UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

“EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO Y LA GRANULOMETRÍA DE UN MINERAL OXIDADO, EN LA RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN. CACHACHI – CAJAMARCA 2016.”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:
Bach. Diego Samir Mendo Escalante

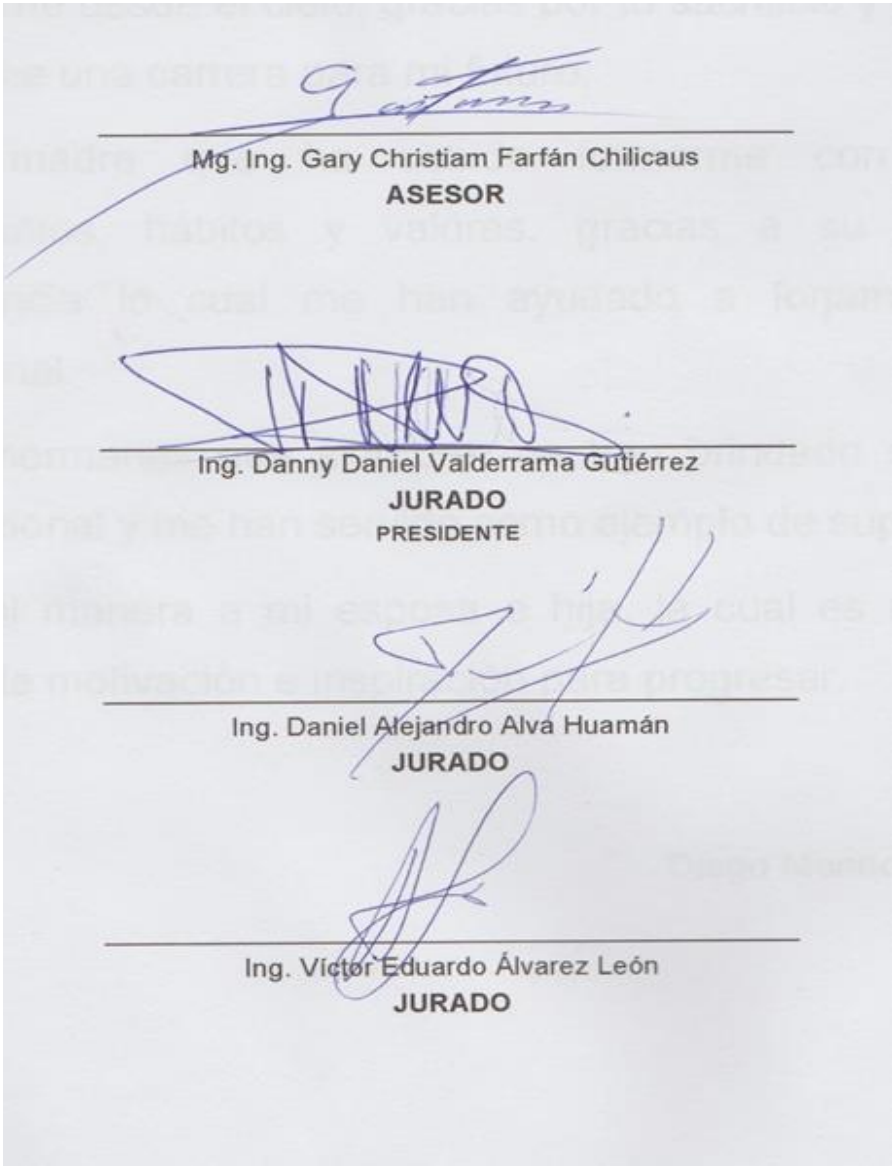
Asesor:
Mg. Ing. Gary Christiam Farfán Chilicaus

Cajamarca – Perú
2016

APROBACIÓN DE LA TESIS

El asesor y los miembros del jurado evaluador asignados, **APRUEBAN** la tesis desarrollada por el Bachiller **Diego Samir Mendo Escalante**, denominada:

"EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO Y LA GRANULOMETRÍA DE UN MINERAL OXIDADO, EN LA RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN. CACHACHI – CAJAMARCA 2016."



Mg. Ing. Gary Christiam Farfán Chilicaus
ASESOR

Ing. Danny Daniel Valderrama Gutiérrez
JURADO
PRESIDENTE

Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán
JURADO

Ing. Víctor Eduardo Álvarez León
JURADO

DEDICATORIA

A Dios por concederme vida para cumplir mis sueños.

A mi padre (Q.E.P.D.), el hombre que me dio la vida el cual a pesar de no estar físicamente siempre está cuidándome y guiándome desde el cielo, gracias por tu sacrificio y esfuerzo, por darme una carrera para mi futuro.

A mi madre que ha sabido formarme con buenos sentimientos, hábitos y valores, gracias a su coraje y persistencia lo cual me han ayudado a forjarme como profesional.

A mis hermanas que siempre me han brindado su apoyo incondicional y me han servido como ejemplo de superación.

De igual manera a mi esposa e hija, la cual es mi mayor fuente de motivación e inspiración para progresar.

Diego Mendo Escalante

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Privada del Norte por haberme aceptado ser parte de ella, a mis diferentes docentes por brindarme sus conocimientos y apoyo.

Agradezco también a mi asesor el Ingeniero Gary Christiam Farfán Chilicaus, por haberme brindado la oportunidad de recurrir a su capacidad y conocimiento científico, así como también por el apoyo incondicional académicamente y profesionalmente durante todo el desarrollo de la tesis.

Al Economista Edgar Kenner Mego Díaz, por haber contribuido con su profesionalismo para culminar la tesis.

A mi familia y a todas las personas que contribuyeron para el desarrollo de la presente tesis.

Diego Mendo Escalante

TABLA DE CONTENIDOS

Pág.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN 1

1.1 Realidad Problemática 1

1.2 Formulación del problema 1

1.3 Justificaciones 1

1.4 Limitaciones 2

1.5 Objetivos 2

1.5.1 Objetivo General 2

1.5.2 Objetivos Específicos 2

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO 3

2.1 Antecedentes 3

2.2 Bases teóricas 5

2.2.1 Mineralogía 5

2.2.1.1 Análisis mineralógico en la metalurgia extractiva 5

2.2.1.2 Objetivos mineralógicos aplicados a la concentración de minerales 7

2.2.2 Hidrometalurgia 8

2.2.3 Lixiviación: 10

2.2.3.1 Métodos de lixiviación 11

2.2.3.2 Agentes lixiviantes 20

2.2.3.3 Características del mineral para ser lixiviable 21

2.2.3.4 Variables en el proceso de lixiviación 21

2.2.3.5 Proceso de lixiviación por cianuración: 23

2.2.4 Cianuración 26

2.2.4.1 Cianuro 26

2.2.4.2 Termodinámica de la Cianuración 30

2.2.4.3 Cinética de la cianuración: 32

2.2.4.4 Mecanismo de la cianuración: 33

2.2.4.5 Influencia de las impurezas en la cianuración 34

2.2.4.6 Análisis de Soluciones Cianuradas. 35

pág.

2.3 Definición de términos básicos 38

2.4 Hipótesis 39

CAPÍTULO 3. GENERALIDADES 40

3.1 Ubicación: 40

3.2 Población: 40

3.3 Accesibilidad: 40

3.4 Recursos Naturales y Energéticos 41

3.5 Geología 41

3.5.1 Geología Regional 41

3.5.2 Geología Local 43

CAPÍTULO 4. METODOLOGÍA 44

4.1 Operacionalización de las variables. 44

4.2 Tipo de diseño de investigación. 45

4.3 Material 46

4.3.1 Población. 46

4.3.2 Muestra. 46

4.3.3 Unidad de estudio. 46

4.4 Métodos 46

4.4.1 Técnicas de recolección de datos y análisis de datos. 46

4.4.2 Instrumentos para la investigación: 46

4.4.3 Tratamiento de datos: 48

CAPÍTULO 5. RESULTADOS 49

5.1 Resultados de Análisis de Laboratorio de Minas (UPN). 49

5.2 Resultados de Análisis químico, contenido de metales del mineral (SGS): 51

pág.

5.3 Resultados de Balance mediante prueba de Cianuración en Botella..... 53

5.4 Presentación de Gráficos. 68

5.5 Resultados de Análisis de Varianza (ANVA) de la Recuperación de Oro. 71

CAPÍTULO 6. DISCUSIÓN 73

6.1 Prueba en botella: 73

6.1.1 Evaluación de la Concentración de Cianuro de sodio: 73

6.1.2 Evaluación de la Granulometría: 75

6.2 Análisis ANVA..... 76

CONCLUSIONES..... 77

RECOMENDACIONES 78

APÉNDICE…… 79

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... 96

ANEXOS…… 98

ÍNDICE DE TABLAS

Pág.

Tabla 1. Elementos de Complejos de Cianuro y Rango de Concentración 29
Tabla 2. Operacionalización de las variables independientes y dependientes. 44
Tabla 3. Plantilla de pruebas 45
Tabla 4. Condiciones de la Prueba (400/#100) 53
Tabla 5. Información de la Prueba 54
Tabla 6. Prueba N°1 Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #100. 55
Tabla 7. Prueba N°2 Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #100. 55
Tabla 8. Prueba N°3 Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #100. 55
Tabla 9. Prueba N°1 Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #100. 56
Tabla 10. Prueba N°2 Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #100. 56
Tabla 11. Prueba N°3 Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #100. 56
Tabla 12. Prueba N°1 Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #100. 57
Tabla 13. Prueba N°2 Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #100. 57
Tabla 14. Prueba N°3 Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #100. 57
Tabla 15. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 400 ppm y Granulometría #140 58
Tabla 16. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 400 ppm y Granulometría #140. 58
Tabla 17. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 400 ppm y Granulometría #140. 58
Tabla 18. Condiciones de la Prueba (600/-#140) 59
Tabla 19. Información de la prueba 60
Tabla 20. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 600 ppm y Granulometría #140. 61
Tabla 21. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 600 ppm y Granulometría #140 61
Tabla 22. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 600 ppm y Granulometría #140 61
Tabla 23. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #140. 62
Tabla 24. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #140. 62
Tabla 25. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #140. 62
Tabla 26. Prueba N° 1. Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #200. 63
Tabla 27. Prueba N° 2. Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #200. 63
Tabla 28. Prueba N° 3. Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #200. 63
Tabla 29. Prueba N° 1. Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #200. 64
Tabla 30. Prueba N° 2. Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #200. 64
Tabla 31. Prueba N° 3. Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #200. 64
Tabla 32. Condiciones de la prueba (800/#200) 65
Tabla 33. Información de la prueba (800/#200) 66
Tabla 34. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #200 67
Tabla 35. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #200 67

Tabla 36. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #200 67
Tabla 37. Concentración cianuro de Sodio vs Recuperación de Oro 68
Tabla 38. Granulometría vs Recuperación de Oro 69
Tabla 39. Interacción de ambas variables vs Recuperación de Oro 70
Tabla 40. Recuperación de Oro (%) 71
Tabla 41. Sumatorias de CN y Granulometría 71
Tabla 42. Variables Análisis ANVA 71
Tabla 43. Suma de Cuadrados 71
Tabla 44. Análisis de Varianza ANVA para recuperación de Oro 72
Tabla 45. Valores según tabla de Fisher 72
Tabla 46. Resultado de Hipótesis 72
Tabla 47. Recuperación de Oro tratado a diferentes Concentraciones de Cianuro y Granulometrías en pruebas de cianuración en botella. 80
Tabla 48. Sumatorias Yi, Yj y Yij 80
Tabla 49. Cuadro de resumen del análisis de varianza para la recuperación de Oro. 83
Tabla 50. Cuadro de cálculo de puntos porcentuales 83
Tabla 51. Programa general de trabajo 84
Tabla 52. Insumos para la planta de beneficio 85
Tabla 53. Inversión - Planta de procesamiento de minerales 86
Tabla 54. Precio promedio del oro en un año. 88
Tabla 55. Ingreso anual 88
Tabla 56. Costos directos. 89
Tabla 57. Costos Indirectos 89
Tabla 58. Costos Administrativos y Mano de Obra 90
Tabla 59. Costos Totales. 91
Tabla 60. Depreciación 91
Tabla 61. Flujo de Caja 94
Tabla 62. Tabla de distribucion de Fisher 98

ÍNDICE DE FIGURAS

Pág.

Figura 1. Producción mundial de cianuro y porcentaje utilizado en minería. 26
Figura 2. Equilibrio CN/HCN en función del pH 28
Figura 3. Diagrama de estabilidad potencial Pourbaix (potencial de electrodo vs pH) para el sistema Au-H2O-CN^- a 25°C. $[CN]_{total} = 10^{-3}$ M, concentración de todos los espacios solubles de oro $=10^{-4}$ M. 31
Figura 4. Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica. 33
Figura 5. Ubicación de distrito de Cachachi 40
Figura 6. Diagrama de bloques para el proceso de lixiviación 48
Figura 7. Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación. 54
Figura 8. Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación. 60
Figura 9. Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación. 66
Figura 10. Concentración de Cianuro vs Recuperación de Oro (%) 68
Figura 11. Granulometría (#malla) vs Recuperación de Oro (%) 69
Figura 12. Interacción de ambas variables vs Recuperación de Oro (%) 70
Figura 13. Precio de Oro en el último año ($/ Oz Troy) 87

RESUMEN

El objetivo general de la presente tesis consiste en mejorar la recuperación de oro en un proceso de lixiviación por agitación (cianuración en botella) evaluando los parámetros de concentración de cianuro y Granulometría a partir de un mineral oxidado de la zona distrito de Cachachi, Cajabamba, Cajamarca.

La hipótesis de la investigación es; a medida que aumenta la concentración de cianuro y disminuye la granulometría, aumenta la recuperación de Oro. La técnica de investigación experimental empleada fue bifactorial realizándose 3 niveles de Concentración de Cianuro libre (ppm): 400, 600 y 800 con tres niveles de Granulometría: #100, #140, #200, el cual fue analizado mediante lixiviación por agitación con pruebas de cianuración en botellas.

La mayor recuperación de todas las pruebas realizadas fue a una concentración de cianuro de 800 ppm y a una granulometría malla #140, con las que se obtuvo una recuperación de 91.47%. Aun teniendo este valor podemos considerar que la recuperación es baja a comparación de otros resultados investigados y esto se debe principalmente a la presencia de otros metales que actúan como cianicidas lo cual hacen que sea un proceso poco rentable.

También aplicamos el estudio estadístico de Análisis de la Varianza (ANVA), que nos permitió determinar en nuestras investigaciones, si existen diferencias significativas o por el contrario puede suponerse que sus medias poblacionales no difieren, de acuerdo a nuestras dos variables de estudio, obteniendo como resultado las siguientes hipótesis: La concentración de Cianuro si afecta la recuperación de Oro; la Granulometría si afecta la recuperación de Oro y la interacción de Concentración de Cianuro y la Granulometría si afecta la recuperación de Oro.

También se realizó un estudio preliminar para la instalación de una planta de procesamiento de minerales con el objetivo de ver la rentabilidad de nuestro proceso de recuperación de oro. Los datos representados son los más reales posibles, obteniendo como resultado un VAN de 2,718,241 y un TIR de 42%. Lo cual nos lleva a la conclusión de que este proyecto es viable y rentable.

ABSTRACT

The overall objective of this thesis is to improve gold recovery in a process of agitation leaching (cyanidation bottle) evaluating the parameters of cyanide concentration and particle size from an oxide ore zone district Cachachi, Cajabamba, Cajamarca.

The hypothesis of the research is; as it increases the concentration of cyanide and decreases the particle size increases the recovery of gold. The technique of experimental research used was bifactorial carried out 3 levels of free cyanide concentration (ppm): 400, 600 and 800 with three levels of Grit: # 100, # 140, # 200, which was analyzed by agitation leaching with evidence cyanidation in bottles.

The greater recovery of all tests performed was at a concentration of 800 ppm cyanide and a grain size # 140 mesh, with a recovery of 91.47% was obtained. Even with this value can consider that the recovery is low compared to other outcomes investigated and this is mainly due to the presence of other metals that act as cianicidas which make it an uneconomic process.

We also apply the statistical study of Analysis of Variance (ANOVA), which will allow us to determine our investigations, if there are significant differences or otherwise can be assumed that their population means do not differ, according to our two study variables, resulting in the following hypothesis: the concentration of CN if it affects the recovery of gold; Particle size if it affects the recovery of gold and the interaction of CN concentration and the particle size if it affects the recovery of gold.

Finally a preliminary study of the installation of a processing plant minerals in order to see the profitability of our process gold recovery was made, the data represented are real as possible, resulting in a NPV of 2,718,241 and IRR of 42%. This brings us to the conclusion that this project is viable and profitable.

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1 Realidad Problemática

El consumo creciente de metales ha llevado al agotamiento de los yacimientos ricos y a la necesidad de tratar menas con leyes cada más baja. Ante esta situación fue necesario desarrollar métodos que mejorasen la economía de los procesos.

El proceso de beneficio del mineral extraído de cualquier yacimiento comprende una serie de etapas que suponen inversiones y costos de operación, que tienen que ser soportados por el valor del producto obtenido, y que sirven para determinar una ley de corte del mineral por debajo de la cual no resulta económicamente su tratamiento. El valor de esta ley de corte cambia con el tiempo en función del precio del metal y del desarrollo de la tecnología que continuamente va proporcionando métodos cada vez más económicos.

En un proceso hidrometalúrgico, la lixiviación tiene importantes implicaciones económicas, no solo porque la recuperación del metal está controlada por el rendimiento de esta etapa sino también porque los consumos de reactivos dentro del proceso tiene en la lixiviación su capítulo más importante. Por otra parte, el método de lixiviación condiciona fuertemente, las etapas precedentes y posteriores. Así, por ejemplo, dependiendo del tipo de lixiviación será necesario o no una trituración, con molienda posterior del sólido, lo cual, además, puede hacer necesaria o no una separación solido-liquido, que desde el punto de vista económico supone un % muy importante de las inversiones en una planta hidrometalúrgica.

1.2 Formulación del problema

¿Cuál es el efecto de la concentración de cianuro y la granulometría de un mineral oxidado, en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación?

1.3 Justificaciones

Esta tesis propone parámetros de concentración de minerales de la zona distrito de Cachachi, provincia de Cajabamba, Cajamarca, a través de la realización de pruebas metalúrgicas de lixiviación, obteniendo así, como resultados, parámetros cuantificados que permitirán tener un mejor conocimiento para la optimización en la recuperación de Au de un mineral oxidado aurífero.

Este trabajo tiene un aporte tecnológico, que contribuirá a mejorar la secuencia para la obtención de Au teniendo como ejes la concentración de Cianuro y Granulometría del mineral, dándonos como resultado mejoras en los procesos, datos específicos basándose en el estudio e identificación de problemas, investigación y planteamiento de soluciones.

1.4 Limitaciones

- Falta de laboratorio especializado dentro de la ciudad donde se desarrollará la investigación.
- Problemas en la accesibilidad a la zona mineralizada.

1.5 Objetivos

1.5.1 Objetivo General

- Determinar la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación utilizando cianuro de sodio variando la concentración de la misma y la granulometría de un mineral oxidado.

1.5.2 Objetivos Específicos

- Determinar el efecto de la concentración de cianuro de sodio en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación.
- Determinar el efecto de la granulometría del mineral oxidado en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación.
- Determinar si la interacción de ambas variables (concentración de cianuro y granulometría) tienen efecto en la recuperación de oro.
- Realizar un Análisis Económico preliminar acerca de la instalación de una planta de Procesamiento de Minerales, para el mineral tratado.

CAPÍTULO 2. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes

En 2001, el Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente (ICME), publica un documento de contenidos técnicos para el Cianuro, donde explica que esta sustancia química es la elegida para la recuperación de oro, también indica que el cianuro es uno de los pocos reactivos químicos que disuelven el oro en agua. Es una sustancia química industrial común que se consigue fácilmente a un precio razonablemente bajo. Por razones técnicas y económicas, el cianuro es la sustancia química elegida para la recuperación de oro del mineral. El cianuro ha sido utilizado en la extracción de metales desde 1887 y actualmente se le utiliza y maneja en forma segura en la recuperación de oro en todo el mundo. Las operaciones mineras para la extracción de oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio, típicamente entre 0.01% y 0.05% de cianuro (100 a 500 partes por millón). (Hagalstein, Logsdon, & Mudder, 2001).

Los ingenieros Juan Garcia Honorio y Wiliam Zavaleta Barbaran (2000), realizaron un estudio sobre la influencia del grado de molienda y la concentración de NaCN sobre el grado de extracción de oro, a partir de la lixiviación del mineral "Minera Aurífera Victoria", donde determinan que: el incremento del grado de molienda favorece la disolución de los valores metálicos del mineral de dicha minera, por cuanto produce una mayor liberación y esto permite tener un mayor contacto de la solución lixiviante con las partículas de oro. También determinan que el incremento del grado de molienda genera un aumento en el consumo de NaCN, esto se explica por cuanto a un mayor grado de liberación de la partícula genera una mayor área superficial de contacto con la solución lixiviante, lo que provoca un mayor ataque de los iones CN^- hacia las partículas de oro. Los sulfuros de hierro son mucho más reactivos que los óxidos y silicatos y se descomponen en soluciones alcalinas de cianuro para formar complejos de cianuro y especies de sulfuros. Finalmente concluyen en que el incremento del grado de molienda favorece el proceso de cianuración por agitación del mineral de "Minera Aurífera Victoria". (Garcia & Zavaleta, 2000).

En el 2007, los ingenieros Paredes Abanto Alexander y Pelaez Muñoz Richard realizaron una tesis de investigación sobre la Influencia de la Concentración de Cianuro sobre la Extracción de Oro, de un Mineral Arcilloso proveniente de la Primera Lixiviación Aglomerado con Cemento y Nitrato de Plomo, en la Compañía Minera el Misti Gold, donde según las pruebas realizadas determinaron que a medida que aumenta la concentración de cianuro, la extracción tiende a aumentar hasta una concentración de 15 gr NaCN / TM mineral y desde el cual empieza a disminuir hasta una concentración de 25 gr NaCN/ TM a partir del cual se mantiene casi constante, esto debido a las altas concentraciones de

cianuro que disminuye la velocidad de disolución de oro y retardan la cinética, necesitando una mayor concentración de oxígeno, por la competencia del oxígeno con otras reacciones. Por otro lado el descenso en el porcentaje de extracción de oro también podría ser debido a la pasivación superficial de la interfase de reacción, por la formación de compuestos insolubles sobre la superficie del oro. La formación de una película aurosulfurada por la presencia del ion sulfuro (S^{2-}) en el mineral, la precipitación del compuesto insoluble de Pb (CN) como consecuencia del nitrato de plomo agregado durante la formación de los pellets y el plomo contenido en el mineral. De esta manera concluyen, de los resultados experimentales obtenidos, que a medida que aumenta la concentración de cianuro en la preparación de pellets disminuye la extracción de Au. (Paredes & Pelaez, 2007).

En la Universidad Nacional de Trujillo se realizó una investigación sobre la Influencia de la concentración de cianuro de sodio y oxígeno disuelto sobre el porcentaje de recuperación de Oro de la lixiviación de escorias de fundición – Minera Yanacocha. Donde según sus resultados se observa la recuperación de oro a diferentes concentraciones de cianuro de sodio. La influencia es notoria, pero la recuperación de oro es ligera, a medida que aumenta la concentración de cianuro de sodio aumenta la recuperación de oro en la lixiviación de escorias como lo sostienen en su análisis experimental. (Chunga & Rivera, 2007).

A un rango de 6.0 – 6.5 ppm de oxígeno disuelto, la recuperación de oro es mínima obteniéndose valores comprendidos entre 89.1 y 95%, para un rango de 6.6 – 7.0 ppm de oxígeno disuelto, se produce un incremento en la recuperación de oro, variando desde 91.15 a 96.25 %, mientras que en un rango de 7.1 – 7.5 ppm de oxígeno disuelto, se produce un incremento en la recuperación de oro, variando entre 92.9 – 96.75%; a un rango de (0 – 25 000),(25 000 – 30 000),(30 000 – 40 000),(40 000 – 45 000) ppm de concentración de cianuro de sodio, la recuperación de oro tiene un carácter creciente obteniéndose valores de (89.1 – 92.9),(90.25 – 95.05),(93.6 - 96),(95 – 96.75)% respectivamente, este incremento ligero en la recuperación de oro se debe a que el cianuro controla la recuperación de oro, mientras que la cantidad de oxígeno disuelto tiene menor influencia en la cinética de lixiviación de recuperación de oro.

Esta investigación concluye demostrando experimentalmente que la influencia de la concentración de cianuro de sodio es mayor que el oxígeno disuelto, confirmándose los parámetros de trabajo para obtener el mayor porcentaje de recuperación de oro de la lixiviación de escorias.

- Concentración de cianuro de sodio : 40000 – 45000 ppm
- Oxígeno disuelto : 7.1 – 7.5 ppm

- Recuperación de oro : 96.75 %

Además se determina experimentalmente que no existe influencia significativa de la interacción de las variables en la recuperación de oro en la lixiviación de escorias. (Chunga & Rivera, 2007)

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Mineralogía

La mineralogía "ciencia de los minerales" es la rama de la geología que estudia las propiedades físicas y químicas de los minerales que se encuentran en el planeta en sus diferentes estados de agregación. En la actualidad se denominan minerales a los componentes de las rocas y menas, que se distinguen por su composición química y propiedades físicas (brillo, color, dureza).

Los minerales de mina y más aún de cada veta, tienen características especiales que deben de ser bien definidas como punto de partida para cualquier proceso minero-metalúrgico, algunos minerales pueden ser considerados "valiosos", "no valiosos" y otros "no deseables", éstos son términos que varían dependiendo del lugar, precios, minerales asociados, otras circunstancias de un depósito particular y con los cambios en tecnología y economía.

Es importante no solo identificar todas las especies minerales en un mineral, sino también apreciar las posibilidades económicas de cada una. La identificación de las especies minerales, es el primer paso esencial, aunque un mineral puede estar constituido de un solo mineral simple, la mayoría de los cuerpos y vetas consisten de 3 a 20 minerales, esto es lógico teniendo en cuenta que existen de 100 a 200 minerales metálicos conocidos que pueden formar millones de diferentes combinaciones con algún otro y con los miles de minerales existentes, afortunadamente muchas de las combinaciones teóricas son genéticamente imposibles en la naturaleza. (Betejtin, 1970).

2.2.1.1 Análisis mineralógico en la metalurgia extractiva

En 1976, Candiotti determinó que aunque las aplicaciones del análisis mineralógico en metalurgia son múltiples están puedes ser resumidas en dos: en la investigación mineralógica de menas y en el estudio de los productos provenientes del tratamiento de minerales.

El análisis químico de una mena, aparte de indicar la cantidad de elementos presentes, no proporciona información sobre las características principales de cada uno de los minerales que constituyen la mena.

Una vez que el mineral ha sido identificado, se consulta la literatura respectiva, para conocer su composición química, propiedades físicas y otros datos relevantes para el metalurgista, pero en algunos casos, las propiedades importantes sólo son determinadas por el análisis mineralógico.

La forma de las partículas de mineral es importante para su separación por medios físicos; la diferencia en la gravedad específica de los minerales es la base de la separación gravimétrica; el color y la reflectividad se usan como control en el proceso de selección manual o electrónica; las propiedades magnéticas determinan la separación diamagnética y paramagnética de minerales.

La textura de una mena es de mucha importancia, debido a que el grado de liberación de minerales durante la etapa de molienda, depende en del modo en que los diferentes minerales se encuentran asociados a la mena, el tamaño de cada grano de mineral, las características de los bordes de los mismos, fracturas y estado físico de los minerales (si se encuentran alterados o frescos). Una información detallada sobre las propiedades físicas es de mucho valor para evitar la sobre molienda y la formación de lama, que podría hacer difícil o imposible la concentración de minerales. Donde la ley de la mena es deficiente. La ley del concentrado disminuirá debido a la presencia de los minerales de ganga adheridos a los minerales de la mena. (Candiotti, 1976).

En resumen, en la etapa de desarrollo de un yacimiento mineral, el análisis mineralógico ayuda a la recuperación de metales en la solución de problemas mineralógicos relacionados con el tratamiento de minerales (mineralurgia). Los problemas mineralógicos que se presentan, se sintetizan generalmente en las siguientes preguntas:

¿Por qué el concentrado tiene menor ley de lo estimado?

¿Por qué hay una deficiente separación de valores de metal en los diferentes productos de concentración?

¿Cuáles son las causas de la perdida de metal en las colas?

Las dos primeras preguntas pueden ser generalmente respondidas por estudios microscópicos convencionales; pero la tercera, puede ser algo difícil de responder especialmente cuando la pérdida se trata de metales preciosos que se encuentran en cantidades trazas en las menas.

El análisis mineralógico, es también de gran ayuda para mejorar el rendimiento de una planta metalúrgica en operación.

Por el examen mineralógico de concentrados, productos intermedios y colas producidas por las plantas, el mineralurgista puede proporcionar información referente al grado de pureza de los concentrados y acerca de las causas que ocasionan la pérdida de minerales valiosos en los productos intermedios y en las colas.

Muchas de las propiedades de los minerales, pueden parecer superfluas, sin embargo, si no toma en consideración las propiedades físicas de los minerales, las soluciones lixiviantes no podrán llegar hasta el mineral o metal por extraer o, la acción físico-química entre las menas y las soluciones de lixiviación, puede comprometer totalmente todo el proceso de extracción. (Candiotti, 1976).

2.2.1.2 Objetivos mineralógicos aplicados a la concentración de minerales

Según Candiotti en 1976, los objetivos mineralógicos en la concentración de minerales son:

- Hacer una identificación positiva de los minerales presentes.
- Describir sus texturas y asociaciones con otros minerales.
- Medir los tamaños de liberación de los minerales a ser concentrados, con respecto a los varios minerales asociados.
- Si fuera posible, hacer determinaciones cualitativas o cuantitativas para informarse sobre:
  - Abundancia de mineral, leyes y reservas minerales (toneladas métricas)
  - Cantidad, clase y grado de entrampamiento de varios minerales en materia granular.
  - Distribución de un mineral valioso en dos o más modos de ocurrencias.
- Porcentaje de cada uno de varios minerales que llevan el mismo elemento deseado en un mineral.
- Enfatizar cualquier carácter distintivo mineralógico que pueda afectar la operación de concentración, tales como la presencia de ciertos minerales o ciertos modos de ocurrencias originadores de problemas.
- Determinar cuándo las bajas recuperaciones, los concentrados de baja ley, la selectividad por u otros problemas, son causados por factores mineralógicos o de procesos.

2.2.2 Hidrometalurgia

Ballester, Verdeja y Sancho (2000) consideraron que la hidrometalurgia es el tratamiento de minerales, concentrados y otros materiales metálicos a través de métodos húmedos que producen la disolución de alguno de sus componentes y su posterior recuperación a partir de la disolución.

De la anterior definición se deduce que la hidrometalurgia es la rama de la metalurgia extractiva que utiliza disoluciones acuosas para la obtención de los metales, normalmente en un rango de temperaturas comprendido entre 25 y 250°C. Al mismo tiempo, los procesos pueden operar a presiones de solo algunos kPa, inclusivo a vacío, pero también hasta alcanzar 5 000 kPa. Esta técnica de trabajo es fácilmente adaptable a operaciones continuas a gran escala. Uno de sus campos de aplicación mejor definido es el tratamiento de minerales pobres, e incluso marginales, sin necesidad de transformar la gran cantidad de ganga inerte en la cual se encuentran incluidos. Así mismo se caracteriza por la posibilidad de elección de los reactantes entre un amplio rango, tanto por su naturaleza como por su concentración y, además, por el alto grado de control que se puede ejercer sobre las reacciones que utiliza.

La hidrometalurgia se puede aplicar con éxito técnico y económico a la mayoría de los metales y permite realizar operaciones unitarias que conducen desde la materia prima al producto acabado. Sin embargo, lo normal es que se diseñen diagramas de flujo, más o menos complejos, en donde se contemplan conjuntamente operaciones tanto del campo del procesado de los minerales, como de la pirometalurgia y la hidrometalurgia (Ballester et.al., 2000).

Las ventajas de la hidrometalurgia:

- Los costes de capital de la pirometalurgia se incrementan a una velocidad más rápida, cuando la escala de las operaciones disminuye, que en el caso de los procesos hidrometalúrgicos. Por ejemplo, para una capacidad de tratamiento relativamente baja como unas 25 000 t/año, los costes de capital son claramente más favorables para la vía acuosa que para la seca.
- Los procesos hidrometalúrgicos son los más adecuados para el tratamiento de las menas complejas y para la producción de un gran número de subproductos. Los minerales y concentrados complejos en los que están presentes una gran variedad de metales valiosos pueden ser procesados con ventaja por vía húmeda. La economía global de estos procesos se pueden

ver muy favorecidos por los ingresos provenientes de la venta de estos subproductos lo cual hace a la vía hidrometalúrgica muy atractiva.

- Los costes de personal para la hidrometalurgia son significativamente menores que para la pirometalurgia. Esto es una ventaja cuando las plantas no trabajan al máximo, lo cual es muy corriente, haciendo a la vía húmeda más competitiva.
- Puede ser utilizada ventajosamente para el tratamiento de menas pobres o marginales con difícil concentración, lo cual no puede ser nunca rentable, por razones obvias, utilizando la pirometalurgia.
- La hidrometalurgia es el único método valido para el tratamiento de menas que no pueden ser enriquecidas o tratadas físicamente por trituración y molienda. Así un mineral simplemente fracturado puede ser tratado por lixiviación estática con un ahorro considerable de costes y unas recuperaciones aceptables, aunque desde luego nunca con recuperaciones máximas.
- La hidrometalurgia trabaja con temperaturas relativamente bajas con lo cual los consumos energéticos son reducidos. En pirometalurgia, trabajando a más de 1000°C, es imposible pensar en recuperar todo el poder energético de los combustibles sin tener pérdidas apreciables de energía.
- La hidrometalurgia es una alternativa a los procesos de vía seca para reducir la polución atmosférica especialmente la provocada por las emisiones de dióxido de azufre.

Desventajas importantes de la hidrometalurgia:

- Las plantas hidrometalúrgicas requieren de controles muy estrictos para mantener los parámetros de operación dentro de márgenes satisfactorios.
- No hay ventajas económicas apreciables en el tratamiento de minerales ricos o concentrados frente a los métodos de vía seca.
- Desde el punto de vista del consumo de reactivos, la hidrometalurgia es más problemática porque en pirometalurgia solo se suelen utilizar, como reactivos, el oxígeno aportado por el aire y el carbono en forma de coque; además en muchas ocasiones, una parte importante del calor del proceso se obtiene de la combustión del azufre o de las impurezas que se oxidan en el proceso.
- La ingeniería de las plantas hidrometalúrgicas suelen ser más compleja que la de las plantas de vía seca.

- Los procesos hidrometalúrgicos no generan residuos gaseosos pero si importantes cantidades de residuos sólidos y líquidos que son fuente de problemas muy importantes de vertido.

Principios físico-químicos de los procesos hidrometalúrgicos.

Ballester et al., (2000) ha afirmado que en la hidrometalurgia la termodinámica se utiliza para comprobar las limitaciones de los procesos y es bastante útil en la selección, en la planificación y en la evaluación de un proceso, aunque a este nivel la exactitud en los cálculos puede no ser absolutamente necesaria porque al trabajar a temperaturas bajas cinética del proceso es, a menudo, el aspecto limitante. Hay una serie de campos de trabajo donde la termodinámica es una herramienta de la máxima utilidad; por ejemplo: (a) cálculo de la solubilidad de gases y sales, simples y complejas, incluyendo los límites de saturación en los licores de lixiviación; (b) estimación de las presiones de vapor de los componentes volátiles; (c) determinación de la extensión de una determinada reacción bajo distintas condiciones de temperatura, presión y concentración; etc.

2.2.3 Lixiviación:

En el 2007 Ruiz considera que el procedimiento de recuperación de un metal de una mena, mediante un disolvente y la separación de la solución resultante de la porción sin disolver, se conoce como lixiviación.

En cualquier procedimiento de lixiviación hay tres factores importantes: poner el disolvente en contacto con el material que se ha de lixiviar, con el fin de permitir la disolución del metal; separar la solución formada del residuo sólido y precipitar el metal de la solución. Lo corriente es realizar estas operaciones en el orden indicado.

Existen varios medios de lixiviación para la extracción del oro, tanto para medio acido, neutro o alcalino. En general se utilizan soluciones cianuradas alcalinas, por su gran efectividad en la disolución de este metal y por su bajo costo relativo. Pese a su toxicidad, se aplica industrialmente en operaciones bien controladas con bajos riesgos para la salud y el medio ambiente.

La reacción fundamental de la cianuración del oro es aun discutida y se han propuesto varios modelos. La reacción global en soluciones cianuradas aireadas alcalinas, sería la siguiente:

$$2Au + 4(CN)^- + O_2 + 2H_2O = 2(OH)^- + H_2O_2 + 2[Au(CN)^-_2]$$

Si bien, en forma general la lixiviación se lleva a cabo a través de diversos mecanismos fisicoquímicos y electroquímicos, en el caso específico de la cianuración del oro, la disolución está regida por el proceso de corrosión electroquímica. La reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica y la posterior reacción química que completa la disolución, de acuerdo a las siguientes reacciones:

$$O_2 + 2H_2O + 2e^- \text{ ------ } H_2O_2 + 2(OH)^-$$

$$2Au \text{ ------ } 2Au^+ + 2e^-$$

$$Au^+ + 2(CN)^- \text{ ----- } Au(CN)_2^-$$

2.2.3.1 Métodos de lixiviación

En 2007, Ruiz demuestra que la riqueza de la mena y la facilidad de disolución, son los factores determinantes del método que se ha de emplear. Los más comunes son:

A) Lixiviación estática o por percolación:

Se caracteriza por no existir un movimiento relativo entre el sólido y la disolución de la lixiviación. El sólido permanece estático y la disolución lo atraviesa, es decir, percola a su través.

La lixiviación estática se desarrolla a nivel comercial según tres modalidades distintas: lixiviación in situ, lixiviación en montones o eras y lixiviación en estanques (Ruiz, 2007).

- Lixiviación "in situ"

En la lixiviación in-situ no se aplican los métodos de minería convencional, el mineral es regado con soluciones conteniendo agentes lixiviantes (generalmente ácido sulfúrico con cantidades variables de sulfato férrico y ferroso) en el mismo lugar del yacimiento, sin someterlo a labores de extracción minera. Este método se aplica a minas subterráneas que han terminado su etapa de explotación o a cuerpos mineralizados de baja ley que no justifican un método de minería convencional. La roca es primero fracturada mediante explosivos in-situ y se instala un sistema de pozos o túneles de drenaje para acumulación de las soluciones cargadas que son posteriormente bombeadas a la superficie. En el caso de minas agotadas generalmente el mineral ya ha sido suficientemente fracturado por el proceso de explotación al que ha sido sometido y no requiere fractura adicional, también es posible aprovechar niveles de trabajo inferiores de la

mina para la recolección de soluciones. La lixiviación se efectúa mediante ciclos alternados de circulación de aire y de soluciones. Los métodos para aplicación de la solución lixiviante incluyen el uso de canales de distribución y varios sistemas de regado en el caso que el cuerpo mineralizado esté expuesto y pozos de inyección para depósitos subterráneos.

Esta técnica ha sido utilizada para lixiviar minerales de baja ley de cobre y de uranio. Su eficiencia es difícil de evaluar debido a que no se conocen con exactitud los tonelajes y contenidos minerales ni antes ni después de lixiviación. Generalmente la operación de lixiviación se prolonga por varios años. Las principales dificultades del proceso surgen de la canalización que no permite una distribución uniforme de soluciones en el mineral, y la posibilidad de acumulación de lamas y sales que con el tiempo van llenando los intersticios entre las partículas y por lo tanto interfieren con el contacto solución mineral. Esta técnica se puede aplicar a dos tipos generales de depósitos minerales:

(a) Para depósitos ubicados sobre el nivel de aguas subterráneas. Este caso se denomina también lixiviación in-situ gravitacional ya que sobre el nivel freático las soluciones pueden moverse por gravedad y ser recolectadas en niveles inferiores. La mayoría de las aplicaciones actuales de la lixiviación in-situ corresponden a este tipo.

(b) Para depósitos ubicados bajo el nivel de las aguas subterráneas o lixiviación in-situ forzada. Este método hace uso de la permeabilidad interna de la roca y de las temperaturas y altas presiones que se generan a gran profundidad. En este caso las soluciones se aplican a través de pozos inyectores del tipo usado en la explotación del petróleo y se succiona desde otra batería de pozos recolectores, dispuestos geométricamente de modo de estimular el paso de las soluciones a través de la roca del yacimiento y forzar la disolución de los metales. Aunque esta técnica tiene gran potencial para extraer cobre de depósitos profundos de minerales sulfurados, no ha sido todavía muy utilizada en esa aplicación.

La gran ventaja del método se debe a que es muy económico y con él se obtiene cobre de menas completamente inaprovechables hasta ahora (Ruiz, 2007).

Lixiviación en botaderos o dump leaching.

Este método se aplica generalmente a materiales de muy baja ley que se descartan en la operación normal de la mina, normalmente en operaciones a tajo abierto (desmontes o sobrecarga) y material de la corona exterior del yacimiento que es de baja ley y con alto contenido de calcopirita. El material de baja ley generalmente es transportado por camiones o correas y es apilado en un sitio

impermeable formando un botadero. La mayoría de los botaderos son formados cerca de la mina usando formaciones naturales del terreno. Con frecuencia se rellenan valles angostos o el material es vaciado en la falda de un cerro. Cuando el terreno no es adecuado para recolectar las soluciones, debe realizarse una preparación previa Los botaderos grandes pueden tener 200 m de altura, 80 m de ancho en la parte superior y unos 250 m en la parte inferior. Pueden contener 50 000 a 300 000 ton de mineral. Por lo general el mineral en los botaderos no es sometido a una reducción de tamaño previa y tiene el tamaño que obtuvo en el proceso de extracción, lo que se conoce como mineral ROM (Run of Mine). También se pueden tratar por esta técnica ripios de lixiviaciones antiguas como es el caso de Chuquicamata que desde 1988 está lixiviando nuevamente los antiguos botaderos de ripios. (Ruiz, 2007)

La solución de lixiviación, agua o ácido sulfúrico diluido es regada en la parte superior del botadero y se filtra a través del material recolectándose en la base. Estas operaciones se caracterizan por tener ciclos muy largos (generalmente mayores de 1 año) y las recuperaciones son bajas (40 a 60%), pero los costos son muy bajos. (Ruiz, 2007)

Las siguientes condiciones son esenciales para una operación de lixiviación en botaderos: (a) circulación efectiva de aire, (b) buena actividad bacterial, (c) contacto uniforme de la solución con las partículas. El mayor problema encontrado en la lixiviación en botaderos es la precipitación de sales, especialmente sales de hierro en las cañerías de drenaje y en el interior del botadero. La hidrólisis del ion férrico produce la precipitación de hidróxido y jarositas cuando el pH de la solución es > 3. (Ruiz, 2007)

En la lixiviación en botaderos muchas veces no es necesario agregar ácido ya que éste es generado por las reacciones mismas de lixiviación. La velocidad de disolución de los sulfuros metálicos es enormemente acelerada por acción de las bacterias. Las lixiviaciones en botaderos e in-situ corresponden a las primeras aplicaciones industriales de la lixiviación bacteriana. Sin embargo, debido al escaso valor económico de los minerales tratados, estos procesos no pueden controlarse bien y se pueden considerar en gran parte como procesos espontáneos. El control de la operación se complica por el hecho que una parte importante de las aguas de lluvia o aguas de deshielos incrementa el flujo de soluciones en el botadero generando grandes fluctuaciones en la producción de soluciones de la operación. Este aspecto debe ser contemplado en las instalaciones de tratamiento de las soluciones producidas, generalmente

extracción por solventes. Dicha planta debe tener gran flexibilidad para tratar flujos muy variables de solución según la época del año (Ruiz, 2007).

- Lixiviación en pilas o heap leaching.

  La técnica de lixiviación en pilas, es similar a la lixiviación en botaderos excepto que se aplica a depósitos de minerales oxidados o mixtos y con mayor planificación en la formación de las pilas de mineral. Esta técnica se usa como método primario de tratamiento de menas de minerales oxidados y mezclas de óxidos con sulfuros secundarios. El material a lixiviar, previamente triturado, se acumula sobre una base o carpeta impermeable formando pilas sobre las que se rocía la solución lixiviante. El tamaño de las pilas, el grado de trituración más apropiados, la cantidad óptima de ácido y la velocidad de irrigación generalmente se determinan mediante pruebas experimentales que se realizan en columnas o gaviones. Estas variables dependen de la ley del mineral y de sus características físicas. En la formación de las pilas es muy importante minimizar la compactación de los sólidos para asegurar la buena distribución de las soluciones y la penetración de oxígeno, esto último se requiere solamente si la mena contiene especies que requieren oxidación como Cu2O, CuS, Cu2S. Cuando el mineral es fino 100% -3/8" o 100% -1/4, se acostumbra realizar un aglomerado del mineral para mejorar la permeabilidad de la cama de sólidos. Cuando se lixivian minerales de cobre se acostumbra a agregar ácido concentrado junto con el agua en la aglomeración para efectuar el "curado ácido". Con este curado ácido se consigue mejorar la disolución de cobre, a través de la disolución de gran parte del cobre superficial de las partículas, y además inhibir la disolución de algunas especies indeseables como el aluminio y la sílice.

  Las pilas de lixiviación pueden variar en altura entre 3 y 10 metros, y se instalan sobre un sustrato impermeable generalmente protegido con una membrana "geomembrana" de plásticos como polietileno de alta densidad (HDPE) de baja densidad (LDPE), de muy baja densidad (VLDPE) o de cloruro de polivinilo (PVC). Los espesores pueden variar entre 0.1 a 1.5 mm según las exigencias de cada operación. A medida que aumenta la altura de la pila aumentan las exigencias de la geomembrana y generalmente se eligen membranas más gruesas de HDPE debido a su mayor resistencia la ruptura. Sobre la geomembrana se instala normalmente una capa de grava que sirve como capa de drenaje para la solución. Si el material de drenaje incluye partículas grandes o angulares puede ser necesario poner una capa amortiguadora entre la membrana y la capa de drenaje. El mineral a lixiviar se apila sobre la capa de drenaje. Para cargar el mineral en las pilas se utilizan varios sistemas según el tamaño de las instalaciones. Para faenas

pequeñas de 300 a 2 000 ton/día se utilizan camiones y apiladores de correa autopropulsados. Para faenas grandes, de 1 000 a 20 000 ton/día, se usan correas modulares articuladas "grasshoppers" que terminan en un apilador de correa.

En general se distinguen dos tipos básicos de pilas de lixiviación:

(a) Pilas permanentes, en las cuales no se retira el mineral lixiviado (o ripio) una vez concluido el proceso de lixiviación y las nuevas pilas se cargan sobre las anteriores. Solo una vez que se ha alcanzado un límite de altura, se deben construir nuevas pilas para continuar con el proceso. Generalmente este tipo de pilas se usa para material de baja ley y de granulometría gruesa, que tienen una velocidad de lixiviación lenta. La distinción entre este tipo de pilas y los botaderos no es muy clara.

(b) Pilas renovables (tipo on-off), en las cuales una vez concluido el ciclo de lixiviación los ripios se retiran y se reemplazan por mineral fresco sobre la misma base anterior. Este tipo de pilas se utiliza preferentemente con mineral de alta ley (lixiviación primaria de menas) y que tiene una cinética rápida, lo que garantiza una alta recuperación. Las pilas por lo general son de baja altura para facilitar la carga y descarga del mineral. Para la descarga de los ripios normalmente se usan recolectores tipo pala de ruedas con capachos, conocidas como rotopalas. Los ripios son enviados a botaderos o pilas permanentes donde a veces continúa su lixiviación.

Las pilas pueden operar de dos formas:

- Pilas unitarias, donde todo el material depositado en la pila se lixivia simultáneamente.
- Pilas dinámicas, en una misma pila coexisten materiales en diversas etapas de tratamiento.

Las soluciones se distribuyen en la superficie de la pila por medio de goteros o por aspersores según sea la tasa la evaporación y la disponibilidad de agua. En zonas de clima muy frío puede ser necesario a veces enterrar los goteros bajo la superficie de la pila para evitar congelamiento de las soluciones. Para la recolección de las soluciones se utilizan cañerías de drenaje perforadas, que se instalan en la base de la pila, sobre el revestimiento impermeable, y/o sobre la capa de grava, y canaletas abiertas. Las carpetas impermeables sobre las que se forma la pila tienen una pendiente de 3° a 5° para permitir el flujo de las soluciones hacia las canaletas de recolección que las llevan a piscinas de almacenamiento

desde donde son bombeadas al proceso de purificación de soluciones y recuperación del cobre.

La concentración de ácido en la solución de lixiviación depende de la ley de los minerales a tratar y las soluciones cargadas pueden variar entre 3 gpl hasta unos 16 gpl de cobre para minerales ricos.

La secuencia combinada de operación en que la lixiviación en pilas se realiza sobre un mineral triturado fino, aglomerado con agua y curado con ácido se conoce como Proceso de Lixiviación Thin Layer (TL). Este proceso de usó por primera vez en la mina Lo Aguirre, de Mineral Pudahuel, que operó desde 1980 hasta el año 2000 y su uso se ha generalizado para el tratamiento de minerales de cobre oxidados o mixtos.

Las variables de operación de este proceso incluyen:

- Granulometría del mineral
- Concentración de agua y ácido en el curado
- Grado de aglomeración de los finos durante el curado y consiguiente aumento de la porosidad del lecho.
- Altura del lecho de mineral
- Concentración de agentes lixiviantes en las soluciones
- Ritmo de regado
- Duración de los ciclos de lixiviación
- Número de ciclos
- Otros de menor importancia

Los valores óptimos de las variables señaladas varían de un mineral a otro. Precisamente optimizando estas variables de operación se logró aumentar las expectativas del proceso hacia la recuperación óptima de los contenidos oxidados del mineral y hacia la lixiviación de los sulfuros secundarios.

- Las ventajas que se atribuyen al Proceso de Lixiviación TL son:
- Bajo costo de inversión, similar al de una planta de lixiviación por percolación
- Bajo consumo de ácido: 60 a 70% del consumo de una operación de lixiviación en bateas.
- Alta recuperación desde minerales oxidados (80 a 90%).
- Recuperaciones significativas de cobre desde minerales sulfurados secundarios (40 a 50%)
- Bajo costo de operación.

El proceso de lixiviación en pilas es también muy utilizado para el tratamiento de minerales de oro por cianuración. En este caso también se realiza un acondicionamiento y aglomeración previa, utilizando agua con cal y en muchos casos cemento. De esta manera se acondiciona el lecho en pH alcalino y se obtiene una excelente permeabilidad, lo cual permite tratar materiales de granulometría muy fina como relaves de flotación (Ruiz, 2007).

- Lixiviación en bateas inundadas o Vat leaching

Esta técnica de lixiviación se aplica a minerales oxidados más ricos y más limpios que las técnicas anteriores. El método normalmente utiliza el principio de contracorriente pero con el mineral estacionario. La mena, triturada normalmente a –3/4" o –1/2 ", se carga en bateas o estanques con forma de paralelepípedo, protegidos interiormente por revestimientos antiácidos y equipados con un fondo falso y un medio filtrante. La lixiviación se realiza inundando la batea con soluciones de lixiviación, las cuales se recirculan en sentido ascendente (caso que la solución de lixiviación entra por el fondo de la batea y rebalsa en la parte superior) o descendente (caso en que la solución entra por la parte superior o por el fondo pero es retirada por el fondo) y luego son traspasadas a la batea siguiente. Se crean programas de lixiviación de las bateas de modo que la solución de mayor concentración de ácido se pone primero en contacto con mena con menor contenido metálico (material parcialmente lixiviado), y a medida que la concentración de ácido de la solución disminuye, se pone en contacto con menas de contenido creciente de metal. El método de flujo ascendente se utiliza por lo general cuando el flujo de soluciones es continuo a través de una serie de bateas. El método de flujo descendente es el método más común en lixiviación discontinua (batch).

Este método de lixiviación en bateas es altamente efectivo y generalmente se logra entre 90 y 100% de recuperación del mineral soluble. Se aplica a la lixiviación de minerales que presentan una cinética de disolución rápida. El ciclo completo generalmente es muy corto, entre 6 y 12 días. El material se carga en las bateas mediante correas transportadoras montadas en puentes deslizantes ubicados sobre las bateas, las cuales se construyen en línea y compartiendo una de sus paredes. La descarga de los residuos se efectúa mediante palas mecánicas de tipo "almeja", que también están montadas en puentes deslizantes. Las bateas se construyen generalmente de hormigón con revestimientos como asfalto antiácido o resina epóxica.

La lixiviación en bateas ha sido usada en Chuquicamata desde 1915 (bateas de 45 x 34 x 6.5 m) y posteriormente en La Cascada (bateas de 25 x 25 x 7m) y Mantos Blancos (bateas de 20 x 20 x 7.5m). Desde el desarrollo del curado ácido, éste se ha incorporado también como etapa previa en las bateas debido a que mejora la cinética y también la permeabilidad, especialmente con minerales arcillosos (Ruiz, 2007).

B) Lixiviación dinámica o con agitación:

Como su nombre lo indica están en movimiento relativo. Si consideramos el tamaño de partícula este debe ser pequeño para facilitar la suspensión de la pulpa en el tanque de agitación en condiciones razonables de trabajo.

- Lixiviación de pulpas con agitación

La lixiviación por agitación está limitada al tratamiento aquellas menas o fracciones de menas que debido a sus características mineralógicas o granulometría no pueden ser tratadas efectivamente por lixiviación en pilas o lixiviación en bateas. Este método se usa industrialmente para lixiviar minerales de oro, cobre y uranio. En el caso del cobre se aplica a menas de ley relativamente alta que no responden bien a la lixiviación en un lecho de material, como es el caso de menas con diseminación muy fina, o que generan demasiados finos durante la reducción de tamaño y por lo tanto forman lechos de baja porosidad, o menas que presentan una alta desintegración en contacto con las soluciones de lixiviación. También se usan para tratar colas de flotación de minerales mixtos y puede emplearse para lixiviar concentrados o calcinas de tostación. En este proceso la disolución se efectúa en forma discontinua (batch) o continua manteniendo las partículas en suspensión en el solvente. Esto generalmente se realiza en estanques agitados y los sólidos se dispersan mediante la rotación de un impulsor o inyección de aire.

Modos de operación de la lixiviación por agitación

La lixiviación por agitación puede realizarse en forma discontinua (batch), continua co-corriente y continua en contracorriente. La lixiviación continua normalmente se efectúa en una serie de 3 a 5 reactores. En el caso de lixiviación co-corriente, el uso de varios reactores permite obtener un tiempo de residencia más uniforme de las partículas en el proceso respecto al uso de un reactor único.

En la lixiviación en contracorriente los sólidos y la solución de lixiviación van pasando de un reactor a otro en direcciones opuestas. La ventaja es que los sólidos más refractarios son contactados con la solución más concentrada en el

lixiviante. Sin embargo, las separaciones sólido-líquido que deben realizarse después de cada etapa de lixiviación imponen un carga económica al proceso que puede no ser justificada por el aumento de extracción que se logra con este método.

La agitación por aire comprimido es especialmente adecuada para la cianuración de menas de Au y Ag (Ruiz, 2007).

C) Lixiviación a presión

Como su nombre lo indica, la lixiviación a presión es una operación efectuada a presión mayor que la atmosférica, con lo cual los sistemas acuosos pueden operar a temperaturas superiores al punto normal de ebullición de la solución. Una operación de lixiviación a presión permite además usar una concentración mucho más elevada de agentes gaseosos como O2 e H2… lo cual generalmente resulta en velocidades de reacción mucho más rápidas que a presión atmosférica.

Debe destacarse que la operación a temperaturas superiores al punto normal de ebullición de la solución hace aumentar rápidamente la presión de operación. Por ejemplo, a 200 º C la presión parcial del agua es de 15.3 atmósferas.

La lixiviación a presión se realiza en equipos llamados autoclaves que son apropiados para soportar las altas presiones y mayores temperaturas involucradas. Las autoclaves pueden ser verticales de una etapa u horizontales de compartimientos múltiples. Las autoclaves horizontales son las más usadas para la lixiviación de sulfuros de níquel, cobalto, zinc y cobre. Las autoclaves verticales son utilizadas con frecuencia para la lixiviación de minerales de uranio y aluminio (bauxita). La selección de uno u otro tipo para una aplicación específica depende de varios factores y debe analizarse en cada caso. En general las autoclaves verticales permiten controlar mejor las condiciones de cada etapa. Por otro lado su costo es algo mayor que el de un sistema de autoclaves horizontales.

Las autoclaves pueden ser fabricadas de acero, con revestimientos de goma o ladrillos antiácidos, de acero inoxidable o a veces de titanio. En años recientes han aparecido autoclaves de fibra de vidrio y plásticos reforzados. La selección del material de construcción depende de la presión y temperatura de operación y de la agresividad del medio de lixiviación.

A continuación de la autoclave es necesario retornar la pulpa a presión atmosférica. Esta disminución de presión está acompañada por un brusco descenso de la temperatura y se producen cantidades significativas de vapor en el proceso denominado "flashing". Este vapor con frecuencia se utiliza para

precalentar la pulpa que alimenta la autoclave. El proceso de flashing se realiza en estanques flash, que son estanques cilíndricos de gran tamaño. La parte inferior del estanque contiene la pulpa mientras que la parte superior proporciona volumen para la separación pulpa/vapor previo a la descarga del vapor por la parte superior del estanque.

Ejemplos de lixiviación a presión en gran escala son: el proceso Bayer de lixiviación de bauxita con hidróxido de sodio, que es el método estándar utilizado para producir alúmina de alta pureza para alimentar las celdas de electrólisis en medio fundido que permiten obtener aluminio metálico; el proceso Sherrit Gordon de lixiviación de sulfuros de níquel con oxígeno y soluciones amoniacales, que se practica en Alberta, Canadá desde 1954; la lixiviación directa de concentrados de zinc; la oxidación de presión de minerales refractarios de oro, y el proceso Phelps Dodge de lixiviación de concentrados de cobre que opera en la mina Bagdad desde el 2003. (Ruiz, 2007)

2.2.3.2 Agentes lixiviantes

Existe una serie de variables que influyen decisivamente en la elección del lixiviante idóneo para cada operación, como son las siguientes:

- Naturaleza de la mena o del material que hay que disolver
- Posibilidad de regeneración
- Precio y acción corrosiva del lixiviante
- Condiciones operacionales, tales como la temperatura, el tiempo de contacto, la concentración y el pH.

Los agentes lixiviantes más utilizados son el agua, las disoluciones de sales en agua (sulfato férrico, carbonato sódico, cloruro sódico, cianuro sódico, sulfato sódico, tiosulfato sódico, etc.), agua de cloro, ácidos (sulfúricos, clorhídrico y nítrico) y bases (hidróxido sódico y amoniaco).

Hoy en día, es incuestionable que el agente lixiviante universal es el cianuro. Sin embargo, existen yacimientos, que por las características descritas anteriormente, lo hacen antieconómico o contaminante.

En la actualidad aún se está lejos de desplazar al cianuro, pero no cabe duda que la investigación de reactivos alternativos lixiviantes, como en otros procesos, contribuirá sin duda a un mayor desarrollo del proceso hidrometalúrgico de lixiviación de minerales de oro y plata y, en general, al desarrollo de la minería química. (Instituto Tecnológico Geominero de España, 1991)

2.2.3.3 Características del mineral para ser lixiviable

Es indispensable estudiar un mineral para que sea lixiviable, teniendo en cuenta las siguientes características:

a. El contenido en oro y plata debe ser sensible a su extracción por lixiviación con cianuro.
b. Que los minerales por disolver, especialmente el oro, no tenga un tamaño tal que el tiempo necesario para disolverlo afecte al costo de operación (las partículas de oro deben ser muy finas).
c. La roca encajonante ha de ser porosa y permeable, las partículas de oro, sobre todo, en menas poco porosas deben ser liberadas por trituración y molienda.
d. El mineral debe estar libre de impurezas, especialmente de sulfuros de Sb, Zn, Fe, Cu, As, que son cianicidas o que reaccionen con el cianuro provocando un consumo excesivo de éste, haciendo la operación antieconómica.
e. Que le mineral no contenga algunas sales que al reaccionar con el cianuro en alguna forma, interfiera con el proceso.
f. El mineral no debe contener una excesiva proporción de finos que impidan la percolación de las disoluciones cuando se trabaje con lixiviación estática y dinámica.
g. El mineral debe de estar relativamente libre de componentes formadores de ácidos. (Procesos Hidrometalurgicos en la Minería de oro)

2.2.3.4 Variables en el proceso de lixiviación

Chahuayo y Alejandro en 2012, consideraron que en el proceso de cianuración existen una serie de variables, que son las siguientes:

a. Dilución de la pulpa: Relación de líquido a sólido en la pulpa que debe ser óptima y permitir un mayor contacto, además ser fácilmente operable.
b. Concentración de las soluciones de cianuro: experimentalmente se ha comprobado que la concentración de NaCN para minerales de oro, aumenta conforme la concentración lo hace, hasta llegar a un máximo con una concentración de 400 a 500 gramos de NaCN por tonelada de solución. Con diluciones menores a 100 gramos por tonelada, la dilución es muy baja. Las concentraciones más usadas varían de 150 a 350 gramos por tonelada. La determinación de la más conveniente concentración debe ser objeto de una cuidadosa experimentación.
c. Efecto de la alcalinidad en las soluciones

Los principales factores por lo que es importante esta variable en la cianuración, fundamentalmente cuando se emplea el óxido de calcio, son los siguientes:

- El operar en un medio alcalino, no solo evita la hidrolisis del cianuro, sino también las pérdidas de este por contacto con el CO2 de la atmosfera.
- Neutraliza los compuestos ácidos de las sales ferrosas y férricas.
- Neutraliza así mismo la acción acida de cualquier sal que se forme por descomposición de minerales.
- Ayuda al asentamiento de las partículas y mejora la extracción de los teluros, plata, rubí y otros componentes difíciles de disolver de los metales preciosos.
- El pH de las pulpas nunca debe ser menor de 10.5.

  Pero es importante señalar que esta alcalinidad protectora no protege al cianuro de la acción cianicida del cobre.

d. Tiempo de cianuración, Velocidad de disolución.

   La rapidez optima de disolución del oro es de 3.25 mg/cm2/hora o sea una penetración de 1.68 micrones por hora. Así una lámina de oro de 44 micrones de espesor, se disuelve en 13 horas y una partícula de 140 micrones (100 mallas), necesita 44 horas para disolverse.

   Dada la velocidad de disolución, las partículas gruesas de oro deben separase previamente a la cianuración por métodos gravimétricos.

   El tiempo de cianuración para los minerales de plata es mayor que el empleado para los minerales de oro, aunque podía hasta cierto punto acelerarse mediante: una aireación constante, una trituración fina de la mena, usando soluciones de mayor concentración de cianuro que los empleados para el oro. (Chahuayo & Alejandro, 2012)

e. Efecto del oxígeno en la disolución: está comprobado que la presencia de oxigeno acelera la disolución. En pruebas de laboratorio, la rapidez de dilución cambia de 0.04 mg/cm2/hora sin oxígeno a 2.36 mg/cm2/hora teniendo un 99.5% de oxigeno requerido.

f. Efecto de la temperatura: la disolución del oro y la plata tiende a aumentar conforme aumenta la temperatura, disminuye la cantidad de oxígeno disuelto en el agua y también la solubilidad de los metales preciosos, pero en pruebas que se han hecho, se ve que la máxima disolubilidad se alcanza a los 85° C y teniendo en cuenta el costo que significa, normalmente se opera a la

temperatura ambiente y solo se calienta las soluciones cuando se trata de despojar el oro del carbón activado o cuando se cianuran concentrados de muy altas leyes. (Chahuayo & Alejandro, 2012)

2.2.3.5 Proceso de lixiviación por cianuración:

(Chahuayo & Alejandro, 2012). Si la plata y el oro se presentan como minerales propios y libres de ganga terrosa no metálica, el procedimiento utilizado para la recuperación de ambos metales es la cianuración.

En este método se aprovecha el poder lixiviante de los cianuros alcalinos en soluciones diluidas. El método de cianuración de los minerales de plata difiere muy poco del procedimiento empleado para los minerales de oro. Algunas veces el oro y la plata son tratados en la misma mena.

La plata es soluble en los cianuros alcalinos aunque más lentamente que el oro. Los haluros de plata se disuelven con facilidad, los sulfuros se disuelven muy lentamente y requieren gran exceso de cianuro. Debido a que el cianuro lixiviante entra a su vez en muchas reacciones secundarias, se produce un aumento en la cantidad de cianuro consumido. Por esta razón muchas veces las menas sulfuradas se preparan frecuentemente mediante la tostación oxidante o clorurante.

Generalidades, según Chahuayo & Alejandro en 2012:

- En 1840, Elkington descubre que se puede disolver el oro por medio de una solución de cianuro y el paso de corriente eléctrica.
- El Príncipe Bagtrion publica un informe sobre sus investigaciones, desarrolladas con respecto al proceso Elkington, llegando a las conclusiones siguientes:

  El cianuro de potasio disolvía el oro.

  La disolución es más rápida, cuanta más pequeña son las partículas;

  El oro se precipita de su solución sobre superficies metálicas, sin necesidad del paso de la corriente eléctrica.

  La disolución aumenta con la elevación de la temperatura de la solución;

  El aire atmosférico tiene una acción marcada, disminuyendo el tiempo de disolución.

- En 1844, Elsner descubre que el cianuro de potasio disuelve el oro, sin descomposición del agua y que el oxígeno necesario para la disolución del

oro se obtiene del aire disuelto en la solución y enunció la reacción que explica el proceso:

$$2Au + 4KCN + O_2 + 2H_2O = 2KAu(CN)_2 + H_2O_2 + 2KOH$$

- En 1888 a 1892, Janin estableció una teoría mediante la cual durante la disolución del oro en soluciones de cianuro se generaba hidrógeno gaseoso de acuerdo a la siguiente reacción, no siendo necesario el oxígeno.

$$2Au + 4NaCN + 2H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2$$

- En 1893, Maclaurin y en 1896, Christy sin embargo concluyeron mediante experimentación que era esencial para la cianuración la presencia de oxígeno, otorgando mayor sustento a la teoría de Elsner.
- En 1896, Bodlander sugirió que la disolución podría ocurrir en dos etapas, de acuerdo a las siguientes reacciones:

$$2Au + 4NaCN + 2H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2O_2$$

$$H_2O_2 + 2Au + 4\ NaCN = 2\ NaAu(CN)_2 + 2NaOH$$

- Podemos apreciar la formación del peróxido de hidrógeno como un producto intermedio. La ecuación total podría ser semejante a la ecuación de Elsner.
- En 1896, Christy, sugirió que el oxígeno necesario para la disolución liberaba gas cianógeno, y consideró que este gas era un agente activo para atacar al oro, la reacción explicativa es la siguiente:

$$½\ O_2 + 2NaCN + H_2O = (CN)_2 + 2NaOH$$

$$2Au + 2NaCN + (CN)_2 = 2NaAu(CN)_2$$

- En 1897, Skey, y en 1898, Park demostraron que la teoría anterior no era cierta, es decir el gas cianógeno no era activo frente al oro o a la plata.
- En 1905, Mc Arthur, argüía que si el oxígeno era necesario para la disolución, luego el cianato de potasio que se formaría por la oxidación del oro. Esta asunción fue refutada por Green en 1913 quien demostró que el cianato no tiene ninguna acción sobre el oro.
- En 1934, Barsky, determinó mediante cálculos termodinámicos las energías libres de formación de los complejos iónicos auro y argentocianuros. Debido a este tipo de cálculos se asentó más la teoría de Elsner y la de Bodlander; mientras que la de Janin, termodinámicamente no es factible.
- En 1934, Bonstra, fue el primero en reconocer que la disolución del oro y de la plata en soluciones de cianuro era similar a los procesos de corrosión de los metales en los cuales el oxígeno disuelto en la solución es reducido a

peróxido de hidrógeno y a ion hidroxilo. El anotó que la ecuación de Bodlander podría descomponerse en los siguientes:

$$O + 2H_2O + 2e- = H_2O_2 + 2OH$$

$$H_2O_2 + 2e^- = 2OH$$

$$Au = Au^+ + e^-$$

$$Au^+ + CN^- = AuCN$$

$$AuCN + CN^- = Au(CN)^-_2$$

- Las ecuaciones anteriores fueron demostradas experimentalmente por Thompson en 1947.
- En 1966, Habashi mostró la evidencia cinética del proceso de disolución, que es de naturaleza electroquímica, siendo la reacción total la siguiente:

$$2Au + 4NaCN + 2H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2O_2$$

- Para la plata puede describirse una ecuación similar.
- Sus conclusiones estuvieron basadas en los siguientes hechos:
- Por cada 2 equivalentes de metal disuelto se consume 1 mol de O_2;
- Por cada 1 equivalente de metal disuelto se consume 2 moles de cianuro;
- Por cada 2 equivalentes de metal disuelto se produce 1 mol de H_2O_2;
- Experimentalmente se ha mostrado que la disolución de la plata o del oro con los cianuros más el peróxido de hidrógeno en ausencia de oxígeno es un proceso lento, debido a que la reacción:

$$2Au + NaCN + H_2O_2 = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH$$

- Tiene lugar en poca cantidad. por otro lado, se inhibe la disolución con la presencia en gran cantidad de H_2O_2 debido a que oxida al ion cianuro a ion cianato el que no tiene poder disolvente, la reacción que explica esta oxidación es la siguiente:

$$CN^- + H_2O_2 = CON^- + H_2O$$

2.2.4 Cianuración

2.2.4.1 Cianuro

En 2001, Hagalstein, Logsdon, & Mudder indicaron que el Cianuro es un término general que se aplica a un grupo de sustancias químicas que contienen carbono y nitrógeno. Los compuestos de cianuro contienen sustancias químicas (antropogénicas) que se encuentran presentes en la naturaleza o que han sido producidas por el hombre. Existen más de 2000 fuentes naturales de cianuro, entre ellas, distintas especies de artrópodos, insectos, bacterias, algas hongos y plantas superiores.

El cianuro es la sustancia química elegida para la recuperación de oro. El cianuro es uno de los pocos reactivos químicos que disuelve el oro en agua. Es una sustancia química industrial común que se consigue fácilmente a un precio razonablemente bajo. Por razones técnicas y económicas, el cianuro es la sustancia química elegida para la recuperación del oro del mineral. El cianuro ha sido utilizado en la extracción de metales desde 1887 y actualmente se utiliza y maneja en forma segura en la recuperación de oro en todo el mundo.

Las operaciones mineras para la extracción de oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio, típicamente entre 0,01% 0,05% de cianuro (100 a 500 ppm). La mayor parte del cianuro producido se utiliza como compuesto básico para la industria química. El cianuro se produce en grandes cantidades (alrededor de 1.4 millón de toneladas por año) como uno de los pocos compuestos básicos que se utiliza principalmente para sintetizar una amplia gama de químicos orgánicos industriales, como el nylon y los acrílicos.

La recuperación de oro utiliza aproximadamente el 18% de la producción mundial de cianuro. El cianuro se produce naturalmente en diversos microorganismos, insectos y plantas. El cianuro es una molécula de carbono y nitrógeno que ocurre naturalmente y existió en la tierra antes del comienzo de la vida y fue uno de los compuestos fundamentales en la evolución.

Figura 1. Producción mundial de cianuro y porcentaje utilizado en minería.

Uso del cianuro en la producción de oro.

Una de las razones para el alto valor adjudicado al oro es su resistencia al ataque de la mayoría de los químicos. Una excepción es el camino o, más específicamente, una solución que contiene cianuro y que disuelve el metal precioso. El cianuro se utiliza en minería para extraer oro y plata del mineral, en particular mineral de baja ley y mineral que no puede tratarse fácilmente mediante procesos físicos simples como la trituración y la separación por gravedad.

El proceso

El uso de soluciones a base de agua para extraer y recuperar metales como el oro se denomina hidrometalurgia. Las operaciones de minería del oro utilizan soluciones muy diluidas de cianuro de sodio (NaCN), típicamente entre 0.01% y 0,05% de cianuro (100 a 500 ppm). El proceso de disolución del metal se denomina lixiviación. El cianuro de sodio se disuelve en agua donde, en condiciones ligeramente oxidantes, disuelve el oro contenido en el mineral. La solución resultante que contiene oro se denomina "solución cargada". Luego se agrega zinc o carbón activado a la solución cargada para recuperar el oro extrayéndolo de la solución.

La solución residual o "estéril" (es decir, carente de oro) puede recircularse para extraer más oro o enviarse a una instalación para el tratamiento de residuos. Existen dos enfoques generales para la lixiviación del oro de un mineral mediante cianuro: la lixiviación en tanque y la lixiviación en pila (por percolación). La lixiviación en tanque es el método convencional por el cual el mineral aurífero se tritura y se muele hasta reducirlos a menos de un milímetro de diámetro.

Con el método de lixiviación en pila, el mineral se tritura y se reduce a unos pocos centímetros de diámetro y se lo coloca en grandes pilas. Una solución de cianuro se hace pasar lentamente a través de estas pilas para disolver el oro. Cuando se utiliza la tecnología de lixiviación en pila para extraer oro, la solución estéril se recoge en un estanque que generalmente se recarga con cianuro y se recicla de regreso al sistema de lixiviación. (Hagalstein, Logsdon, & Mudder, 2001)

El cianuro en soluciones.

Después de haber extraído el oro por medio de procesos hidrometalúrgicos, pueden estar presentes tres tipos principales de compuestos de cianuro en los efluentes residuales o en las soluciones de los procesos: cianuro libre, cianuro débilmente complejado y cianuro fuertemente complejado. Juntos, los tres compuestos de cianuro constituyen el "cianuro total". Al conocer la química de

estos tres tipos de cianuro se puede comprender su comportamiento respecto de la seguridad y el ambiente.

Cianuro libre.

Es el término utilizado para describir tanto el ion de cianuro (CN) que se disuelve en el agua del proceso como cualquier cianuro de hidrogeno (HCN) que se forma en la solución. Las briquetas solidas de cianuro de sodio se disuelven en el agua para forma el ion de sodio y el anión de cianuro. El anión se combina luego con el ion de hidrogeno para formar HCN molecular. La concentración del ion de hidrogeno en el agua del proceso se expresa mediante el conocido parámetro pH.

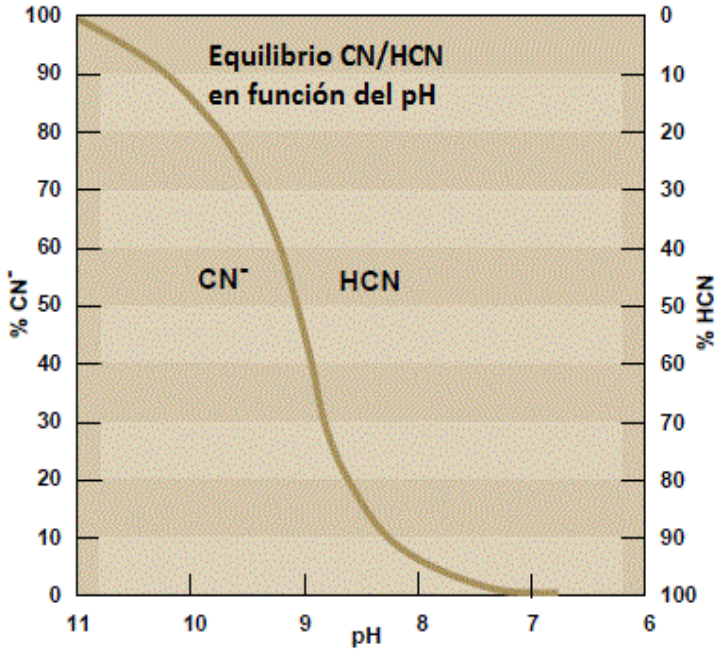


Figura 2. Equilibrio CN/HCN en función del pH

Casi todo el cianuro libre está presente como HCN cuando hay abundantes iones de hidrogeno presentes, es decir, a un valor de pH de 8 o menos. Este HCN, entonces, puede volatizarse y dispersarse en el aire. Cuando el pH es superior a 10.5, hay pocos iones de hidrogeno presentes y casi todo el cianuro libre está presente como CN. En condiciones normales de temperatura y presión, las concentraciones de HCN y CN son iguales a un valor de pH de aproximadamente 9.4. (Hagalstein, Logsdon, & Mudder, 2001).

Complejos de cianuro.

Hagalstein, Logsdon, & Mudder (2001) informaron que aunque las soluciones que contienen cianuro se utilizan en minería porque reaccionan con el oro, también

reaccionan con otros metales. El mineral aurífero casi siempre contiene otros metales, entre ellos hierro, cobre, zinc, níquel y plata, así como otros elementos, como el arsénico. En la mayoría de los cuerpos mineralizados, las concentraciones de otros metales típicamente son mayores que la concentración de oro en varios órdenes de magnitud. Por ejemplo, un mineral aurífero de baja ley apropiado para la lixiviación con cianuro podría contener 0.5 a 1 gramo de oro por tonelada (0.5 a 1 ppm de oro); por el contrario, la concentración de hierro de las rocas cristalinas promedio es de aproximadamente 3.5% (35000 ppm).

Los metales como el cobre, zinc, níquel pueden estar presentes en concentraciones que varían entre decenas y miles de partes por millón. La siguiente tabla muestra que pueden disolverse cantidades significativas de otros metales cuando el mineral que los contiene se lixivia con soluciones de cianuro.

Tabla 1. Elementos de Complejos de Cianuro y Rango de Concentración

ELEMENTOS	RANGO DE CONCENTRACIÓN: miligramos por litro (mg/L)
Cianuro total	50-2000
Arsénico	0-115
Cobre	0.1-300
Hierro	0.1-100
Plomo	0-0.1
Molibdeno	0-4.7
Niquel	0.3-35
Zinc	13-740

Los análisis químicos de las soluciones utilizadas en lo proyectos y de los efluentes residuales derivados del procesamiento indican que la mayor parte del cianuro en solución esta químicamente ligado a metales distintos de las pequeñas cantidades de oro y plata.

Cuando los elementos químicos se combinan en una solución para formar especies solubles, los químicos se refieren a ellas como "complejos". Existe una amplia gama de interacciones químicas y físicas entre los componentes de los complejos de cianuro de diferentes metales con gran precisión.

La evaluación de la cantidad y los tipos de cianuro es importante para todos los aspectos del uso del cianuro, es particularmente importante poder distinguir tanto con exactitud como con precisión entre los distintos compuestos de cianuro para asegurar la elección de una metodología eficaz de detoxificación.

Complejos débiles y fuertes de cianuro.

Convencionalmente, los químicos distinguen entre los complejos "débiles" y "fuertes" de cianuro "disociables en ácidos débiles" o cianuros DAD, pueden disociarse en solución y producir concentraciones ambientalmente significativas de cianuro libre. Los complejos débiles incluyen complejos de cianuro de cadmio, cobre, níquel, plata y zinc.

El grado al cual se disocian estos complejos depende en gran medida del pH de la solución. Por otra parte, los complejos fuertes de cianuro se degradan mucho más lentamente que el cianuro DAD en condiciones químicas y físicas normales. Los complejos de cianuro con oro, cobalto y hierro son fuertes y estables en solución. Esta estabilidad del complejo oro-cianuro es un factor clave en el uso del cianuro para la extracción de oro del mineral.

Para la mayoría de las situaciones mineras, los complejos fuertes de cianuro son predominantemente cianuros de hierro.

La velocidad a la cual los complejos se disocian y liberan cianuro libre en la solución depende de varios factores, entre ellos, la concentración inicial del complejo de cianuro, la temperatura, el pH de la solución y la intensidad de luz, especialmente de la radioactividad ultravioleta. (Hagalstein, Logsdon, & Mudder, 2001)

2.2.4.2 Termodinámica de la Cianuración

En 2012, Chahuayo y Alejandron anunciaron que en los sistemas acuosos hidrometalúrgicos es importante conocer su comportamiento termodinámico, para efectos de su interpretación se cuentan con los Diagramas de Pourbaix o Eh-pH. Los diagramas Eh-pH (Potencial de electrodo vs pH) han sido desarrollados para describir los equilibrios en un sistema de corrosión metálico, a parte de los sistemas hidrometalúrgicos.

Los diagramas Eh-pH, sirven para representar a los equilibrios heterogéneos, entendiendo que el sistema en estudio está en condiciones de estabilidad. Los diagramas indicados describen teóricamente las reacciones de hidrólisis, oxidación y reducción que ocurren en las soluciones acuosas.

A continuación se muestra el diagrama Eh-pH, para el sistema Au-CN-H2O a 25°C, en el cual se puede observar las áreas de predominancia de los principales compuestos en un sistema de lixiviación de oro en un medio cianurado. En la parte inferior se tiene el dominio de Au metálico, en zonas de potenciales reductores en medio ácido, el área va disminuyendo hasta hacerse constante en la zona de potenciales reductores en medio alcalino, el punto de intersección se da en el pH = 9,21, ocasionado por el límite de la reacción:

$H^+ + CN^- = HCN$

log K = 9.21 a 25°C

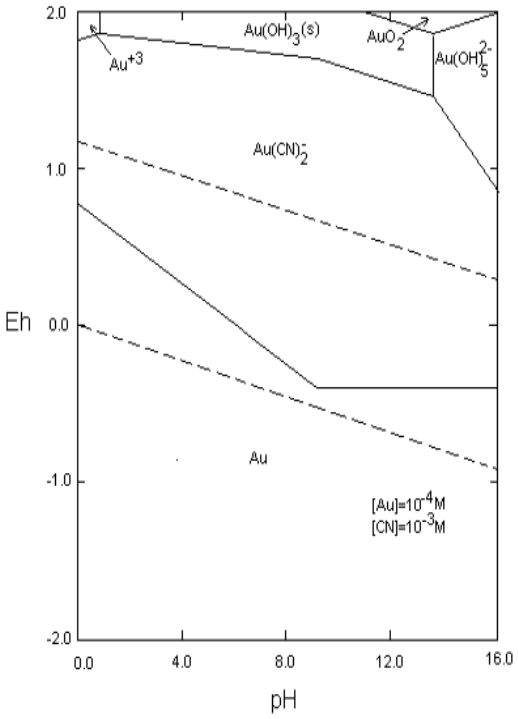


Figura 3. Diagrama de estabilidad potencial Pourbaix (potencial de electrodo vs pH) para el sistema Au-H2O-CN^- a 25°C. $[CN]_{total} = 10^{-3}$ M, concentración de todos los espacios solubles de oro $=10^{-4}$ M.

En este diagrama podemos observar el área del complejo $Au(CN)_2^-$, que es la principal especie disuelta del oro en este medio, que en su zona de potencial ligeramente más oxidante en medio alcalino es la zona más conveniente de trabajo para la lixiviación del oro, la operación a pH's menores a 9,21 ocasiona la pérdida de cianuro por hidrólisis de la reacción:

$$CN^- + H_2O = OH^- + HCN$$

Por esta razón se trata de mantener la protección alcalina usando cal (CaO) en rangos de pH entre 10 y 10,5; sobre este valor la velocidad de disolución decae posiblemente debido a la formación de una capa pasiva de $Au(OH)_3(s)$, sobre la superficie que se está lixiviando. En zonas de potencial oxidante en extremos de acidez se observa la presencia de la especie iónica $Au^{3+,}$ desde este límite se observa la existencia del $Au(OH)_3(s)$ hasta pH's bastante alcalinos, en extremos alcalinos se observa la presencia del ión $Au(OH)_5^{2-}$, y finalmente en potenciales más oxidantes se tiene al AuO_2. Las líneas punteadas describen el campo de estabilidad del agua de acuerdo a:

$$O_2 + 4H^+ + 4e^- = 2H_2O$$

$$2H_2O + 2e^- = 2OH^- + H_2$$

2.2.4.3 Cinética de la cianuración:

La velocidad de reacción en el proceso de cianuración podría verse modificado por los siguientes factores:

- La velocidad de disolución depende del área superficial del metal en contacto con la fase líquida indicando de esta manera que el proceso de disolución es un proceso heterogéneo; también depende de la velocidad de agitación, lo que indica que el proceso sufre la presión de un fenómeno físico.
- La velocidad de disolución es favorecida ligeramente por el aumento de temperatura, en tal caso podría requerirse menor cantidad de O_2 y es directamente proporcional a la presión parcial del O_2. También es favorecida ligeramente por la presencia de H_2O_2. Este hecho aboga por la aceptación del planteamiento hecho por Bodlander.
- La velocidad de disolución se ve perjudicada, cuando el pH de la pulpa es menor que 11 debido y por otro lado se favorece la formación de cupro y ferrocianuros y la formación de HCN que constituye un riesgo para la salud de los trabajadores cuando se trabaja en medio ácido.
- Finalmente la velocidad de disolución se favorece con una mayor concentración del os iones CN^- hasta una concentración límite llegado a la cual no incrementa la disolución, más bien la retarda. (Chahuayo & Alejandro, 2012)

2.2.4.4 Mecanismo de la cianuración:

Si bien, en forma general, la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto físicos como químicos y electroquímicos, en el caso específico de la cianuración se ha podido establecer que la disolución este regida por los principies electroquímicos de la corrosión.

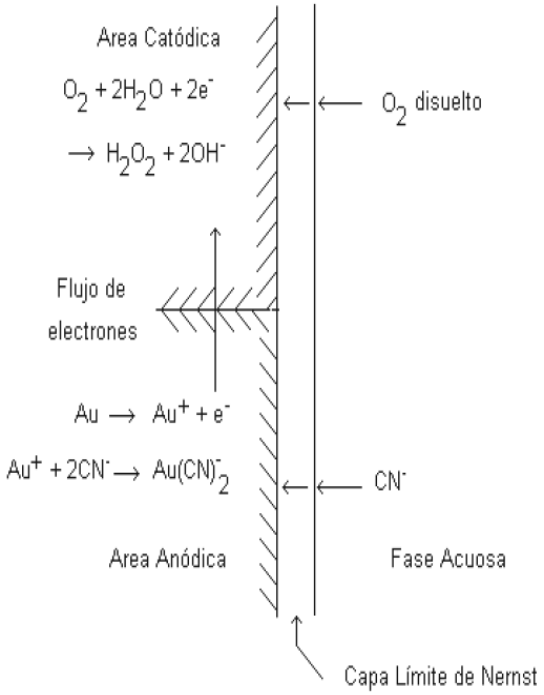


Figura 4. Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica.

La reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:

$$O_2 + 2H_2O + 2e^- = H_2O_2 + 2OH^-$$

$$2Au = 2Au^+ + 2e^-$$

$$Au^+ + 2CN^- = Au\,(CN)^-_2$$

El experimento demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase liquida, en la que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase solida constituida por el oro. La capa límite de Nernst, situada entre ambas fases, tiene un espesor variable según el método de lixiviación y la velocidad de agitación. (Misari, 2010)

2.2.4.5 Influencia de las impurezas en la cianuración

En 2012, Chahuayo y Alejandro informaron que a presencia de elementos diferentes al oro y a la plata tiene la siguiente influencia:

- Zinc

La mayoría de minerales de zinc son disueltos por soluciones de cianuro, como consecuencia se forman algunos de los siguientes compuestos:

- $Zn(CN)_2$ que es un compuesto insoluble en agua, soluble en ácidos diluidos para formar sales y soluble también en álcalis formando cianuros dobles y zincato.
- $Na_2Zn(CN)_4$ compuesto soluble en agua hasta cierto grado, incrementándose esta solubilidad a mas álcali libre.
- $FeZn_2(CN)_6$ insoluble en agua y en ácidos diluidos formando ferrocianuros y zincatos.

$$½\ O + H_2O + ZnS + 4NaCN = Na_2Zn(CN)_4 + S^{-2} + 2NaOH$$

Por otro lado, cuando se disuelve la esfalerita la solución contendrá tiocianatos, sulfatos y otros tipos de compuestos de azufre que generalmente consumen O2 por lo que se disputan el oxígeno necesario para la disolución del oro o de la plata.

- Cobre

La casi totalidad de minerales de cobre son solubles en soluciones de cianuro, formándose los siguientes compuestos casi en forma general:

- Cu(CN)2 compuesto inestable que se descompone con el calor o con el tiempo formando CuCN. Este último compuesto es insoluble en agua y en ácidos diluidos y muy ligeramente en álcalis cáusticos y en soluciones de amonio.
- Este CuCN es el compuesto cianicida, tal como lo explican las siguientes reacciones:

$$CuCN + NaCN = NaCu(CN)_2$$

$$CuCN + 2NaCN = Na_2Cu(CN)_3$$

$$CuCN + 3NaCN = Na_3Cu(CN)_4$$

La presencia de cobre como chalcopirita, así como crisocola y en cantidades de hasta 4 lb/Ton no causa detrimento sobre la cianuración del oro y de la plata.

- Fierro

El cianuro tiene una acción lenta sobre el fierro, pero algunas sales son solubles y forman generalmente los ferrocianuros y los ferricianuros. Por otro lado la presencia del fierro genera un consumo de oxígeno el cual es necesario para la disolución del oro y de la plata.

- Arsénico y antimonio

Estos elementos son fuertemente cianicidas. Por otro lado forman compuestos reductores que retardan y/o impiden la disolución del oro y de la plata.

- Ion sulfuro

Este ion podría afectar la disolución si es absorbido por el metal en la interfase metal solución formando una película que imposibilite la cianuración, por otro lado este ion reacciona con el cianuro y el oxígeno para formar el ion tiocianato que no es disolvente, la reacción siguiente explica lo expresado anteriormente.

S-2 + 2CN- + ½ O2 + H2O = 2CNS + 2OH-

- Formación de películas

A veces se tiene la formación de películas en la superficie del metal dificultando su disolución. Podemos citar sulfuros, peróxidos (por ejemplo, Ca(OH)2), óxidos, cianuros insolubles (tales como, AgCN, Pb(CN)2) y otras películas formadas ya sea por efectos de corrosión o aquellas que se forman en la flotación cuando este procedimiento precede a la cianuración. (Chahuayo & Alejandro, 2012)

2.2.4.6 Análisis de Soluciones Cianuradas.

Según Díaz y Condori, el término cianuro sirve para nombrar a una familia de compuestos químicos que se caracterizan por la presencia de un átomo de carbono enlazado a un átomo de nitrógeno mediante un enlace covalente triple.

$$(C \equiv N)^-$$ ion cianuro

El ácido cianhídrico, HCN, es un ácido débil en soluciones acuosas y su constante de acidez es de 6,2 x 10-10 a 25°C:

$$HCN_{(ac)} = H^+_{(ac)} + CN^-_{(ac)}$$

Por ello, las soluciones acuosas alcalinas de metales cianurados contienen una elevada concentración de iones hidroxilos y, en la formación de complejos, estos compiten exitosamente por el metal:

$$HCN_{(ac)} + OH^-_{(ac)} = CN^-_{(ac)} + H_2O_{(l)}$$

Tanto el ácido cianhídrico como el ion cianuro libre, en presencia de oxígeno y bajo condiciones adecuadamente oxidantes, se oxidan a cianato (CON-) de acuerdo a las ecuaciones que siguen:

$$4HCN_{(ac)} + 3\ O_{2(g)} = 4CNO^-_{(ac)} + 2H_2O_{(l)}$$

$$3CN^-_{(ac)} + 2O_{2(g)} + H_2O_{(l)} = 3CNO^-_{(ac)} + 2OH^-_{(ac)}$$

Estas reacciones son indeseables durante el proceso de lixiviación, ya que reducen el cianuro libre disponible y las especies de cianato no disuelven el oro. Estas reacciones de oxidación deberían ser termodinámicamente espontáneas. Sin embargo, en la práctica eso no ocurre, y se requieren oxidantes muy poderosos, tales como el Ozono (O3), el Peróxido de Hidrógeno (H2O2), el ácido Hipocloroso (HClO) u otro reactivo oxidante para lograr que la reacción para la destrucción del cianuro se produzca a una velocidad significativa.

Disolución del oro en soluciones cianuradas

La reacción de disolución de oro por el cianuro sugerida por L. Elsner (1 846) es la siguiente:

$$4Au_{(s)} + 8NaCN_{(ac)} + 2H_2O_{(l)} + O2_{(g)} = 4Na[Au(CN)_2]_{(ac)} + NaOH_{(ac)}$$

Pueden utilizarse disoluciones de cianuro relativamente diluidas debido al fuerte complejo formado entre el cianuro y el oro, diciano aurato (I) de Sodio (Na[Au(CN)2]). Además, según los estudios realizados por F. Habashi (1 966-67) concluyó que la concentración de CN- es beneficiosa en baja dosis, ya que a concentraciones más altas de cianuro se promueve la producción del ácido cianhídrico, que no disuelve el oro ni la plata, de acuerdo a la siguiente reacción:

$$CN^-_{(ac)} + H^+_{(ac)} = HCN_{(ac)}$$

Cuya constante de equilibrio es: K= 109,24, o sea:

$$Log([HCN]/[CN^-]) = 9{,}24 - pH$$

Es decir, a pH = 9,24 se empiezan a producir pérdidas de cianuro libre por formación de HCN gaseoso.

La reacción con la plata es análoga; sin embargo, el cianuro complejo de plata es más débil que el cianuro de oro y para disolverla debe emplearse disoluciones de cianuros más concentrados o tiempos de contacto más largos. La necesidad de condiciones más agresivas cuando hay presencia de plata, puede favorecer el ataque sobre otros minerales metálicos presentes en la mena, lo que lleva a aumentar el consumo de cianuro, a disminuir la selectividad y a aumentar las concentraciones de metales en disolución. (Díaz Inocente & Condori Ccoillo)

A pesar de la relativa especificidad de la reacción oro-cianuro, hay otros metales y componentes inorgánicos que reaccionan a la vez con el cianuro y en cierta medida con el hidróxido que debe estar presente para mantener el cianuro en forma iónica. Las reacciones con minerales ferríferos, es decir pirita o pirrotina, son de gran importancia en muchos casos, ya que estos minerales figuran entre los más consumidores de cianuro de una mena de oro.

La formación del ion ferrocianuro, [Fe(CN)5]-4 (en el cual el Fe se encuentra con estado de oxidación +2), es frecuentemente motivo de perturbación desde los puntos de vista operacional y ambiental. Pero, las condiciones para su formación son más limitadas. Se forma con relativa rapidez en condiciones de baja alcalinidad y escasa aireación, sobre todo si la pre-oxidación de la mena ha dado lugar a la presencia del ion ferroso. Esto se debe en parte a una caída del pH causada por la precipitación incompleta del hidróxido ferroso.

Debe señalarse que las condiciones para la formación de tiocianato y ferrocianuro a partir de minerales sulfurados de hierro son en cierta medida mutuamente restrictivas, puesto que las condiciones escogidas para minimizar a uno de ellos pueden promover la formación del otro. Esto tiene especial importancia desde el punto de vista de la depuración del agua residual, dado que el tiocianato crea una demanda de oxidante, es potencialmente tóxico por si mismo y se descompone formando amoniaco, que a su vez es causa de nuevas complicaciones.

Los sulfuros de hierro no son los únicos minerales capaces de generar tiocianato en las disoluciones de cianuro, todos los minerales sulfurados, excepto el sulfuro de plomo tienen esta posibilidad. El primer requisito para ello es la formación de compuestos que contengan átomos de azufre inestables en disolución. Entre ellos figuran las micelas de azufre elemental y los polisulfuros, tiosulfatos y politionatos alcalinos y alcalinotérreos. El cianuro no reacciona directamente con el ion sulfuro, pero los componentes antes citados pueden todos proporcionar iones sulfuros procedentes del ataque alcalino sobre los minerales que contienen sulfuros metálicos. Un método para minimizar la formación de tiocianato es el de favorecer la oxidación completa de los sulfuros a sulfatos, lo que puede realizarse en cierta medida por la adición de una sal de plomo juntamente con una vigorosa aireación. (Díaz Inocente & Condori Ccoillo)

2.3 Definición de términos básicos

Alcalinidad: se puede definir como una medida de su capacidad para neutralizar ácidos. En las aguas naturales, esta propiedad se debe principalmente a la presencia de ciertas sales de ácidos débiles, aunque también puede contribuir la presencia de bases débiles y fuertes. (Ballester, Verdeja, & Sancho, 2000)

Cianuración: es una técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua. Es el proceso más comúnmente utilizado para la extracción de oro. (Hagalstein, Logsdon, & Mudder, 2001)

Concentrado: Es el producto enriquecido de las operaciones de concentración de minerales. (Ballester, Verdeja, & Sancho, 2000)

Ganga: Esta constituida casi siempre por especies minerales terrosas o pétreas, principalmente cuarzo. La ganga también puede estar constituida por ciertos minerales metálicos sin valor como la Pirita, Mispickel, etc. y otros que son perjudiciales, como la Arsenopirita, Rejalgar, Oropimente, Estibina, etc. (Betejtin, 1970)

Gravimetría: es un método analítico cuantitativo, es decir, que determina la *cantidad* de sustancia, midiendo el peso de la misma con una balanza analítica y por último sin llevar a cabo el análisis por volatilización. (Ballester, Verdeja, & Sancho, 2000)

Lixiviación: es un proceso en el que un disolvente líquido pasa a través de un sólido pulverizado para que se produzca la disolución de uno o más de los componentes solubles del sólido. (Misari, 2010)

Mena: Está constituida por especies mineralógicas valiosas y cuyo aprovechamiento constituye el motivo fundamental de la explotación minera. (Betejtin, 1970)

Metalurgia: es la técnica de la obtención y tratamiento de los metales a partir de minerales metálicos, también estudia la producción de aleaciones, el control de calidad de los procesos. (Ballester, Verdeja, & Sancho, 2000)

Mineral: En minería mineral, es el producto de la explotación de una mina, ya sea que este producto tenga o no valor comercial. El mineral está constituido por la mena (parte valiosa) y la ganga (parte estéril o inservible). (Candiotti, 1976)

Molienda: Operación de reducción de tamaño de un mineral realizada posteriormente a la trituración; puede ser de tipo primario o secundario según el tamaño requerido del producto. (Ballester, Verdeja, & Sancho, 2000)

Molino de bolas: Cilindro metálico cuyas paredes están reforzadas con material fabricado en aleaciones de acero al manganeso. Estas molduras van apernadas al casco del molino y se sustituyen cuando se gastan. El molino gira y la molienda se realiza por efecto de las bolas de acero al cromo o manganeso que, al girar con el molino, son retenidas por las ondulaciones de las molduras a una altura determinada, desde donde caen y pulverizan por efecto del impacto, el material mineralizado mezclado con agua. (Ballester, Verdeja, & Sancho, 2000)

Óxidos: son minerales en los que el oxígeno forma enlace con los metales. (Candiotti, 1976)

pH: Potencial de hidrógeno. Es un número que indica la concentración de iones hidrógeno de una disolución. (Instituto Tecnológico Geominero de España, 1991)

2.4 Hipótesis

A mayor concentración de cianuro de sodio y menor granulometría del mineral oxidado, se incrementara la recuperación de Oro mediante lixiviación alcalina por agitación.

CAPÍTULO 3. GENERALIDADES

3.1 Ubicación:

El distrito de Cachachi, es uno de los cuatro distritos de la provincia de Cajabamba, ubicada en la parte oeste de dicha provincia, en el departamento de Cajamarca. Cuenta con un área de 820 Km^2 representando el 45.4% del territorio de la provincia de Cajabamba. Sus coordenadas son 9.158.000 N y 807.000 E, entre los paralelos 7° 30´ 0´´ y 7° 45´ 0´´ de latitud sur y el meridiano 78° 16´ 01.1´´ de longitud oeste.

3.2 Población:

Cachachi al ser el distrito más grande cuenta con casi un tercio de la población de la provincia y según un censo de 2007 cuenta con una población de 24 305 habitantes (INEI).

3.3 Accesibilidad:

El acceso al distrito de Cachachi es por carretera de primer orden aproximadamente 3 horas de Cajamarca. Existe un desvío de uno a dos horas de Cajabamba al lugar del proyecto, esta carretera se encuentra en malas condiciones y cruza el río Condebamba, como alternativa también existe un camino al norte y cruza el río a escasos kilómetros de Cajabamba.

La distancia de Cajamarca a Cajabamba es de 125 Km y de Cajabamba a Cachachi es de 62 Km, haciendo un total de 187 Km de Cajamarca a Cachachi.

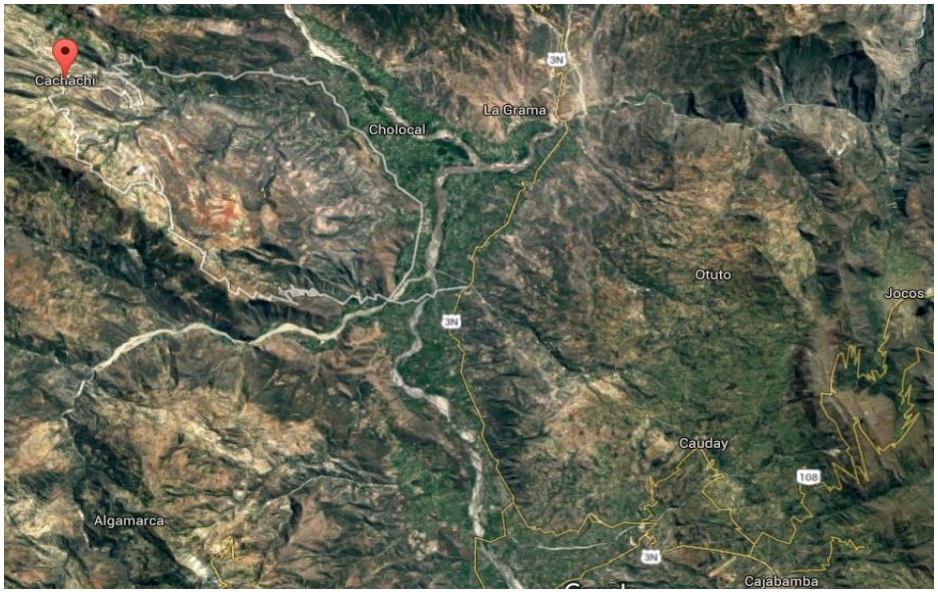


Figura 5. Ubicación de distrito de Cachachi

3.4 Recursos Naturales y Energéticos

Recursos Naturales

La fauna del lugar se compone de especies conocidas y comunes que los pobladores generalmente las crían, los pobladores crían generalmente animales menores, incluyendo ganado vacuno y auquénido. Además de éstas especies domésticas se pueden encontrar las especies de la fauna local; como aves, mamíferos y reptiles.

No se ha detectado ninguna especie de la fauna o flora en peligro de extinción en la zona del proyecto.

Recursos Energéticos

El área de la zona distrito de Cachachi cuenta con recurso de agua principalmente en los meses de lluvias, durante los meses de estiaje la cantidad disminuye en gran medida de tal forma que los cursos superficiales apenas los alimentan los manantiales.

El terreno tiene regular capa de suelo, la cobertura de vegetación natural es amplia pero no tupida, predominando los arbustos pequeños, esta característica hace que exista una regular intercepción de las precipitaciones y la intensidad de los drenajes sean moderados. (Gilberto, 2009)

3.5 Geología

3.5.1 Geología Regional

Estratigrafía:

La zona distrito de Cachachi está ubicado dentro de una faja sedimentaria de rumbo noroeste correspondiente al Grupo Goyllarisquizga de edad Cretácico Inferior y conformado por sedimentos marinos y terrígenos; a su vez esta faja está flanqueada por otras dos fajas volcánicas paralelas correspondientes a las Formaciones Quiruvilca y Cajamarca, ambas de edad terciaria, según INGEMMET, Boletín Nº 31

Serie A – Carta Geológica Nacional.

El grupo Goyllarisquizga está conformado por 5 formaciones las cuales desde la más antigua hasta la más reciente son: Chimu, Santa, Carhuaz, Farrat e Inca; algunos depósitos cuaternarios también ocurren en la zona pero en menor proporción.

- Formación Chimú: Ortocuarcitas blancas y areniscas cuarcíticas de grano medio a fino con menores cantidades de lutitas carbonosas. Sin embargo, regionalmente, esta formación es generalmente una arenisca blanca, limpia no metamorfoseada cuyo espesor es de 500 – 600 m.
- Formación Santa: Lutitas negras a grises dominantemente piríticas, en menor proporción limonitas y areniscas grises con una rara proporción de matriz calcárea (regionalmente: 1% a 10% de pirita). Espesor: 500 – 600 m.
- Formación Carhuaz: Lutitas grises y areniscas impuras de grano fino, limonitas rojizas (pardo rojizas) en menor proporción altamente lenticular. Espesor: 400 – 500 m.
- Formación Farrat: Areniscas y cuarcitas, típicamente limpias y de color blanco – amarillentas; en menor proporción limonitas lenticulares. Espesor: 350 – 400m.
- Formación Inca: Lutitas negras piríticas, Inter. Estratificadas con menores cantidades de areniscas y limonitas, ocasionalmente matriz calcárea. Espesor: 100 – 150 m.

Las unidades sedimentarias han sido cortadas por cuerpos intrusivos que van desde pórfidos intermedios (andesitas y dacitas) hasta pórfidos félsicos (cuarzo – feldespáticos). Edad: Terciario medio – inferior.

Los intrusivos intermedios son de color gris medio a oscuro con un 1% a 20% de fenocristales de plagioclasas, biotitas en grano fino y en menor proporción fenocristales cuarzo feldespáticos.

En superficies manifiestan generalmente una fuerte agilización.

Los pórfidos cuarzo- feldespáticos son de grano medio a grueso y están generalmente alterados hidrotermalmente a caolín y sericita. La intensidad de la alteración es superficialmente casi siempre fuerte y las texturas originales a menudo se han destruido. Los fenocristales de cuarzo comprenden del 5 al 15% de la roca y ocurren como ojos sub-angulares a sub-redondeados de más de 10 mm de diámetro. La biotita ocurre en libros de más de 3 mm de longitud. Algunos minerales máficos alongados se presentan también en la roca.

3.5.2 Geología Local

a) Geología Estructural

Las estructuras principales en la zona de estudio están relacionadas con el segundo movimiento del Ciclo Andino que desarrolló una provincia de pliegues y sobre escurrimientos en la región.

La zona está localizada dentro de un pliegue regional que afecta a la faja de rocas sedimentarias mesozoicas. El rumbo del eje del pliegue y de las fallas de sobre escurrimiento es hacia el noroeste. El félsico es también alongado hacia el nor-oeste pero probablemente refleja la orientación de las estructuras huéspedes.

b) Mineralización de la zona

Presenta una mineralización diseminada que contiene oro y plata, posiblemente de poca sulfuración y con probable diferencia de nivel de emplazamiento en todas partes de la zona.

Los controles de mineralización son básicamente los óxidos; seguidos en segundo término por las cuarcitas y areniscas. Estos materiales serán formados como controles y favorables para el modelo geológico. Los diques, pórfidos y lutitas son controles negativos para la mineralización. (Luis, Boletin N° 31 Geología de los Cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba., 1980).

CAPÍTULO 4. METODOLOGÍA

4.1 Operacionalización de las variables.

Variable independiente:

Concentración de Cianuro.

Granulometría.

Variable dependiente:

Recuperación de Oro.

Tabla 2. Operacionalización de las variables independientes y dependientes.

VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMEN-SIONES	INDICADORES
VI: Concentración de Cianuro	Es la cantidad de cianuro (en peso) que se encuentra disuelto en una cantidad dada de solución. Cuantitativamente se expresa en unidades físicas y unidades químicas. Las unidades físicas más utilizadas son % peso/peso; % peso/volumen; % volumen/volumen; ppm.	Esta se aplica cuando el mineral se encuentra a una granulometría adecuada, para así poder atacar al oro y poder lograr su recuperación. Para el caso de nuestra investigación utilizaremos 3 cantidades diferentes para trabajar con 3 granulometrías diferentes.	Unidad física	ppm
VI: Granulometría	Es la medición de los granos de una formación sedimentaria y el cálculo de la abundancia de los correspondientes a cada uno de los tamaños previstos por una escala granulométrica con fines de análisis tanto de su origen como de sus propiedades mecánicas.	Se utiliza una serie de tamices (mallas) con diferentes diámetros que son ensamblados en una columna, se agrega el mineral, luego se somete a vibración y movimientos rotatorios intensos. Luego de algunos minutos, se retiran los tamices y se desensamblan, tomando	malla	#

		por separado los pesos de material retenido en cada uno de ellos.		
VD: Recuperación de Oro.	Es la cantidad de Oro, expresado en porcentaje, extraído del mineral.	Para esta investigación, vamos a obtener oro mediante lixiviación por agitación.	Tasa	%

Fuente: Elaboración propia

4.2 Tipo de diseño de investigación.

Investigación Experimental: Experimental puro.

Se eligió el diseño experimental bifactorial realizándose 3 niveles de Concentración de Cianuro (ppm): 400, 600 y 800 con tres niveles de Granulometría: -#100, -#140, -#200, se realizó 3 pruebas para cada interacción.

La extracción de Au, se obtuvo de la recolección de datos correspondientes a cada una de las concentraciones de cianuro a una granulometría determinada.

Dónde:

Variables Independientes:

- Concentración de Cianuro (ppm).
- Granulometría (# malla).

Variables Dependientes:

- Recuperación de Oro (%)

El modelo matricial aplicado a los diferentes niveles, se muestra a continuación:

Tabla 3. Plantilla de pruebas

	X_3			Y_2			Y_3		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
X_1	M_{111}	M_{112}	M_{113}	M_{121}	M_{122}	M_{123}	M_{131}	M_{132}	M_{133}
X_2	M_{211}	M_{212}	M_{213}	M_{221}	M_{222}	M_{223}	M_{231}	M_{232}	M_{233}
X_3	M_{311}	M_{312}	M_{313}	M_{321}	M_{322}	M_{323}	M_{331}	M_{332}	M_{333}

Fuente: Elaboración propia

Dónde:

M	: Medición a efectuar.
X_1....X_3	: Cianuro de sodio (ppm)
Y_1....Y_3	: Granulometría (# de malla).

4.3 Material

4.3.1 Población.

Mineral oxidado con alta ley de Oro del distrito de Cachachi.

4.3.2 Muestra.

Se recolectó dos muestras de 50 Kg cada una. Muestreo aleatorio.

4.3.3 Unidad de estudio.

Se seleccionó muestras de ½ Kg para la lixiviación por agitación.

4.4 Métodos

4.4.1 Técnicas de recolección de datos y análisis de datos.

Los métodos para obtener la información y la metodología usada para elaborar el presente trabajo son:

- Información secundaria: obtenida de diversas fuentes, entre las que se destaca las tesis para la obtención de títulos de diferentes universidades, informes especializados, anuarios de empresas, entre otros.
- Carta geológica del INGEMMET, donde se ha evaluado planos de ubicación.
- Muestreo aleatorio, se obtuvo des muestras de 50 Kg cada una, y se aplicó ensayos físicos y químicos.

4.4.2 Instrumentos para la investigación:

a) Insumos y reactivos:

- Solución de Cianuro de Sodio
- Soda caustica
- Rodamina
- Nitrato de Plata

- Cal
- Bolsas plásticas
- Papel filtro.

b) Materiales de Laboratorio:

- 01 bureta
- 01 pipeta de 50 ml
- 02 vasos de 500 ml
- Kitasato
- Probeta graduada de 25 cc.
- Embudo
- Piseta

c) Equipos:

- Balanza analítica
- Chancadora cónica
- PH metro
- Juego de tamices (mallas)
- Cronometro

4.4.3 Tratamiento de datos:

De acuerdo al diseño experimental planteado, se realizó un análisis estadístico de los datos, para determinar la significancia de las variables de estudio, de acuerdo a la distribución de Fisher (F), y a un nivel de confianza del 95%. Mediante el cual decidimos si las variables en estudio son o no son significativas, en el rango experimental estudiado.

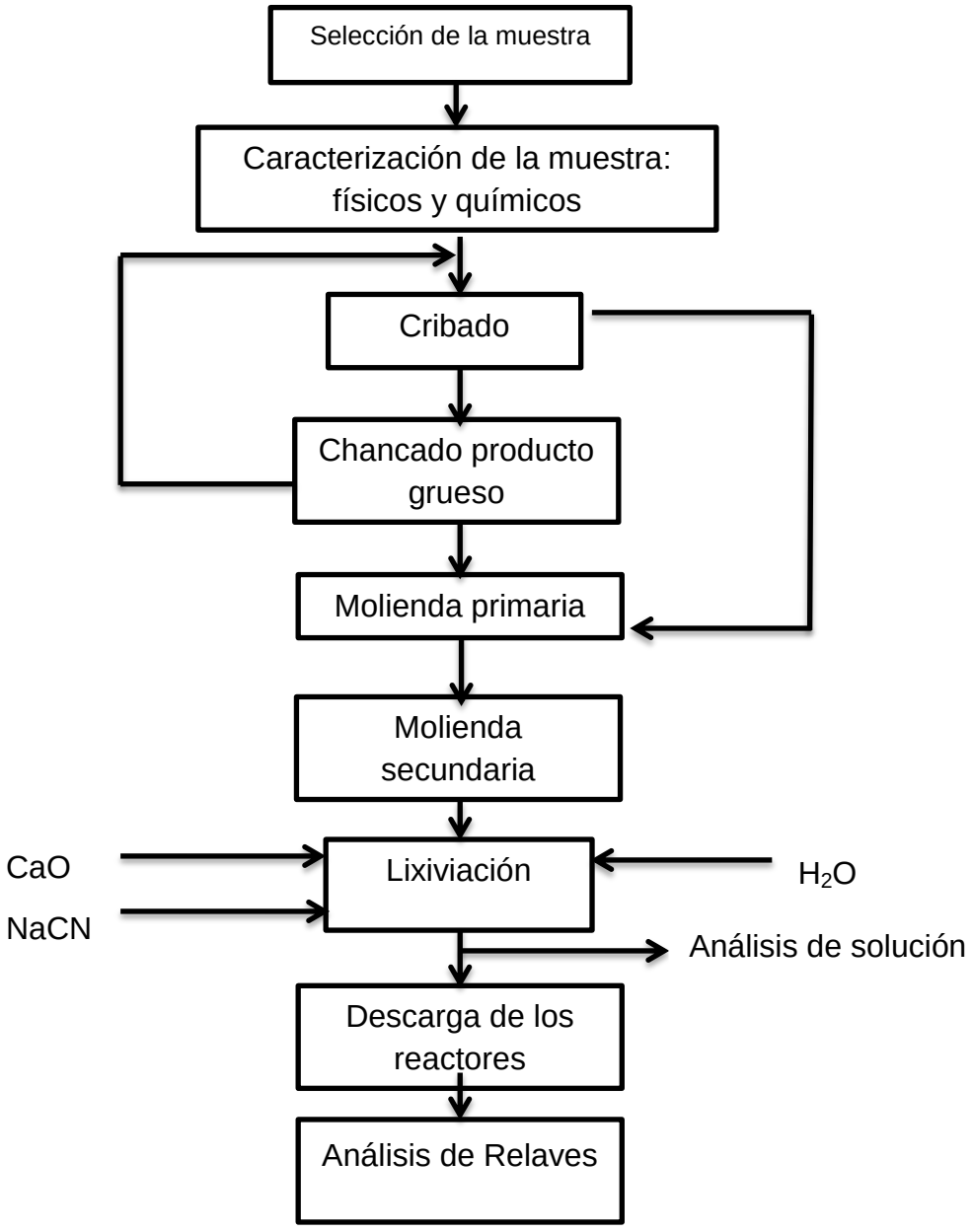


Figura 6. Diagrama de bloques para el proceso de lixiviación

CAPÍTULO 5. RESULTADOS

5.1 Resultados de Análisis de Laboratorio de Minas (UPN).

UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE

ENSAYO POR IMPACTO (Martillo Schmidt)

N° de Muestra	Dimensiones (pulg.)	Resultados (MPa)			
		N° 1	N° 2	N° 3	Promedio
1	5,31 x 6,10	8	9	8	8,3
2	4,72 x 5,90	10	9	8	9
3	3,74 x 5,51	9	9	8	8,6
4	5,31 x 7,08	8	7	8	7,6
5	3,93 x 3,14	9	9	9	9
6	4,72 x 4,33	10	9	10	9,6
7	4,13 x 5,70	7	8	7	7,3
8	5,51 x 7,08	8	8	9	8,3

Oscar Vásquez Mendoza
COORDINADOR LABORATORIO DE INGENIERÍA DE MINAS
UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE

Vía de Evitamiento Norte cuadra15 s/n.
T. +51 (076) 602525
www.upn.edu.pe

UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE

ENSAYO DE CARGA PUNTUAL

N° de Muestra	Dimensiones (pulg.)	Resultados (MPa)
1	5,31 x 6,10	6.14
2	4,72 x 5,90	7.14
3	3,74 x 5,51	8.23
4	5,31 x 7,08	6.61
5	3,93 x 3,14	6.04
6	4,72 x 4,33	4.38
7	4,13 x 5,70	7.80
8	5,51 x 7,08	6.42

Oscar Vásquez Mendoza
COORDINADOR LABORATORIO DE
INGENIERÍA DE MINAS
UNIVERSIDAD PRIVADA DEL

Vía de Evitamiento Norte cuadra15 s/n.
T. +51 (076) 602525
www.upn.edu.pe

5.2 Resultados de Análisis químico, contenido de metales del mineral (SGS):

SGS

INFORME DE ENSAYO
GQ1601793

Página 1 de 2

A solicitud de:	Diego Samir Mendo Escalante Jr. Chanchamayo N° 212 - Cajamarca		
Por cuenta de:	Diego Samir Mendo Escalante Jr. Chanchamayo N° 212 - Cajamarca		
Producto:	Muestra Exploración Geoquímica y/o Menas	**Cantidad Muestras:**	1
Detalle de Análisis:	TIPO RECONOCIMIENTO	**Fecha de Recepción:**	22/07/2016
Tipo de Análisis:	PREPARACION Y ANALISIS QUIMICO	**Fecha de Ensayo:**	Del 22/07/2016 Al 28/07/2016
Localidad de preparación:	CAJAMARCA		
Descripción del Estado y Condición de la Muestra:	En bolsas de plástico con nudo Granulometría de 1 pulg aprox. Peso aprox. de 5 kg húmeda.		
Referencia Cliente:	Solicitud 19-07-2016		
Notas:			

Esquema	Método
FAA313	SGS-EF-ME-02 / Setiembre 2015 Rev.08 / Determinación de Oro en dorés por AAS.
ICP12B	SGS-MN-ME-43 / Mayo 2014. Rev. 12 / Muestras de Exploración Geoquímica - Digestión Ácido Nítrico y Clorhídrico - ICPOES.
PMI_CH	Peso de Muestra Recibido
PMI_M10	ASTM E 389-69 / Particle Size or screen analysis at N°4 (4.75-mm) Sieve and coarser for Metal bearing ores and related materials
PMI_M140	ASTM E 276-68 / Particle Size or screen analysis at N°4 (4.75-mm) Sieve and finer for Metal bearing ores and related materials

Elemento	Au	Ag	Al	As	Ba	Be	Bi	Ca
Esquema	FAA313	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B
Unidad	ppb	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%
Limite de Detección	5	0.2	0.01	3	1	0.5	5	0.01
MUESTRA UNICA	>10000	>100.0	0.68	34	40	<0.5	<5	2.00

Elemento	Cd	Co	Cr	Cu	Fe	Ga	K	La
Esquema	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B
Unidad	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	%	ppm
Limite de Detección	1	1	1	0.5	0.01	10	0.01	0.5
MUESTRA UNICA	65	3	28	1554.6	1.16	<10	0.19	10.4

Elemento	Li	Mg	Mn	Mo	Na	Nb	Ni	P
Esquema	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B
Unidad	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%
Limite de Detección	1	0.01	2	1	0.01	1	1	0.01
MUESTRA UNICA	37	0.08	148	232	6.04	<1	415	0.05

Elemento	Pb	S	Sb	Sc	Sn	Sr	Ti	Tl
Esquema	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B
Unidad	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm
Limite de Detección	2	0.01	5	0.5	10	0.5	0.01	2
MUESTRA UNICA	4199	0.11	7	2.3	<10	30.4	0.02	<2

Elemento	V	W	Y	Zn	Zr	Hg	Se	Te
Esquema	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B	ICP12B
Unidad	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Limite de Detección	2	10	0.5	0.5	0.5	1	10	10
MUESTRA UNICA	26	<10	3.5	>10000.0	3.7	124	226	<10

Este documento no podrá ser reproducido parcialmente sin autorización de SGS del Perú S.A.C.
El informe de ensayo sólo es válido para la muestra del prototipo o del lote sometido a análisis, no pudiendo extenderse los resultados del informe a ninguna otra unidad o lote que no haya sido analizado.
Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.
Este documento es emitido por la Compañía bajo las Condiciones Generales de Servicio, y pueden encontrarse en la pagina http://www.sgs.com/terms_and_conditions.htm Su aplicación se extiende al límite de la responsabilidad, indemnización y jurisdicción definidas en ella.
Se informa a cualquier persona que tenga en su poder este documento, que el contenido del mismo, refleja los hallazgos de la Compañía solo al momento de su intervención y dentro de los límites de las instrucciones del Cliente, si hubiera alguna. La Compañía es únicamente responsable ante su Cliente y este documento no exime a las partes de una transacción de ejercer todos sus derechos y obligaciones en virtud de los documentos de la transacción.
Cualquier modificación no autorizada, fraude o falsificación del contenido o de la apariencia de este documento es ilegal y los culpables pueden ser procesados al máximo del alcance de la ley.
No obstante lo estipulado en la Cláusula 8 de las Condiciones Generales de Servicio de SGS, todos los conflictos que se originen en, o que tengan relación con las Relaciones Contractuales regidas por este contrato, se regirán y serán interpretadas de acuerdo con las leyes substantivas de Perú, excluyendo cualquier disposición legal con respecto a los conflictos de leyes y se resolverán finalmente de acuerdo al Reglamento del

SGS del Perú S.A.C. Av. Elmer Faucett 3348 - Callao 1 t (51-1) 517.1900 f (51-1) 517.4089 www.pe.sgs.com

Miembro del Grupo SGS (Société Générale de Surveillance)

SGS

INFORME DE ENSAYO
GQ1601793

Elemento	Peso Muestra	P_MEN10	P_MEN140
Esquema	PMI_CH	PMI_M10	PMI_M140
Unidad	g	%	%
Limite de Detección			
MUESTRA UNICA	5270	93	98

Notas de Almacenaje:
Pasado el plazo de almacenamiento de 90 días para Remanentes o Pulpas y 30 días para Rechazos o Gruesas, se procederá a descartar las muestras. Favor no considerar esta información si se presentaran instrucciones al inicio del servicio.

Emitido en Callao-Perú el , 04/08/2016

Edgar Zárate Aguilar
Supervisor de Laboratorio

Este documento no podrá ser reproducido parcialmente sin autorización de SGS del Perú S.A.C.
El informe de ensayo sólo es válido para la muestra del prototipo o del lote sometido a análisis, no pudiendo extenderse los resultados del informe a ninguna otra unidad o lote que no haya sido analizado.
Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.
Este documento es emitido por la Compañía bajo las Condiciones Generales de Servicio, y pueden encontrarse en la pagina http://www.sgs.com/terms_and_conditions.htm Su aplicación se extiende al límite de la responsabilidad, indemnización y jurisdicción definidas en ella.
Se informa a cualquier persona que tenga en su poder este documento, que el contenido del mismo, refleja los hallazgos de la Compañía solo al momento de su intervención y dentro de los límites de las instrucciones del Cliente, si hubiera alguna. La Compañía es únicamente responsable ante su Cliente y este documento no exime a las partes de una transacción de ejercer todos sus derechos y obligaciones en virtud de los documentos de la transacción.
Cualquier modificación no autorizada, fraude o falsificación del contenido o de la apariencia de este documento es ilegal y los culpables pueden ser procesados al máximo del alcance de la ley.
No obstante lo estipulado en la Cláusula 8 de las Condiciones Generales de Servicio de SGS, todos los conflictos que se originen en, o que tengan relación con las Relaciones Contractuales reguladas por este contrato, se regirán y serán interpretadas de acuerdo con las leyes substantivas de Perú, excluyendo cualquier disposición legal con respecto a los conflictos de leyes y se resolverán finalmente de acuerdo al Reglamento del

SGS del Perú S.A.C. Av. Elmer Faucett 3348 - Callao 1 t (51-1) 517.1900 f (51-1) 517.4089 www.pe.sgs.com

Miembro del Grupo SGS (Société Générale de Surveillance)

5.3 Resultados de Balance mediante prueba de Cianuración en Botella

Los resultados de las diferentes pruebas experimentales para hallar los mejores rangos de concentración de cianuro y Granulometría para la recuperación de oro de un mineral oxidado aurífero, estos valores son mostrados a continuación en las siguientes tablas.

- **Variación de la Concentración de Cianuro 400 ppm y Granulometría #100:**

Tabla 4. Condiciones de la Prueba (400/#100)

CONDICIONES DE LA PRUEBA	
Tipo de mineral :	oxido
Granulometría :	80%-100#
Dilución (%solidos)	33%
Acides del mineral :	10
Peso de Mineral (Kg) :	0.5
Agua (L) :	1
Fuerza NaCN (ppm) :	376
NaCN(g)	0.376
NaOH (g)	1.5
pH :	11
Tiempo de agitación(hrs) :	36

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5. Información de la Prueba

Fecha y Hora		Tiempo de agitación (hr)	pH	Gasto AgNO3 (ml)	NaCN libre (ppm)	NaOH agregado (gr)	NaCN reposición (gr)	NaCN Eliminado (gr)	NaCN Acumulado (gr)
26/07/2016	8:30 p.m.	0	11	0.00	376.0	1.5	0.000	0	0
26/07/2016	9:30 p.m.	1	11	0.60	61.42	0	0.3146	0.0006	0.3140
26/07/2016	11:30 p.m.	3	11	1.20	122.84	0	0.2532	0.0012	0.5659
27/07/2016	2:30 a.m.	6	11	1.80	184.27	0	0.1917	0.0018	0.7558
27/07/2016	5:30 a.m.	9	11	2.10	214.98	0	0.1610	0.0021	0.9147
27/07/2016	8:30 a.m.	12	11	2.20	225.22	0	0.1508	0.0056	1.0598
27/08/2016	2:30 p.m.	18	11	2.20	225.22	0	0.1508	0.0023	1.2083
27/08/2016	8:30 p.m.	24	11	2.80	286.64	0	0.0894	0.0072	1.2905
28/08/2016	2:30 a.m.	30	11	3.20	327.59	0	0.0484	0.0033	1.3357
28/08/2016	8:30 a.m.	36	11	3.30	337.82	0	0.0382	0.0084	1.3654
Total							1.398	0.032605	
				Consumo de NaOH		1.500	Consumo de NaCN	1.365	

Fuente: Elaboración propia

El gráfico siguiente muestra la Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación.

Figura 7. Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación.

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para la concentración de NaCN 400 ppm y Granulometría #100:

Tabla 6. Prueba N°1 Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.263	7.263	76.98	46.56
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.44
Cabeza Calc.	0.5	31.196	15.598		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**76.98**	%Recuperación calculada Au	46.56	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 7. Prueba N°2 Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.103	7.103	75.28	46.01
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.99
Cabeza Calc.	0.5	30.876	15.438		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**75.28**	%Recuperación calculada Au	46.01	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8. Prueba N°3 Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.312	7.312	77.50	46.73
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.27
Cabeza Calc.	0.5	31.294	15.647		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**77.50**	%Recuperación calculada Au	46.73	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 600 ppm y Granulometría #100:**

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para concentración de NaCN 600 ppm y Granulometría #100:

Tabla 9. Prueba N°1 Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.359	7.359	78.00	46.89
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.11
Cabeza Calc.	0.5	31.388	15.694		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**78.00**	%Recuperación calculada Au	46.89	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10. Prueba N°2 Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.363	7.363	78.04	46.90
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.10
Cabeza Calc.	0.5	31.396	15.698		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**78.04**	%Recuperación calculada Au	46.90	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 11. Prueba N°3 Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.354	7.354	77.94	46.87
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.13
Cabeza Calc.	0.5	31.378	15.689		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**77.94**	%Recuperación calculada Au	46.87	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 800 ppm y Granulometría #100:**

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para Concentración de NaCN 800 ppm y Granulometría #100:

Tabla 12. Prueba N°1 Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.358	7.358	77.99	46.89
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.11
Cabeza Calc.	0.5	31.386	15.693		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**77.99**	%Recuperación calculada Au	46.89	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13. Prueba N°2 Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.371	7.371	78.12	46.93
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.07
Cabeza Calc.	0.5	31.412	15.706		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**78.12**	%Recuperación calculada Au	46.93	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14. Prueba N°3 Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #100.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.368	7.368	78.09	46.92
Relave	0.5	16.67	8.335	88.34	53.08
Cabeza Calc.	0.5	31.406	15.703		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		**78.09**	%Recuperación calculada Au	46.92	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 400 ppm y Granulometría #140:**

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para Concentración de NaCN 400 ppm y Granulometría #140:

Tabla 15. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 400 ppm y Granulometría #140

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.636	7.636	80.93	49.74
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	50.26
Cabeza Calc.	0.5	30.702	15.351		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		80.93	%Recuperación calculada Au	49.74	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 400 ppm y Granulometría #140.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.587	7.587	80.41	49.58
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	50.42
Cabeza Calc.	0.5	30.604	15.302		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		80.41	%Recuperación calculada Au	49.58	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 400 ppm y Granulometría #140.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.576	7.576	80.30	49.55
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	50.45
Cabeza Calc.	0.5	30.582	15.291		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		80.30	%Recuperación calculada Au	49.55	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 600 ppm y Granulometría #140:**

Tabla 18. Condiciones de la Prueba (600/#140)

CONDICIONES DE LA PRUEBA	
Tipo de mineral :	oxido
Granulometría :	80%-140#
Dilución (%solidos)	33%
Acides del mineral :	10
Peso de Mineral (Kg) :	0.5
Agua (L) :	1
Fuerza NaCN (ppm) :	565
NaCN(g)	0.565
NaOH (g)	1.5
pH :	11
Tiempo de agitación(hrs) :	36

Tabla 19. Información de la prueba

Fecha y Hora		Tiempo de agitación (hr)	pH	Gasto AgNO3 (ml)	NaCN libre (ppm)	NaOH agregado (gr)	NaCN reposición (gr)	NaCN Eliminado (gr)	NaCN Acumulado (gr)
26/07/2016	8:30 p.m.	0	11	0.00	0.0	1.5	0.000	0	0
26/07/2016	9:30 p.m.	1	11	1.00	102.4	0	0.463	0.0010	0.4616
26/07/2016	11:30 p.m.	3	11	1.50	153.6	0	0.411	0.0015	0.8715
27/07/2016	2:30 a.m.	6	11	2.00	204.7	0	0.360	0.0020	1.2297
27/07/2016	5:30 a.m.	9	11	3.00	307.1	0	0.258	0.0031	1.4845
27/07/2016	8:30 a.m.	12	11	3.20	327.6	0	0.237	0.0082	1.7138
27/07/2016	2:30 p.m.	18	11	3.50	358.3	0	0.207	0.0036	1.9169
27/07/2016	8:30 p.m.	24	11	3.90	399.2	0	0.166	0.0100	2.0727
28/07/2016	2:30 a.m.	30	11	4.80	491.4	0	0.074	0.0049	2.1414
28/07/2016	8:30 a.m.	36	11	5.2	532.3	0	0.033	0.0133	2.1607
Total							2.208	0.0476	
				Consumo de NaOH		1.500	Consumo de NaCN	2.161	

El gráfico siguiente muestra la Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación.

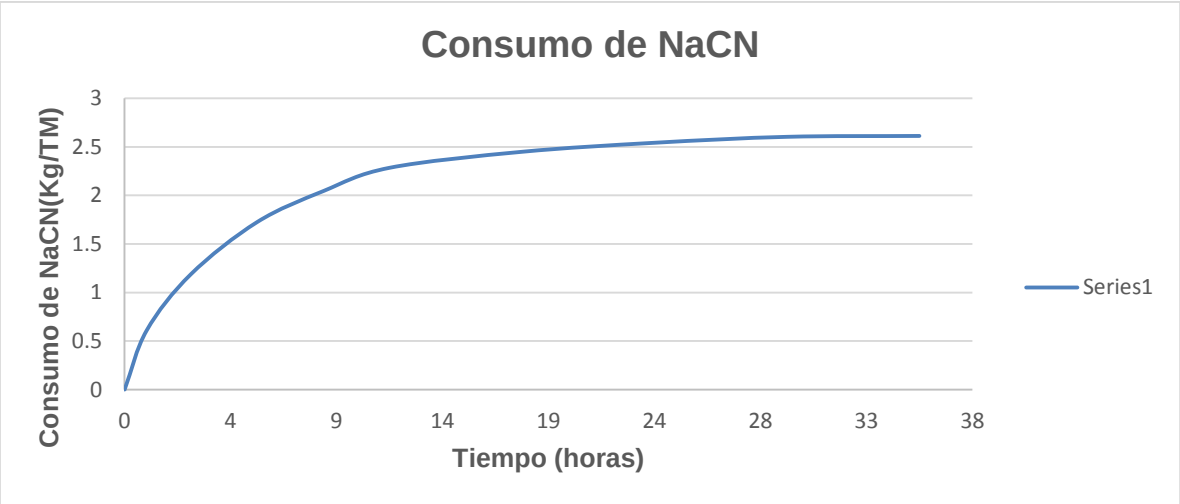


Figura 8. Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación.

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para Concentración de NaCN 600 ppm y Granulometría #140:

Tabla 20. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 600 ppm y Granulometría #140.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.546	8.546	90.58	52.56
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	47.44
Cabeza Calc.	0.5	32.522	16.261		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		90.58	%Recuperación calculada Au	52.56	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 600 ppm y Granulometría #140

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.469	8.469	89.76	52.33
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	47.67
Cabeza Calc.	0.5	32.368	16.184		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		89.76	%Recuperación calculada Au	52.33	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 22. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 600 ppm y Granulometría #140

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.615	8.615	91.31	52.76
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	47.24
Cabeza Calc.	0.5	32.66	16.33		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		91.31	%Recuperación calculada Au	52.76	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 800 ppm y Granulometría #140:**

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para Concentración de NaCN 800 ppm y Granulometría #140:

Tabla 23. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #140.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.586	8.586	91.00	52.67
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	47.33
Cabeza Calc.	0.5	32.602	16.301		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		91.00	%Recuperación calculada Au	52.67	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 24. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #140.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.589	8.589	91.03	52.68
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	47.32
Cabeza Calc.	0.5	32.608	16.304		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		91.03	%Recuperación calculada Au	52.68	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #140.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.715	8.715	92.37	53.04
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	46.96
Cabeza Calc.	0.5	32.86	16.43		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		92.37	%Recuperación calculada Au	53.04	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 400 ppm y Granulometría #200:**

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para Concentración de NaCN 400 ppm y Granulometría #200:

Tabla 26. Prueba N° 1. Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #200.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	6.698	6.698	70.99	46.47
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	53.53
Cabeza Calc.	0.5	28.823	14.123		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		70.99	%Recuperación calculada Au	46.47	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27. Prueba N° 2. Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #200.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	6.720	6.720	71.22	46.55
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	53.45
Cabeza Calc.	0.5	28.87	14.435		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		71.22	%Recuperación calculada Au	46.55	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28. Prueba N° 3. Análisis con concentración de CN 400 ppm y Granulometría #200.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	6.739	6.739	71.43	46.62
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	53.38
Cabeza Calc.	0.5	28.908	14.454		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		71.43	%Recuperación calculada Au	49.55	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 600 ppm y Granulometría #200:**

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para concentración de NaCN 600 ppm y Granulometría #200:

Tabla 29. Prueba N° 1. Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #200.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.076	7.076	75.00	47.84
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	52.16
Cabeza Calc.	0.5	29.583	14.791		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		75.00	%Recuperación calculada Au	47.84	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30. Prueba N° 2. Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #200.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.070	7.070	74.93	47.82
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	52.18
Cabeza Calc.	0.5	29.569	14.785		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		74.93	%Recuperación calculada Au	47.82	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 31. Prueba N° 3. Análisis con concentración de CN 600 ppm y Granulometría #200.

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	7.132	7.132	75.59	48.04
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	51.96
Cabeza Calc.	0.5	29.694	14.845		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		75.59	%Recuperación calculada Au	49.55	

Fuente: Elaboración propia

- **Concentración de Cianuro de 800 ppm y Granulometría #200:**

Tabla 32. Condiciones de la prueba (800/#200)

CONDICIONES DE LA PRUEBA	
Tipo de mineral :	oxido
Granulometría :	80%-200#
Dilución (%solidos)	33%
Acides del mineral :	10
Peso de Mineral (Kg) :	0.5
Agua (L) :	1
Fuerza NaCN (ppm) :	754
NaCN(g)	0.754
NaOH (g)	1.5
pH :	11
Tiempo de agitación(hrs) :	36

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33. Información de la prueba (800/#200)

Fecha y Hora		Tiempo de agitación (hr)	pH	Gasto AgNO3 (ml)	NaCN libre (ppm)	NaOH agregado (gr)	NaCN reposición (gr)	NaCN Eliminado (gr)	NaCN Acumulado (gr)
26/07/2016	8:30 p.m.	0	11	0.00	0.0	1.5	0.000	0	0
26/07/2016	9:30 p.m.	1	11	1.40	143.3	0	0.611	0.0014	0.6092
26/07/2016	11:30 p.m.	3	11	1.70	174.0	0	0.580	0.0017	1.1875
27/07/2016	2:30 a.m.	6	11	2.10	215.0	0	0.539	0.0021	1.7244
27/07/2016	5:30 a.m.	9	11	4.20	430.0	0	0.324	0.0043	2.0441
27/07/2016	8:30 a.m.	12	11	4.90	501.6	0	0.252	0.0125	2.2839
27/07/2016	2:30 p.m.	18	11	5.70	583.5	0	0.170	0.0058	2.4486
27/07/2016	8:30 p.m.	24	11	6.30	644.9	0	0.109	0.0161	2.5415
28/07/2016	2:30 a.m.	30	11	6.70	685.9	0	0.068	0.0069	2.6028
28/07/2016	8:30 a.m.	36	11	7.1	726.8	0	0.027	0.0182	2.6118
TOTAL							2.681	0.0691	
					Consumo de NaOH	1.500	Consumo de NaCN	2.612	

El gráfico siguiente muestra la Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación.

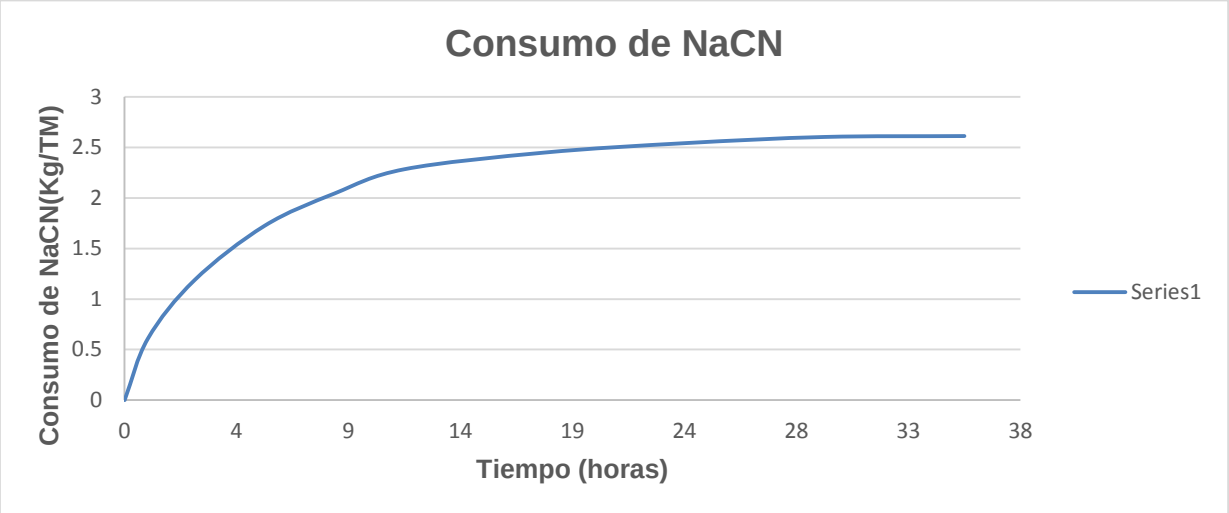


Figura 9. Influencia de la Concentración de Cianuro vs Tiempo de Agitación.

Resultados del análisis mediante cianuración en botella. Se realizó 3 pruebas, para Concentración de NaCN 800 ppm y Granulometría #200:

Tabla 34. Prueba N° 1. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #200

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.276	8.276	87.72	51.75
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	48.25
Cabeza Calc.	0.5	31.982	15.991		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		87.72	%Recuperación calculada Au	51.75	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 35. Prueba N° 2. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #200

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.308	8.3075	88.05	51.85
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	48.15
Cabeza Calc.	0.5	32.045	16.0225		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		88.05	%Recuperación calculada Au	51.85	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 36. Prueba N° 3. Análisis con Concentración de CN 800 ppm y Granulometría #200

Mineral	Peso(Kg)o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
Cabeza	0.5	18.87	9.435	100	
Solución	1	8.303	8.303	88.00	51.84
Relave	0.5	15.43	7.715	81.77	48.16
Cabeza Calc.	0.5	32.036	16.018		100.00
%recuperación Ensayada de Au.		88.00	%Recuperación calculada Au	51.84	

Fuente: Elaboración propia

5.4 Presentación de Gráficos.

Gráfico N° 1.

Evaluamos la Concentración de cianuro de Sodio vs Recuperación de Oro; según los datos obtenidos de las pruebas mediante lixiviación por agitación.

Datos:

Tabla 37. Concentración cianuro de Sodio vs Recuperación de Oro

Concentración de Cianuro (ppm)	Recuperación de Oro (%)
	Promedio
400	76.12
600	81.24
800	85.82

Gráfica:

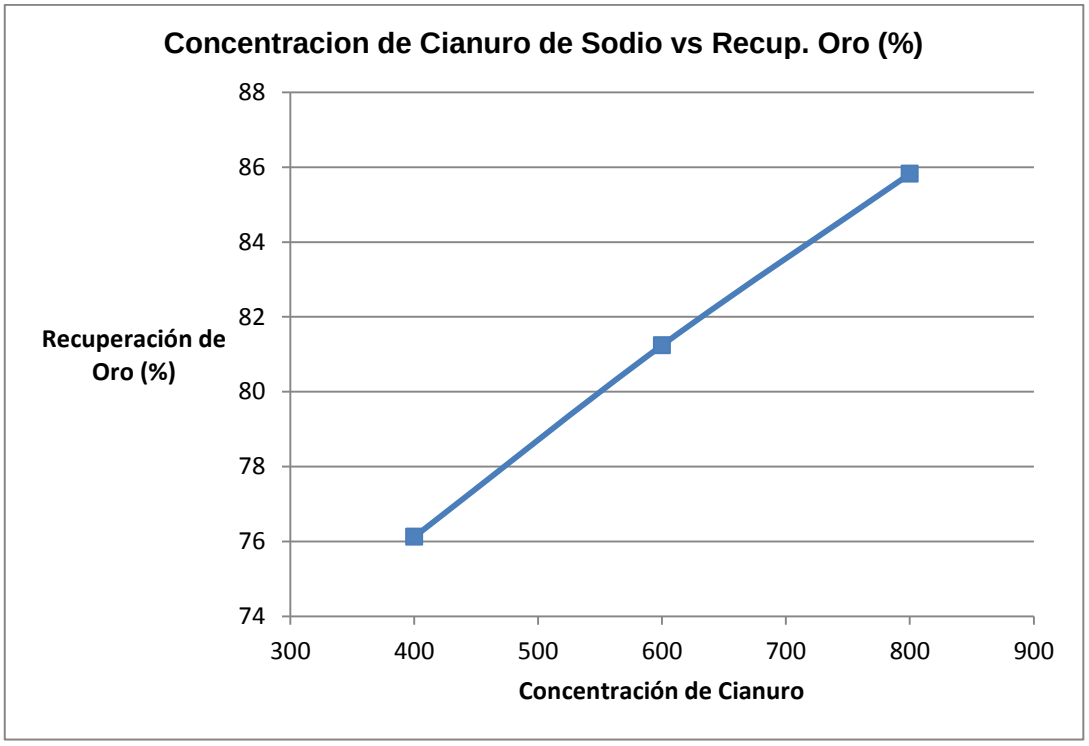


Figura 10. Concentración de Cianuro vs Recuperación de Oro (%)

Gráfico N° 2.

Evaluamos la Granulometría vs Recuperación de Oro; según los datos obtenidos de las pruebas mediante lixiviación por agitación.

Datos:

Tabla 38. Granulometría vs Recuperación de Oro

Granulometría # malla	Recuperación de Oro (%)
	Promedio
100	77.55
140	87.52
200	78.10

Gráfica:

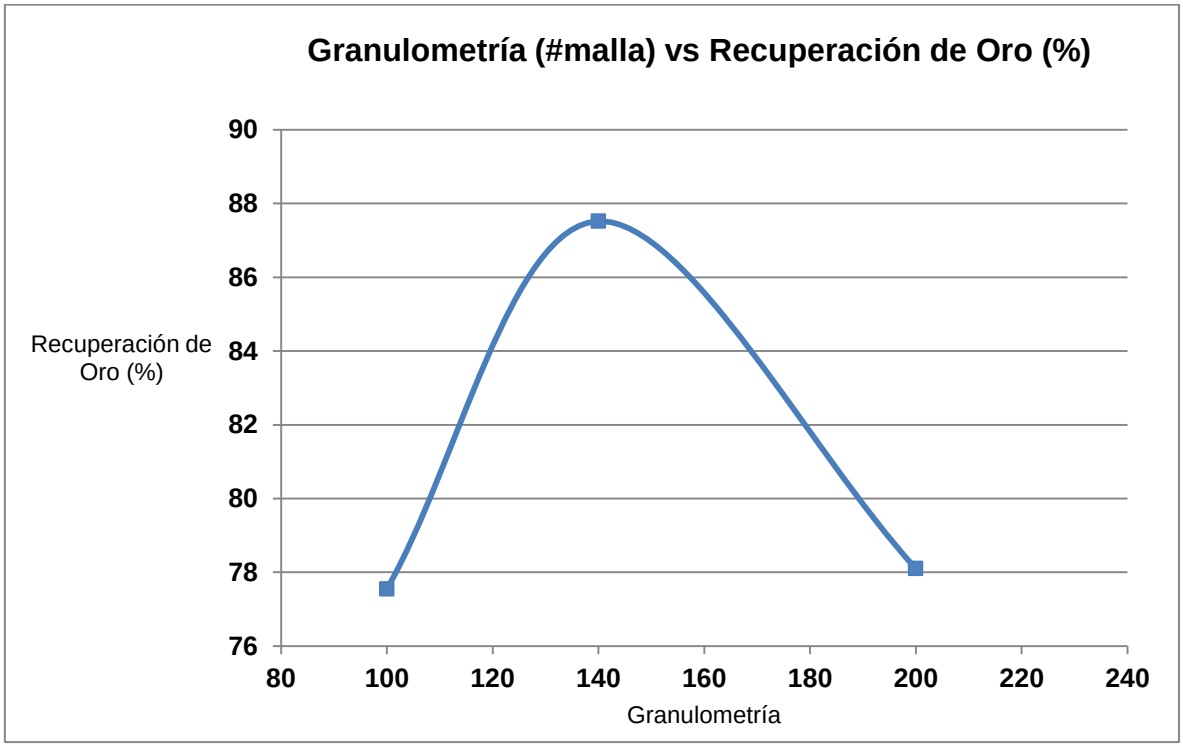


Figura 11. Granulometría (#malla) vs Recuperación de Oro (%)

Gráfico N° 3.

Evaluamos la interacción de ambas variables vs Recuperación de Oro; según los datos obtenidos de las pruebas mediante lixiviación por agitación.

Datos:

Tabla 39. Interacción de ambas variables vs Recuperación de Oro

Granulometría (# malla)	Recuperación de Oro (%) Promedio
100	76.59
100	77.99
100	78.07
140	80.55
140	90.55
140	91.47
200	71.21
200	75.17
200	87.92

Concentración de Cianuro (ppm)	Recuperación de Oro (%) promedio
400	76.59
400	80.55
400	71.21
600	77.99
600	90.55
600	75.17
800	78.07
800	91.47
800	87.92

Gráfica:

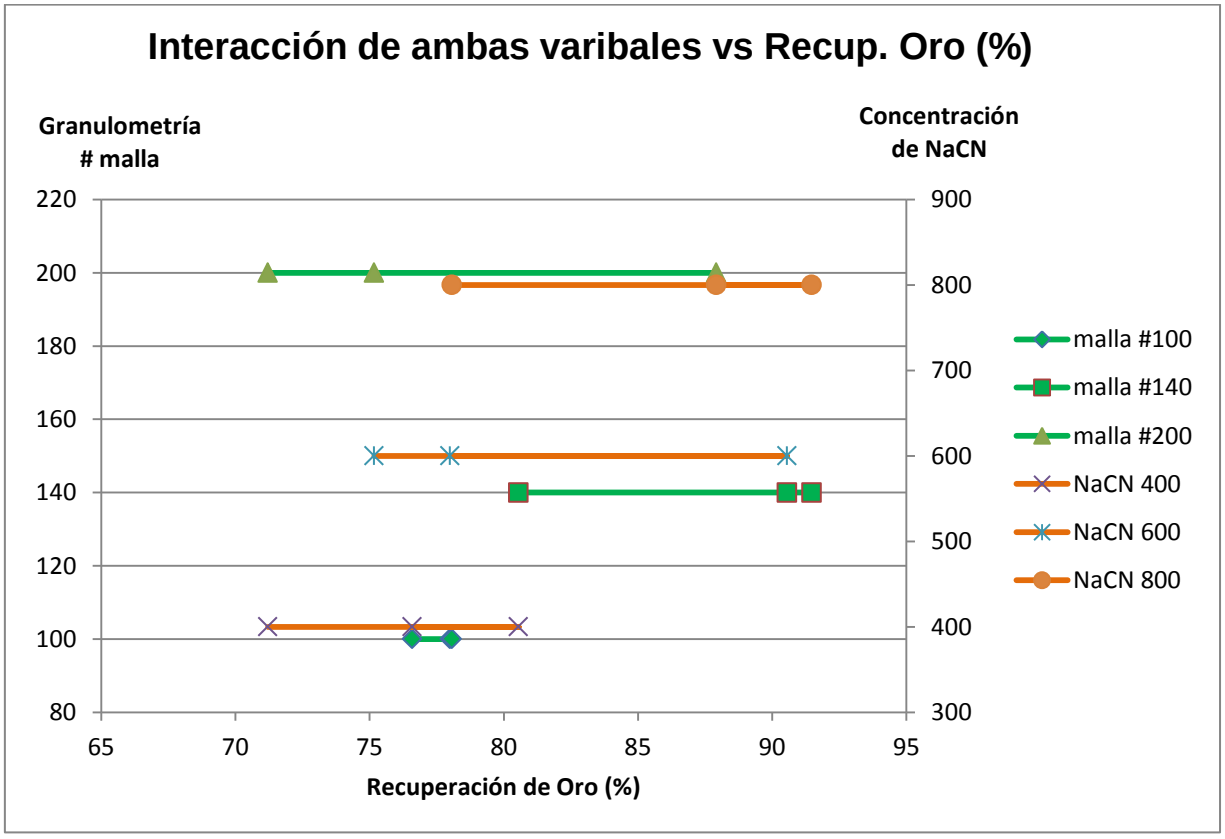


Figura 12. Interacción de ambas variables vs Recuperación de Oro (%)

5.5 Resultados de Análisis de Varianza (ANVA) de la Recuperación de Oro.

A continuación se presentan los resultados individuales y totalizados de Concentración de Cianuro y Granulometría para la recuperación de Oro en la medida de porcentaje.

Tabla 40. Recuperación de Oro (%)

Factor (%)	**Granulometría** (#malla)								
Concentración de Cianuro de Sodio (ppm)	100			140			200		
400	76.98	75.28	77.50	80.93	80.41	80.30	70.99	71.22	71.43
600	78.00	78.04	77.94	90.58	89.76	91.31	75.00	74.93	75.59
800	77.99	78.12	78.09	91.00	91.03	92.37	87.72	88.05	88.00

Mostramos también los resultados de las sumatorias de las concentraciones de cianuro y las Granulometrías:

Tabla 41. Sumatorias de CN y Granulometría

Sumatoria Yi (horizontal)	**Sumatoria Yj (Vertical)**	**Sumatoria Yij (Combinación)**		
685.04	**697.94**	**229.76**	**241.64**	**213.64**
731.15	**787.69**	**233.98**	**271.65**	**225.52**
772.37	**702.93**	**234.20**	**274.40**	**263.77**

Los valores de N, a, b, r y C:

Tabla 42. Variables Análisis ANVA

N=	27.0
a=	3.0
b=	3.0
r=	3.0
C = Y^2/N	177399.810

Suma de Cuadrados:

Tabla 43. Suma de Cuadrados

SSt=	1252.92467
SSa=	424.138867
SSb=	565.341489
Sssubtotales=	1247.13753
Sse=	5.78713333
SSab=	257.657178
Comprobación Sse	5.78713333

Análisis de Varianza ANVA:

Tabla 44. Análisis de Varianza ANVA para recuperación de Oro

Fuente de Variación	Fo
Tratamiento A	17.71
Tratamiento B	23.61
Interacción AB	200.351

Utilizando la tabla de Fisher "F" nivel de significancia del 95%

Tabla 45. Valores según tabla de Fisher

Fo	Fα,v1,v2	Resultados
Fa	2;18	3.55
Fb	2;18	3.55
Fab	4;18	2.93

Finalmente obtenemos como resultado:

Tabla 46. Resultado de Hipótesis

Fo	Fα,v1,v2	Resultado
17.71	3.55	Hipótesis Alterna
23.61	3.55	Hipótesis Alterna
200.351	2.93	Hipótesis Alterna

CAPÍTULO 6. DISCUSIÓN

6.1 Prueba en botella:

6.1.1 Evaluación de la Concentración de Cianuro de sodio:

- **Con una fuerza de Cianuro de Sodio de 400 ppm con Granulometría (malla #100, -#140, #200), en la recuperación de Oro:**

  De los resultados obtenidos mediante el proceso de cianuración por agitación (botella), se muestra las tablas:

  - N° 5, 6 y 7 donde tenemos como valor promedio de recuperación 76.59 % a una Granulometría de -#100
  - N° 14, 15 y 16 obtenemos un promedio de 80.55% de recuperación de oro a una granulometría de -#140
  - N°25, 26 y 27 obtenemos un promedio de 71.21% de recuperación de oro a una granulometría de -#200.

  Como podemos observar la mayor recuperación la tenemos con la granulometría de #140 esto se debe a que con la granulometría #100, las partículas de Oro no están lo suficientemente liberadas para el ataque del cianuro, es decir, hay un menor contacto de la solución lixiviante con las partículas de oro.

  Por otra parte, con la malla N° #200 hay un exceso de liberación, en este caso el mineral de la zona distrito de Cachachi contiene otros metales, en elevadas concentraciones como, Fe, Zn, As, que actúan como cianicidas y provocan un consumo excesivo de cianuro, además como mencionamos en el ítem 2.2.3.3. el mineral no debe contener una excesiva proporción de finos que impida la percolación de las disoluciones, esto también se menciona en la pág. 27 (lixiviación por agitación).

- **Con una fuerza de Cianuro de Sodio de 600 ppm con Granulometría (malla #100, #140, #200), en la recuperación de Oro:**

  De los resultados obtenidos mediante el proceso de cianuración por agitación (botella), se muestra las tablas:

  - N° 8, 9 y 10 tenemos como valor promedio de recuperación de oro de 77.99 % a una Granulometría de #100
  - N° 14, 15 y 16 obtenemos un promedio de 90.55% de recuperación de oro a una granulometría de #140
  - N°25, 26 y 27 obtenemos un promedio de 75.17% de recuperación de oro a una granulometría de #200.

Como podemos observar el resultado muestra que la mayor recuperación de oro se obtiene en la malla #140.

- **Con una fuerza de Cianuro de Sodio de 800 ppm con Granulometría (malla #100, #140, #200), en la recuperación de Oro:**

  De los resultados obtenidos mediante el proceso de cianuración por agitación (botella), se muestra las tablas:

  - N° 11, 12 y 13 tenemos como valor promedio de recuperación de oro de 78.07 % a una Granulometría de #100
  - N° 22, 13 y 24 obtenemos un promedio de 91.47% de recuperación de oro a una granulometría de #140
  - N° 33, 34 y 35 obtenemos un promedio de 87.92% de recuperación de oro a una granulometría de #200.

  Todas estas pruebas se realizaron con una fuerza de Cianuro de Sodio (NaCN) de 754 ppm.

6.1.2 Evaluación de la Granulometría:

- **Con malla #100, para las fuerza de cianuro de sodio de 400, 600, 800 ppm, en la recuperación de Oro:**

  De los resultados obtenidos mediante el proceso de cianuración por agitación (botella), se muestra las tablas:

  - N° 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, donde tenemos como valor promedio de recuperación 77.55 % a una Granulometría de #100

- **Con malla -#140, para las fuerza de cianuro de sodio de 400, 600, 800 ppm, en la recuperación de Oro:**

  De los resultados obtenidos mediante el proceso de cianuración por agitación (botella), se muestra las tablas:

  - N° 14, 15, 16, 19, 20, 21, 22, 23, 24, donde tenemos como valor promedio de recuperación 87.52 % a una Granulometría de #140

- **Con malla -#200, para las fuerza de cianuro de sodio de 400, 600, 800 ppm, en la recuperación de Oro:**

  De los resultados obtenidos mediante el proceso de cianuración por agitación (botella), se muestra las tablas:

  - N° 25, 26, 27, 28, 29, 30, 33, 34, 35, donde tenemos como valor promedio de recuperación 78.10 % a una Granulometría de #200

6.2 Análisis ANVA.

Según los datos obtenidos estadísticamente mediante el análisis de varianza efectuado a un nivel de confianza del 95 %, representado en la tabla N. 47 se muestra lo siguiente:

Para:

- Fa: Concentración de Cianuro tenemos que $F_0 > F_{tabular}$; 17.71 > 3.55

  Entonces de las hipótesis:

  Hipótesis Nula (H_0): La concentración de CN no afecta la recuperación de Oro.

  Hipótesis Alterna (H_1): La concentración de CN si afecta la recuperación de Oro.

  Vamos a elegir la **Hipótesis Alterna:** La concentración de CN **si afecta** la recuperación de Oro.

- Fb: Granulometría tenemos que $F_0 > F_{tabular}$; 23.61 > 3.55

  Entonces de las hipótesis:

  Hipótesis Nula (H_0): La Granulometría no afecta en la recuperación de Oro.

  Hipótesis Alterna (H_1): La Granulometría si afecta en la recuperación de Oro.

  Vamos a elegir la **Hipótesis Alterna:** La Granulometría **si afecta** la recuperación de Oro.

- Fab: Interacción entre concentración de cianuro y granulometría tenemos que $F_0 > F_{tabular}$; 200.351 > 2.93

  Hipótesis Nula (H_0): La interacción de Concentración de CN y la Granulometría no afecta la recuperación de Oro.

  Hipótesis Alterna (H_1): La interacción de Concentración de CN y la Granulometría si afecta la recuperación de Oro.

  Vamos a elegir la **Hipótesis Alterna:** La interacción de Concentración de CN y la Granulometría **si afecta** la recuperación de Oro.

CONCLUSIONES

- Se determinó recuperación de oro, mediante lixiviación por agitación (cianuración en botella), obteniéndose un promedio total de 78.68%, siendo la recuperación más alta de 92.37%.

- Se concluye que la concentración de cianuro, la granulometría y la interacción de ambas variables tienen un efecto altamente significativo en la recuperación de oro.

- Se determinó sobre la concentración de cianuro de sodio, que a mayor concentración se produce una mayor recuperación de oro, siendo la recuperación más alta de 92.37% con 800 ppm, y que la granulometría no aumenta linealmente con la recuperación de oro, la mayor recuperación se obtuvo con la malla #140. Con lo que podemos concluir que nuestra hipótesis no se cumple.

- Al realizar el análisis económico mediante el uso de múltiples herramientas de análisis financiero obtenemos el VAN el cual es de 2,718,241 y TIR de 42 %; por lo que podemos llegar a la conclusión de que la implementación del presente proyecto es RENTABLE y VIABLE.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda efectuar la cianuración en botella hasta las 18 horas de tratamiento, ya que en adelante se tiene una tendencia lineal y ya no existe recuperación de metal.

- Con el fin de obtener la mayor recuperación posible, se recomienda no tener un exceso de finos, la cual provoque un mayor consumo de cianuro.

- Se sugiere evaluar el contenido de metales (aparte del oro), del mineral para tener conocimiento si se da un pre-tratamiento o no, con el fin de que el proceso de recuperación sea el más rentable posible.

- Se recomienda que para el análisis económico final se considere los subproductos como la plata, con el fin de tener mayores ingresos y así poder tener un análisis más detallado.

APÉNDICE

Cálculos para el análisis de varianza (ANVA)

Permite determinar si las medias de cada nivel o tratamiento son estadísticamente diferentes. Para su determinación se procedió como se indica a continuación.

Datos previos

Planteamiento de hipótesis

- **Concentración de CN**

Hipótesis Nula (H_0): La concentración de CN no afecta la recuperación de Oro.

Hipótesis Alterna (H_1): La concentración de CN si afecta la recuperación de Oro.

- **Granulometría**

Hipótesis Nula (H_0): La Granulometría no afecta en la recuperación de Oro.

Hipótesis Alterna (H_1): La Granulometría si afecta en la recuperación de Oro.

- **Concentración de CN y Granulometría**

Hipótesis Nula (H_0): La interacción de Concentración de CN y la Granulometría no afecta la recuperación de Oro.

Hipótesis Alterna (H_1): La interacción de Concentración de CN y la Granulometría si afecta la recuperación de Oro.

Nivel de significancia

En ingeniería se trabaja con un 95 % de confianza (α=0.05)

Criterio de rechazo

Se rechaza la hipótesis nula (H_0) si $F_0 > F_{\alpha,V1,V2}$, donde el F_0 se obtiene experimentalmente y el $F_{\alpha,V1,V2}$ (Anexo : Tabla 47).

Presentación de datos

En la Tabla 43 se presentan los datos individuales y totalizados de Concentración de CN y Granulometría para la recuperación de Oro en la medida de %, que permiten realizar el análisis de varianza respectivo.

Tabla 47. Recuperación de Oro tratado a diferentes Concentraciones de Cianuro y Granulometrías en pruebas de cianuración en botella.

Factor (%)	**Granulometría** (um)								
Fuerza de Cianuro de Sodio (ppm)	100			140			200		
376	76.98	75.28	77.50	80.93	80.41	80.30	70.99	71.22	71.43
565	78.00	78.04	77.94	90.58	89.76	91.31	75.00	74.93	75.59
754	77.99	78.12	78.09	91.00	91.03	92.37	87.72	88.05	88.00

En la tabla 44 se presenta los resultados de las sumatorias de las concentraciones de cianuro y las Granulometrías

Tabla 48. Sumatorias Yi, Yj y Yij

Sumatoria Yi (horizontal)	**Sumatoria Yj (Vertical)**	**Sumatoria Yij (Combinación)**		
685.04	697.94	229.76	241.64	213.64
731.15	787.69	233.98	271.65	225.52
772.37	702.93	234.20	274.40	263.77

- ## Cálculo del término de corrección (C)

$$C = \frac{Y^2}{N}$$

C = 177399.81

- **Cálculo de la suma del total de cuadrados (SST)**

$$SS_T = \sum_{i=1}^{a}\sum_{j=1}^{b} Yij^2 - C$$

$SS_T = 1252.92$

- **Cálculo de la suma de cuadrados para concentración de Cianuro (SSa)**

$$SS_a = \frac{\sum_{i=1}^{a} Yi^2}{n} - C$$

$SS_a = 424.14$

- **Cálculo de la suma de cuadrados para la Granulometría (SSb)**

$$SS_b = \frac{\sum_{i=1}^{b} Yi^2}{n} - C$$

$SS_b = 565.34$

- **Cálculo de la suma de cuadrados para obtener subtotales (SSsubtotales)**

$$SS_T = \sum_{i=1}^{a}\sum_{j=1}^{b} \frac{Yij^2}{r} - C$$

$SS_{subtotales} = 1247.14$

- **Cálculo de la suma de cuadrados para la interacción de las 2 variables: concentración de CN y Granulometría (SSab)**

$SS_{ab} = SS_{subtotales} - SS_a - SS_b$

$SS_{ab} = 257.66$

- **Cálculo de la suma de cuadrados debido al error (SSE)**

$SS_E = SS_T - SS_{ab} - SS_a - SS_b$

$SS_E = 5.787$

- **Cálculo de la media de la suma de cuadrados para la concentración de Cianuro (MSa)**

$$MS_a = \frac{SS_a}{a-1}$$

MSa = 212.07

- **Cálculo de la media de la suma de cuadrados para la Granulometría (MSb)**

$$MS_b = \frac{SS_b}{b-1}$$

MSb = 282.67

- **Cálculo de la media de la suma de cuadrados para la interacción de las 2 variables: concentración de CN y Granulometría (SSab)la Granulometría (MSb)**

$$MS_{ab} = \frac{SS_{ab}}{[(a-1)(b-1)]}$$

MSab = 64.41

- **Cálculo de la suma de cuadrados debido al error (SSE)**

$$MS_E = \frac{SS_E}{a*b*(r-1)}$$

MS_E = 0.322

- **Cálculo de la función F0, para la concentración de Cianuro.**

$$F_0 = \frac{MS_a}{MS_E}$$

F_0 = 17.71

- **Cálculo de la función F0, para la Granulometría.**

$$F_0 = \frac{MS_b}{MS_E}$$

$F_0 = 23.61$

- **Cálculo de la función F0, para la interacción de las dos variables: Concentración de Cianuro y Granulometría.**

$$F_0 = \frac{MS_{ab}}{MS_E}$$

$F_0 = 200.351$

Tabla 49. Cuadro de resumen del análisis de varianza para la recuperación de Oro.

Fuente de Variación	Fo
Tratamiento A	17.71
Tratamiento B	23.61
Interacción AB	200.351

Tabla 50. Cuadro de cálculo de puntos porcentuales

Variables	Fα,v1,v2	Fα,v1,v2	Resultados
Fa	Fα,(a-1),(a*b*r-1)	2,18	3.55
Fb	Fα,(b-1),(a*b*r-1)	2,18	3.55
Fab	Fα,(a-1)(b-1),(a*b*r-1)	4,18	2.93

Nota: para el desarrollo de este cuadro vamos a utilizar la tabla N° 47

Análisis Económico.

Con el presente análisis, se busca mostrar los aspectos económicos de la implementación de una planta para el procesamiento minero; determinando así la factibilidad financiera del mismo.

Los datos de los costos e inversiones son de referencias de otras plantas ya en funcionamiento. Las cuales las vamos se va a citar correspondientemente.

Se puede decir que los dos elementos más importantes del análisis financiero de este proyecto minero son:

1) Las ganancias potenciales o flujos anuales de caja generados por el proyecto.

2) Los costos necesarios de inversión y de operación para conseguir dichas ganancias.

Si la diferencia entre los dos elementos es lo suficientemente amplia, es decir, si el retorno de la inversión a través del flujo de caja es suficiente como para atraer las inversiones, se puede decir que el proyecto es financieramente viable.

Este análisis económico estará regido a las características del mineral descrito en la presente tesis, la cual es mineral oxidado aurífero con una ley de Au de 18.87 gr/tn en el distrito de Cachachi. Con una capacidad operativa de 50 tn por día (15000 tn/año).

La planta de procesamiento estará ubicada en la ciudad de Cajamarca.

Programa general de trabajo.

A continuación se presenta un diagrama con el programa calendarizado de trabajo del proyecto, desglosando las etapas:

Tabla 51. Programa general de trabajo

PROGRAMA GENERAL DE TRABAJO EN CONSTRUCCION PLANTA DE BENEFICIO												
ACTIVIDAD	MESES											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Reacondicionamiento de caminos ya existentes.												
Preparación del sitio.												
Construcción de áreas de trabajo (obra civil).												
Montaje de maquinaria y equipo.												
Etapa de pruebas.												
Arranque de planta.												

La operación y el mantenimiento en general, serán permanentes a partir del arranque. Esto es hasta la vida útil del proyecto.

Laboratorio.

Los insumos que se manejaran en cantidades significativas en la planta de beneficio, son:

Tabla 52. Insumos para la planta de beneficio

Reactivo	Cantidad almacenada	Tiempo de almacenamiento (días)	Tipo de contenedor
Cal (hidróxido de sodio)	8 ton	15	Se consumirá "un cuarto de cal" en donde se almacenara en sacos de cartón.
NaCN	3 ton	40	Se construirá un cuarto para cianuro en donde se almacenara en bidones de 91 kg.
Zn (metálico en polvo)	2 sacos	40	Se almacenara en el almacén general en sacos de plástico con papel de 25 kg

Construcción de obras asociadas o provisionales.

- Instalaciones sanitarias: el manejo de las aguas residuales será a través de fosas sépticas desechables, las cuales manejaran las descargas residuales de los sanitarios que se instalaran en la planta. Estas fosas sépticas tienen una vida útil de aproximadamente 10 años.
- Planta de tratamiento de aguas residuales: no se contara con esta planta, debido a que la única agua residual que se generara será de tipo sanitario.

Generación, manejo y disposición de residuos sólidos, líquidos y emisiones a la atmosfera.

No se pretende tener residuos líquidos en el proceso, ya que el circuito cerrado con el cual opera la planta, así lo exige. En cuanto a residuos sólidos estos se evitaran debido a la alta humedad con la que el mineral será manejado en el proceso.

Para el manejo de los residuos peligrosos, se tendrá un almacén temporal de residuos peligrosos de 9m2, donde se almacenaran estos. Se estima que los residuos peligrosos que se generen, serán principalmente de los contenedores vacíos que serán llevados a confinamiento final.

Inversión en planta de procesamiento de minerales

Según el informe de una planta de procesamiento de minerales; (Tapalca, 2006) ; el total de las inversiones necesarias para poner en marcha el proyecto, corresponde a la construcción de la planta de lixiviación con todo su equipo, incluyendo equipo, la molienda y el proceso de tratamiento, los edificios, las estructuras, estudios y trámites ambientales

La inversión estimada para la construcción, equipamiento y arranque de la planta de beneficio, con capacidad para beneficiar hasta 1500 toneladas mensuales, se presenta de la siguiente manera:

Tabla 53. Inversión - Planta de procesamiento de minerales

INVERSION	
CONCEPTO	MONTO (USD)
Compra de terreno	50,000
Acondicionamiento del terreno	25,000
Trituración	39,000
Molienda	65,400
Equipamiento de planta	150,000
Cianuración	185,700
Presa de jales	62,500
Infraestructura para tanques de cianuración	16,000
	593,600
Suministro de agua tuberías y tanques de almacenamiento	27,000
Techo planta beneficio	15,000
Instalación eléctrica	30,000
Precipitación (bomba, bomba de vacío y compresores	27,200
Estudios ecológicos	16,000
Edificios, talleres, laboratorio, almacén y oficinas	59,000
Movilidad (camioneta)	30,000
	204,200
Total inversión en planta de beneficio	797,800
Total gastos generales de unidad	108,359
Total gastos en oficinas generales	51,792

Instalación de planta	750,000
Total inversión por efectuar en el proyecto	1,707,951

Ingresos

Los ingresos que este proyecto percibirá vienen dados por la cantidad de metales extraídos por el método de lixiviación multiplicados por el precio cotizado.

Para este análisis evaluaremos sólo la recuperación de Oro, ya que tenemos los resultados de la cianuración en botella lo cual nos va a permitir tener datos como ley de mineral.

No se puede determinar el precio exacto para realizar proyecciones de ingresos por la alta fluctuación que experimenta a cada instante este metal, por lo que hemos determinado el precio mediante un promedio basado en datos históricos que ha tenido este metal en el último año.

Para realizar los cálculos efectuados, hemos tomado en consideración el periodo que va desde 01 de Agosto del 2015 hasta el 01 de Agosto del año en curso, mismos que se presentan a continuación (bullionvault, 2016):

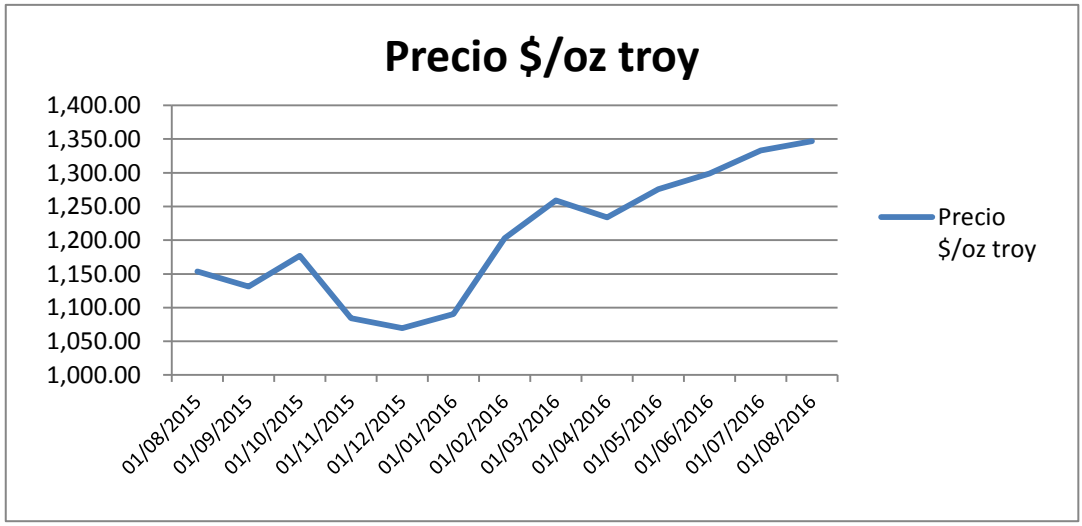


Figura 13. Precio de Oro en el último año ($/ Oz Troy)

Para trabajar con nuestros datos vamos a convertir de Onzas Troy a Gramos (Factor de conversión = 31.10348).

Con los presentes gráficos se puede tener una idea del comportamiento histórico que ha experimentado el precio del Oro y determinar así un precio promedio, mismo que se utilizara para el cálculo de los ingresos de la empresa.

Tabla 54. Precio promedio del oro en un año.

	Oro $/gr
Precio Promedio	**39.72**

El valor de la ley de nuestro mineral, es de 18.87 gr/tn.

La producción al año para la planta de procesamiento será de 15000 tn.

Una vez determinado el precio promedio, la ley de mineral contenido en cada tonelada métrica y la cantidad de material a procesar por año, se procede realizar las proyecciones de ingresos tanto para un año de trabajo como para el horizonte de vida del proyecto a 10 años.

Tabla 55. Ingreso anual

Ingresos Anuales	
meses	**Oro**
1	936,872
2	936,872
3	936,872
4	936,872
5	936,872
6	936,872
7	936,872
8	936,872
9	936,872
10	936,872
11	936,872
12	936,872
TOTAL	**11,242,463**

Costos

Según el informe de la planta de procesamiento de minerales (Tapalca, 2006); por el tipo de negocio que la empresa brinda se identificaron los siguientes costos:

- Costos directos
- Costos indirectos
- Costos Administrativos y mano de obra

Se detalla a continuación:

Tabla 56. Costos directos.

COSTOS DIRECTOS		
Concepto	$ Mes	$ Año
	1250 ton	15000 ton
Compra de Mineral	715,361	8,584,337
Transporte de Mineral	22,590	271,084
Insumos planta de beneficio	39,086	469,032
Laboratorio	12,390	148,680
Talleres	3,786	45,432
Gastos generales de la unidad	26,934	323,208
Gastos oficinas generales	3,000	36,000
Luz electrica	2,700	32,400
TOTAL	**825,848**	**9,910,174**

Tabla 57. Costos Indirectos

COSTOS INDIRECTOS				
Ítem	Descripción	costo	USD/MES	USD/AÑO
Diesel	tanques 55gl	60	1,500	18,000
Gas	industrial	15	195	2,340
Mantenimiento (Equipos, camioneta)	fundas	1	300	3,600
Permiso compra combustible	por año	1,000	83.33	1,000
Permiso de funcionamiento Municipal	por año	1,624	135.34	1,624
Impuesto al funcionamiento al SRI	por año	1,624	135.34	1,624

Licencia de Comercialización de Oro	por año	3,200	266.67	3,200
Licencia Ambiental	vida del proyecto	2,200	183.33	2,200
Concesión de Agua	vida del proyecto	20,000	1,666.67	20,000
Registro de restos arqueológicos	vida del proyecto	2,700	225.00	2,700
Generación desechos peligrosos	vida del proyecto	4,000	333.33	4,000
Contingencias		500	2,500	30,000
TOTAL			**7,524**	**90,288**

Tabla 58. Costos Administrativos y Mano de Obra

COSTOS - ADMINISTRATIVO / MANO DE OBRA			
Concepto	$/DIA	$/MES	$/AÑO
Gerente de Planta	123	3,080	36,960
Jefe de planta	103	2,567	30,800
Ing. Metalúrgico	96	2,396	28,747
Ing. Comercialización	96	2,396	28,747
Ing. Seguridad	96	2,396	28,747
Asesor Empresarial	82	2,053	24,640
Secretaria (2)	55	1,369	16,427
Guardias (2)	41	1,027	12,320
Tecnicos (2)	82	2,053	24,640
ayudantes (2)	55	1,369	16,427
internet	2	50	600
TOTAL	**S/. 830**	**S/. 20,754**	**S/. 249,053**

A continuación se procede realizar las proyecciones de los costos tanto para un año de trabajo como la evolución de costos unitarios para el horizonte de vida del proyecto a 10 años a considerarse para realizar el flujo de caja.

Tabla 59. Costos Totales.

COSTOS GENERALES				
MES	DIRECTOS	INDIRECTOS	ADMINISTRATIVO	TOTAL
1	825,848	7,524	20,704	866,782
2	825,848	7,524	20,704	866,782
3	825,848	7,524	20,704	866,782
4	825,848	7,524	20,704	866,782
5	825,848	7,524	20,704	866,782
6	825,848	7,524	20,704	866,782
7	825,848	7,524	20,704	866,782
8	825,848	7,524	20,704	866,782
9	825,848	7,524	20,704	866,782
10	825,848	7,524	20,704	866,782
11	825,848	7,524	20,704	866,782
12	825,848	7,524	20,704	866,782
TOTAL	**9,910,174**	**90,288**	**248,453**	**10,401,384**

Depreciación

La depreciación para cada año es determinada por el método de depreciación en línea recta, misma que se describe a continuación. (Blacio Romero & Canales Piedra, 2012)

Tabla 60. Depreciación

Cant.	EQUIPOS	CT FINAL	VIDA UTIL	DEP. ANUAL	AÑOS DEP.	DEP. ACUM	VALOR EN LIBROS
1	Camioneta	90,000	5	18,000	5	90,000	
2	Banda transportadora de 4 m	3,886	5	777	5	3,886	
2	Banda transportadora de 10 m	6,472	5	1,294	5	6,472	

1	Clasificadora	3,500	10	350	10	3,500	
2	Alimentador	2,400	10	240	10	2,400	
2	Zaranda vibratoria	20,000	10	2,000	10	20,000	
1	Tolva de gruesos	25,000	20	1,250	10	12,500	12,500
2	Conos para tolva de finos	12,000	20	600	10	6,000	6,000
2	Tanque para finos	12,000	20	600	10	6,000	6,000
1	Molino de bolas	75,448	10	7,545	10	75,448	
10	Bolas de acero de 1" toneladas	12,000	5	2,400	5	12,000	
10	Bolas de acero de 1.5" toneladas	11,000	5	2,200	5	11,000	
10	Bolas de acero de 2" toneladas	10,000	5	2,000	5	10,000	
10	Bolas de acero de 3" toneladas	9,000	5	1,800	5	9,000	
10	Bolas de acero de 4" toneladas	8,000	5	1,600	5	8,000	
60	Nave industrial 60 m2	18,000	5	3,600	5	18,000	
1	Trituradora	15,000	10	1,500	10	15,000	
2	Motor	1,190	5	238	5	1,190	
1	Trituradora de impacto	18,000	10	1,800	10	18,000	
2	Cernedera giratoria	2,600	5	520	5	2,600	
1	Winche	3,800	5	760	5	3,800	
1	Balde de Winche con rodillos	650	5	130	5	650	
4	Tanque de cianuración	48,000	10	4,800	10	48,000	
16	Plancha Expandida	1,849	10	185	10	1,849	
1	Nucsen	9,500	10	950	10	9,500	
2	Tanque de Carboneo	40,000	10	4,000	10	40,000	
1	Solución	20,000	10	2,000	10	20,000	
1	Planta de	45,000	10	4,500	10	45,000	

	Electrodeposición						
1	Inversor de Corriente	12,000	10	1,200	10	12,000	
1	Bomba de sólidos	4,000	10	400	10	4,000	
1	Infraestructura para la planta	112,900	20	5,645	10	56,450	56,450
	Inversión en oficinas y zona de descanso						
3	Computadoras	4,500	5	900	5	4,500	
2	Impresoras	400	5	80	5	400	
1	Fotocopiadoras	500	5	100	5	500	
1	Fax	120	5	24	5	120	
2	Mesas	800	10	80	10	800	
3	Escritorio	510	10	51	10	510	
10	Sillas	450	10	45	10	450	
3	Archivadores	540	10	54	10	540	
1	Nevera	650	10	65	10	650	
1	Inversión en oficinas	19,500	20	975	10	9,750	9,750
		Depreciación anual		**77,258**	**VALOR DESECHO**		**90,700**

Flujo de caja.

El flujo de caja es la acumulación neta de activos líquidos en un periodo determinado y, por lo tanto, constituye un indicador importante de la liquidez de una empresa.

El estudio de los flujos de caja dentro de una empresa puede ser utilizado para determinar:

- Problemas de liquidez. El ser rentable no significa necesariamente poseer liquidez. Una compañía puede tener problemas de efectivo, aun siendo rentable. Por lo tanto, permite anticipar los saldos en dinero.
- Para analizar la viabilidad de proyectos de inversión.
- Para medir la rentabilidad o crecimiento de un negocio cuando se entienda que las normas contables no representan adecuadamente la realidad económica.

Por consiguiente con lo realizado hasta el momento en el análisis económico, es posible generar el flujo de caja proyectado para determinar la viabilidad y rentabilidad del proyecto. Para su estructura se utilizara con un horizonte de planeación de 10 años

Se considerara una tasa de descuento de 11%, descrita en el Ministerio de Economía y Finanzas. (SNIP, 2011)

Vamos a considerar un impuesto a la renta de 27% (Desde hoy baja el Impuesto a la Renta a 27% y UIT sube a 3,950., 2016)

Tabla 61. Flujo de Caja

AÑOS	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027
Ingresos por venta		*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*	*11,242,463*
(-) costos directos		-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174	-9,910,174
(-) costos indirectos		-90,288	-90,288	-90,288	-90,288	-90,288	-90,288	-90,288	-90,288	-90,288	-90,288
(-) gastos administrativo - mano de obra		-248,453	-248,453	-248,453	-248,453	-248,453	-248,453	-248,453	-248,453	-248,453	-248,453
Costos Totales		-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915	-10,248,915
(-)depreciacion		-77,258	-77,258	-77,258	-77,258	-77,258	-77,258	-77,258	-77,258	-77,258	-77,258
Utilidad operativa antes de impuesto		*916,290*	*916,290*	*916,290*	*916,290*	*916,290*	*916,290*	*916,290*	*916,290*	*916,290*	*916,290*
(-) impuesto (27%)		-247,398	-247,398	-247,398	-247,398	-247,398	-247,398	-247,398	-247,398	-247,398	-247,398
Utilidad neta		*668,892*	*668,892*	*668,892*	*668,892*	*668,892*	*668,892*	*668,892*	*668,892*	*668,892*	*668,892*
(+) depreciación		77,258	77,258	77,258	77,258	77,258	77,258	77,258	77,258	77,258	77,258
(-) inversión inicial	*-1,707,951*										
(+) valor de desecho											90,700
Flujo neto de efectivo	*-1,707,951*	*746,150*	*746,150*	*746,150*	*746,150*	*746,150*	*746,150*	*746,150*	*746,150*	*746,150*	*836,850*
VAN	**2,718,241**										
TIR	**42%**										

VAN

El valor actualizado neto o valor capital de una inversión, se puede definir como el valor en el momento 0 de todos sus flujos netos de caja, descontados a una tasa de actualización (k), que representa la rentabilidad requerida de la inversión, y menos el desembolso inicial de la misma. Dicho de otra manera, el valor capital de una inversión es la diferencia entre el valor actualizado de los cobros esperados y el valor actualizado de los pagos previstos.

El objetivo fundamental de cualquier empresa, es aumentar su riqueza como garantía de su supervivencia futura. Esto es, justamente, lo que evalúa el VAN, configurándose de esta forma como el criterio de evaluación y selección de inversiones más importante

Según este método, las mejores inversiones serán aquéllas que presenten un mayor VAN. Cuando su valor actualizado neto sea mayor que cero aumentará la riqueza de la empresa. Si el VAN es igual a cero, la inversión nos resultará indiferente, y si es inferior a cero, el proyecto será claramente no viable pues disminuiría la riqueza de la entidad.

La fórmula que nos permite calcular el VAN es:

$$\text{VAN} = \sum_{t=1}^{n} \frac{Vt}{(1+k)^t} - Io$$

Por medio de esta herramienta financiera se ha determinado que el presente proyecto se deberá aceptar tomando en cuenta su viabilidad al analizar su valor actual de flujos futuros.

TIR

La tasa interna de rentabilidad (TIR), o tasa de retorno de una inversión, se puede definir como aquella tasa de actualización (r) que iguala a cero su valor actualizado neto (VAN). Es decir, se trata de la ganancia que anualmente se espera obtener por cada unidad monetaria invertida en el proyecto.

Este método, Es un indicador de la rentabilidad de un proyecto, a mayor TIR, mayor rentabilidad. Las mejores inversiones serán aquéllas que presenten un mayor TIR. Se decidirá en base:

- que es viable, cuando su rentabilidad (TIR) sea mayor que la rentabilidad requerida de la inversión (k)
- que no es viable, cuando aquélla sea inferior a ésta
- que es indiferente, cuando ambas rentabilidades coincidan.

Se puede concluir mediante este análisis que el proyecto es rentable ya que tenemos una tasa del 35% por encima de la tasa de descuento 11%, por lo que el proyecto es viable para su ejecución

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Díaz Inocente, D., & Condori Ccoillo, I. (s.f.). *PROCESO DE DETOXIFICACION DE SOLUCIONES CIANURADAS USANDO EL METODO INCO EN EFLUENTES MINEROS.* Lima - Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.

Ballester, A., Verdeja, F., & Sancho, J. (2000). *Metalurgia Extractiva - Fundamentos.* España: SINTESIS.

Betejtin, A. (1970). *Curso de Mineralogía.* Rusia: MIR.

Blacio Romero, J., & Canales Piedra, L. (2012). *Implementacion de una planta para la exploracion, explotacion y procesamiento minero a realizarce en la concecion "Macarena".* Ecuador: Escuela Superior Politecnica del Litoral.

bullionvault. (01 de Agosto de 2016). Recuperado el 01 de Agosto de 2016, de https://oro.bullionvault.es/Precio-del-oro.do

Candiotti, H. (1976). Analisis Mineralógico en la Industria Minera. Minero Perú.

Chahuayo, E., & Alejandro, A. (2012). (Tesis de Pre-grado). *Estudio de Optimización para Mejorar la Lixiviación Cianurante de un Mineral Refractorio de Oro y Plata conteniendo Antimonio de la zona de Huampar Lima*. Universidad Nacional del Centro, Huancayo. Perú.

Chunga, R., & Rivera, M. (2007). (Tesis de Pre-grado). *Influencia de la concentración de cianuro de Sodio y Oxígeno Disuelto sobre el porcentaje de recuperación de Oro de la lixiviación de escorias de fundición – planta Yanacocha Norte, Minera Yanacocha*. Universidad Nacional de Trujillo, Perú.

Desde hoy baja el Impuesto a la Renta a 27% y UIT sube a 3,950. (01 de Enero de 2016). *La República*, pág. 13.

Garcia, J., & Zavaleta, W. (2000). (Tesis de Pre-grado). *Influencia del Grado de Molienda y la Dosificación de H2O2 sobre el Grado de Extracción de Oro, a partir de la Lixiviación del Mineral de la Minera Aurífera Victoria*. Universidad Nacional de Trujillo, Perú.

Gilberto, C. (2009). *Estudio de Geología.* Cajamarca: Gobierno Regional de Cajamarca.

Hagalstein, K., Logsdon, M., & Mudder, T. (2001). *El Manejo del Cianuro en la Extracción de Oro.* Ottawa, Canadá: Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente.

Instituto Tecnológico Geominero de España. (1991). *Minería Química.* España: Artes Gráficas MV.

Luis, R. (1980). *Boletin N° 31 Geología de los Cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba .* Lima - Perú: Instituo Geológico, Minero y Metalurgico (INGEMMET).

Luis, R. (1980). *Boletin N° 31 Geología de los Cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba.* Lima - Perú: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET).

Misari, F. (2010). *Metalurgia del Oro.* Perú: San Marcos.

Paredes , A., & Pelaez, R. (2007). (Tesis de Pre-grado). *la Influencia de la Concentración de Cianuro sobre la Extracción de Oro, de un Mineral Arcilloso proveniente de la Primera Lixiviación Aglomerado con Cemento y Nitrato de Plomo, en la Compañía Minera el Misti Gold*. Trujillo, Trujillo, Universidad Nacional de Trujillo, Perú.

Procesos Hidrometalurgicos en la Minería de oro, p. c. (s.f.). Lixiviación de Minerales de Oro y Plata. En *Procesos Hidrometalurgicos en la Minería de oro, plata, cobre y uranio* (págs. Pag 42-43. Cap. 7).

Ruiz, M. (2007). *Hidrometalurgía.* Chile: Departamento de Hidrometalurgía.

SNIP. (2011). *Inversión Pública.* Lima - Perú.

Tapalca, M. M. (2006). *Planta de Beneficio para tratamiento de minerales - Manifestación de Impacto Ambiental.* Mexico.

ANEXOS

Cuadro estadístico

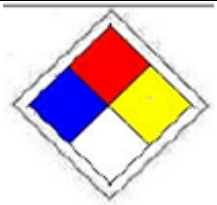
Puntos porcentuales de la distribución $F_{0.05, V1, V2}$ [32]

Tabla 62. Tabla de distribucion de Fisher

	Grados de libertad del numerador (V_1)												
V_2	**1**	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**12**	**15**	**20**
	161.4	199.5	215.7	224.6	230.2	234.0	236.8	238.9	240.5	241.9	243.9	245.9	248.0
2	18.51	19.00	19.16	19.25	19.30	19.33	19.35	19.37	19.38	19.40	19.41	19.43	19.45
3	10.73	9.55	9.28	9.12	9.01	8.94	8.89	8.85	8.81	8.79	8.74	8.70	8.66
4	7.71	6.94	6.59	6.39	6.26	6.16	6.09	6.04	6.00	5.96	5.91	5.86	5.80
5	6.61	5.79	5.41	5.19	5.05	4.95	4.88	4.82	4.77	4.74	4.68	4.62	4.56
6	5.99	5.14	4.76	4.53	4.39	4.28	4.21	4.15	4.10	4.06	4.00	3.94	3.87
7	5.59	4.74	4.35	4.12	3.97	3.87	3.79	3.73	3.68	3.64	3.57	3.51	3.44
8	5.32	4.46	4.07	3.84	3.69	3.58	3.50	3.44	3.39	3.35	3.28	3.22	3.15
9	5.12	4.26	3.86	3.63	3.48	3.37	3.29	3.23	3.18	3.14	3.07	3.01	2.94
10	4.96	4.10	3.71	3.48	3.33	3.22	3.14	3.07	3.02	2.98	2.91	2.85	2.77
11	4.84	3.98	3.59	3.36	3.20	3.09	3.01	2.95	2.90	2.85	2.79	2.72	2.65
12	4.75	3.89	3.49	3.26	3.11	3.00	2.91	2.85	2.80	2.75	2.69	2.62	2.54
13	4.67	3.81	3.41	3.18	3.03	2.92	2.83	2.77	2.71	2.67	2.60	2.53	2.46
14	4.60	3.74	3.34	3.11	2.96	2.85	2.76	2.70	2.65	2.60	2.53	2.46	2.39
15	4.54	3.68	3.29	3.06	2.90	2.79	2.71	2.64	2.59	2.54	2.48	2.40	2.33
16	4.49	3.63	3.24	3.01	2.85	2.74	2.66	2.59	2.54	2.49	2.42	2.35	2.28
17	4.45	3.59	3.20	2.96	2.81	2.70	2.61	2.55	2.49	2.45	2.38	2.31	2.23
18	4.41	3.55	3.16	2.93	2.77	2.66	2.58	2.51	2.46	2.41	2.34	2.27	2.19
19	4.38	3.52	3.13	2.90	2.74	2.63	2.54	2.48	2.42	2.38	2.31	2.23	2.16

20	4.35	3.49	3.10	2.87	2.71	2.60	2.51	2.45	2.39	2.35	2.28	2.20	2.12
21	4.32	3.47	3.07	2.84	2.68	2.57	2.49	2.42	2.37	2.32	2.25	2.18	2.10
22	4.30	3.44	3.05	2.82	2.66	2.55	2.46	2.40	2.34	2.30	2.23	2.15	2.07
23	4.28	3.42	3.03	2.80	2.64	2.53	2.44	2.37	2.32	2.27	2.20	2.13	2.05
24	4.26	3.40	3.01	2.78	2.62	2.51	2.42	2.36	2.30	2.25	2.18	2.11	2.03
25	4.24	3.39	2.99	2.76	2.60	2.49	2.40	2.34	2.28	2.24	2.16	2.09	2.01
26	4.23	3.37	2.98	2.74	2.59	2.47	2.39	2.32	2.27	2.22	2.15	2.07	1.99
27	4.21	3.35	2.96	2.73	2.57	2.46	2.37	2.31	2.25	2.20	2.13	2.06	1.97
28	4.20	3.34	2.95	2.71	2.56	2.45	2.36	2.29	2.24	2.19	2.12	2.04	1.96
29	4.18	3.33	2.93	2.70	2.55	2.43	2.35	2.28	2.22	2.18	2.10	2.03	1.94
30	4.17	3.32	2.92	2.69	2.53	2.42	2.33	2.27	2.21	2.16	2.09	2.01	1.93
40	4.08	3.23	2.84	2.61	2.45	2.34	2.25	2.18	2.12	2.08	2.00	1.92	1.84
60	4.00	3.15	2.76	2.53	2.37	2.25	2.17	2.10	2.04	1.99	1.92	1.84	1.75
120	3.92	3.07	2.68	2.45	2.29	2.17	2.09	2.02	1.96	1.91	1.83	1.75	1.66
Inf.	3.84	3.00	2.60	2.37	2.21	2.10	2.01	1.94	1.88	1.85	1.75	1.67	1.57

Hoja de datos de Seguridad de Materiales: Cianuro Sódico.

	Hoja de Datos de Seguridad de Materiales (MSDS)	

Cianuro de Sodio		

Sección I : Información del Producto Químico y de la Compañía	
Nombre del Material	Cianuro de Sodio.
Fórmula Química	NaCN
Número CAS	143-33-9
Código UN	1689
Guía de Respuesta	157
Clasif. Mat. Pelig.	6.1
Código Hazchem	2X
Sinónimos	Sal de Sodio, Cianuro blanco.
Uso	Pilas de Lixiviación.
Manufacturero	TICOR CHEMICAL COMPANY PTY LTD. P.O. Box 1305, Gladstone. Queensland, 4680. Teléfono (07) 4976-1777. Emergencias (07) 4973-6660 las 24 horas.
Usuario	MINERA BARRICK MISQUICHILCA S.A Emergencias (51-1) 217-0180.

Sección II : Composición / Información de Componentes			
Ingredientes		Proporción	Número CAS
	Cianuro de Sodio	98 %	143-33-9
	HCOONa	1 %	
	H2O	0,3 %	
	Na2CO3	0,6 %	
	NaOH	0,1 %	1310-73-2
	PEL de OSHA : 5 mg/m3		
	TLV de ACGIH : C 5 mg/m3		

Sección III : Identificación de Riesgos	
Entradas Principales	Inhalación, absorción, Ingestión, contacto.
Inhalación	El polvo o neblina (solución)puede ser irritante a las vía respiratorias y garganta. En NaCN reacciona con la humeda liberando gas cianhídrico.
Ojos	El cianuro en forma de polvo o como gas de cianhídrico, e rápidamente absorbido por los ojos y puede ser las vía d severas irritaciones e intoxicación. Debido al contenido d hidróxido de sodio puede causar daños a los tejidos severos dolorosos.
Piel	Es un tóxico por absorción de la piel. El contacto prolongad o repetido puede causar escozor, caracterizado po erupciones musculares, papilares y vesiculares. A través de l piel se puede absorber cantidades fatales de cianuro de sodio
Ingestión	El cianuro inhibe la oxidación tisular provocando la muert por asfixia química en minutos.
Carcinogeneidad	No figura como cancerígeno.

Sección IV : Medidas de Primeros Auxilios	
Inhalación	Remover a la víctima al aire fresco. Si hay dificultad a respirar y los síntomas de envenenamiento son evidentes da oxígeno y nitrito de amilo y no inducir al vómito. Contacta un médico inmediatamente.
Contacto con los ojos	En caso de contacto lavar arriba y abajo de los párpados po 15 minutos. Llamar al médico.
Contacto con la piel	En caso de contacto lavar la zona afectada inmediatament con abundante agua. Retirar la ropa contaminada. Si lo síntomas de envenenamiento son evidentes dar oxígeno Llamar al médico.
Ingestión	Si respira y esta consciente, lavar la boca con agua. Si est inconsciente no darle de beber nada. Dar carbón activad (Carbosorb) y buscar ayuda médica inmediatamente.
Facilidades para primeros auxilios	Donde esté presente el cianuro asegúrese que la instalaciones deben contar con ducha y lavaojos disponibles.

Sección V : Medidas para la extinción de incendios	
Medios de Extinción	Usar polvo químico seco para fuegos. No usar extintore de dióxido de carbono (CO2) ya que pueden libera HCN. No utilice agua a menos que los contenedores s encuentren intactos.
Riesgos Especiales	No es combustible y sus límites de inflamabilidad so bajos.

Sección VI : Medidas para derrames accidentes	
Procedimientos de Recojo y Limpieza	Barra y recoja con pala y deposite en un recipient cerrado o una bolsa plástica para detener el derram mientras se transporta. Etiquete los contenedores. Cubr y mantenga seco el derramamiento.
Derrames Pequeños (soluciones)	Utilice material absorbente adecuado que no reaccion con el material derramado tales como arena. No utilic aserrín en ningún caso (ácido). Recoja el materia derramado y etiquete los contenedores. Cubra e derrame. Tratar los residuos con agentes neutralizante notificados por el fabricante.
Derrames Pequeños (sólidos)	Recupere todo lo que es posible con lampas o escoba etiquete los contenedores. Cubra el derrame. Tratar lo residuos con agentes neutralizantes notificados por e fabricante. Cuidado : El hipoclorito de sodio es un agent contaminante del medio ambiente. Use solo dond existen fugas y es improbable causar problemas.
Derrames Grandes	Contacte al servicio de emergencia y proveedo inmediatamente. Contener utilizando sacos de arena tierra, recuperar el material si es seguro hacerlo. No trat de neutralizar sin asistencia.

Sección VII : Manejo y Almacenamiento	
Almacenamiento	Almacenar en lugares frescos y secos. Las áreas debe contar con buena ventilación y fuera de contacto directo co los rayos solares. Evitar su almacenamiento cerca d materiales incompatibles como productos oxidantes, ácidos agua y productos que contienen agua.
Manipulación	El cianuro en lo posible debe ser almacenado solo. Utilice siempre su equipo de protección personal.

Sección VIII : Controles de Exposición / Protección Personal	
Protección Respiratoria	Los niveles de exposición deben ser mantenidos bajo lo límites. Hacer uso de respiradores canister para NaCN e polvo y con niveles bajos de HCN. En todo caso usa respiradores aprobados por NIOSH si fuera posible co suministro de aire en concentraciones altas.
Equipo de Protección	Usar ropa de seguridad, guantes largos de jebe y lentes antiparras para una protección total.
Ventilación	Tener una ventilación forzada en las áreas de exposición para mantener los niveles de exposición por debajo de lo límites permisibles.

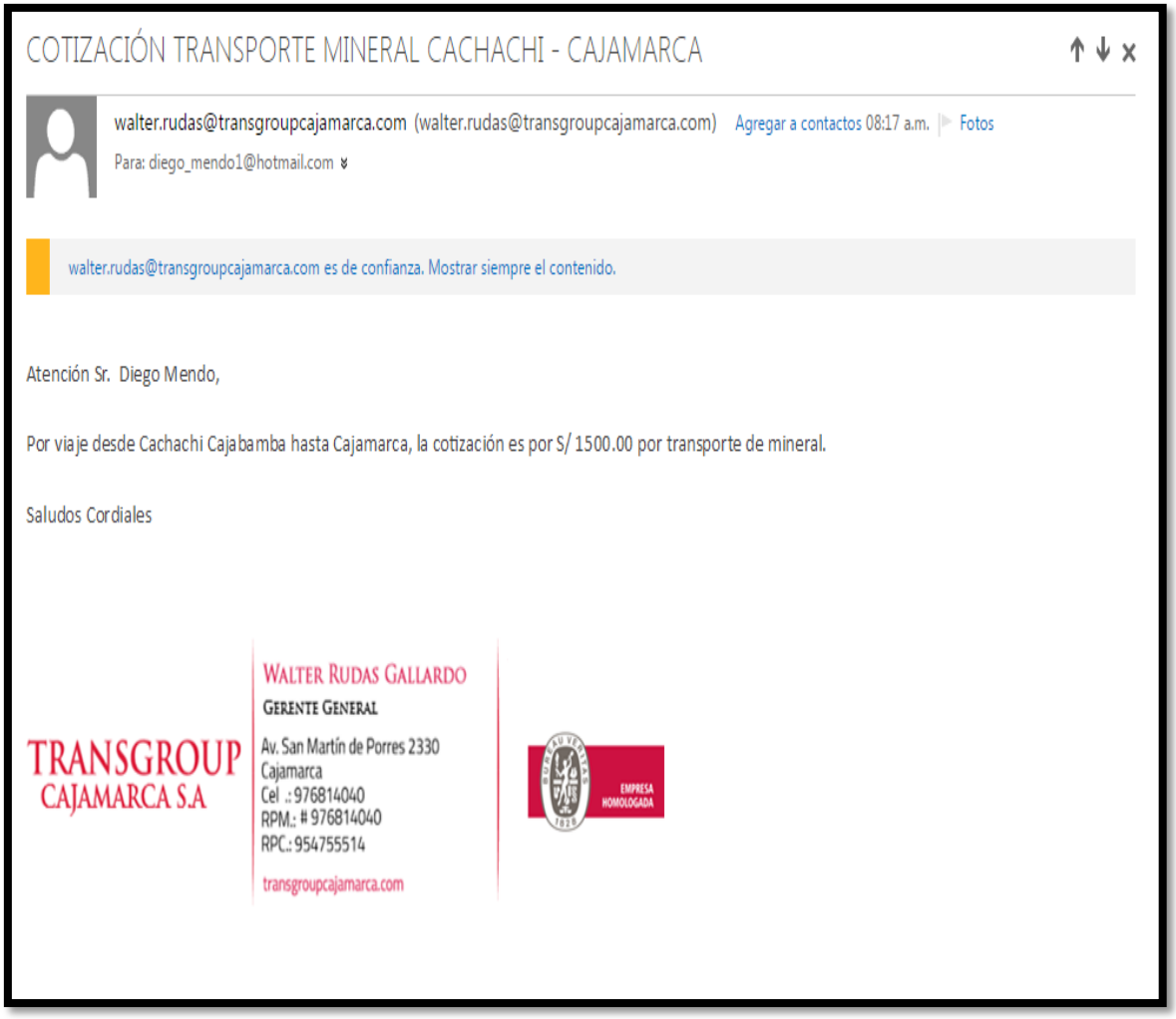
Sección IX : Propiedades Físicas y Químicas	
Estado físico	Sólido en briquetas
Peso	15 gr
Dimensiones	31 mm x 30 mm x 11 mm
Color	Blanco
Olor	Ligero olor a amoniaco o almendras amargas
Punto de Fusión	562 ºC (1043 ºF).
Punto de Ebullición	1497 ºC (2726 ºF).
Solubilidad	480 gr/lt de solución a 20 ºC
Gravedad Específica	1.61
Presión de Vapor	0.10 Kpa (800 ºC)
Otros	PH : 11-12

Sección X : Estabilidad y Reactividad	
Estabilidad	Estable en condiciones normales.
Incompatibilidad	Ocurre reacciones químicas cuando entran en contacto co ácidos fuertes o bases fuertes. El cianuro de sodio e altamente corrosivo a muchos metales. Reaccion violentamente con agentes oxidantes que liberarán gase tóxicos.
Prod descomposición	Puede formar gases tóxicos como HCN y óxidos d
Peligrosos	nitrógeno.

Sección XI : Información Toxicológica	
Toxicidad	Los efectos sobre la salud humana debidos a una exposició excesiva por inhalación, ingestión o contacto con la piel o lo ojos pueden incluir irritación de la piel con malestar erupciones, irritación de los ojos o quemadura con malesta lagrimeo, visión borrosa y la posibilidad de daño permanent a los ojos. No figura como cancerígeno. Los individuos co enfermedades ya existentes del sistema nervioso centra pueden ser más susceptibles a la toxicidad de exposicione excesivas.

Sección XII : Información Ecológica	
Ecotoxicidad	El cianuro es un producto tóxico. Todo manejo debe regirs por las leyes locales.

Cotización de precio para el transporte de mineral de Cachachi – Cajamarca.



COTIZACIÓN TRANSPORTE MINERAL CACHACHI - CAJAMARCA

walter.rudas@transgroupcajamarca.com (walter.rudas@transgroupcajamarca.com) Agregar a contactos 08:17 a.m. | Fotos

Para: diego_mendo1@hotmail.com

walter.rudas@transgroupcajamarca.com es de confianza. Mostrar siempre el contenido.

Atención Sr. Diego Mendo,

Por viaje desde Cachachi Cajabamba hasta Cajamarca, la cotización es por S/ 1500.00 por transporte de mineral.

Saludos Cordiales

TRANSGROUP CAJAMARCA S.A

WALTER RUDAS GALLARDO
GERENTE GENERAL
Av. San Martín de Porres 2330
Cajamarca
Cel .: 976814040
RPM.: # 976814040
RPC.: 954755514
transgroupcajamarca.com

EMPRESA HOMOLOGADA

Panel Fotográfico

Fotografia N° 01. Selección-Preparación de muestra.

Fotografia N° 02. Ensayo por impacto (Martillo Schmidt)

Fotografia N° 03. Ensayo de Carga Puntual.

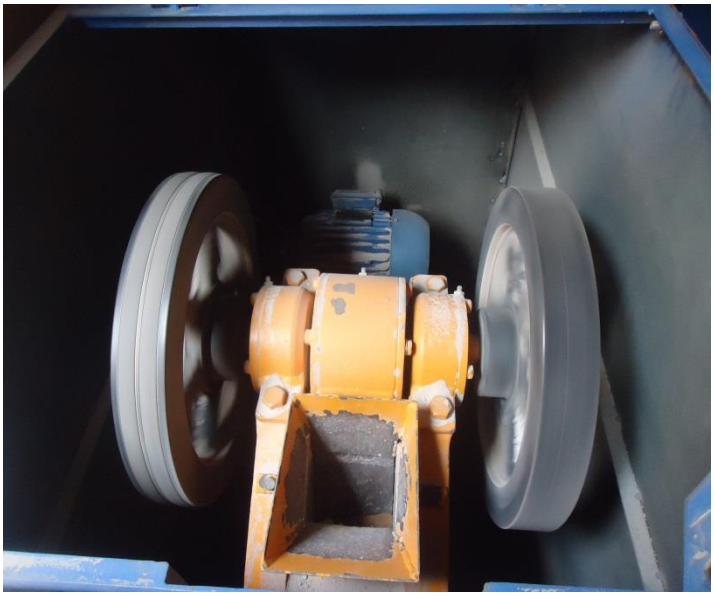
Fotografia N° 04. Toma de resultados.

Fotografia N° 05. Muestras Final.

Fotografia N° 06. Preparación de muestra.

Fotografia N° 07. Chancado de Muestras.

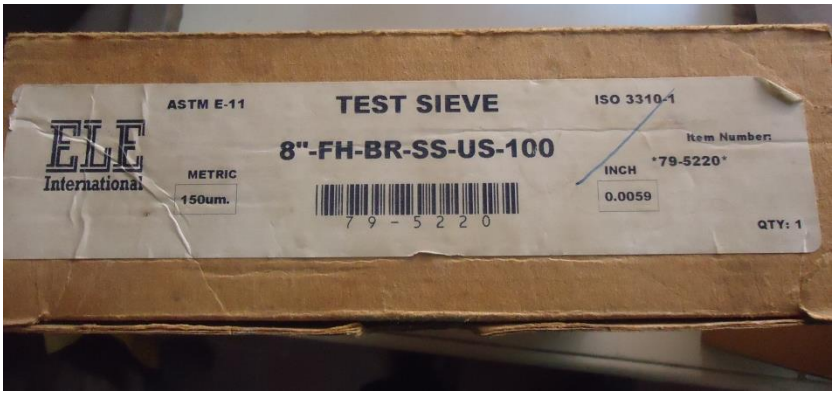
Fotografia N° 08. Chancadora.



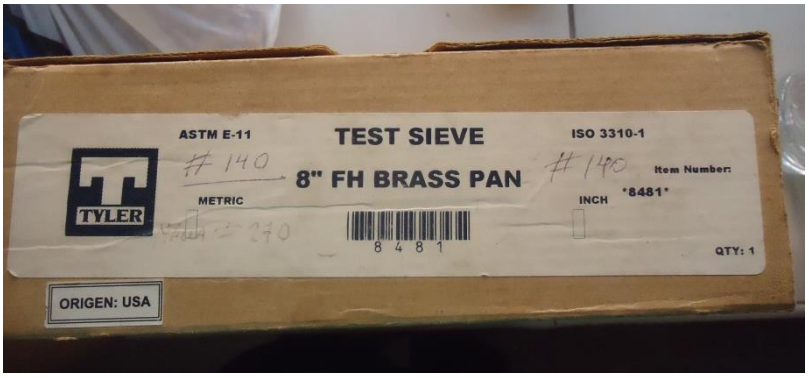
Fotografia N° 09. Sistema de Funcionamiento de Chancadora.

Fotografia N° 10. Preparación de muestra.

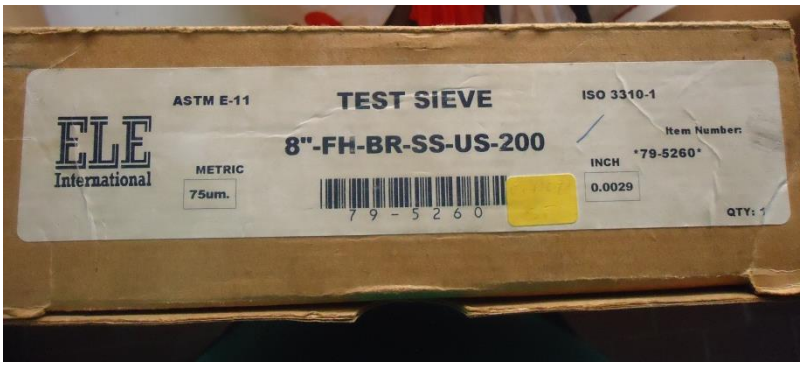
Fotografia N° 11. Preparación de muestra.



Fotografia N° 14. Malla N° 100.



Fotografia N° 12. Malla N° 140.



Fotografia N° 13. Malla N° 200.

Fotografia N° 15.Pasando el mineral por las mallas

Fotografia N° 16. Preparación para la lixiviación en Botella.

Fotografia N° 17. Reactivos para las pruebas.

Fotografia N° 18. Cianuración por agitación (Botella).

Fotografia N° 19. Vertimiento de la muestra de la agitación (botella)

Fotografia N° 20. Vertimiento de la muestra

Fotografia N° 21. Preparación del nitrato de plata

Fotografia N° 22 Agregando Nitrato de Plata

Fotografia N° 23. Cambio de colo con Nitrato de Plata

Fotografia N° 24. Introduccion de la muestra al horno.

Fotografia N° 25. Equipo de protección

Fotografia N° 26. Vertido de la muestra final