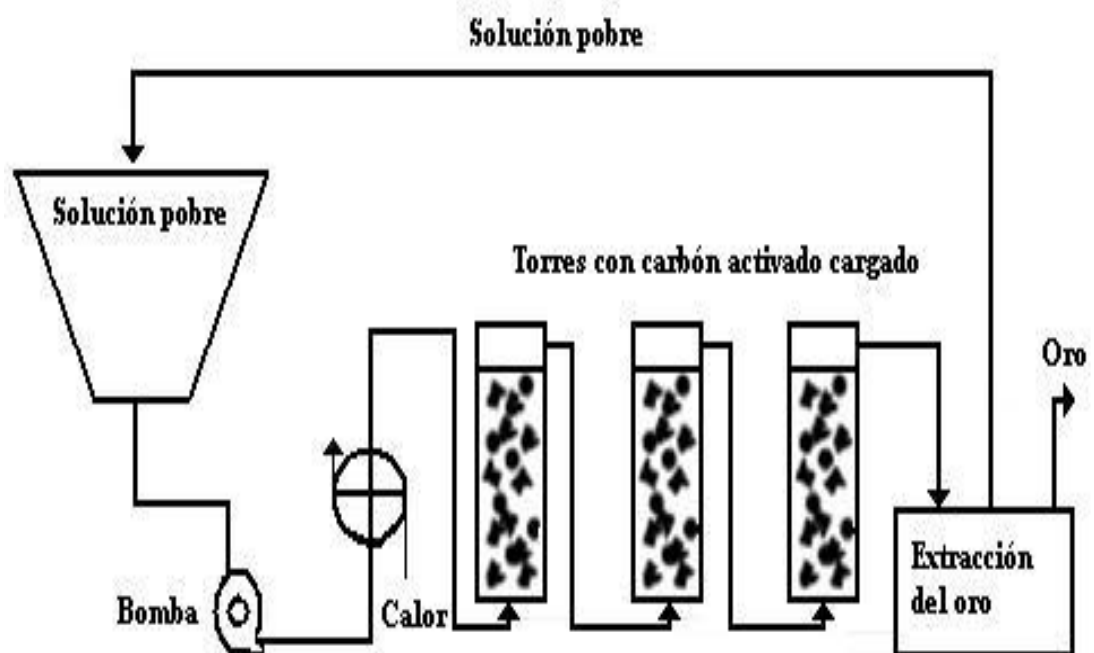


Figura 15. Esquema del proceso CIC.

Fuente: https://www.researchgate.net/figure/Figura-1-Diagrama-de-un-sistema-de-adsorcion_fig1_257308533.

b). El proceso CIP

En el proceso CIP la pulpa está en agitación en tanque de agitación y hay un movimiento en contracorriente (el carbón fluye en una dirección, mientras que la pulpa fluye en otro).

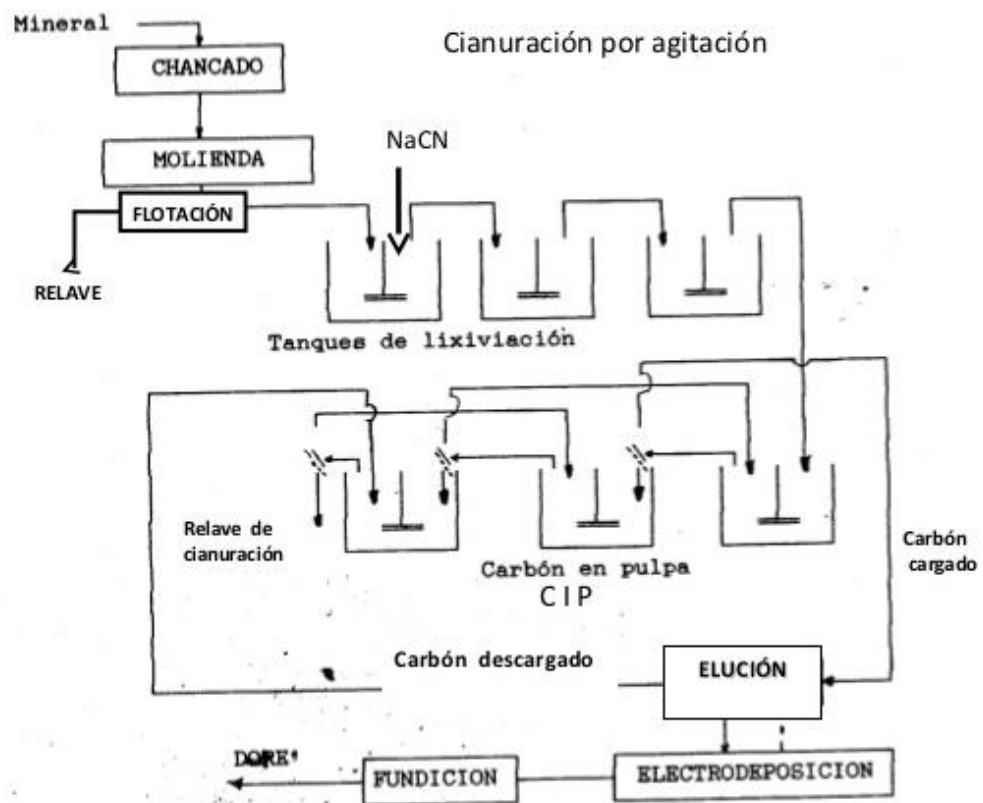


Figura 16. Esquema del proceso CIP.

Fuente: <https://es.slideshare.net/tommyazanacasamayor/carbon-activado-y-cianuracin-en-tanques>.

c). El proceso CIL

El proceso CIL es de hecho una variante del circuito de lixiviación ya que se realiza la adsorción y disolución simultáneamente.

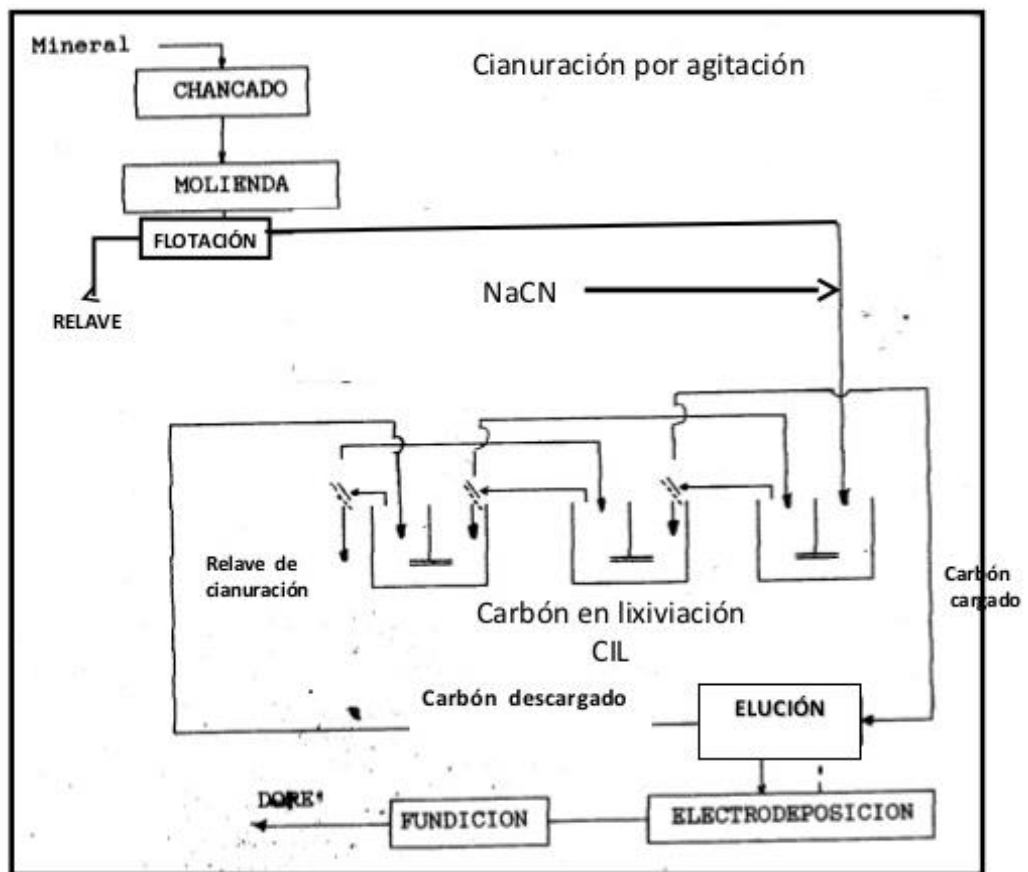


Figura 17. Esquema del proceso CIL.

Fuente: <https://es.slideshare.net/tommyazanacasamayor/carbon-activado-y-cianuracin-en-tanques> .

2.2.14. Cuándo usar adsorción con carbón

Los sistemas de recuperación con carbón activado han ganado una aceptación en la minería de oro dentro de los últimos años. Como se sabe, una de las ventajas principales de este proceso es que la solución no tiene que ser tratada antes de la recuperación. En el proceso CIC (cuál es usado en lixiviación en pilas) la solución rica es pasada por una cama de carbón sin pretratamiento.

Los minerales lamosos y los carbonaceos presentan pocos problemas a la adsorción con carbón a diferencia del sistema de Merrill-Crowe que es sensible a estos. El proceso CIP o CIL eliminan la necesidad para separación del sólido-líquido. Los sistemas de carbón parecen funcionar en una máxima eficiencia, sin distinción de la ley de metales preciosos en solución. Así, las recuperaciones pueden ser mejores con sistemas de carbón si ninguno de los factores que complica es complejo. Sin embargo, el carbón fácilmente puede ser ensuciado por sales disueltas, en particular carbonatos de magnesio o calcio. El carbón también puede ser ensuciado por compuestos orgánicos como aceites y los reactivos de flotación.

Los sistemas de carbón tienden a requerir de mayor trabajo, a menudo requieren de un lavado ácido frecuente o reactivación. La elución y la regeneración son las partes más caras del proceso. La elución a presión parece ser el método más popular actualmente en uso, aunque el trabajo es continuar en desarrollo de varios métodos orgánicos de elución. Después de la elución del carbón, un proceso como la cementación con zinc o electrodeposición debe estar disponible para tratar la solución. Cada uno de estos procesos suplementarios presentan sus propias complicaciones operacionales.

Con ambos procesos, Merrill-Crowe (Figura 18), y los sistemas de carbón, es prudente investigar la existencia y el efecto de mercurio en la solución rica. Progresivamente, la operación tiene que ocuparse de dificultades operacionales asociadas con la existencia de mercurio. El mercurio tiende a ser perjudicial para la operación, causando un incremento en el consumo de zinc, por un lado, y decreciendo la carga de oro en el carbón. El mercurio pasiva el zinc en el proceso Merrill-Crowe, y ocupa espacio activo valioso en la superficie del carbón.

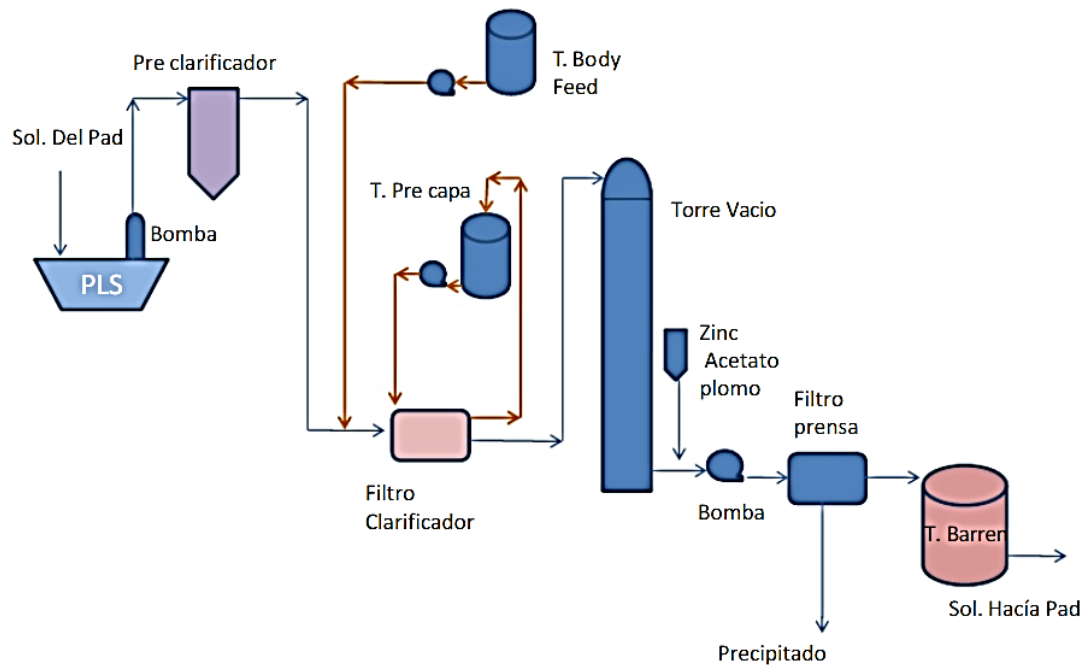


Figura 18. Proceso Merrill Crowe.

Fuente: <https://es.scribd.com/doc/292418136/Merrill-Crowe> .

2.3. Definición de términos

- Cianuro de Sodio:** El cianuro de sodio o cianuro sódico (NaCN) es la sal sódica del ácido cianhídrico (HCN). Se trata de un compuesto sólido e incoloro que hidroliza fácilmente en presencia de agua y óxido de carbono (IV) para dar carbonato de sodio y ácido cianhídrico.

- **Cianuración:** Es una técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral baja calidad, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua.

- **Ripios o relaves:** Los relaves (o cola) son desechos tóxicos subproductos de procesos mineros y concentración de minerales, usualmente una mezcla de tierra, minerales, agua y rocas.

Los relaves contienen altas concentraciones de químicos y elementos que alteran el medio ambiente, por lo que deben ser transportados y almacenados en «tranques o pozas de relaves» donde lentamente los contaminantes se van decantando en el fondo y el agua es recuperada o evaporada. El material queda dispuesto como un depósito estratificado de materiales sólidos finos.

- **Degradación:** En química se refiere a varias reacciones en que las moléculas orgánicas pierden uno o varios átomos de carbono, o donde las moléculas complejas se descomponen en otras más simples.

En física es la transformación de la energía de una forma a otra menos apta para producir un trabajo mecánico y con carácter irreversible.

En edafología es el paso de un suelo de un tipo a otro, por modificaciones internas o por pérdida de parte de sus elementos, particularmente orgánicos.

- **Oxidación- Reducción:** Se denomina reacción de reducción-oxidación, de óxido-reducción o, simplemente, reacción redox, a toda reacción química en la que uno o más electrones se transfieren entre los reactivos, provocando un cambio en sus estados de oxidación.

El agente reductor es aquel elemento químico que suministra electrones de su estructura química al medio, aumentando su estado de oxidación, es decir, siendo oxidado.

El agente oxidante es el elemento químico que tiende a captar esos electrones, quedando con un estado de oxidación inferior al que tenía, es decir, siendo reducido

- **Cinética de la Cianuración:** Como el tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción es, en gran parte, el de la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa controlante) es importante identificar a esta para incrementar su rapidez. Una reacción fisicoquímica en la cual se halla involucradas una fase sólida y otra líquida se consume en los cinco etapas siguientes:

- ✓ Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólida – 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 interfase sólido – líquido a la solución.
- **Granulometría:** Cuando el oro grueso libre ocurre en los minerales. La práctica usual es recuperarlo por medio de trampas, jig, mantas, etc. antes de la cianuración. De otro modo estas partículas gruesas no podrían ser completamente disueltas en el tiempo adecuado para la cianuración. Otra práctica que reduce el tamaño de las partículas de oro que va a la cianuración, es la molienda y la clasificación de minerales de oro en circuito cerrado. Esta práctica mantiene en recirculación las partículas de oro más pesadas a la molienda hasta que ellos sean lo suficiente pequeñas o lo suficientemente delgadas para rebozar el clasificador en el circuito de cianuración.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. Tipo y Diseño de la investigación

El presente trabajo de investigación experimental, se ha programado desde la preparación de muestras, para realizar una serie de pruebas tal como lo pueden apreciar en la figura 19.

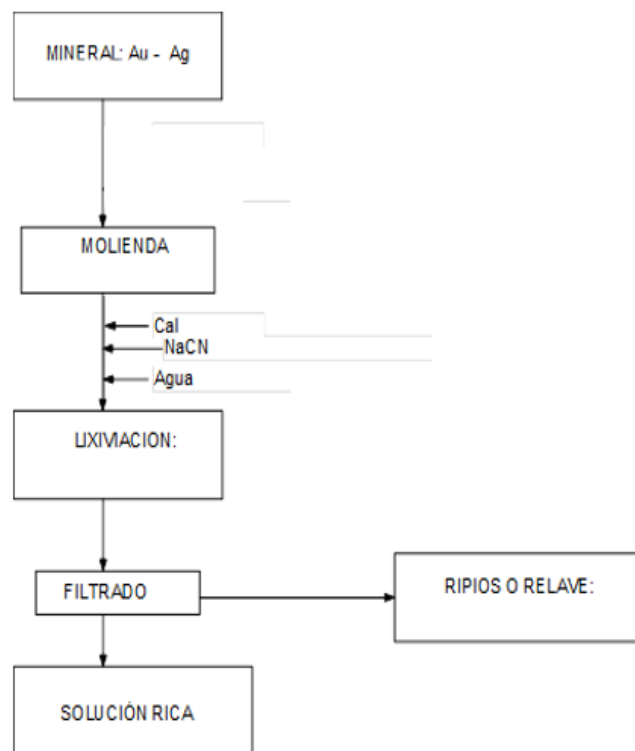


Figura 19 Pruebas programadas.
Fuente: Elaboración Propia.

3.2. Población y muestra

Se extrajeron a laboratorio de metalurgia 40 kilogramos de mineral de una población aproximada de 5000 kilogramos que contenían (oro / plata / hierro) de la zona minera de Malco del distrito de Puyo- Ayacucho. Se pasaron por una chancadora de quijadas se cuarteo el mineral se dividieron y se colocaron en bolsas de plástico para las pruebas a ser realizadas. La solución de NaCN de grado analítico se utilizó como lixivante. La composición de las muestras de colas, determinada por difracción de rayos X, arrojó los siguientes resultados: 44 % de cuarzo, 17 % de aluminatos silico y 12 % de jarositas. El resto son restos de minerales de zinc, oro y plata

3.3. Operacionalización de variables

Las variables que se consideran en proceso de agitación, se puede plantear de la forma siguiente:

Variable Independiente:

- Velocidad de agitación
- Granulometría
- Concentración de cianuro de sodio.
- Concentración de oro en solución.

➤ Tiempo de lixiviación.

➤ pH: 10 - 11

Variable Dependiente:

➤ Disolución de oro en solución y la Recuperación del oro.

3.4. Técnicas e instrumentos para recolección de datos

Las muestras fueron recibidas directamente en laboratorio, recepcionando 30 kilogramos muestra, que se distribuyeron para las operaciones adecuadas, obtenido las muestras adecuadas y los pesos respectivos, mediante un cuarteo manual.

3.5. Procesamiento y análisis de datos

3.5.1 Materiales y Equipos:

- Muestra de mineral finamente pulverizada.
- Cianuro de sodio
- Cal
- Nitrato de plata
- Yoduro de potasio
- Papel filtro N°40
- Vasos de 1000 ml

- Balanza de 0,1 a 200 gr
- Termómetro
- Medidor de pH/mV

3.5.2 Prueba Granulometría.

Esta prueba se realiza a mineral que se usó como material para las pruebas.

Análisis Granulométrico:

Procedimiento:

Se tomó una muestra aproximada de 1,6 a 2,0 kilogramos, esta muestra es secada para eliminar la humedad, solo de esta manera podemos lograr un peso exacto, se coloca las mallas desde la mayor abertura hasta la menor, con ayuda de agua se separa la muestra seca en cada una de las mallas, de la misma forma se pone a secar cada una de las muestras detenidas en cada malla en bandejas de acero, aproximadamente 30 minutos después se sacan la bandeja del horno, se enfrían y se toma los pesos de la bandeja.

El mineral preparado fue guardado en bolsas de plástico y fue utilizado para las pruebas: análisis químico, análisis granulométrico, densidades y para el proceso de lixiviación. La solución de NaCN de grado analítico se utilizó como lixivante. La composición de las

muestras de mineral, determinó por copelación, arrojó los siguientes resultados: 11,5 g/tn de oro, 21 g/tn de plata, con presencia de minerales como: cuarzo, aluminatos silico, magnetita, carbonatos y arcillas.

3.5.3 Prueba de lixiviación.

Procedimiento

Las pruebas de lixiviación para determinar consumos de cianuro se realizaron en un recipiente de vidrio de 1 litro, equipado con orificio para colocar el electrodo de pH, y el punto de muestreo o la adición de reactivo. Al comienzo de cada prueba, el reactor se cargó con 1000 ml de agua destilada. El reactor con su agitador, después se introdujo un peso calculado de una muestra a un nivel de % de sólidos deseado. Se añadió cal y se inició la agitación. Después de 1/2 hora de agitación y estabilización del pH, la suspensión, la temperatura del reactor se controló a 298,15 K (25 °C). La agitación comenzó inmediatamente después de que se añadiera un volumen apropiado de NaCN 1000 ppm al reactor. A intervalos predeterminados, se extrajeron muestras de 20 ml de la pulpa de lixiviación y las muestras de suspensión se filtraron usando una membrana Millipore (0,2 µm). Los filtrados resultantes se analizaron cianuro libre, oro y plata solubilizados, usando AAs.

Para el proceso de cianuración, fue el procedimiento similar a lo explicado anteriormente, pero considerando un proceso discontinuo, a una concentración excesiva de CN se utiliza en lixiviación de oro para compensar las pérdidas de reactivos debido a reacciones secundarias que consumen CN y O₂ (Sandra y Gamini , 2004). En este estudio, se usó un molino de bolas para cambiar el tamaño de las partículas por debajo de 75 μm. Los filtrados resultantes se analizaron oro y plata cianurados, usando el análisis químico por copelación.

Las condiciones para el tratamiento y la lixiviación se resumen en la Tabla 3 y 4.

$$\% \text{ Extracción} = \frac{\text{Ley mineral} - \text{Ley rípios}}{\text{Ley mineral}} \times 100$$

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y ANÁLISIS

4.1. Resultados

El mineral utilizado para las pruebas de evaluación metalúrgica presenta el 73,44 % pasante bajo la malla 1/2", ver la tabla 2.

Tabla 2
Análisis granulométrico del mineral

Malla	Abertura Micras	Peso (g)	Peso (%)	Acumulado (%)	Passing (%)
1/2"	12700,00	450,30	26,56	26,56	73,44
1/4"	6350,00	360,65	21,27	47,84	52,16
12	1410,00	430,70	25,41	73,24	26,76
100	150,00	270,40	15,95	89,19	10,81
200	75,00	42,45	2,50	91,69	8,31
<200	--	140,80	8,31	100,00	0,00
Total		1695,30	100,00		

Fuente: Elaboración Propia.

La Tabla 3 proporciona información sobre el consumo de NaCN con respecto al tiempo, la variación del pH y la disolución de oro y la plata.

Tabla 3

Condiciones de operación y resultados de la variabilidad de consumo de NaCN.

Tiempo (h)	Cantidades y Adición			Acumulado NaCN (g)
	Solidos (g)	Agua mL	NaCN (g)	
0	1000	1000	1,59	1,59
0,3			1,3	2,89
1			1,26	4,15
2			1,15	5,3
4			0,75	6,05
6			1,3	7,35
8			0,88	8,23
12			0,8	9,03

Fuente: Elaboración Propia.

La Figura 20 ilustra el efecto de la etapa de tratamiento alcalino. Cuando el mineral se lixivia, se observa un consumo de 9,03 gramos de NaCN a en un tiempo de 12 horas.

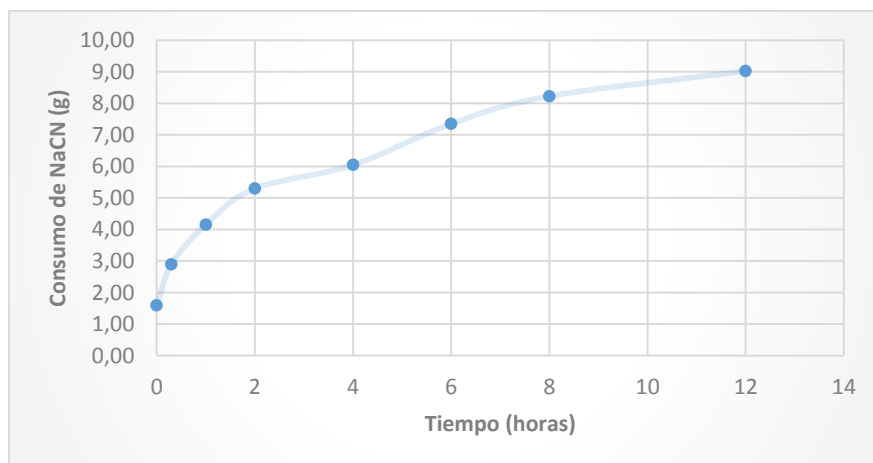


Figura 20. Variación del NaCN con respecto al tiempo durante el proceso de lixiviación.

Fuente: Elaboración Propia.

La Tabla 5 muestra los valores de los ripsos o relaves después del proceso de cianuración con granulometría: 60 % < malla 200 y 71 % < malla 200 tamaños de partícula.

La Tabla 6 proporciona información sobre la extracción de oro y plata a diferentes granulometrías 60 % < malla 200 y 71 % < malla 200. Aunque el oro y la plata son los metales objetivo.

Tabla 4
Condiciones de lixiviación

Parámetros	Valores
Temperatura (C)	25
Periodo de tratamiento (hr)	0 a 24
pH (inicial, final)	10 – 11,5
Peso del mineral (g)	1000
Volumen inicial (ml)	1000
Velocidad de agitación (rpm)	220
NaCN (ppm)	
Ley mineral de cabeza	Au: 9,3 g/tn Ag: 31,2 g/tn

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 5
Condiciones de operación y resultados de la cianuración.

Tiempo (hora)	Ley Mineral		Ley Ripios			
	Au 9,3 g/tn Ag 31,2 g/tn	Cianuración : 60% < malla 200		Cianuración : 71% < malla 200		
		Au (g/tn)	Ag (g/tn)	Au (g/tn)	Ag (g/tn)	
0		--	--	--	--	
0,3		7,62	27,36	6,65	24,96	
1		7,31	24,06	5,04	20,53	
2		7,10	23,28	4,15	19,25	
4		5,97	21,06	3,36	18,22	
6		4,85	19,81	2,76	15,54	
8		2,99	18,38	1,85	14,48	
12		2,56	16,35	1,13	12,51	
24		2,46	16,19	0,98	12,04	

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 6
Condiciones de operación y resultados con contenidos de oro y plata.

Tiempo (horas)	Cianuración 60 % -m 200		Cianuración 71 % -m 200	
	Au (%)	Ag (%)	Au (%)	Ag (%)
0	0	0	0	0
0,3	18,1	12,3	28,5	20
1	21,45	22,9	45,8	34,2
2	23,7	25,4	55,4	38,3
4	35,8	32,5	63,9	41,6
6	47,9	36,5	70,3	50,2
8	67,8	41,1	80,1	53,6
12	72,5	47,6	87,9	59,9
24	73,6	48,1	89,5	61,4

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 21 y 22 presenta la comparación del porcentaje de extracción de oro y plata a diferentes granulometrías 60 % < malla 200 y 71 % < malla 200.

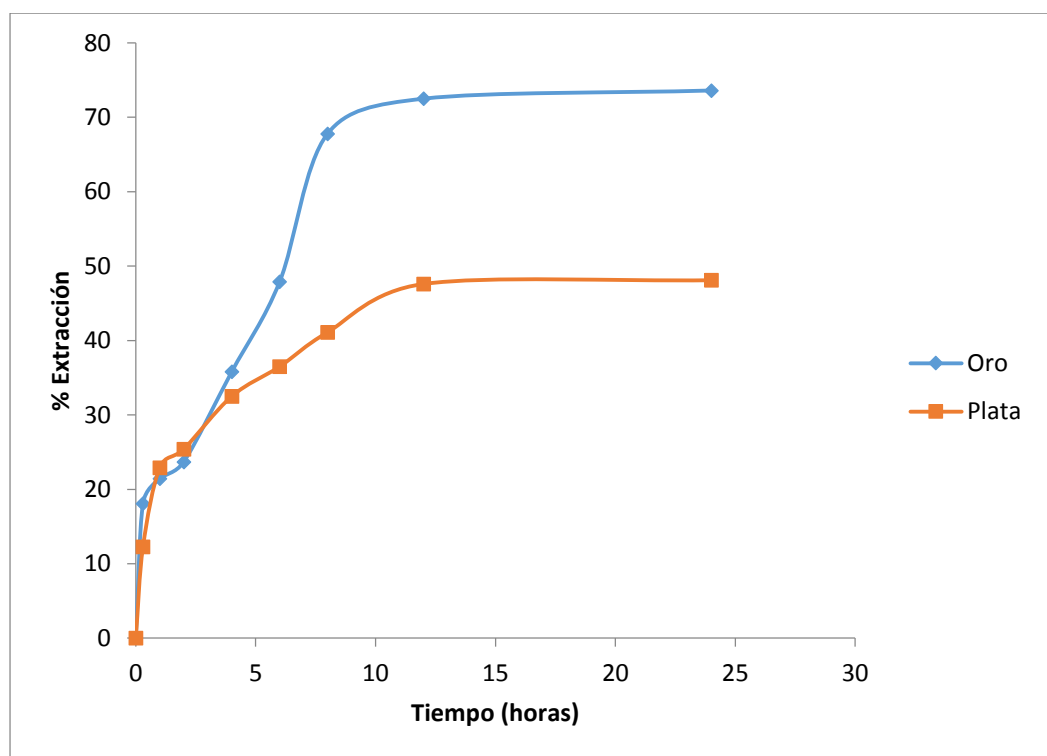


Figura 21. Extracción del oro y plata a granulometría 60 % < malla 200.

Fuente: Elaboración Propia.

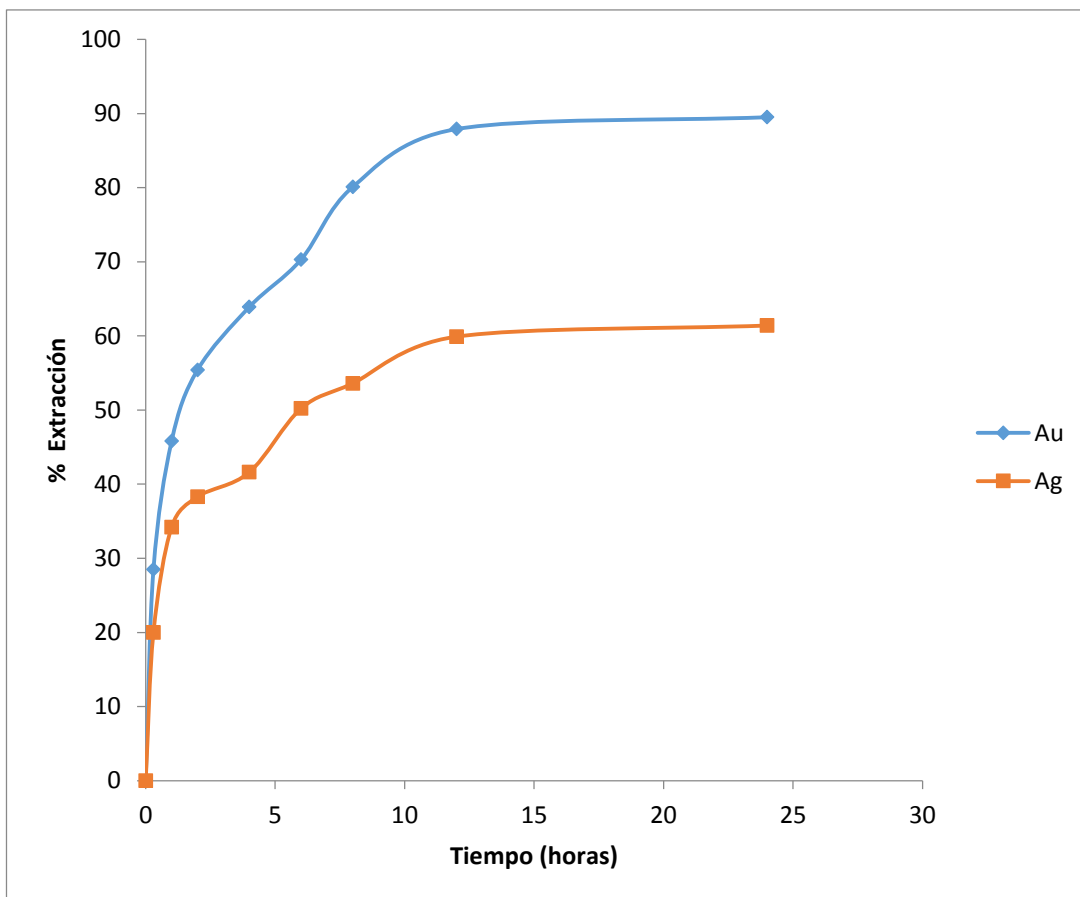


Figura 22. Extracción del oro y plata a granulometría 71 % < malla 200.

Fuente: Elaboración Propia.

4.2. Análisis

Considerando diferentes granulometrías 60 % < malla 200 y 71 % < malla 200 se extrajeron diferentes extracciones de oro y plata:

Cuando se consideró moliendas 71 % < malla 200 se obtuvo mejores extracciones de oro y plata, debido a la mejor liberación de las partículas de oro y plata.

CONCLUSIONES

- Según las pruebas experimentales que se realizaron se obtuvieron los parámetros operativos para realizar el presente trabajo de investigación, estos fueron: tiempo de molienda 35 minutos, tamaño de partícula de 71% < malla 200, pH de 10,3 a 10,5 y las pruebas de cinética establecieron un tiempo de lixiviación de 24 horas.
- Cuando el mineral es lixiviado a diferentes granulometrías, se extrajeron 73,6 % de Au y 48,1 % de Ag a las 24 horas de tiempo de contacto con una granulometría 60 % menos malla 200 (Tyler). mejorando la extracción con la granulometría 71 % menos malla 200 (Tyler) extrayendo 89,5 % de oro y 61,4 % de Ag a las 24 horas de tiempo de contacto. Los resultados se atribuyeron a una mejor liberación del oro y plata de los minerales.
- Se determina que el tiempo óptimo de cianuración de disolución de extracción del oro es 24 horas, obteniéndose un 89,5 % de extracción de oro y 61,4 % de plata. A partir de las 24 horas la extracción de oro y plata se mantiene constante.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda considerar la aplicación de peróxido de hidrógeno en el tratamiento, para oxigenar el mineral y lograr una mejor recuperación de oro y plata.
- Considerar la velocidad de agitación en proceso de 240 rpm, que influirá en la disolución del oro.
- Para mejorar la recuperación de la plata, incrementar la concentración de cianuro libre en proceso.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acosta, J. y Rodriguez, I. y Villarreal, E. y Huanacuni, D. (2011). *“Memoria sobre la geología económica de la región Apurímac - metalogenia y geología económica por regiones”*. INGEMMET Lima-Perú.
- Aquino Osorio, C. y Aduato Osorio, J. (2011). *“Riego intermitente con curado para minerales auríferas en minera IRL unidad Corihuarmi”*.
- Armijos, I. (2011). *“Comportamiento del mineral de skam aurífero del yacimiento Fortuna y a ensayos de lixiviación con cianuro, de la Compañía Minera Fortuna Gold Mining Corporation”*
- Azañero, Á. (2001). *“Recuperación de Oro y Plata de Minerales por Heap Leaching”*, Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas, Lima, Perú.
- Bazán, V. y Medina, M. (1999). *“Obtención de Oro por Ioduración”*, Tesis para la obtención del Título de Ingeniero Químico.
- Carlotto, V. y Cárdenas, J. y Romero, D. y Valdivia, W. y Tintaya, D. (1999) *“Geología de los cuadrángulos de Quillabamba y Machu Picchu”*. Carta Geológica Nacional INGEMMET, Boletín 127, Serie A: 319 p., Lima

Chahuayo, E. y Marquez, A. (2012). *“Estudio de optimización para mejorar la lixiviación cianurante de un mineral refractario de oro y plata conteniendo antimonio de la zona de Huampar”*.

Departamento de Ingeniería de Minas, Facultad de Cs. Físicas y Matemáticas, U. de Chile. (s.f.). *“Metalurgia extractiva”*. Recuperado de <http://www.minas.uchile.cl/investigacion/lineas-de-investigacion/125886/metalurgia-extractiva> (Revisado el 18 de mayo)

Dominic, E, M. (2001). *“Hidrometalurgia: Fundamentos, Procesos y Aplicaciones”*. 1º Edición. Andros Impresores Ltda, Santiago-Chile.

Flores, J. (1992). *“Metodología teórico-práctica para la obtención de metales preciosos por medio de cianuración”*, Ecuador. [En Línea]. [Citado 27 abril, 2018]. Recuperado de: <http://www.textoscientificos.com/mineria/lixiviacion-oro/cianuracion>

Inacap (2006). *Cianuración* [En Línea]. [Revisado 22 mayo, 2018]. Disponible en: <http://myslide.es/documents/lixiviacion-del-oro-559abba3d69a7.html>

Logsdon, M. y Hagelstein, K. y Mudder, T. (2001). *“El manejo del cianuro en la extracción de oro, Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente”*.

Matthew, J. (1997). *“A Kinetic and Electrochemical Study of the Dissolution of Gold in Aerated Cyanide Solutions: The Role of Solid and Solution Phase Purity”*, Thesis for the Degree of Doctor of Philosophy, Curtin University of Technology, Western Australia.

Marsden, J. y House, I. (1992) *“The Chemistry of Gold Extractivo, Ellis Horwood Series in Metals and Associated Materials”*.

Menne, D. (1992). *“Assaying Cyanide-extractable Gold Within an Hour, and Addressing Effects of Preg – and Assay-robbing”*, The AusIMM International Conference on Extractive Metallurgy of Gold and Base Metals, Kalgoorlie – Western Australia.

Mineral Dressing Notes. (1958). *“Chemistry of Cyanidation”*. Cyanamid International. No. 23, New York.

Michaud, D. (2015). *Cianuración de minerales auríferos – oro*. [En Línea]. [Revisado 24 mayo, 2018], Recuperado de: <https://www.911metallurgist.com/blog/cianuracion-deminales-auriferos-oro>

Misari, F. (1993). *“Metalurgia del oro”*. Volumen 1. 1º Edición. CEPECT. Lima, Perú.

- Perelló, J. y Carlotto, V. y Zárate, A. y Ramos, P. y Posós, H. y Neyra, C. Ca- Ballero, A. y Fuster, N. y Muhr, R. (2003). *Porphyry-style Alteration and mineralization of the Middle Eocene-Early Oligocene Andahuaylas-Yauri Belt*, Cuzco Región, Perú. Economic Geology.
- Perry, R. y Browner, R. y Dunner, R. y Stoitis, N. (1999). "Low pH cyanidation of gold", Minerals Engineering, Vol. 12.
- Rojas Reyes, N. (2003). *"Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración"*- Universidad de Concepción.
- Ramírez Moreno, C. y Sánchez Bustamante, Y. (2016). *"Influencia del tiempo de lixiviación y concentración de NaCN sobre el porcentaje de recuperación de Au mediante agitación en pulpa de un mineral aurífero procedente de Minera Danzing – Ancash"*.
- Romero, A. y Flores, S. (2010). *"La influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales alterados"*.
- Tremolada, J. (2011). *"Caracterización, influencia y tratamiento de arcillas en procesos de cianuración en pilas, Departamento de Explotación de minas, Oviedo"*.
- Vargas, J. (1990). *"Metalurgia del oro y la plata"*, Segunda Edición, Lima, Perú.

Vargas, J. (1991). *“Metalurgia del Oro y la Plata”*, Editorial San Marcos, Segunda Edición. Perú.

Vesga, A. (2010). *“Evaluación de la disolución de oro del mineral de la mina San Pablo, ubicada en el municipio de remedios Antioquia, mediante cianuración con agitación mecánica”*.

Xue T. y Osseo-Asare K., (1985). *“Heterogeneous Equilibria in the Au-CN- H_2O and Ag-CN H_2O Systems”*, Metallurgical Transactions B, Volume 16 B, September, p 455-463.

911 metallurgist. (s.f.). *“Adsorción con Carbón Activado”*. Recuperado de <https://www.911metallurgist.com/metalurgia/adsorcion-carbon-activado/> (Revisado 10 de mayo del 2018)

ANEXOS

Anexo 1. “COPELACIÓN DE ORO Y PLATA”

El procedimiento de Copelación implica una concentración del metal noble (oro, plata o metales del grupo del platino), en una aleación de plomo (regulo), por fusión o por escorificación adecuada. El regula obtenido en uno u otro caso, se somete a Copelación (oxidación a temperatura elevada), para expulsar el exceso de plomo y obtener así un botón o perla de oro, plata o aleación de plata y oro. La posterior separación del oro y plata, se realiza por disolución con HNO_3 ó H_2SO_4 , para obtener un residuo de oro metálico, que se pesa. En presencia de platino o metales de su grupo, es preciso aplicar procedimientos especiales en esta última parte.

1. MÉTODO DE COPELACIÓN

Según la composición de la muestra, es decir de acuerdo con su naturaleza química, se pueden aplicar dos procedimientos:

- i. Fusión en crisol (para muestra de concentración media o baja).
- ii. Fusión en escorificador (para productos de alta ley).

Esencialmente el método de Copelación comprende cuatro fases:

-Escorificación

La escorificación se verifica en una mufla a temperatura más elevada que la requerida para la copelación, debe ser tal, que el litargirio contaminado con el SiO_2 y óxidos metálicos (de Fe, Cu, Mn, etc.), funda completamente, una temperatura de 1323,15 K (1050 °C) a 1373,15 K (1100 °C), es generalmente la más recomendable.

La reducción del PbO , es más rápida y posiblemente total antes de que el Na_2CO_3 y bórax se hayan fundido 973,15 K (700 °C) y ataquen a la ganga del mineral. Si la operación se verifica en una mufla se requiere un calentamiento a 923,15 K (650 °C) durante 20 minutos. Al final de la operación se debe elevar la temperatura a unos 1373,15 K (1100 °C). Se ha demostrado que el calentamiento violento y corto es contraproducente, y determina pérdidas del metal noble (oro y plata). Después de 40 a 50 minutos de fundición se procede a retirar el crisol del horno; se le agita por rotación, luego se le aplica unos golpecitos suaves al fondo del crisol, con esto se logra que todo el plomo se concentre en el fondo del mismo; luego se vierte el contenido en un molde especial en forma de cono invertido, de bronce o de hierro.

-Copelación

La operación se realiza en un horno de mufla. El piso de la mufla se reviste con una delgada capa de cenizas de huesos, para protegerlo contra la acción corrosiva del PbO , en caso de que se sobre cargue alguna copela.

Las copelas se introducen cuando la mufla adquiere la temperatura del rojo claro. Las copelas se deben limpiar previamente por medio de un cepillo o aspirador; y nuevamente por acción de un aspirador, antes de colocarse el régulo de plomo.

Técnica:

Las copelas se introducen aisladamente, una por una, o mejor utilizando una bandeja adecuada, cuando la mufla está al rojo blanco. Es recomendable dejar las copelas dentro de la mufla por unos 15 minutos, a continuación, mediante una pinza, se coloca el régulo sobre la copela; después de esto se debe cerrar la puerta de la mufla, hasta obtener la completa fundición del plomo, lo cual se reconoce porque presentan una superficie limpia y brillante; después de este momento se debe mantener abierta la puerta del horno para asegurar una corriente constantemente renovada de aire; a fin de oxidar al plomo y formar PbO , que, conjuntamente con los demás óxidos metálicos, es absorbido por la copela. Dichos óxidos no serían absorbidos por la copela si se hallan al estado puro. Los metales no combinados no son absorbidos por la copela; solo trazas de oro y plata pueden ser arrastrados por el PbO hacia la copela. Ante la presencia de una alta concentración de cobre, aumenta este peligro de absorción del metal noble.

Cuando al iniciar la copelación el plomo no se limpia rápidamente, se apresura esto dejando caer un poco de carbón en polvo (envuelto en un trozo de papel) sobre la copela o colocando cerca de ella, un trozo de carbón de madera, para proporcionar una atmósfera reductora.

-Incuartación: régulo de plomo argento-aurífero

Si hay predominio de oro debe llevarse a cabo la Incuartación. Esta operación consiste en colocar sobre un pedazo de plomo laminado el glóbulo ya pesado, junto con una determinada cantidad de plata elemental en forma de alambre. Esta cantidad de plata debe ser por lo menos 3 veces mayor que el peso del glóbulo.

La Incuartación tiene por objeto facilitar la disolución de la plata contenida en el glóbulo, ya que cuando se encuentra en pequeña proporción se hace insoluble en el momento de la partición.

-Partición

El glóbulo laminado se coloca en un vaso de 100 ml y se somete a la acción de 1-2 ml de ácido nítrico o sulfúrico hasta que se note que el residuo que queda en el fondo del vaso, es oro. El ataque con el ácido debe ser en caliente. Cuando se ha obtenido el oro puro, se retira el vaso de la fuente de calor, se decanta el líquido y el residuo de oro se lava varias veces con agua destilada, por decantación. Finalmente, el residuo insoluble en ácido se traspasa a un crisol de porcelana de 2 ml se le calienta suavemente para

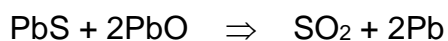
desechar. Se deja enfriar. El residuo seco y frío se le traspara al platillo de la balanza de precisión y se le pesa. Así, obtenemos directamente el peso del oro. Si del peso original del glóbulo restamos el peso del oro, la diferencia corresponder a la plata.

-Pesada del oro.

2. REACTIVOS

a. Litargirio u óxido de plomo

El punto de fusión 1156,15 K (883 °C), tiene varios usos importantes. Provee, el plomo que colecta o selecciona los metales preciosos; fácilmente se combina con la sílice, formando silicatos fácilmente fusibles; y actúa como agente oxidante y desulfurante. Es un fundente básico muy fuerte.



La proporción de PbO es regularmente de 1,5 a 2,0 partes por cada 2,0 partes de la muestra; la cantidad de plomo reducido, en el curso de la operación, en tal caso, es de 25 a 30 gramos por cada 30 gramos de muestra.

b. Carbón

Es un agente reductor adecuado. La cantidad de carbón empleada varía de acuerdo con la naturaleza de la muestra, en especial con el grado de

oxidación de ésta; si se utiliza en exceso, determina la formación abundante de burbujas y una escoria pastosa; por lo regular bastan de 1,0 a 1,5 gramos por cada 30 gramos de mineral; sin embargo en minerales muy oxidantes y en piritas tostadas, se pueden emplear hasta 3,0 gramos de carbón por cada 30 gramos de muestra, para lograr una reducción de los óxidos metálicos a sus valencias inferiores (FeO), que es la forma más adecuada para que pasen a la escoria.

Esto se logra cuando más o menos el 90 % de PbO es reducido; de otra manera existe el peligro de que parte del metal noble permanezca en la ganga.

En lugar de carbón de madera en polvo fino, se pueden utilizar harina, almidón, bitartrato de potasio (argol) u otras sustancias orgánicas semejantes. El poder reductor de tales reactivos, debe ser ensayado previamente.

c. Nitrato de potasio o salitre

El KNO_3 cuyo punto de fusión es 612,15 K (339 °C); es un agente oxidante importante. En muestras ricas en azufre o elementos semejantes, se debe suprimir el empleo del carbón y sustituirlo por una cantidad adecuada de nitrato de sodio o potasio; si la concentración de sulfuros es elevada, se deberá incrementar la cantidad de NaNO_3 en el fundente o si no tostar

previamente la muestra; en el caso de que se forme una mata imprevista, se le debe tratar separadamente.



d. Carbonato de sódio

El Na_2CO_3 anhidro, punto de fusión 1125,15 K (852 °C), es un fundente básico poderoso. Se combina con la sílice y alúmina, produciendo silicatos y aluminatos fusibles. Cuando se funde tiene la propiedad de disolver o mantener en suspensión varios materiales refractarios de la ganga. A cierto grado, también actúa como agente oxidante y desulfurante. En general es preferible el uso del Na_2CO_3 anhidro. Se puede emplear el NaHCO_3 , indicado en algunos tratados, pero no es recomendable, debido al desprendimiento tumultuoso de H_2O y CO_2 , puede originar pérdidas en la fusión, requiere un calentamiento más lento y cuidadoso. Se puede usar también el K_2CO_3 .

e. Tetraborato de sodio: bórax

El $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$, cuyo punto de fusión es 1015,15 K (742 °C). es un fundente ácido que se combina con los constituyentes óxidos básicos y con alguna ganga ácida, para producir boratos complejos fusibles. Previene la corrosión del crisol y aumenta la fluidez de la escoria. La cantidad relativa de dichos reactivos se determina de acuerdo con la apariencia de la

muestra; en primer lugar, y se modifica, para el ensayo definitivo, teniendo en cuenta los resultados del ensayo previo y las características de la fusión. Usualmente se requieren 30 a 45 gramos de Na_2CO_3 y 10 a 15 de bórax, por cada 30 gramos de muestra. En muestras de naturaleza cuarzosa, se debe utilizar una mayor proporción de bórax.

f. Sílice

La SiO_2 , cuyo punto de fusión es de 2028,15 K (1755 °C), es un fuerte fundente ácido. La SiO_2 (sílice, arena o vidrio molido), se emplea en la fusión de muestras con alta concentración de BaSO_4 , CaCO_3 , óxidos básicos metálicos etc., con los cuales forman silicatos los cuales son muy fusibles. Previene la corrosión del crisol.

La proporción varía entre 10 a 40 gramos de SiO_2 por cada 30 gramos de la muestra sometida al ensayo.

Más o menos 2 partes de vidrio molido se pueden emplear en lugar de una parte de SiO_2 puro.

g. Espato fluor u florina

El CaF_2 se recomienda para favorecer la fusión de muestras que contienen BaSO_4 o CaSO_4 y en la fusión de las copelas, como este reactivo desarrolla una fuerte corrosión de los crisoles se debe evitar toda deficiencia de la SiO_2 en el sistema sometido a la fusión.

Se puede establecer, como premisa, que, para impurezas de carácter básico, se requieren fundentes de naturaleza ácidas, y viceversa, para gangas ácidas se utilizan fundentes básicos.

h. Hierro metálico

El hierro metálico se puede agregar a las cargas, ya sea en forma de clavos, sunchos o de chatarra, con el objeto de extraer del régulo de plomo, al azufre, arsénico y antimonio.

i. Cloruro de sodio

La sal común o ClNa tiene un punto de fusión de 1092,15 K (819 °C). es una sustancia neutra que se utiliza para proteger la masa fundida contra la acción oxidante o reductora de la atmósfera del horno.

j. Copelas

La separación de los metales preciosos de la ganga se realiza en pequeños vasos de poca profundidad llamados copelas. Estas copelas están hechas a base de fosfato de calcio, pequeños porcentajes de fosfato de magnesio, calcio y fluoruro; así como de carbonato de magnesio. Generalmente se obtiene de la calcinación de los huesos de animales, preferentemente ovino.

3. MEZCLAS DE FUNDENTES

Antes de pasar a considerar en forma explícita detalles de los procedimientos del crisol y del escorificador, veamos previamente algunas de las indicaciones que, son de carácter general, y que citan diversos autores para los efectos del ensayo por copelación de minerales de oro y plata.

El ensayo se puede considerar idealmente correcto, cuando el régulo de plomo, obtenido en el ensayo de 30 gramos de la muestra, tiene un peso de 18 gramos. Para este efecto Treadwell indica un ensayo previo a base de 5 gramos de la muestra,

20 gramos de NaHCO_3 ,

80 gramos de PbO ,

5 gramos de bórax; con cubierta de NaCl .

Según los resultados de este ensayo se deducen las proporciones de los reactivos para el ensayo definitivo, la proporción de la muestra y los reactivos auxiliares (oxidantes o reductores), que resulten más adecuados para el ensayo definitivo.

La carga se prepara con Litargirio (PbO) o Minio (Pb_3O_4), carbón y fundentes adecuados, y eventualmente limaduras de hierro o un oxidante. Aunque algunos autores son opuestos al empleo del Minio, por

su carácter oxidante, se ha demostrado que los resultados que produce son iguales que para el PbO, y en tal concepto es señalado por Clowes y Coleman.

La naturaleza y composición de la carga adecuada para la fusión de una muestra dada se determina de acuerdo con el criterio del ensayador y con la experiencia, así como con el conocimiento de la composición de la muestra, para lo cual presta una ayuda efectiva el examen microscópico o con una lupa.

En la tabla N° 1 se señala una carga típica, para la fundición de una tonelada de ensayo de muestra (30 gramos)

TABLA N° 1

Muestra Pesada 30 gramos	cuarzosos	Minerales	
		Oxidados 25 % de Fe ₂ O ₃	Sulfurados 25 % de FeS ₂
Litargirio (PbO)	30	30	30
carbón de madera	02	02	--
Na ₂ CO ₃ anhidro	45	25	30
KNO ₃	--	--	05
Bórax anhidro	10	10	10
Si ₂ O	--	--	10 - 40

Anexo 2. ANÁLISIS DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURACIÓN

1. MÉTODO DE CHIDDY

-A 365 cm³ de solución de cianuración se añade suficiente cantidad de cianuro de sodio para llevar la concentración de la solución a 0,50 % de NaCN.

-Se agregan 45 cm³ de solución saturada de acetato de plomo Pb(C₂H₃O₂)₂ y 5,0 gramos de polvo de zinc.

-Se agita bien y se calienta por 20 o 30 minutos, no se hace hervir.

-Seguidamente se añade 25 cm³ de ácido clorhídrico y se deja reposar sobre la estufa caliente hasta que el zinc se disuelva y forme una esponja.

-La solución se decanta y se lava la esponja de agua y luego se seca.

-La esponja seca se disuelve en una lámina de plomo para elevar el peso hasta unos 20 gramos y enseguida se copela.

Cálculo del contenido de oro

Se expresa la ley de oro en gramos por litros de solución aplicando la siguiente proporción:

$$\frac{\text{Peso del botón de oro x 1000}}{\text{cm}^3 \text{ de solución tomados}}$$

Anexo 3. DETERMINACIÓN DEL CONSUMO DE CIANURO

Prueba N° 1 Cianuro Libre

Se toma 25 cm³ de muestra y se coloca en un pequeño frasco erlenmeyer seco; no se añade agua. Se titula con una solución estándar que contiene 4,33 gramos de AgNO₃ por litro. Esta solución estándar se prepara poniendo 4,33 gramos de AgNO₃ a un frasco volumétrico de un litro y agregando agua destilada hasta la altura de un litro. El punto final de la titulación es cuando la brillantez original de la solución se ve apagada por una bruma azulada. Para determinar con más precisión el punto final se suele colocar un fondo negro de papel.

Un cc de la solución estándar = 0,01 % NaCN

Por tanto:

Cm³ gastados en la titulación x 0,2 = Libras NaCN /ton solución

$$\frac{\text{Libras NaCN/ton solución}}{2,205} = \text{Kg NaCN/ ton solución}$$