



Universidad Nacional

SAN LUIS GONZAGA



[Atribución 4.0 Internacional](https://creativecommons.org/licenses/by/4.0)

Esta licencia permite que otros distribuyan, mezclen, adapten y construyan sobre su trabajo, incluso comercialmente, siempre que le reconozcan la creación original. Esta es la licencia más complaciente que se ofrece. Recomendado para la máxima difusión y uso de materiales con licencia.

<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0>



CONSTANCIA

El que suscribe, deja constancia que se ha realizado el análisis con el software de verificación de similitud de **Tesis** cuyo título es:

"INFLUENCIA DE LA CONCENTRACION DE SULFUROS EN LA RECUPERACION OPTIMA DE ORO EN MINERALES DE BAJA LEY TRATADOS POR CIANURACION, NASCA 2023"

Presentado por:

HINOSTROZA DE LA CRUZ WINNIE MISURY

Estudiante del nivel PREGRADO de la **Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia**. El resultado obtenido es 16% por el cual se otorga el calificativo de:

(APROBADO, Según Reglamento de Evaluación de la Originalidad)

Se adjunta al presente el reporte de evaluación con el software de verificación de originalidad.

Observaciones:

APROBADO OBTUVO EL 16% (MENOR O IGUAL AL 20% REQUERIDO)

Ica, 06 de febrero de 2024

.....
DR. VICTOR MANUEL FLORES MARCHAN
DIRECTOR DE UNIDAD DE INVESTIGACION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS Y METALURGIA

UNIVERSIDAD NACIONAL “SAN LUÍS GONZAGA”

VICERRECTORADO DE INVESTIGACIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia



Tesis

**Influencia de la concentración de sulfuros en la
recuperación óptima de oro en minerales de baja ley
tratados por cianuración, Nasca 2023**

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

Línea de investigación: Lixiviación de minerales.

Autora: HINOSTROZA DE LA CRUZ, WINNIE MISURY

PROYECTO DE INVESTIGACIÓN

**NASCA – PERÚ
2024**

DEDICATORIA

A Dios por la fuerza y voluntad que me da día a día, para seguir adelante.

A mi familia, por haberme apoyado en todo momento, por sus valores, por sus consejos, por confiar en mí, por motivarme en crecer cada día.

Hoy le dedico mis 5 años de Carrera Profesional a Uds. de corazón

¡Gracias!



AGRADECIMIENTOS

Gracias a mi Universidad por haberme permitido formarme en ella y a la plana docente por ser partícipe de este proceso.

Fueron Uds. responsables de realizar su valioso aporte de conocimientos y sabiduría

Que hoy en día se ve reflejado en la culminación de mi carrera profesional.

Gracias por el tiempo que dedican a esta hermosa profesión de INGENIERIA METALURGICA, por su esfuerzo, paciencia y compromiso, base fundamental de mi desarrollo como profesional.

¡Muchas Gracias por todo lo que me enseñaron a lo largo de mi carrera profesional!



INDICE DE CONTENIDOS

	Pág.
PORTADA	01
DEDICATORIA	02
AGRADECIMIENTO	03
ÍNDICE DE CONTENIDOS	04
ÍNDICE DE TABLAS	05
ÍNDICE DE FIGURAS	06
RESUMEN	07
ABSTRACT	08
I. INTRODUCCIÓN	09
II. ESTRATEGIA METODOLOGICA	11
2.1. Antecedentes.	11
2.2. Marco teórico.	12
2.3. Marco conceptual.	22
2.4. Estrategia metodológica.	22
2.5. Desarrollo experimental.	23
III. RESULTADOS	32
IV. DISCUSIÓN.	45
V. CONCLUSIONES	46
VI. RECOMENDACIONES.	47
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.	48
VIII. ANEXOS.	49



INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 3.1. Análisis mineralógico de la muestra.	32
Tabla 3.2. Análisis químico del mineral.	33
Tabla 3.3. Determinación de la granulometría del mineral.	34
Tabla 3.4. Determinación de la velocidad de agitación.	35
Tabla 3.5. Determinación del tiempo de lixiviación.	36
Tabla 3.6. Determinación del pH óptimo para la lixiviación.	37
Tabla 3.7. Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros (Sulfuros adicionados a la pulpa: 0,5%).	38
Tabla 3.8. Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros (Sulfuros adicionados a la pulpa: 1,0%).	39
Tabla 3.9. Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros (Sulfuros adicionados a la pulpa: 1,5%)	40
Tabla 3.10. Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros (Sulfuros adicionados a la pulpa: 2,0%)	41
Tabla 3.11. Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros (Sulfuros adicionados a la pulpa: 2,5%)	42
Tabla 3.12. Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros (Sulfuros adicionados a la pulpa: 3,0%)	43
Tabla 3.13. Variación del oro recuperado en función al porcentaje de sulfuro dosificado	44

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 2.1. Chancadora de quijada de laboratorio.	14
Figura 2.2. Molino de bolas de laboratorio.	14
Figura 2.3. Tanque agitado donde se lleva a cabo la cianuración dinámica	16
Figura 2.4. Tanque Pachuca	17
Figura 2.5. Tanque agitado empleado como reactor para lixiviación.	18
Figura 2.6. Agitador de paletas para laboratorio.	27
Figura 2.7. Medidor de pH de mesa.	28
Figura 2.8. Soluciones buffer para calibrar el pHchímetro.	28
Figura 2.9. Tamices para la clasificación de partículas.	31



RESUMEN

Esta tesis titulada “**Influencia de la concentración de sulfuros en la recuperación óptima de oro en minerales de baja ley tratados por cianuración, Nasca 2023**” es una investigación de tipo teórico experimental, cuyo objetivo es demostrar que la presencia de sulfuros en el mineral aurífero interfiere en el proceso de cianuración del metal precioso. La investigación es de tipo aplicada y de diseño experimental, para demostrar la hipótesis se realizaron ensayos primero con una muestra de mineral oxidado con la cual se determinaron los principales parámetros y luego a ese mismo mineral se le fue dosificando porcentajes de mineral sulfuroso para determinar su influencia en la recuperación del oro. Según los reportes de laboratorio conforme se fue adicionando sulfuros la cantidad de oro recuperado fue disminuyendo desde los 2 mg hasta los 53 mg, lo que quiere decir que los sulfuros reaccionan con el cianuro del cual una parte se consume con ellos y otra con el oro, impidiendo de esta manera su recuperación total. Tanto la cianuración con mineral oxidado como con el mineral resultante de la mezcla de sulfuros y óxidos se procesaron bajo los mismos parámetros y dosificaciones de reactivos.

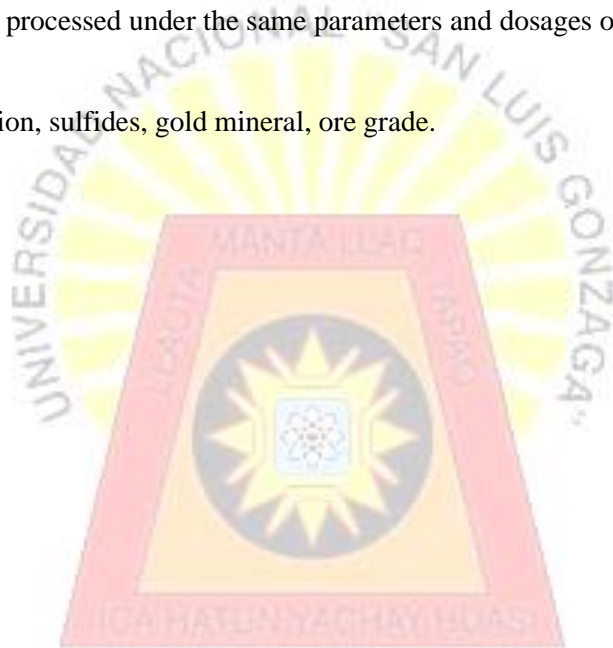
PALABRAS CLAVES: Cianuración, sulfuros, mineral aurífero, ley del mineral.



ABSTRACT

This thesis titled “Influence of sulfide concentration on optimal gold recovery in low-grade minerals treated by cyanidation, Nasca 2023” is an experimental-theoretical type of research, whose objective is to demonstrate that the presence of sulfides in gold ore interferes in the cyanidation process of the precious metal. The research is of an applied type and experimental design, to demonstrate the hypothesis, tests were first carried out with a sample of oxidized mineral with which the main parameters were determined and then percentages of sulphurous mineral were dosed to that same mineral to determine its influence on the recovery of gold. According to laboratory reports, as sulfides were added, the amount of gold recovered decreased from 2 mg to 53 mg, which means that the sulfides react with the cyanide of which a part is consumed with them and another with the gold. , thus preventing its full recovery. Both cyanidation with oxidized mineral and with the mineral resulting from the mixture of sulfides and oxides were processed under the same parameters and dosages of reagents.

KEYWORDS: Cyanidation, sulfides, gold mineral, ore grade.



INTRODUCCIÓN

La lixiviación de minerales se lleva a cabo con minerales que prioritariamente contienen un gran porcentaje de especies mineralógicas oxidadas, para el caso del oro como reactivo lixivante se emplean en las plantas hidrometalúrgicas el cianuro de sodio o el cianuro de potasio en solución en las cuales son agregados en pequeñas concentraciones. Estos compuestos no solo reaccionan con el oro, sino también con otros metales que pueden encontrarse en forma de sulfuros como es habitual en los yacimientos de la zona sur del Perú, estos minerales reciben el nombre de polimetálicos y entre los metales que pueden estar presentes están: el cobre, hierro, plata, aluminio, zinc, metales alcalinos y alcalinotérreos y el plomo. En esta investigación hemos puesto especial interés en el estudio del comportamiento de los sulfuros durante el proceso de cianuración del oro. Los minerales sulfurados como la calcopirita, pirita, calcosina y bornita, así como otros sulfuros en las soluciones cianuradas reaccionan solubilizándose a condiciones normales, lo que conlleva a un gasto excesivo del reactivo en muchos casos estos sulfuros reaccionan más rápidamente con el cianuro, que el oro por lo que al final del proceso no se logra recuperar la totalidad del oro que contiene el mineral. Para revertir este problema es necesario el uso de concentraciones mayores de reactivo lo que encarece el proceso. Uno de los objetivos de esta investigación es determinar cual es la cantidad de sulfuros que pueden estar presentes en la pulpa de mineral que se está cianurando sin causar inconvenientes al proceso, lo que se manifestaría como una disminución en la recuperación del oro.

Situación problemática.

La existencia cada vez mayor de yacimientos auríferos con minerales mixtos (óxidos y sulfuros) plantea la necesidad de abrir nuevas investigaciones en torno a la presencia de sulfuros durante el proceso de cianuración, la posibilidad de eliminarlos en su totalidad o en un cierto porcentaje a fin de no afectar la recuperación del oro. En este sentido en la presente tesis se han llevado a cabo ensayos para establecer cual es la concentración de sulfuros que puede haber en la pulpa y que no afecte la recuperación del oro en las condiciones normales de cianuración.

Problema de investigación.

Problema General

¿La concentración de sulfuros influye en la recuperación óptima de oro en minerales de baja ley tratados por cianuración, Nasca 2023?

Problemas específicos.

- ¿Qué concentración de sulfuros puede haber en la pulpa de mineral aurífero durante la lixiviación, sin afectar el proceso?
- ¿Cuál es el gasto de cianuro durante la lixiviación de minerales auríferos que contienen sulfuros?

Justificación e importancia de la investigación.

Justificación teórica:

Teóricamente la presente investigación se justifica porque en ella se aborda el estudio de la interferencia de los óxidos en el proceso de flotación del mineral sulfurado de oro.

Justificación metodológica:

Desde el punto de vista metodológico, esta investigación se justifica porque emplea las técnicas analíticas para caracterizar las muestras y procesarlas mediante flotación evitando la interferencia de los óxidos.

Justificación social:

Desde el punto de vista social la presente investigación se justifica porque se buscará un procedimiento adecuado para la recuperación del oro de baja ley mediante flotación, pre tratando el mineral para trasforma en sulfatos a los óxidos.

Justificación práctica:

Desde el punto de vista práctico esta investigación se justifica porque demostrará a nivel laboratorio las posibilidades de trabajar con sulfuros y óxidos en minerales de baja ley de oro mediante flotación.

Objetivos.**Objetivo General.**

Determinar la influencia de la concentración de sulfuros en la recuperación óptima de oro en minerales de baja ley tratados por cianuración, Nasca 2023.

Objetivos específicos.

- Determinar la concentración de sulfuros que puede haber en la pulpa del mineral aurífero durante la lixiviación, sin afectar el proceso.
- Determinar el gasto de cianuro durante la lixiviación de minerales auríferos que contienen sulfuros.

Hipótesis y variables de la investigación.**Hipótesis.****Hipótesis general.**

La concentración de sulfuros influye directamente en la recuperación óptima de oro en minerales de baja ley tratados por cianuración, Nasca 2023.

Hipótesis específicas.

- La concentración de sulfuros que puede haber en la pulpa del mineral aurífero durante la lixiviación, sin afectar el proceso es baja.
- El gasto de cianuro durante la lixiviación de minerales auríferos que contienen sulfuros es mucho mayor.

Variables:**Variable independiente:**

Concentración de sulfuros.

Variable dependiente.

Recuperación óptima de oro.

II. ESTRATEGIA METODOLÓGICA

2.1. Antecedentes.

A nivel internacional:

En el año 2015, García, I., y otros, presentaron su tesis titulada: Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro Frío (Bolívar, Colombia) para la selección de los procesos de extracción, a la Universidad industrial de Santander, Colombia. El objetivo de la investigación es lograr un mayor porcentaje de solubilidad del metal oro en los procesos de cianuración de minerales complejos conteniendo una cierta carga de sulfuros. Las pruebas llevadas a cabo por los autores permitieron alcanzar un 85 % de solubilidad en relación al 45% que normalmente alcanzan los que realizan la cianuración de este tipo de mineral. Este resultado le permitió concluir a los autores que el procedimiento seguido es el más conveniente para recuperar el oro de las muestras estudiadas.

En el año 2017, López, J., presentó su tesis titulada: Estudio comparativo de la lixiviación alcalina de una mena aurífera mediante el uso de cianuro de potasio contra el uso de tiosulfato de sodio, a la Universidad Nacional Autónoma de México, cuyo objetivo fue estudiar el comportamiento de un mineral aurífero de la sierra de Oaxaca durante su cianuración y lixiviación con tiosulfato de sodio pentahidratado. Las pruebas realizadas demuestran que la presencia de sulfuros dificulta la cianuración, no alcanzándose los resultados esperados. El autor concluye que la muestra al no estar completamente oxidada y presentar un porcentaje de sulfuros, pudo haber generado degradación tanto del cianuro como por parte del tiosulfato.

En el año 2015 presentó su tesis titulada *“Diseño de una planta para la recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante”* Refiere en su investigación que la adición en la concentración de tiosulfato de sodio tiene un impacto positivo en la recuperación de oro en la lixiviación. Al añadir la concentración de agente lixiviantes, se logra alcanzar al máximo la recuperación de oro, a la primera hora de haber iniciado el proceso, lo cual beneficia con el tiempo, Se precisa menos tiempo para disolver el oro contenido en el mineral.

A nivel nacional:

En el año 2019, Ferrer, H., presentó su tesis titulada: Caracterización y tratamiento por cianuración de sulfuros para la recuperación de oro en Quío, Ambo, Huánuco, 2019, a la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión de Huacho, cuyo objetivo fue caracterizar el mineral sulfurado para procesarlo por cianuración. La investigación es aplicada de diseño experimental, que se llevó a cabo en cuatro etapas, que se pueden resumir en la explotación, tratamiento físico, pruebas de cianuración y análisis de resultados. Las pruebas llevadas a cabo en el laboratorio son para determinar como afecta la presencia de sulfuros a la cianuración de

oro. Según lo reportado en la tesis la concentración de sulfuros debe ser menor al 4% para que no afecte el proceso.

En el año 2017, Flores, F., presentó su tesis titulada: Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley, minera Aruntani S.A.C., a la Universidad Nacional del Altiplano, Puno, cuyo objetivo fue establecer los parámetros adecuados para la cianuración de minerales auríferos con una cierta concentración de sulfuros. Las pruebas realizadas arrojaron los siguientes resultados de la cianuración por agitación, en la que se recupera hasta un 86,6% del metal presente en la muestra, en un tiempo de procesamiento de 24 horas.

En el año 2015 Falcón, G. en su investigación sobre cianuración del oro con minerales mixtos que contienen minerales auríferos severamente refractarios precisa de un pretratamiento para poder doblegar a pruebas de cianuración habitual y así tener mejores resultados. Indica que una de las pruebas de flotación seleccionada se realizó para economizar de reactivo Z-6 de 78,43g/TM, como variable independiente y una recuperación de 97,65% menciona también tiene como variable dependiente con una calidad de concentración de 14,2g/TC.

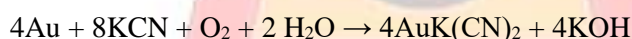
A nivel local.

No existe registro alguno sobre investigaciones relacionadas con el tema que se desarrolla en el presente proyecto en las Universidades locales.

2.2. Marco teórico.

2.2.1. Principios de la Cianuración

La cianuración se puede definir como el proceso en el cual las soluciones alcalinas débiles de cianuro de sodio o de potasio poseen la capacidad de disolver preferencialmente el oro y la plata que contiene el mineral. La reacción química que se produce durante la cianuración fue formulada por Elsher de esta manera:



Según esta reacción la cianuración del oro se da en presencia de oxígeno, el cual cataliza la reacción permitiendo la formación del complejo cianuro de potasio y oro. El oxígeno, esencial para la disolución del oro y plata, es introducido en la solución de cianuro mediante la inyección directa de aire al tanque solución de cabeza, por irrigación en forma de lluvia y por bombeo de la solución recirculante.

La velocidad de disolución de los metales oro y plata en las soluciones de cianuro depende del área superficial del metal en contacto con la fase líquida, lo que hace que el proceso de disolución sea un proceso heterogéneo; la velocidad de disolución depende también de la velocidad de agitación lo que indica que el proceso sufre la presión de un fenómeno físico. Otros factores que influyen en la velocidad de disolución son las siguientes:

- a) Granulometría del mineral.

Las partículas deben de ser lo suficientemente pequeñas, cuando se presenta oro grueso libre en la mena, es común recuperarlo mediante trampas antes de la cianuración ya que

las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo que dura el proceso. Bajo condiciones normales de aireación y agitación la velocidad mínima de disolución de oro es 3.25 mg/cm²/hora.

b) Existencia de una sustancia oxidante.

El oxígeno es una sustancia muy necesaria para la disolución del oro y plata (aireación de la pulpa); siendo el aire atmosférico la fuente de oxígeno utilizado en el proceso de cianuración.

c) Concentración adecuada de cianuro.

Se ha comprobado que la solubilidad del oro en una solución de CN aumenta conforme aumenta la concentración de este reactivo. La solubilidad es muy baja con menos de 0.005% NaCN, crece rápidamente cuando contiene 0.01% NaCN y después lentamente, llegando al máximo cuando contiene 0.25% NaCN. La proporción más eficaz es de 0.05 a 0.07% NaCN. La concentración usual de CN para el tratamiento de menas de oro es de 0.05% NaCN y para menas de plata de 0.3% para concentrados de oro-plata, la fuerza de NaCN está entre 0.3 - 0.7%. El NaCN es el más usado en el proceso de cianuración, aunque también se emplea el KCN.

d) Efecto de la temperatura.

Como en toda reacción inorgánica la velocidad de disolución de los metales en una solución de NaCN aumenta con el incremento de la temperatura, hasta 85°C arriba de esta temperatura; las pérdidas por descomposición del cianuro es un serio problema.

e) Presencia de un reactivo alcalino.

La presencia del hidróxido de calcio durante la cianuración permite:

- Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
- Prevenir pérdidas de cianuro por acción del CO₂ del aire.
- Neutralizar los componentes ácidos.
- Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse la solución rica clara de la mena cianurada.

f) Presencia de finos.

En la cianuración normal, habitual, cuando el porcentaje de finos es alto, mayor al 20% del total (< -10 mallas, 1.7 mm) las partículas tienden a aglutinarse en consecuencia no dejan pasar las soluciones de cianuro por lo que estos minerales requieren otro tratamiento posiblemente curado con cal, cemento o ambos para lograr aglomerarlos y facilitar la percolación, esto es necesario cuando la cianuración es en tina, más no así cuando la cianuración es dinámica, pues en ella las partículas finas son favorables al proceso, ya que ellas por efecto de la agitación van a permanecer en movimiento en contacto con la solución cianurada.

Secuencia del proceso de cianuración

- a) Conminución: Se reduce el tamaño de las partículas del mineral hasta malla 200, para ello el mineral se chanca y luego se somete a molienda en molinos de bolas para obtener esta dimensión de partícula.
- b) Cianuración: Se lleva a cabo en un tanque agitado donde se vierte la solución cianurada y luego se agrega de manera progresiva el mineral pulverizado poniendo en movimiento el agitador a una determinada velocidad, y mantener así la pulpa hasta el término de la cianuración, la cual en dos horas ha concluido. La solución después de habersele eliminado los finos y el oxígeno pasa un tanque de agitación herméticamente cerrado en donde se le adiciona zinc en polvo y acetato de plomo.



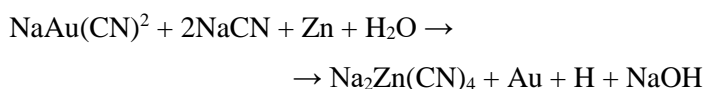
Fig.1. Chancadora de quijada de laboratorio [2].



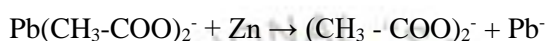
Fig.2. Molino de bolas de laboratorio [2]

C) Precipitación:

El principio de la precipitación de metales preciosos contenidos en soluciones de CN empleando polvo de zinc, está basado en el hecho de que el oro y la plata son electronegativos respecto al zinc, ocurriendo un reemplazo electroquímico del oro y la plata por el zinc, seguido por el desplazamiento del hidrógeno del agua por el sodio según la siguiente reacción:



En la práctica, ocurre un exceso en el consumo de Zn por encima de la demanda teórica debido a que tanto el CN con el álcali libre en la solución tienden a atacar al Zn disolviéndolo. Las reacciones son más eficientes con la adición de acetato de plomo:



Cianuración dinámica.

Definición.

Se denomina cianuración dinámica a aquel proceso en el cual tanto el mineral como la solución cianurada se encuentran durante todo el proceso en agitación constante y en ciertos casos a una determinada temperatura superior a la temperatura ambiente.

Esta condición del proceso exige que el tamaño de partícula es obvio que este debe ser más pequeño para facilitar la suspensión de la pulpa en el tanque de agitación en condiciones razonables de trabajo. 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. La agitación funciona perfectamente para minerales con tamaños inferiores a 150 μm , u mejor todavía con dimensiones como 45 μm . Tamaños mayores incrementan el desgaste de las paletas de agitación por efecto de la abrasión y existe mayor dificultad de mantenerlos en suspensión. 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.

La cianuración se inicia con la regulación del pH de trabajo entre 9,5 – 11,5, mediante la adición de la cal, previa a la adición de cianuro. Estas adiciones pueden realizarse en el tanque de cianuración o previamente en el molino.

Características de la cianuración.

La ínfima granulometría del mineral hace que la cinética de la operación sea rápida, debido al desarrollo superficial de la materia prima, y que normalmente, si se emplean las soluciones adecuadas, los rendimientos de extracción del oro sean muy elevados. Las razones para esta rápida cinética de reacción se relacionan con el citado tamaño de partícula del mineral, pero también con las condiciones favorables de transferencia de masa que se genera en un sistema agitado. Bajo estas condiciones los minerales que se van a atacar suelen ser de alta ley o concentrados pues se garantiza la recuperación prácticamente total del metal contenido (casi siempre superior al 95%). Lo anterior, además, conduce a que el alto valor económico del metal que se recupera sea capaz de pagar tanto la energía utilizada en la agitación como el uso de reactivos concentrados de ataque que, a su vez, garantizan los rendimientos elevados a que antes se aducía. Finalmente, en estas condiciones de lixiviación, con minerales ricos, cinética rápida y rendimientos elevados de extracción, las disoluciones fértiles son muy concentradas y aptas para realizar, sin concentración previa, una precipitación del metal, si fuese necesario, por electrólisis.

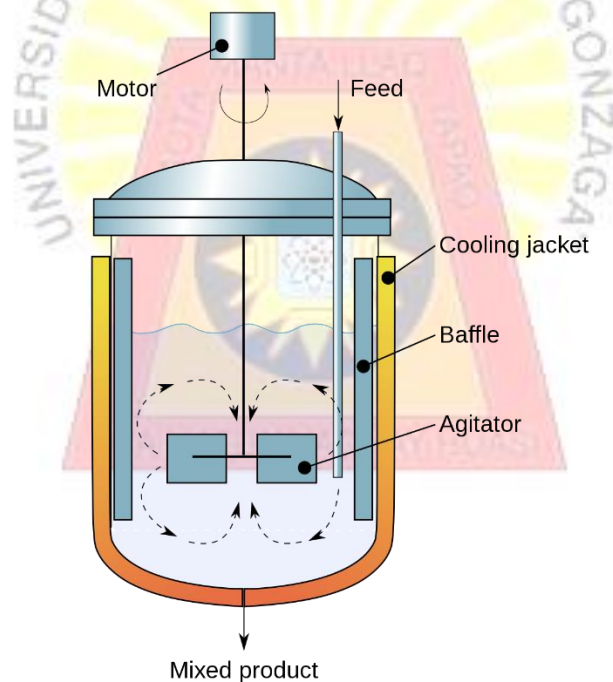


Fig. 3. Tanque agitado de laboratorio donde se lleva a cabo la cianuración dinámica [2]

La lixiviación tiene lugar, casi siempre, continuo en series de 3 – 4 tanques con volúmenes muy variables (del orden de 50 a 500 m³ en cada reactor). Adicionalmente, y a diferencia de lo que ocurre en la lixiviación por percolación, es posible calentar el medio de reacción hasta

temperaturas cercanas a 60°C con lo que todavía la productividad de estos sistemas de lixiviación aumenta.

Cuando se trabajó a temperaturas algo superiores. Se prefiere el uso de reactores a presión (autoclaves) para evitar una excesiva evaporación. En cualquier caso, estos reactores permiten trabajar en condiciones extremas aumentando, además de la temperatura, la presión y haciendo posible, con cinéticas aceptables, el uso de reactivos gaseosos, como por ejemplo el oxígeno, que son poco solubles en las disoluciones acuosas. Este método es el más caro de los que se utilizan en lixiviación en condiciones extremas y por lo sofisticado de los reactores, lo que hace aumentar los gastos de instalación de forma significativa.

Evidentemente, la lixiviación con agitación a presión atmosférica es el procedimiento más utilizado a escala industrial. La agitación se realiza bien utilizando medio mecánicos o bien a través de medio neumáticos con inyección de aire. Esta última posibilidad se realiza a escala comercial en los denominados TANQUES PACHUCA en los cuales se establece una circulación ascendente- descendente de la pulpa lo que facilita la reacción de lixiviación.

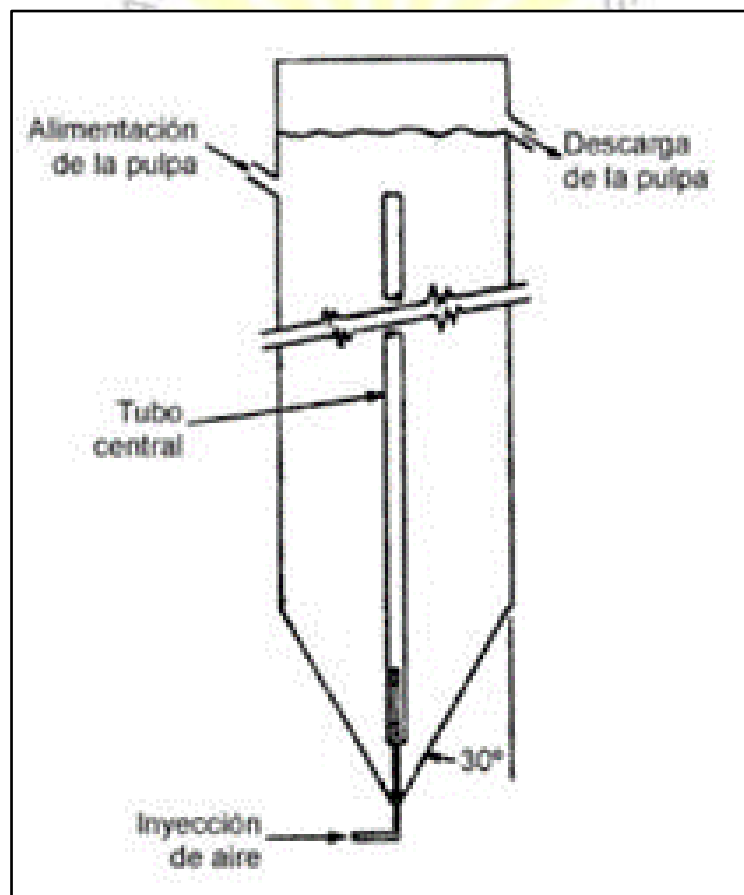


Fig.4. Tanque Pachuca. [7]

Estos reactores son tanques cilíndricos con fondo cónico. Incorporan en su interior un tubo coaxial con el propio tanque el cual está abierto en sus extremos. Además, disponen de un

inyector de aire que penetra a través de dicho tubo central. De esta manera, la densidad de la pulpa en el interior del tubo es inferior a la que se tienen en el exterior del mismo, lo que provoca una diferencia de presión de fuerza a la pulpa a ascender dentro de dicho tubo, y rebosar en su parte superior, haciendo circular toda la carga del reactor. Además, la calefacción del sistema, hasta un máximo de unos 60-70°C, es muy sencilla utilizando aportes adecuados de vapor de agua. El reactor es de un diseño extremadamente simple y no tiene partes móviles.

La lixiviación dinámica, de manera general, puede realizarse de forma discontinua o en reactores con flujo continuo. Normalmente, la primera situación se prefiere para procesos que tratan materias primas de valor alto que se atacan en pequeños tonelajes, mientras que la segunda situación es preferible para operaciones a gran escala que manejan importantes cantidades de materiales y en donde la automatización es fundamental.

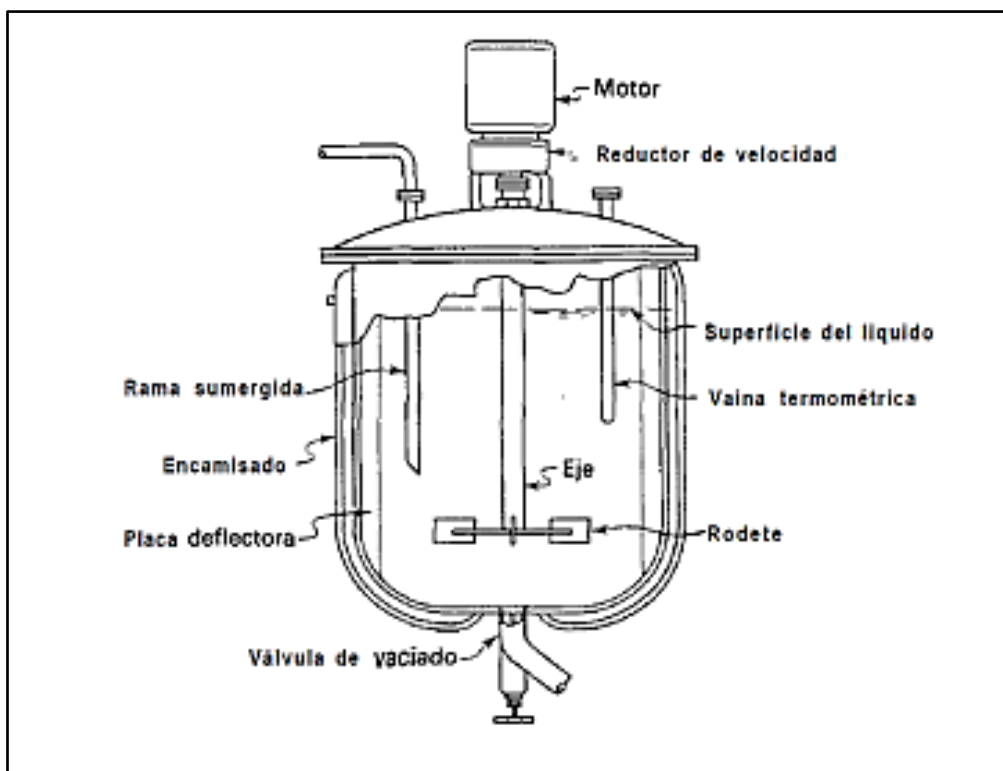


Fig. 5. Tanque agitado empleado como reactor para lixiviación [8]

Factores que afectan la disolución de oro

La cianuración se ve afectada por los siguientes factores:

a) Concentración de cianuro

La razón de disolución del oro en soluciones cianuradas aumenta linealmente con la concentración de cianuro, hasta que se alcanza o se produce un máximo, más allá del cual un incremento en la concentración de cianuro no aumenta la cantidad de oro disuelto, sino por el contrario tiene un ligero efecto retardante.

b) Concentración de oxígeno

La concentración de cianuro es relativamente fácil de controlar, no así la del oxígeno, debido a su escasa solubilidad en agua bajo condiciones atmosféricas, a nivel del mar y 25 °C se puede tener en solución 8,2 mg O₂/litro (0.082 g/litro). Por esta razón se dice que la cianuración está controlada por fenómenos de transporte. El cianuro es fácil de adicionar, pero el oxígeno es difícil de controlar en solución. Se ha determinado, con valores experimentales y prácticos, que es adecuado tener una relación [CN⁻]/ [O₂] cercana a 6, para tener la máxima velocidad de disolución de oro.

La máxima concentración de oxígeno en la solución podrá ser de 8 mg/l, entonces la máxima razón de disolución del oro sobre condiciones ideales de agitación y aireación pueden tener lugar en soluciones que contengan 0,0098% NaCN (0,098 g/l).

c) pH y alcalinidad

Para prevenir pérdidas excesivas de cianuro por hidrólisis, el proceso de cianuración se lleva a cabo con valores de pH superiores a 9.4. El efecto del pH en la disolución de oro en valores mayores a 9,5 depende de los minerales que se encuentren como constituyentes de la mena, así como también del álcali empleado para su regulación.

En algunos casos, la velocidad de disolución del oro puede disminuir con el incremento del pH, ya que se aumenta la velocidad de las reacciones que interfieren en el proceso. El valor óptimo de pH en el que se debe trabajar deberá ser determinado de acuerdo a las características de cada mineral en particular.

En el proceso de cianuración es muy importante considerar que para la disolución del oro, se requiere tener en solución, el ion CN⁻. Si se opera a un valor de pH menor que 10, el cianuro libre estará en mayor proporción como HCN, que es muy volátil a temperatura ambiente, y genera problemas de salud por inhalación, ya que este es un gas venenoso. En la práctica se debe trabajar con valores de pH superiores a 10.5 para evitar la formación de HCN y favorecer la presencia del ion CN⁻.

d) Área superficial y tamaño del oro

La velocidad de disolución del oro es proporcional a la superficie expuesta del oro, la misma que depende del tamaño de la partícula mineral y del grado de liberación del metal precioso. En general, la velocidad de disolución aumenta con el menor tamaño de partícula (mayor liberación de oro). Sin embargo, al decrecer el tamaño de la partícula, se incrementan también las reacciones de competencia de otros elementos, por tanto, se debe encontrar un compromiso entre el tamaño de la partícula, el porcentaje de extracción del oro y el consumo de cianuro.

e) Efecto de la agitación

La disolución de oro está usualmente controlada por el transporte de masa y depende del espesor de la capa de difusión, por esto si se incrementa la agitación, aumenta la

velocidad de disolución, hasta un máximo sobre el cual este efecto ya no tendrá mayores beneficios.

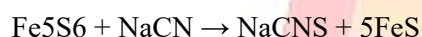
f) Constituyentes de la mena o procedentes de otros procesos

Ciertos constituyentes de la mena o reactivos de operaciones anteriores pueden ejercer un efecto positivo o negativo sobre las reacciones de cianuración. Así, los reactivos de flotación ejercen un efecto inhibitor sobre dichas reacciones. Los compuestos minerales de la mena, donde se incluyen algunas especies de cobre, hierro, zinc, plomo, arsénico, antimonio, entre otros, consumen cianuro y oxígeno, por consiguiente, se requiere mayor concentración en solución para lograr tasas aceptables de extracción. 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 en tamaños similares al de ellas, como se ha señalado anteriormente.

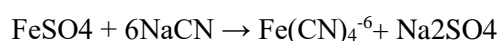
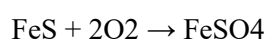
2.2.2. Efecto de los sulfuros en la cianuración del oro.

Diversos estudios sostienen que la presencia de sulfuros en el mineral que va a ser sometido a cianuración en una concentración mínima de 0,5 ppm retarda la disolución del oro, ya que forma una capa fina de sulfuro auroso insoluble sobre el oro nativo.

Los sulfuros de cobre y de hierro se disuelven fácilmente en el cianuro (reaccionan con él), mientras que los sulfuros de zinc son poco solubles y casi no interfieren en la cianuración del oro. La pirrotina (Fe_5S_6) es un sulfuro de hierro que se descompone tan fácilmente y reacciona causando un alto consumo de cianuro. La pirrotina es considerada un poderoso reductor de los minerales sulfurosos de hierro. La pirrotina tiene un átomo flojamente sostenido que fácilmente reacciona con el cianuro para formar tiocianato.

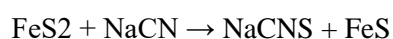


El sulfuro ferroso se oxida rápidamente a sulfato, el cual reacciona con el cianuro para formar ferrocianuro.

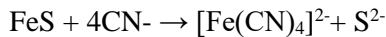
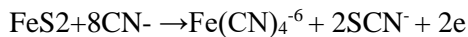


De esta manera, la pirrotina no solo es cianicida sino que consume el oxígeno de la solución el cual es necesario para la disolución de oro.

Por otro lado, la marcasita (FeS_2) se descompone más que la pirita y forma cianicidas, es menos estable que la pirrotina. Este es un cianicida dañino en el medio cianurado, la velocidad de descomposición es más rápida que otros minerales piríticos. La marcasita en su estado normal no es atacada por el cianuro. Este mineral se descompone más fácilmente que la pirita y los productos resultantes de la descomposición son fuertemente cianicidas.



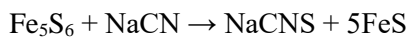
La reacción de los sulfuros metálicos con el cianuro produce tiocianato (SCN⁻). Entre estas reacciones tenemos las siguientes:



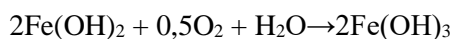
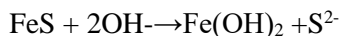
La pirita es el sulfuro más estable, la marcasita pese a tener la misma composición que la pirita es menos estable por tener distinto sistema cristalográfico.

De igual modo, los minerales que contienen arsénico pueden interferir en la cianuración, rejalgar (As₂S₂) y oropimente (As₂S₃), ambas reaccionan rápidamente con la solución de cianuro e impiden la disolución del oro. También es importante considerar que la arsenopirita (FeAsS) generalmente se oxida muy despacio en la solución aireada de cianuro y tiene muy poco efecto desfavorable sobre la lixiviación del oro. La antimonita (Sb₂S₃) impide fuertemente la cianuración. Una propuesta para reducir el efecto de estos minerales es la tostación parcial o total de los minerales nocivos; la tostación solo se justifica cuando los valores de oro y plata recuperados son altos. Otra alternativa es el control de la alcalinidad de la solución pH de 10 que se considera como la más favorable, y la adición de agentes aceleradores como sales de plomo. Las sales de plomo realizan por lo menos dos funciones: Precipitar los sulfuros solubles y descomponer los tioarsenitos o tioantimonitos. El sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato. Los diversos compuestos de plomo formados como hidróxidos, cianuros, plumbitos, etc., son ligeramente solubles en soluciones alcalinas de cianuro permitiendo adicionalmente precipitar más sulfuro y descomponer más tioarsenitos. La presencia de iones de metales tales como (Fe²⁺), (Fe³⁺), (Ni²⁺), (Cu²⁺), (Zn²⁺) y (Mn²⁺) en la solución lixivante retarda la cianuración del oro.

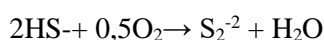
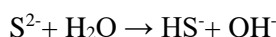
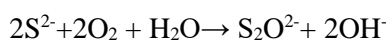
Hay que tener en cuenta que los sulfuros de hierro no solo se comportan como cianicidas, sino que además consumen oxígeno, lo que retarda también la disolución del oro. El consumo de oxígeno por la pirrotina se expresa en las siguientes reacciones:



La pirrotina descompuesta en FeS en soluciones alcalinas produce:



Y el ion azufre, al oxidarse también produce tiosulfatos y polisulfuros:



2.3. Marco conceptual.

Agente de lixiviación

Compuesto químico que se utiliza en los patios para la disolución y recuperación de valores del mineral.

Cianuración

Método para extraer oro o plata a partir de un mineral triturado o molido, mediante disolución en una solución de cianuro de sodio o potasio.

Lixiviación

Proceso hidrometalúrgico mediante el cual se realiza la disolución selectiva de los diferentes metales que contiene una mena, por medio de una solución acuosa que contiene un reactivo químico apropiado.

Lixiviado

Líquido que se forma por la reacción, arrastre o filtrado de los materiales que constituyen los residuos y que contiene en forma disuelta o en suspensión, sustancias que pueden infiltrarse en los suelos o escurrirse fuera de los sitios en los que se depositan los residuos y que puede dar lugar a la contaminación del suelo y de cuerpos de agua, provocando su deterioro y representar un riesgo potencial a la salud humana y de los demás organismos vivos.

Lixiviar

Tratar una sustancia compleja, como un mineral, con un disolvente adecuado para separar sus partes solubles de las insolubles.

2.4. Estrategia metodológica.

Según el tipo esta investigación es aplicada, ya que busca que solucionar un problema técnico, la cuantificación máxima de sulfuros que no afecte el proceso de cianuración del oro. Por su nivel es una investigación explicativa, ya que busca que relacionar la variable concentración de sulfuros con la variable recuperación óptima de oro. Por su diseño la presente investigación es experimental ya que se manipulará la variable independiente para demostrar la hipótesis, es decir, la variable concentración de sulfuros. La población del estudio estuvo conformada por el mineral oxidado de oro que contiene una cierta carga de sulfuros, que se almacenan en las canchas de minerales de las plantas de beneficio de minerales. La muestra estuvo conformada por 20 kg de mineral oxidado de oro con cierta carga de sulfuros que se analizó y se utilizó para las pruebas experimentales de cianuración. Las pruebas de cianuración se llevaron a cabo con muestras a las cuales se le va agregando un determinado porcentaje de sulfuros.

Las técnicas empleadas son las analíticas y los instrumentos los ensayos de laboratorio. Los datos obtenidos fueron seleccionados, tabulados, interpretados y discutidos de acuerdo con los datos obtenidos por otros autores.

2.5. Desarrollo experimental.

Materiales y equipos

pHchímetro de mesa con dos electrodos.

Balanza analítica con 0,0001 g de exactitud.

Buretas de 50 mL

Pipetas volumétricas de 10 y 20 mL

Botellas de plástico de 3 L

Matraces de 500 mL.

Horno de secado.

Rodillo giratorio para botellas.

Molino de bolas.

Cuartheador.

Bomba de vacío.

Secuencia de las pruebas realizadas

Preparación de muestras

La muestra recolectada (50 Kg) contiene trozos de minerales de diferente tamaño, desde grano muy fino que pasa la malla # 400 hasta de varios decímetros de diámetro, por lo que es preciso llevar a cabo el chancado primero y luego una molienda para disminuir diámetros y poder liberar el oro de la muestra tomada.

Muestreo por cuarteo.

El mineral pulverizado se mezcla con ayuda de palas en una superficie de cemento, tratando en todo momento que formar un cono con la muestra, mientras se va mezclando, a fin de obtener un material totalmente homogéneo.

Una vez formado el cono, con la pala o con una tabla de regular tamaño se procede a achatar el cono para formar una torta redonda vista desde la parte superior. Seguidamente esa torta se divide en cuatro partes iguales (es lo que se denomina cuarteo) tomando de ellas dos partes y desechando las otras dos que están en posición opuestas.

Seguidamente se vuelve a juntar las partes seleccionadas, tratando de seguir mezclando y a la vez formando el cono como en el caso anterior y nuevamente se forma la torta y se cuarteo, para eliminar dos partes más.

Se prosigue de esta manera hasta obtener la cantidad de muestra necesaria para los análisis del mineral y las pruebas de cianuración respectivas.

Condiciones para los ensayos de cianuración.

Parámetros para la molienda.

Para llevar a cabo la molienda se trabajó con un peso de mineral de un kilogramo, al cual se le agregó agua en un volumen de 2000 mL con el fin de obtener un porcentaje de sólidos de aproximadamente 32%. Durante la molienda se agrega la cal para ajustar el pH a un valor de

10.5, para lo cual fue necesario agregar un 0,6kg/Tm de óxido de calcio, esta cantidad variará de acuerdo con la cantidad y tipo de sustancias que consumen cianuro que puede haber en el mineral. La malla empleada fue la número 325, a la cual se debe moler un 70% del mineral en más o menos 22 minutos.

Parámetros para el ensayo.

Las condiciones de operación de los ensayos de cianuración son los que a continuación citamos:

- Peso del mineral ensayado:	1000 g.
- Relación Mineral:agua:	1:2
- Granulometría:	53 μ m
- Malla	325
- Porcentaje de moliendabilidad	70%
- Porcentaje de sólidos en la pulpa:	31%
- Densidad de la pulpa:	1,250 g/mL
- pH del proceso:	10,5 – 11,2
- Modificador de pH:	Cal (CaO)
- Cantidad de CaO:	0,6 Kg/Tm
- Velocidad de agitación:	800 rpm
- Porcentaje de cianuro:	0,2 a 0,3 %
- Ley del mineral:	434 g/Tm
- Oxígeno disuelto:	8,00 ppm.
- Tiempo de agitación:	48 horas.

Las pruebas se llevaron a cabo bajo agitación continua, propiciada por un sistema de rodillos con un motor de 0,5 HP, que rotan en sentido horario, permitiendo que las botellas estén en continuo movimiento durante los ensayos.

Cianuración en botella.

Las pruebas se llevaron a cabo en botellas plásticas de 3 000 mL de capacidad, las cuales se llenaron con el mineral y el agua en una relación de 1:2, agregándole 0,25 de cianuro de sodio. Previamente se codificaron las botellas (ejemplo: M-01, M-02, etc.), y se rotularon con el peso total del contenido de la botella. Luego de esto se colocan en el rodillo y se regula la velocidad y se deja allí por dos días, debiendo mantener una vigilancia continua, a fin de evitar algún inconveniente durante el ensayo.

El mineral empleado en la prueba es el que ha pasado por malla # 325, al cual se le ha adicionado la cantidad adecuada de cal (0,6 kg/Tm) y de cianuro de sodio (NaCN) en un porcentaje de

0,25%. Esta prueba permitirá predecir el nivel de recuperación de oro; ya que en las primeras 24 horas debe de darme un 50% de recuperación del oro.

Se han utilizado un total de seis muestras en las cuales se puso el mineral aurífero en una matriz de cuarzo y óxidos de hierro y en cada una de ellas se adicionó mineral sulfuroso en pequeños porcentajes: 0,5%, 0,7%, 0,9%, 1,2% y 1,5%, además de una botella sin sulfuro.

Las características del mineral usado son de una granulometría malla # 325, que pasa un 70%. Para establecer la fuerza del cianuro libre presente en las botellas se realizaron controles cada 4, 12, 24, 36 y 48 horas, en donde se tomaban muestras para realizar la titulación respectiva. Así mismo se tomaban muestras que luego de ser filtradas se analizaban para determinar el porcentaje de recuperación en oro.

En cada uno de los controles se procedió de la siguiente manera y se realizaron los siguientes ensayos:

- Análisis de oro, para lo cual se toman 10mL de solución rica, se filtra y analiza.
- Análisis del cianuro libre. Se toma una muestra de 10mL y se titula con nitrato de plata usando rodamina como indicador. Este ensayo me permite hacer el cálculo correspondiente para saber que cantidad de cianuro se debe agregar para mantener el porcentaje adecuado de este reactivo (0,25%) en la botella y así lograr buenos resultados de recuperación de oro.
- Con ayuda de un potenciómetro se determina el pH de la solución, empleando para ello cualquiera de las muestras extraídas, previo al análisis correspondiente. Esta medición me permite restablecer el pH adecuado que debe estar entre 11 y 11,2.

Al concluir la prueba, se filtra la solución rica, para hacer el correspondiente análisis por la prueba Chiddey, mientras que el relave (material sólido) se retira, se lava y seca para luego pulverizarlo y analizar el oro residual que puede haber quedado en él.

Análisis del mineral.

Antes de realizar los ensayos de cianuración con las muestras minerales, el mineral es analizado químicamente para determinar su composición, dichos análisis se hicieron por la vía clásica, para determinar el porcentaje de los principales componentes. Los métodos de análisis empleados fueron los siguientes:

- a) Determinación de FeO.
- b) Determinación del cobre.
- c) Plomo - método del molibdato de amonio.
- d) Plata- método de escorificación y copelación.
- e) Oro – método de la mufla eléctrica.
- f) Azufre en minerales.
- g) Sílice.
- h) Hierro.
- i) Oxido de calcio.

j) Aluminio.

MUESTREO.

El mineral de oro empleado para realizar la parte experimental de la tesis, se tomaron de la cancha de minerales de la planta “Mercurio”, situada aproximadamente a 40 Km al sur de la ciudad de Nasca en el distrito de Vista Alegre, Provincia de Nasca, Departamento de Ica. Esta planta cuenta con un circuito de cianuración.

El mineral muestreado contiene además de oro y plata, diversas especies mineralógicas y compuestos inorgánicos. Entre los cuales prevalecen los minerales de cobre, tanto oxidados como los sulfuros. La muestra total peso 50 Kg se colocaron 10 kg en cada uno de los cinco sacos de rafia destinados para ello. Las muestras fueron escogidas manualmente para incluir en ellas los compuestos de cobre y a la vez recolectar mineral aurífero.

TRATAMIENTO DE LAS MUESTRAS PARA EL ANÁLISIS.

Las muestras recolectadas se llevaron al laboratorio de la planta, donde se sometió a conminución hasta malla # 325. Mediante estas operaciones y el tamizado se ha obtenido un material de granulometría uniforme. Para uniformizar todo el material se llevó a cabo la remolienda.

TOMA DE LA MUESTRA REPRESENTATIVA.

Pulverizado todo el mineral, se procedió a seleccionar la muestra representativa, mediante el método del cuarto. Para ello se procedió de la siguiente manera:

El material se mezcla para posteriormente apilarlo a la forma de un cono. Este se aplasta y se divide con una pala o espátula en forma de cruz (4 partes iguales). Se retiran 2 cuartos opuestos y los otros 2 restantes, que forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener el tamaño apropiado de muestra.

Para ello se tomó una muestra de 1000 g, se forma un cono, el que se divide en 4 partes, después de aplastarlo; De las 4 partes, se descartan 2 opuestas, y las otras 2 pasan a constituir la base de la nueva muestra. Con la nueva muestra, se forma otro cono, y se repite el procedimiento hasta obtener una muestra de 200 g

ANÁLISIS DEL MINERAL.

Previo al desarrollo de las experiencias propias de la tesis, el mineral es analizado químicamente para determinar su composición, dichos análisis se hicieron por la vía clásica, para determinar el porcentaje de los principales componentes: Cu, Fe, Pb, Zn, Al, y la ley de Au y Ag que se expresa en g/tn.

Materiales

- Mineral
- Tanque agitado
- Agua destilada
- Vaso de precipitado

- Pizeta
- Probeta
- Bureta
- Mallas: +200
- Espátula
- Balde
- Papel de filtro
- Pipeta
- Embudo

Equipos

- Agitador mecánico-eléctrico.
- Reactor
- pHmetro y
- Balanza

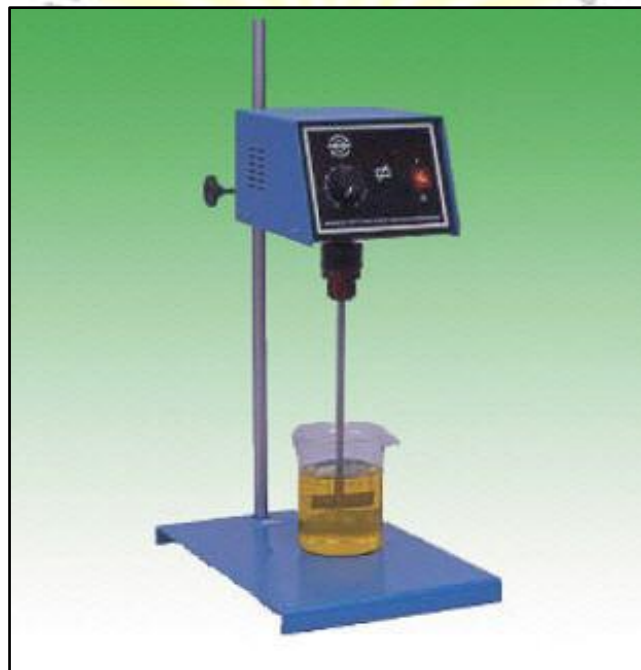


Fig. 6. Agitador de paletas para laboratorio [5]



Fig. 7. Medidor de pH de mesa [5]



Fig. 8. Soluciones buffer para calibrar el pHchímetro [5]

Reactivos requeridos para pruebas

- Cal
- Cianuro de sodio
- Nitrato de plata.
- Fenolftaleína.
- Yoduro de potasio

Cianuración por agitación:

Se realizaron las pruebas de cianuración dinámica, las cuales se basan en el principio básico del proceso metalúrgico mencionado durante diferentes períodos de tiempo en contacto, que mencionamos a continuación:

Condiciones de las pruebas de cianuración por agitación N°1:

Pruebas de cianuración de dos horas

Para la presente prueba, se emplearon las muestras de mineral con los siguientes parámetros y variables de operación:

Peso de mineral:	1000 g
Volumen de agua:	3 000 mL
Peso de cal:	20 g
Peso de cianuro de sodio:	2,5 g
Relación L/S: 3000/1000	3/1
pH inicial de la muestra:	11.0
Velocidad de agitación:	500 rpm

Con ello se obtuvo la mezcla necesaria para poderse llevar a cabo la cianuración por agitación.

a. Pruebas químicas.

En el laboratorio químico se realizaron las siguientes pruebas:

Preparación de reactivos para determinar el consumo de cal y cianuro

Se procedió a preparar reactivos para realizar la determinación del consumo de cal y de cianuro libre, que se empleó durante la cianuración por agitación del mineral

Preparación de reactivos para determinar el consumo de cal

i) Preparación de ácido oxálico:

5,63 g de ácido oxálico se disuelve en un litro de agua destilada.

ii) Preparación de fenolftaleína:

1 g de fenolftaleína se disuelve en 100 mL de alcohol.

iii) Determinación de consumo de cal:

$$\%Cal = (\text{Volumen gastado de Ácido Oxálico}) / 100$$

Preparación de reactivos para determinar el consumo de cianuro

i) Preparación de yoduro de potasio: Se pesó 3 g de KI y se diluyó en 100 ml de agua destilada.

ii) Preparación de solución de nitrato de plata: Se pesó 4.3 g de AgNO₃ y se diluyó en un litro de agua destilada.

iii) Determinación de consumo de cianuro

$$\%NaCN = (\text{Vol. Gastado de AgNO}_3) / 100$$

b. Granulometría.

La cianuración con agitación requiere de mineral de una granulometría muy fina, a fin de que el proceso se desarrolle con rapidez y eficiencia. Los sólidos de pequeños tamaños se separan generalmente de acuerdo con un análisis granulométrico. Este análisis para el mineral que hemos utilizado se efectuó colocando una muestra del mismo, sobre el tamiz de mayor apertura de malla de una serie de ellos. Por debajo de

este tamiz se colocaron los restantes de la serie por orden decreciente de tamaño de mallas. La columna de tamices, con la muestra sobre el superior, se colocó en el sacudidor universal y se sacudió durante 20 minutos, para luego recoger y pesar el material que es retenido en cada uno de los tamices de la serie. Para el ensayo se escogieron mallas, cuyos números en la escala Tyler, van desde 6 hasta 200, y sus datos son:

Tabla 2.1
 Datos de los tamices empleados según la escala tyler

Número de malla, serie Tyler	Apertura de malla en micrones	Tamaño medio de la partícula, micrones
6	3,327	3,657
8	2,362	2,845
10	1,651	2,006
14	1,168	1,410
20	833	1,000
28	589	711
35	417	503
48	295	356
65	208	252
100	147	178
150	104	126
200	74	89
230	63	63
270	53	54
325	44	45

El resultado de los ensayos nos indica que cuanto más fina es la partícula de mineral, la recuperación del oro es más eficiente.



Fig. 9. Tamices para la clasificación de partículas [7]

- e. Velocidad de agitación.
Considerando que el sólido a emplear es fino y la solución cianurante no es viscosa, entonces la mezcla se puede suspender mediante agitación, empleando para ello un agitador de paletas planas con eje flexible, accionado por un motor regulable. Los ensayos referentes a las velocidades de agitación que se requieren para lograr una extracción óptima del oro se consideraron dentro de un límite comprendido entre 500 y 1000 rpm, intervalo de agitación que permite una suspensión adecuada de la mezcla. Los ensayos indicaron que el rpm más eficiente es la de 500 revoluciones por minuto.
- f. Tiempo de cianuración.
Durante la cianuración es preciso controlar el tiempo que dura el proceso, para poder establecer el tiempo límite económico, es decir, el tiempo aquel en el cual se va extraer el máximo porcentaje de cobre, conservando la rentabilidad. Para estos ensayos se consideraron tiempos desde las 12 horas, hasta las 48 horas. Habiéndose comprobado que el tiempo adecuado es de 48 horas, bajo las condiciones óptimas del proceso.

III. RESULTADOS

3.1. Resultados del análisis del mineral.

Tabla 3.1

Análisis mineralógico de la muestra

Componente	Resultado
Hematita	+
Magnetita	++
Cuarzo	+++
Limonita	+
Azurita	+
Malaquita	+
Oro	++

Fuente: Datos experimentales.

La tabla 3.1 muestra los resultados del análisis mineralógico de la muestra de mineral aurífero, en la cual se puede observar que este es un mineral oxidado básicamente en el cual hay presencia de oro y cuarzo. Además, hay óxidos de hierro y de cobre.

Tabla 3.2

Análisis químico del mineral

Componentes	Concentración
Hierro, %	3,5
Cobre, %	2,7
Silicio, %	11,2
Oro, g/Tm	434
Azufre, %	0,6

Fuente: Datos experimentales.

La tabla 3.2 muestra los resultados del análisis químico de la muestra mineral. Se puede observar que la mayor concentración corresponde a la sílice que está presente como cuarzo y que el reporte indica un 11,2%, seguidamente el hierro (3,5%) y el cobre (2,7%), el oro se ha determinado que se encuentra en una concentración de 434 g/tn, mientras que se ha detectado una pequeña cantidad de sulfuros (0,6%).

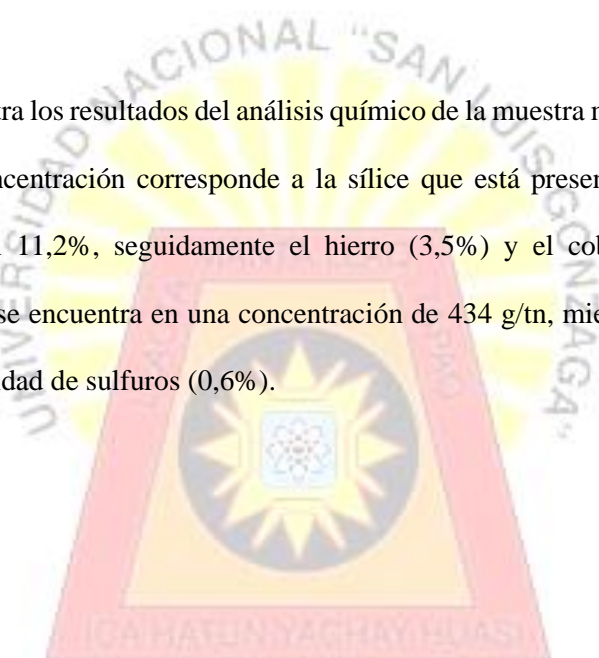


Tabla 3.3

Determinación de la granulometría del mineral

Granulometría, malla #	Au recuperado, mg
100	280
120	314
140	331
170	354
200	372
230	401
270	418
325	431
400	431

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg.

Velocidad de agitación: 800 rpm

pH de la pulpa: 11,6

La tabla 3.3 muestra los resultados de las pruebas realizadas con el mineral a diferentes granulometrías, como se puede observar conforme disminuye el diámetro de la partícula aumenta la recuperación del oro, con la malla # 325 se logró recuperar 431 mg de oro del total presente en la muestra (434 mg) mediante la flotación.

Tabla 3.4

Determinación de la velocidad de agitación

Velocidad de agitación, rpm	Au recuperado, mg
500	338
550	355
600	368
650	387
700	405
750	419
800	431
850	431
900	431

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

pH de la pulpa: 11,6

Granulometría del mineral: Malla # 325.

La tabla 3.4 muestra los resultados de los ensayos realizados para determinar la velocidad de agitación que debe imprimirle a la botella para lograr una extracción eficiente del oro. Como se observa se requiere de 800 rpm para lograr extraer casi todo el oro de la muestras, es decir los 434 mg.

Tabla 3.5

Determinación del tiempo de lixiviación

Tiempo de lixiviación, horas	Au recuperado, mg
6	129
12	268
18	309
24	325
30	352
36	383
42	406
48	431

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

pH de la pulpa: 11,6

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

La tabla 3.5 muestra los resultados de los ensayos para determinar el tiempo de lixiviación, como se puede observar mediante la cianuración en botella, en constante agitación se ha podido recuperar el oro presente en la muestra en 48 horas.

Tabla 3.6

Determinación del pH óptimo para la lixiviación

Tiempo de lixiviación, horas	Au recuperado, mg
10,0	368
10,2	401
10,4	419
10,6	431
10,8	431
11,0	431
11,2	431
11,4	431

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

Tiempo de lixiviación: 48 horas

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

La tabla 3.6 muestra los resultados de los ensayos realizados para determinar el pH óptimo de la pulpa durante la cianuración, como vemos a un pH 10,6 se ha podido recuperar el oro presente en la muestra casi en su totalidad.

Tabla 3.7

Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros

(Sulfuros adicionados a la pulpa: 0,5%)

Nº de ensayo	Au recuperado, mg
01	429
02	428
03	428
04	429
05	430
PROMEDIO	429

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

Tiempo de lixiviación: 48 horas

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

pH: 10,6

En la tabla 3.7 se muestra el resultado promedio de cinco ensayos realizados con una muestra a la cual se le adicionó 0,5% de mineral sulfuroso para estudiar el comportamiento de la cianuración bajo esas condiciones. Como se observa, la presencia de estos compuestos ha reducido mínimamente la recuperación del oro en 2 mg es decir, la recuperación total ha sido de 429 mg

Tabla 3.8

Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros
(Sulfuros adicionados a la pulpa: 1,0%)

Nº de ensayo	Au recuperado, mg
01	426
02	426
03	426
04	425
05	424
PROMEDIO	425

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

Tiempo de lixiviación: 48 horas

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

pH: 10,6

En la tabla 3.8 se muestra el resultado promedio de cinco ensayos realizados con una muestra a la cual se le adicionó 1,0% de mineral sulfuroso para estudiar el comportamiento de la cianuración bajo esas condiciones. Como se observa, la presencia de estos compuestos en un mayor porcentaje ha reducido aún más la recuperación del oro en 6 mg siendo la recuperación total de 425 mg

Tabla 3.9

Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros

(Sulfuros adicionados a la pulpa: 1,5%)

N° de ensayo	Au recuperado, mg
01	417
02	418
03	417
04	416
05	417
PROMEDIO	417

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

Tiempo de lixiviación: 48 horas

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

pH: 10,6

En la tabla 3.9 se muestra el resultado promedio de cinco ensayos realizados con una muestra a la cual se le adicionó 1,5% de mineral sulfuroso para estudiar el comportamiento de la cianuración bajo esas condiciones. Como se observa, la presencia de estos compuestos en un mayor porcentaje ha reducido aún más la recuperación del oro en 14 mg siendo la recuperación total de 417 mg

Tabla 3.10

Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros

(Sulfuros adicionados a la pulpa: 2,0%)

Nº de ensayo	Au recuperado, mg
01	405
02	404
03	404
04	405
05	406
PROMEDIO	405

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

Tiempo de lixiviación: 48 horas

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

pH: 10,6

En la tabla 3.10 se muestra el resultado promedio de cinco ensayos realizados con una muestra a la cual se le adicionó 2,0% de mineral sulfuroso para estudiar el comportamiento de la cianuración bajo esas condiciones. Como se observa, la presencia de estos compuestos en un mayor porcentaje ha reducido aún más la recuperación del oro en 26 mg siendo la recuperación total de 405 mg

Tabla 3.11

Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros

(Sulfuros adicionados a la pulpa: 2,5%)

Nº de ensayo	Au recuperado, mg
01	391
02	392
03	391
04	392
05	393
PROMEDIO	392

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

Tiempo de lixiviación: 48 horas

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

pH: 10,6

En la tabla 3.11 se muestra el resultado promedio de cinco ensayos realizados con una muestra a la cual se le adicionó 2,5% de mineral sulfuroso para estudiar el comportamiento de la cianuración bajo esas condiciones. Como se observa, la presencia de estos compuestos en un mayor porcentaje ha reducido aún más la recuperación del oro en 39 mg siendo la recuperación total de 392 mg

Tabla 3.12

Resultados de los ensayos de cianuración en presencia de sulfuros

(Sulfuros adicionados a la pulpa: 3,0%)

Nº de ensayo	Au recuperado, mg
01	378
02	378
03	377
04	378
05	378
PROMEDIO	378

Fuente: Datos experimentales.

Concentración inicial de oro en la muestra: 434 mg

Tiempo de lixiviación: 48 horas

Granulometría del mineral: Malla # 325.

Velocidad de agitación: 800 rpm

pH: 10,6

En la tabla 3.12 se muestra el resultado promedio de cinco ensayos realizados con una muestra a la cual se le adicionó 3,0% de mineral sulfuroso para estudiar el comportamiento de la cianuración bajo esas condiciones. Como se observa, la presencia de estos compuestos en un mayor porcentaje ha reducido aún más la recuperación del oro en 53 mg siendo la recuperación total de 378 mg

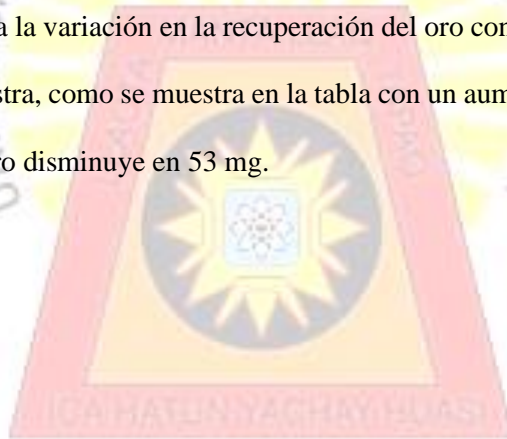
Tabla 3.13

Variación del oro recuperado en función al porcentaje de sulfuro dosificado

Porcentaje de sulfuro, %	Au recuperado, mg	Diferencia acumulada, mg
0,0	431	0
0,5	429	2
1,0	425	6
1,5	417	14
2,0	405	26
2,5	392	39
3,0	378	53

Fuente: Datos de las tablas 3.7 – 3.12

La tabla 3.13 muestra la variación en la recuperación del oro conforme aumenta la dosificación de sulfuro en la muestra, como se muestra en la tabla con un aumento de sulfuro hasta un 3,0%, la recuperación de oro disminuye en 53 mg.



IV. DISCUSIÓN

Las pruebas experimentales que se han desarrollado en la presente tesis se diseñaron de tal manera que primero se hicieron todos los ensayos correspondientes para determinar los parámetros adecuados de la lixiviación con cianuro de sodio de una muestra mineral aurífera que contenía un ínfimo porcentaje de sulfuros como contaminante y que por lo tanto se le puede catalogar como una muestra oxidada. Una vez que se hubieron determinado los parámetros para la recuperación del oro en su totalidad de la muestra oxidada tratada, la cual contenía un total de 434 mg del metal precioso y que por defecto de las pruebas experimentales se logró recuperar un máximo de 431 mg, valor que se ha considerado óptimo; se procedió a dosificar ciertos porcentajes de sulfuros a la muestra del mismo mineral para estudiar su efecto durante la cianuración y el rendimiento en oro que se logra recuperar en cada ensayo.

Los parámetros establecidos para la muestra de minerales oxidados conteniendo oro no se modificaron, permanecieron inalterables durante la dosificación de distintos porcentajes de sulfuros, es decir: la granulometría fue de malla # 325, la agitación de 800 rpm, el pH 10,6 y el tiempo de cianuración de 48 horas. A fin de que el peso del mineral utilizado no varíe, se agregó primeramente el peso correspondiente al porcentaje seleccionado de sulfuros y luego se agregó el mineral oxidado hasta completar el kilogramo de muestra.

Las pruebas experimentales han demostrado que los sulfuros (o los minerales sulfurosos) presentes en una muestra (o en una carga mineral) que se va a cianurar, si afectan el proceso influyendo en la recuperación del oro el cual disminuye conforme aumenta el porcentaje de sulfuros. Tal como se muestra en las tablas correspondientes, un 0,5% de sulfuros, disminuyen en 2 mg la recuperación del oro, ya que solo se obtiene 429 mg. El aumento en este porcentaje hasta un 3,0% disminuye la recuperación del oro en 53 mg, lo que quiere decir que se logra recuperar solo 378 mg de los 431 mg de oro que contiene la muestra.

Esta disminución en la recuperación del oro puede deberse a dos factores: uno de ellos, el consumo de cianuro por parte de los sulfuros en los cuales es soluble y por lo tanto no alcanza cianuro de sodio para remover todo el oro de la muestra. Y la otra razón los sulfuros interfieren en las reacciones de cianuración impidiendo que el oro nativo entre en reacción con el cianuro.

V. CONCLUSIONES

1. Experimentalmente se ha podido determinar que los sulfuros o minerales sulfurosos que se encuentren en los minerales oxidados influyen negativamente en la recuperación del oro mediante la lixiviación con cianuro de sodio, ya que estos compuestos consumen cianuro (reaccionan con el cianuro)
2. Se ha determinado que concentraciones mayores del 1,0% de sulfuros afecta el proceso de cianuración de minerales auríferos. Cantidades inferiores a este porcentaje, con los cuidados pertinentes se puede llevar a cabo la lixiviación con cianuro de mineral aurífero.
3. Experimentalmente se ha comprobado que, si en el mineral a lixiviar hay cianicidas (metales o compuestos de metales que reaccionan con el cianuro), entonces el gasto de cianuro será mayor afectando económicamente el proceso.



VI. RECOMENDACIONES

1. Se recomienda someter a flotación previa al mineral que contiene sulfuros o en su defecto propiciar un tratamiento previo para neutralizar o eliminar su efecto durante la cianuración del mineral.
2. Se recomienda hacer un previo análisis químico al mineral que va a entrar al proceso a fin de establecer cuál es su composición y a partir de ello diseñar el procedimiento al cual se va a someter al mineral.



VII. FUENTES DE INFORMACIÓN.

- Rodríguez, F. (2019) "Introducción a la lixiviación de minerales de cobre". Lima-Perú. revista del instituto de investigaciones - Fgmmcg – UNMSM volumen 2, N°3, pág. 50 – 79.
- Ballester, A. (2015) "Metalurgia Extractiva" Editorial Síntesis, S.A. Madrid-España.
- Bueno, H. (2019) "Procesamiento de Minerales" Impreso en Jauja-Perú.
- Castro, S. (2018) Curso Panamericano de Metalurgia Extractiva, Programa Regional de la OEA, Departamento de Ingeniería Metalúrgica Universidad de Concepción, Fundamentos Físico Químicos de la Flotación.
- Douglas, M. (2017) "Diseño y Análisis de Experimentos", Editorial Iberoamérica, Capítulos 9, 10, 11. Páginas 270, 319 y 335.
- Gutiérrez, H. (2017) "Análisis y Diseño de Experimentos" Editorial Caz prensa Digital, S.A.México.
- Henley, K. (2019) Gold ore mineralogy and its relation metallurgical treatment minerals sc. Enc volumen 4 USA
- Linares, N. (2019) "Procesamiento de minerales" Tacna. Perú
- MC Donald, H. (2018) Alluvial mining. Editorial Chapman & hall, London
- Ojeda, M. (2016) "Recuperación de metales preciosos provenientes de presa de jales" Instituto de Metalurgia, Universidad Autónoma de San Luis Potosí San Luis Potosí, S.L.P., México.
- Rivera, J. (2019) "Compendio de Conminución" Editorial UNMSM, Lima – Perú.
- Tobón, C. (2020) "Estudio de la Hidrofobicidad de Oro Nativo y su Efecto en la Flotación Espumante Directa" Universidad Nacional de Colombia, Facultad de Minas, Departamento de Materiales Medellín, Colombia
- Ventura, H. (2017) "Metalurgia del cobre" segunda edición. Editorial San Marcos. Lima-Perú.

ANEXOS
MÉTODOS DE ANÁLISIS DE MINERALES

a) **Determinación de FeO.**

PROCEDIMIENTO:

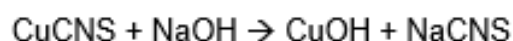
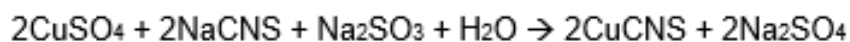
- De la muestra representativa seleccionada, se pesa 7 g con una aproximación de 0,0001 g, se disuelve el mineral pesado en 200 mL de ácido sulfúrico N (195 mL de agua y 5 mL de ácido sulfúrico concentrado) en un matraz aforado de 250 mL, se lleva a volumen con agua destilada y se homogeniza.
- Se toma 25 mL de la solución, mediante pipeta y se pasa a un frasco cónico de 250 mL, se agrega 25 mL de ácido sulfúrico N y se titula con solución de permanganato de potasio 0,1N hasta obtener coloración rosa pálida permanente.
- Se repite con otras dos porciones de 25 mL de la solución preparada.
- Las titulaciones efectuadas deben concordar en 0,1 mL.
- Se calcula el tanto por ciento de óxido de hierro en la muestra analizada teniendo en cuenta que:

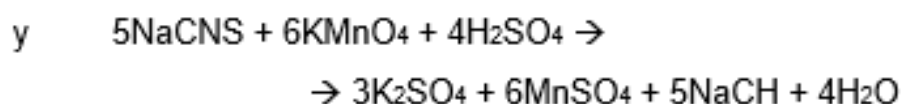
$$1 \text{ mL de KMnO}_4 \text{ 0,1N} = 0,05884 \text{ g de FeO}$$

b) **Determinación del cobre.**

Este método se basa en la precipitación del cobre como tiocianato cuproso, el cual se descompone después de filtrar con sulfito de sodio al 7-8% hirviendo y después de lavar el filtro con agua caliente, la solución se hace ácida con H₂SO₄ (1:1) y se titula con solución valorada de permanganato de potasio hasta color rosa permanente.

Durante el desarrollo del método se producen las siguientes reacciones químicas:





La solución del sulfocianuro cuproso en la manipulación de este método es posible que sufra una oxidación incompleta.

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar de 0,5 a 2,0 gramos de muestra preparada a malla -100, y ponerla en un Erlenmeyer de 300 mL.
2. Agregar 10-15 mL de ácido nítrico y atacar a bajo calor, cuando ha cesado de desprender vapores nitrosos, agregar 0,1 g de clorato de potasio y seguir atacando a bajo calor, hasta que el volumen de la solución se reduzca a unos 7 mL aproximadamente.
3. Agregar 5-10 mL de ácido clorhídrico y continuar el ataque hasta que quede 7 mL aproximadamente.
4. Agregar 5 mL de ácido sulfúrico, seguir atacando hasta que comience a desprenderse vapores blancos, mantener en la plancha caliente hasta que se obtenga una masa pastosa, bajar y enfriar.
5. Agregar cuidadosamente 30 mL de agua y calentar hasta ebullición, hervir por 5 minutos, bajar.
6. Filtrar en caliente, usando filtro N° 2 ó 4, recibiendo el filtrado en un Erlenmeyer de 300 mL. Lavar bien el recipiente usado para el ataque, limpiándolo si es preciso con una yaqueta con protector de goma en su extremo para arrastrar todo el sólido que pudiera quedar en él. Lavar el precipitado 5 veces con pequeñas porciones de agua caliente, descartar el residuo del filtro.
7. Neutralizar la solución con hidróxido de amonio, hasta que aparezca precipitado de hierro, agregar HCl gota a gota hasta que desaparezca el precipitado, agregar

dos gotas de exceso, lavar las paredes del frasco con agua caliente.

8. Agregar 10-20 mL de solución de sulfito de sodio al 10 % y calentar.
9. Agregar 5-10 mL de solución de sulfito de sodio al 10% y hervir unos minutos más. Agregar más sulfito si el color rojo persiste. El precipitado debe ser blanco lechoso.
10. Filtrar la solución en caliente, usando papel filtro N° 5 (o doble papel filtro N° 2 ó N° 4). Pasar todo el precipitado con agua caliente a un Erlenmeyer de 300 mL. Descartar el filtrado.
11. Colocar debajo del embudo el frasco de 300 mL. Disolver el precipitado de CuCNS , con solución caliente de NaOH al 7% lavando dos veces, removiendo bien el precipitado.
12. Lavar 6 veces con pequeñas porciones de agua caliente. Descartar el residuo que queda en el papel filtro.
13. Dejar enfriar la solución. Agregar 25 mL de ácido sulfúrico (1:1) al frasco y titular con solución valorada de permanganato de potasio.
14. Hacer una prueba en blanco usando los mismos reactivos. Descontar el blanco de la titulación.

$$\% \text{Cu} = \frac{\text{Gasto} \times \text{factor de la solución} \times 100}{\text{Peso de la muestra}}$$

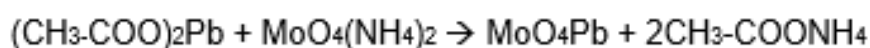
c. **Plomo - método del molibdato de amonio.**

FUNDAMENTO.

El plomo al estado de acetato, se precipita con una solución estándar de molibdato de amonio. El final de la reacción se reconoce ensayando una gota del líquido con una gota de

solución de ácido tánico (Indicador externo) que da un color amarillo en cuanto hay exceso de molibdato de amonio.

REACCION:



PROCEDIMIENTO.

1. Pesar de 0,5 a 2,5 gramos de muestra pulverizada a malla -100, en vaso de 250 mL ó 400 mL.
2. Agregar de 10 a 15 mL de ácido nítrico y atacar en la plancha a bajo calor, hasta que cese al desprendimiento de vapores nitrosos; después agregar aproximadamente 0,01 gramos de clorato de potasio y continuar atacando a bajo calor, hasta que quede aproximadamente en unos 7 mL.
3. Agregar 10 mL de ácido clorhídrico y seguir atacando en la plancha a bajo calor hasta que quede en unos 7 mL aproximadamente. Bajar y dejar enfriar ligeramente.
4. Agregar de 10 a 15 mL de ácido sulfúrico y colocar nuevamente en la plancha, primero a calor lento para que no salpique y después a calor fuerte esfumar hasta fuerte desprendimiento de humos blancos, durante 15 - 20 minutos. Bajar. Enfriar.
5. Diluir a 100 mL con agua destilada. Hervir durante 10 minutos. Bajar, enfriar en la bandeja de refrigeración, durante 45 minutos.
6. Filtrar en papel filtro Whatman N° 40 de 11 ó 12 cm. (según la cantidad de precipitado) que contenga pulpa de papel. Pasar todo el precipitado del vaso al filtro, lavando dos veces al vaso con agua fría. Lavar el precipitado del filtro 5 veces con agua fría, sin llenar el embudo. Descartar el precipitado.

7. Colocar el papel filtro con el precipitado en vaso de 400 mL (en el vaso original). Agregar después 200 mL de agua destilada caliente y seguir hirviendo durante 15 minutos.
8. Titular en caliente con solución valorada de Molibdato de Amonio, usando solución de ácido tánico al 0,5% como indicador externo.
9. Calcular el % de Pb.

$$\% \text{ Pb} = \frac{\text{Gasto x factor de la solución x 100}}{\text{Peso de muestra}}$$

d. Plata- método de escorificación y copelación.

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar 0,1 A.T. (Assay Ton) de muestra preparada a malla -100 en escorificador de 2,5 que contenga 25 g de plomo granulado.
2. Agregar 2-3 g de bórax y mezclar bien con espátula.
3. Cubrir con unos 15 g de plomo granulado y encima cubrir con 4-5 gramos de Bórax.
4. Escorificar en la mufla eléctrica a 1100 °C. Primero con la puerta cerrada. Tan pronto se funda el plomo, se abre la puerta de la mufla para admitir aire a medida que la oxidación avanza, se forma alrededor del plomo un anillo de escoria. Se cierra la puerta unos minutos más para que toda la escoria quede líquida con el aumento del calor. Todo este proceso dura aproximadamente 30 minutos.
5. Vaciar el contenido de los escorificadores a los moldes. Dejarlo enfriar. Romper la escoria con un martillo y limpiar el botón por martilleo, dándole la forma de un cubo.

6. Los cubos deben tener un aproximado de 20-25 g, si posee mayor peso es necesario volver a escorificar. Cuando las muestras poseen mucho cobre, también es necesario hacer doble escorificación.

COPELACION.

1. Se calientan las copelas previamente enumeradas, unos 20 minutos antes de introducir los cubos de plomo (a unos 900°C)
2. Colocar los cubos de plomo con la pinza apropiada.
3. Tan pronto como se ha terminado de colocar los botones, se cierra la puerta de la mufla manteniendo la temperatura. (Unos 5 minutos).
4. Después que ha fundido se abre la puerta de la mufla y se deja bajar la temperatura hasta 800°C cuidando que el litargirio que se forma no se solidifique sobre la Ag.
5. El Pb es absorbido por la copela y parte volatizado y a veces es necesario colocar corriente de aire.
6. Alrededor del botón de plata debe quedar unas plumillas de litargirio, lo que demuestra una buena copelación.
7. El tiempo de copelación es también aproximadamente 30 minutos.
8. Sacar las copelas de la mufla, dejarlas enfriar y pesar los botones de plata.
9. Reportar en onzas por toneladas (ó en la forma que indique).

CALCULO.

Quando se pesa el mineral en Assay Ton, el peso de los botones de plata en miligramos, da directamente el resultado en onzas por toneladas.

- 1.0 Assay Ton da onz/Ton
- 0.5 Assay Ton x 2 da onz/Ton
- 0.2 Assay Ton x 5 da onz/Ton
- 0.1 Assay Ton x 10 da onz/Ton

e. Oro – método de la mufla eléctrica.

PROCEDIMIENTO

1. Pesar 0,5 A.T. para concentrados de Pb, Zn, y Cu y 1,0 A.T. para cabezas y colas, de muestra preparada a malla -100 en crisol de 30 gramos, que contenga 65 gramos de flux (Usar de 85 - 90 g de flux para 1,0 A.T)
2. Agregar un poquito de nitrato de plata y mezcla bien con ayuda de una espátula, poner un clavo de 5" y cubrir con 25 g de flux. Si no se usa clavo, usar 10 g de nitrato de potasio. Para mineral paco no usar clavos ni nitrato, si no usar 5 gramos de harina.
3. Colocar el crisol en la mufla eléctrica a 900°C, ir subiendo la temperatura hasta 1100°C. proceso que dura de 50 - 60 minutos (se conoce que ya ha fundido el mineral cuando el crisol se ve transparente).
4. Sacar de la mufla y vaciar al molde de forma cónica y dejarlo enfriar (calentar previamente el molde en la parte de la mufla 2-3 minutos para que no salte la escoria al vaciar).
5. Separar la escoria del metal, valiéndose de un martillo, moldear el metal dándole forma cúbica.
6. Escorificar y vaciar etc. como en el caso anterior (cuando hay Bi ó As es recomendable escorificar dos veces).
7. Colocar el cubo de metal en una copela que de antemano ha sido calentada durante 15 a 20 minutos a 1000°C.

8. Proceder a la copelación como en caso anterior.
9. Sacar la copela de la mufla y enfriar totalmente (cuando es solo para plata, pesar el botón después de frío, reportar en ~~onz~~/Ton cuando no tiene nitrato de plata).
10. El botón de plata que también contiene el oro, limpiarlo con una brocha especial y colocarlo en un crisol de porcelana, agregar ácido nítrico (1:7) si el botón es grande, ~~ó~~ (1:5) si es pequeño y calentar lentamente hasta que no haya mayor ataque a la plata. Bajarlo.
11. Descartar con bastante cuidado la solución, agregar ácido nítrico (1:1) y seguir atacando a calor lento, hasta que toda la plata haya reaccionado, si es necesario se puede decantar y echar ácido 1:1 y seguir el mismo proceso. Tener cuidado de no atacar a calor fuerte por que el oro se sedimenta en pequeñas partículas que al lavar o decantar se pierden y los resultados salen errados.
12. Decantar la solución cuidadosamente. Lavar el oro 3 veces por decantación como agua amoniacal caliente (1:7).
13. Agregar más o menos 5 ~~cc~~ de amoniaco y calentar suavemente. Bajarlo y decantar y lavar dos veces con agua caliente por decantación.
14. Secar el crisol en la plancha y después llevarlo al horno por 20".
15. Enfriar, pesar el botón de oro y expresar el resultado en onzas por toneladas o por la forma que soliciten.

f. Azufre en minerales.

PROCEDIMIENTO

1. Pesar 0.5 gramos de muestra en un vaso de 400 ~~ml~~.

2. Agregar 0,01 g de clorato de potasio, 25 mL de agua de bromo y 15 mL de ácido nítrico y atacar lentamente en plancha con asbesto y llevar sequedad.
3. Agregar 5 mL de HCl y atacar lentamente hasta sequedad. retirar de la plancha.
4. Agregar 70 mL de solución de carbonato de sodio al 10% y hervir por 15 minutos. Bajarlo.
5. Filtrar en vaso de 600 mL usando papel filtro N°2 de 12,5 cm (ó N° 40 de 12,5 cm)
6. Neutralizar la solución con ácido clorhídrico usando Methyl Orange como indicador y agregar 5 mL en exceso.
7. Llevar a ebullición. Agregar 25 mL de solución caliente de cloruro de bario al 10 % y hervir durante 5-10 minutos. Bajarlos y dejarlos en reposo toda la noche (para precipitar es recomendable que ambas soluciones estén a la misma temperatura de lo contrario salta el precipitado).
8. Filtrar en papel filtro N° 42 usando un poco de pulpa de papel y lavar 10-12 veces con agua caliente.
9. Pasar el papel con el precipitado a un crisol de arcilla, secar y calcinar a 800°C durante 2 horas.
10. Enfriar y pesar como BaSO₄

CALCULO:

$$\%S = \frac{\text{Peso (BaSO}_4) \times 0.13735 \times 100}{\text{Peso de muestra.}}$$

g. Silice.

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar 1,0 gramos de muestra en un crisol de níquel, mezclar con 8-10 gramos de fundente Na₂O₂ - NaOH y cubrir con una pequeña capa del fundente.

2. Fundir en el horno al rojo oscuro (700 °C) cerca de 5 minutos.
3. Vaciar la masa fundida un molde de Hierro apropiado o en una cápsula de níquel o cápsula apropiada expresamente.
4. Lavar el crisol de níquel en una cacerola, con agua caliente o con HCl (1:1) alternando con agua caliente procurando sacar todas las partículas adheridas al crisol con una varilla de goma.
5. Pasar la masa del molde de fierro a la cacerola y disolverlo todo, agregando agua si es necesario. Cuando todo se ha disuelto, agregar HCl hasta que la solución se ponga clara.
6. Evaporar a sequedad. Después de seco dejar unos 10-15 minutos más en la plancha (para que oxide el hierro).
7. Enfriar agregar 5 mL de HCl 30 mL de agua caliente y calentar hasta disolver todas las sales solubles.
8. Filtrar la solución caliente a través de un papel filtro N° 40, lavando bien la cacerola y recibiendo el filtrado en vaso de 400 mL, lavar el precipitado 2 veces con HCl (1:1) caliente y 8 veces con agua caliente. RESERVAR EL FILTRADO.
9. Colocar el papel filtro que contiene el precipitado, en un crisol de arcilla y secar en la plancha. Calcinar en la mufla eléctrica al rojo brillante 1500 °C por 1 ó 2 horas.
10. Enfriar y pesar el residuo como silice.
11. Hacer una prueba en blanco, usando los mismos reactivos.

$$\% \text{SiO}_2 = \frac{\text{Peso residuo calcinado} \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

Colocar el filtrado que se reservó en un frasco volumétrico de 200 mL y diluir a la marca con agua destilada, agitar bien y tomar 100 mL para Fe, Ca y Mg los otros 100 mL para la determinación del aluminio.

Si se quiere evitar diluciones tomar otra muestra exclusivamente para Al y trabajar de idéntica manera, separando el SiO₂ y continuando para el Al.

h. Hierro.

PROCEDIMIENTO.

1. La solución que se pipetea de la dilución (100 mL) ó (la solución contenida en el vaso si el proceso es directo) agregar 3 gramos de cloruro de amonio y 30 mL de hidróxido de amonio y hervir durante 8 minutos.
2. Filtrar en caliente a través de papel filtro N °4 recibiendo el filtrado en vaso de 600 mL. Lavar el precipitado 5 veces con agua caliente. RESERVAR EL FILTRADO PARA EL ENSAYO DE Ca y Mg.
3. Pasar el precipitado de Fe al vaso original extendiendo el papel en el filo del vaso y lavar con un chorro fino de agua y con solución caliente de HCl (1:1) 3 veces y lavar con agua 3 veces. Disolver todo el precipitado con HCl (no usar mucha agua para el lavado).
4. Calentar a ebullición y agregar cloruro estañoso gota a gota hasta reducir todo el Fe. (hasta que la solución quede clara) agregar 2 gotas de exceso).
5. Diluir a 200 mL con agua fría y enfriar después agregar 15 mL de solución fosfo-sulfúrica, 10 mL de solución de cloruro mercuríco y 3 gotas de digenilamina como indicador.
6. Titular con solución valorada de bicromato de potasio. Hacer los cálculos para Fe₂O₃.

$$\% \text{Fe}_2\text{O}_3 = \% \text{Fe} \times 1.4298$$

i. Oxido de calcio.

PROCEDIMIENTO.

1. Calentar a ebullición el filtrado que se reservó de la determinación del Fe y agregar 25 mL de solución de oxalato de amonio al 5% y hervir durante 10 min.
2. Dejar que el precipitado se sedimente. (Dejarlo unas cuantas horas en lugar caliente).
3. Filtrar la solución caliente a través de papel filtro N° 5 recibiendo el filtrado en vaso de 600 mL. Lavar el precipitado 8 veces con agua caliente. RESERVAR EL FILTRADO PARA LA DETERMINACION DE MAGNESIO (estar seguro de haber lavado bien el precipitado de oxalato de calcio).
4. Pasar el precipitado a un vaso de 400 mL con el papel filtro, agregarle 200 mL de agua caliente y 20 mL de H₂SO₄ diluido (1:1) y calentar a ebullición durante cinco minutos.
5. Titular la solución caliente con solución valorada de KMnO₄ (1mL = 0.005 g de CaO). Descontar el valor de la prueba en blanco.
6. Calcular el % de CaO o hacer los cálculos correspondientes si se desea reportar como Ca.

$$\% \text{ CaO} = \frac{\text{mL de KMnO}_4 \text{ gastados} \times 0.005 \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

$$\% \text{ Ca} = \frac{\text{mL de KMnO}_4 \text{ gastados} \times f \text{ de Ca} \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

j. Aluminio.

PROCEDIMIENTO.

1. Solución reservada para la alúmina, se calienta a ebullición y se pasa gas H₂S por 20 minutos. Dejar que el precipitado se asiente.
2. Filtrar en papel filtro N^o 5 recibiendo el filtrado en vaso de 600mL lavar el precipitado con agua caliente.
3. Hervir el filtrado hasta expulsar todo el H₂S.
4. Agregar 5mL de HNO₃ y evaporar hasta 60 mL.
5. Diluir a 100 mL con agua destilada, agregar hidróxido de amonio, pero evitar la precipitación de Fe(OH)₂.
6. Agregar 6 mL de HCl 25 mL de solución de fosfato de sodio (10%) 30 mL de solución de tiosulfato de sodio (al 10%) 20 mL de ácido acético (1:1) y diluir con agua a 400 mL. Hervir por 30 minutos.
7. Filtrar en papel filtro N^o 40 y lavar 6 veces con agua caliente. Descartar el filtrado.
8. Colocar el papel con el precipitado en un crisol de arcilla, secar en la plancha y después de secar, calcinar en la mufla al rojo brillante por una hora.
9. Enfriar y pesar el residuo como AlPO₄.
10. Descartar la prueba en blanco que se han hecho siguiendo el método y usando los mismos reactivos.
11. Hacer los cálculos y reportar como Al₂O₃ (AlPO₄ x 0,4178 = Al₂O₃) si se reporta como Al será (AlPO₄ x 0,22195 = Al)

$$\% \text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{\text{Peso AlPO}_4 \times 0,4178 \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

$$\% \text{Al} = \frac{\text{Peso AlPO}_4 \times 0,22195 \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

	Hoja de Datos de Seguridad de Materiales (M S D S)		MBM-PQ-015 F.Elaboración: 10 Enero 2002 F. Revisión: 15 Abril 2006.	
Nombre del Producto CIANURO DE SODIO	U N 1689	GR 157		
Sección 1 Identificación del Producto Químico y Compañía.				
Nombre de Material: Cianuro de Sodio. Fórmula Química : NaCN Numero CAS : 143-33-9 Sinónimos : Cianuro de Sodio, Prusiato de Soda. Usos : Extracción de oro y metalurgia, pilas de Lixiviación. Fabricante / Manufacturero : DUPONT - COMPANY. Telefono: 1 (800) 441-7515				
Sección 2 Composición / Información de Ingredientes				
Ingredientes: +Cianuro de Sodio, otras sales de Sodio Proporción : 99% típico, 1% - 4% máximo. Compañía: DUPONT - COMPANY.				
Sección 3 Identificación de Peligros				
Clasificación de Riesgos: Agudo: Si Crónico: No Fuego: No Reactividad: Si Presión: No Lista de elementos Químicos Peligrosos. SARA Sustancia Extremadamente Peligrosa: Si CERCLA Sustancia Peligrosa: Si SARA Elemento Químico Tóxico: Si Inhalación: Puede ser fatal si se inhala, se traga o se absorbe a través de la piel. El contacto con ácidos, agua o álcalis débiles libera gas cianuro hidrógeno venenoso. Puede causar quemaduras a los ojos. Puede irritar la piel y causar quemaduras alcalinas y los síntomas son: Enrojecimiento en los ojos, irritación en la garganta, palpitaciones, dificultad para respirar, salivación, desorientación, náuseas, dolor de cabeza, debilidad de extremidades, vértigo, colapso, convulsiones. Piel: El contacto con la piel puede causar irritación con molestias y sarpullidos; soluciones fuertes pueden causar quemaduras en la piel o ulceraciones. La evidencia sugiere una permeabilidad significativa en la piel puede ocurrir. No existen registros de sensibilización en humanos. Ojos: Puede causar irritación, lagrimeo, o dificultades para ver. Prolongadas				

exposiciones pueden causar corrosión con ulceración corneal y/o conjuntivitis. **Efectos Crónicos:** Inhalación, ingestión o contacto con la piel con cianuro de sodio puede causar molestias no específicas tales como náuseas, dolor de cabeza, y desfallecimiento, tanto como vómitos, baja en la presión sanguínea, debilitamiento, hemorragia nasal y pérdida de la consciencia. Estimulación del sistema nervioso central seguido por una depresión puede ocurrir con convulsiones, hipoxia y muerte debido a la interrupción de la respiración. Altas exposiciones pueden acelerar la respiración y el pulso, cianosis, acidosis y algunos efectos en la tiroides (observados en individuos con deficiencia nutricional, síntomas asociados con el síndrome de Parkinson o edema pulmonar y muerte en grandes exposiciones). En algunos casos con problemas en la visión o daño en el nervio óptico o retina, atribuibles al cianuro de sodio, el daño en el nervio óptico o de incremento en el insomnio, sueño agitado, temblores, dermatitis y hemorragia nasal en trabajadores de electrogalvanizado. Personas con enfermedades preexistentes al sistema nervioso central pueden aumentar su susceptibilidad a la toxicidad en exposiciones excesivas.

Sección 4 Medidas de Primeros Auxilios.

Inhalación: Si hay pérdida de consciencia, se debe administrar oxígeno y nitrilo de amilo. Traslade al paciente a una atmósfera no contaminada, mantenga al paciente abrigado y tranquilo. Llame al médico.

Contacto con la piel: Si el trabajador está inconsciente, se debe administrar oxígeno y nitrilo de amilo. Lave inmediatamente con grandes cantidades de agua durante por lo menos 5 minutos después del contacto o sospecha de contacto, saque completamente toda la ropa contaminada. (incluyendo los zapatos y botas). Lave con agua por lo menos 5 minutos para sacar el cianuro de la piel del paciente. Llame al médico.

Contacto con los ojos: Lave inmediatamente los ojos con grandes cantidades de agua durante por lo menos 5 minutos manteniendo los ojos abiertos. No trate de neutralizar con ácidos o álcalis. El contacto con los ojos va a requerir una evaluación en más profundidad y posiblemente un tratamiento. Continúe lavando los ojos durante el traslado al hospital. Consulte con el médico.

Ingestión: Si hay pérdida de consciencia, el oxígeno y el nitrilo de amilo deberá administrarse. Si el paciente está inconsciente, suministre de inmediato un preparado de agua con carbón.

No haga tragar nada por la boca si el paciente está inconsciente. Llame al médico continúe administrando oxígeno. No suministre JARABES ni otros inductores del vómito ya que esto podría interferir con el uso de resucitador.

Sección 5 Medidas para Combatir Incendios.

Fuego/Explosión: No se quema. El cianuro puede no destruirse completamente en un fuego normal que comprometa a materiales combustibles tales como papel o madera. Como el cianuro no induce la combustión se puede oxidar en un incendio. Respete los códigos de la Asociación Nacional de Protección contra Incendios (NFPA).

Elementos de extinción: Use agua en los incendios cercanos al cianuro pero reduzca la cantidad de agua si los contenedores están abiertos o quemados, para evitar la fuga de cianuro. NO USE Dióxido de carbono (CO₂) con el cianuro húmedo ya que el ácido carbónico (H₂O + CO₂) podría liberar cianuro.

Instrucciones para el combate de incendios: El cianuro de sodio se disuelve rápidamente con el agua; por lo tanto puede haber fuga de solución de cianuro

si el contenedor se quema se abre o se quema. La fuga debe ser controlada para evitar problemas de seguridad y de medio ambiente. La solución de cianuro de sodio. En algunos casos podría ser aconsejable dejar que el fuego se consuma solo ya que el cianuro de sodio normalmente no se verá afectado por el fuego.

Sección 6 Medidas para Derrames Accidentales.

Limpieza de derrame: Usando palas y escobas, limpie el área derramada y dejando el material recuperado en un contenedor cerrado y en bolsa plástica para ser eliminado. Cubra y seque el área derramada. Lave el área derramada con una solución diluida de hipoclorito de sodio o hipoclorito de calcio. Para destruir el cianuro. Llame a DUPONT COMPANY para obtener asesoría.

Sección 7 Manejo y Almacenamiento.

Manipulación: La planificación de emergencia y el entrenamiento son necesarios antes de comenzar a trabajar con el cianuro ya que el tratamiento inmediato es esencial en casos de envenenamiento con cianuro. Mantenga siempre los Kits de Antídoto de Cianuro a mano. No respire el polvo, el rocío ni el gas de cianuro. Evite que entre a los ojos. Evite el contacto con la piel y la ropa. No lleve alimentos, bebidas ni tabaco cuando sea posible la contaminación con cianuro. Lave completamente después de manipular. Lave la ropa contaminada antes de volver a usarla.

Almacenado: Almacene en contenedores bien etiquetados en áreas secas, bien ventiladas y seguras. Mantenga los contenedores cerrados y secos. No almacene con ácidos o sales ácidas contenedores con agua o álcalis débiles o agentes oxidantes. No manipule ni almacene comida, bebidas ni tabaco en las áreas con cianuro o almacene cerca de combustibles ni inflamables ya que el consecuente procedimiento para apagar incendios con agua puede llevar a fugas de cianuro. No almacene bajo sistemas de sprinklers.

Sección 8 Control de Exposición / Protección del Personal.

Controles de Ingeniería: Use la suficiente ventilación como para mantener la exposición de los empleados bajo los límites recomendados.

Equipo de Protección Personal: Use protección ocular contra sustancias químicas y guantes de goma. Cuando existan exposiciones en el aire potencialmente mayores a los límites aplicables, use el equipo de protección respiratorio aprobado por NIOSH, incluyendo el sistema autónomo. Tenga a mano y use: protección para el rostro, ropa de goma, delantales y botas; aparatos de respiración desechable para el polvo y rocío tóxico, equipos de respiración autónomo (en caso de emergencia); detector de cianuro de hidrógeno, elementos de Primeros Auxilios y de Tratamiento Médico, incluyendo resucitadores de oxígeno.

Sección 9 Propiedades Físicas y Químicas.

Forma: Sólido, granulado, briquetas. Color: Blanco.	PH: 11.3 - 11.7 Olor: leve olor a amoníaco.
Punto de Ebullición: 1496°C(2725F) 760 mm.Hg Punto de Fusión: 564C (1047F). Solubilidad en agua: -37 WT% @ 20 C (68F)	Gravedad Específica: 1.6 Presión de Vapor: Minimo. Densidad en bruto (embalado): 50-55 lbs/pies3.
Sección 10 Estabilidad y Reactividad.	
<p>Estabilidad: Muy estable cuando esta seco. Polimeracion / Polimerización: No habrá polimerización. Incompatibilidades Químicas: Grandes cantidades de gas cianuro de hidrógeno inflamable y venenoso (HCN) se producirá por el contacto con ácidos, reacciona violentamente con agentes oxidantes fuertes cuando se calienta. El agua o las soluciones alcalinas débiles pueden producir cantidades peligrosas de cianuro de hidrógeno en áreas confinadas. Descomposición: La humedad causara una lenta descomposición, liberando cianuro hidrógeno venenoso y gases de amoniaco.</p>	
Sección 11 Información Toxicológica.	
<p>Oral LD50: 15 mg/kg en ratas. Dermico LD50: 11.28 - 14.63 mg/kg en conejos. Inhalación LC50 : Información no disponible pero se considera altamente tóxico como CN por inhalación.</p>	
Sección 12 Información Ecotoxicológica.	
<p>Toxicidad Acuatica: Cianuro de Sodio. 96 horas LC50 - Fathead minnows: 0.43 - 0.66 mg/L. 96 horas LC50 - Trucha arcoiris : 0.46 - 0.75 mg/L. 96 horas LC50 - Bluegill sunfish : 0.28 mg/L.</p>	
Sección 13 Consideraciones Relativas a la Eliminación.	
<p>Eliminación de desperdicios: Este material puede ser un desecho peligroso. No vacíe cianuro en alcantarillas que puedan contener un ácido. Desintoxique usando hipoclorito de sodio diluido, peróxido de hidrogeno o hipoclorito de calcio, cumpla con la legislación que establece el método de eliminación.</p>	
Sección 14 Información para el Transporte.	
<p>DOT Nombre del producto de embarque : CIANURO DE SODIO. Clase de Riesgo: 6.1 No I.D UN/NA: UN1689 Rotulo DOT: TOXICO Información Especial: Contaminante Marino. Grupo Del Embalaje: I DOT/ IMO Nombre del producto de embarque : CIANURO DE SODIO SOLIDO.</p>	

Clase de Riesgo: 6.1
No I.D UN/NA: UN1689
Rotulo DOT: TOXICO
Información Especial: Contaminante Marino.
Grupo Del Embalaje: I
Cantidad Reportable: 10 lb (4.54 kg.)