



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO DE PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



ESTUDIO DEL PROCESO DE CIANURACIÓN DE MINERALES
AURÍFEROS PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO EN EL
PROYECTO OROPESA, LA RINCONADA - PUNO

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. CARLOS VICTOR FLORES MAMANI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2019



DEDICATORIA

A la memoria de mi querido padre (+). Lic.
Victor Marcial Flores Calcina, que me dejó
sus sabias enseñanzas perdurables, los
cuales me llevaron a ser siempre
perseverante en la vida. Y el motivo de
luchar por cada una mis metas.

A mi madre. Vicenta Cristina Viuda de
Flores, por gran cariño y apoyo
incondicional en las buenas y malas, que me
ayudaron para poder concluir mis estudios
profesionales.

A mis hermanos por el apoyo moral y en
especial a mis hermanas Rosaluz y Mariluz
por apoyarme en momentos difíciles. Para
no dejarme vencer y seguir adelante.

A mis compañeros Elvis Achahuanco,
Sebastián Iño y Sonia Carbajal por
ofrecerme siempre esa mano desinteresada
en todo momento.



AGRADECIMIENTOS

- A Dios sobre todas las cosas, que sin su ayuda no podría llegar a conseguir mis metas y objetivos.
- A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, de la Universidad Nacional del Altiplano, por haberme impartido sus sabios conocimientos.
- A mi madre y hermanos por el apoyo en todos los aspectos y situaciones. Para la culminación de mi carrera profesional.
- Al Ing. Hipolito Cordova Gutierrez. Por el apoyo en el asesoramiento del presente trabajo de investigación.



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	17
ABSTRACT.....	18
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	20
1.2. FORMULACIÓN DE PROBLEMA	21
1.2.1. Problema general.....	21
1.2.2. Problemas específicos	21
1.3. JUSTIFICACIÓN	21
1.4. OBJETIVOS.....	22
1.4.1. Objetivo general.....	22
1.4.2. Objetivos específicos.....	22
1.5. HIPÓTESIS.....	23
1.5.1. Hipótesis general.....	23
1.5.2. Hipótesis específicos	23
1.6. ÁMBITO DE ESTUDIO.....	23
1.6.1. Ubicación.....	23
1.6.2. Rutas de acceso	24



1.6.3.	Topografía y fisiografía del terreno	25
1.6.4.	Clima y meteorología	26
1.6.5.	Temperatura	26
1.6.6.	Humedad relativa	27
1.6.7.	Nubosidad	27
1.6.8.	Vientos.....	28
1.6.9.	Calidad del aire	28
1.7.	GEOLOGÍA	28
1.7.1.	Geología regional	28
1.7.2.	Geología local	29
1.7.3.	Geología estructural	30
1.7.3.1.	Fracturamiento y fallamiento.....	30
1.7.3.2.	Plegamiento	31
1.7.3.3.	Distribuciones mineralizadas	32
1.7.3.4.	Mineralogía.....	33

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES	34
2.2.	ORO	36
2.2.1.	Propiedades físicas	36
2.2.2.	Propiedades químicas	37
2.3.	MINERALES CIANURABLES	37
2.4.	MINERALOGÍA DE LOS MINERALES AURÍFEROS	38
2.4.1.	Minerales auríferos.....	40
2.5.	PROCESO DE CIANURACIÓN	41



2.6.	MÉTODOS DE CIANURACIÓN.....	42
2.6.1.	Lixiviación por agitación.....	43
2.6.2.	Lixiviación por percolación.....	45
2.7.	REACTIVOS UTILIZADOS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN.....	46
2.7.1.	Cianuro de sodio.....	46
2.7.2.	Cal.....	46
2.7.3.	Soda caustica.....	47
2.8.	CIANURACIÓN DE ORO.....	47
2.9.	DISOLUCIÓN DE ORO.....	48
2.10.	DISOLUCIÓN DE LOS METALES PRECIOSOS.....	48
2.10.1.	Factores que afectan la disolución de oro.....	49
2.10.1.2.	Concentración de cianuro.....	50
2.10.1.3.	Concentración de oxígeno.....	51
2.10.1.4.	Temperatura.....	51
2.10.1.5.	Alcalinidad de la solución.....	52
2.11.	LA INFLUENCIA DE COMPUESTOS EXTRAÑOS DEL MINERAL EN PROCESO DE CIANURACIÓN.....	52
2.12.	TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN.....	53
2.13.	MECANISMO ELECTROQUÍMICO.....	55
2.14.	CINÉTICA DE LA REACCIÓN.....	56
2.15.	EFFECTOS ACELERADORES Y RETARDADORES.....	58
2.15.1.	Consumo de oxígeno de la disolución.....	58
2.15.2.	Consumo de cianuro libre.....	59
2.16.	DESCOMPOSICIÓN DE SOLUCIONES DE CIANURO.....	60



2.17.	EFEECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN	61
2.18.	VELOCIDADES RELATIVAS DE DISOLUCIÓN DE ORO, PLATA Y SUS ALEACIONES	62
2.19.	EFEECTO DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN.....	62
2.20.	EFEECTO DEL OXÍGENO SOBRE LA DISOLUCIÓN DE ORO	63
2.21.	EFEECTO DE LA ALCALINIDAD SOBRE LA DISOLUCIÓN DE ORO	64
2.22.	EFEECTO DE LA TEMPERATURA SOBRE LA CIANURACIÓN.....	65

CAPÍTULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1.	CONSIDERACIONES PREVIAS	67
3.1.1.	Preparación mecánica de la muestra para el análisis químico	67
3.1.2.	Preparación mecánica de muestra para pruebas metalúrgicas	69
3.1.3.	Procedimiento	70
3.1.3.1.	Trituración primaria de la muestra.....	70
3.1.3.2.	Secado.....	70
3.1.3.3.	Tamizado o criba.....	70
3.1.3.4.	Trituración secundaria de la muestra.....	71
3.1.3.5.	Molienda	71
3.1.3.6.	Homogenización	71
3.1.3.7.	Cuarteado.....	71
3.2.	ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	71
3.2.1.	Equipos, herramientas y materiales.....	72
3.2.2.	Procedimiento	72



3.2.3.	Análisis granulométrico valorado	73
3.3.	EQUIPOS, MATERIALES, REACTIVOS DE LA CIANURACIÓN	74
3.3.1.	Materiales, equipos y reactivos.....	74
3.3.1.1.	Materiales	74
3.3.1.2.	Equipos	75
3.3.1.3.	Reactivos requeridos para pruebas de cianuración	75
3.4.	PRUEBAS EXPERIMENTALES DEL PROCESO DE CIANURACIÓN	76
3.4.1.	Cianuración por agitación.....	76
3.4.1.1.	Procedimiento experimental	76
3.4.2.	Determinación de los parámetros de la cianuración.....	77
3.4.2.1.	Control de cianuro de libre	77
3.5.	METODOLOGÍA PARA ENCONTRAR EL TIEMPO ÓPTIMO DEL PROCESO DE CIANURACIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO	80
3.5.1.	Preparación de la solución lixivante.....	80
3.5.2.	Procedimiento para la cianuración	80
3.5.3.	Análisis estadístico	81
3.6.	METODOLOGÍA PARA EVALUAR EL EFECTO QUE TIENE LA CONCENTRACIÓN DE CN ⁻ LIBRE EN LA RECUPERACIÓN DE ORO.....	81
3.6.1.	Preparación de la solución lixivante.....	81
3.6.2.	Procedimiento para la cianuración	82
3.7.	DISEÑO ESTADÍSTICO DE LAS PRUEBAS DE CIANURACIÓN.....	83
3.7.1.	Diseño factorial	83



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	RESULTADOS OBTENIDOS.....	85
4.1.1.	Características del mineral.....	85
4.1.2.	Análisis granulométrico de la muestra de mineral.....	88
4.1.3.	Parámetros del proceso de cianuración	89
4.2.	RESULTADOS DE PRUEBAS EXPERIMENTALES DEL PROCESO DE CIANURACIÓN	90
4.2.1.	Determinación del consumo de NaCN, CaO en la cianuración.....	93
4.2.2.	Conversión de consumo de cal y cianuro de sodio en kg/t.....	95
4.3.	EVALUACIÓN DE LA CIANURACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS EN LA RECUPERACIÓN DE ORO.....	96
4.4.	DISEÑO FACTORIAL 2^k CON 2 RÉPLICAS EN EL PUNTO CENTRAL DEL DISEÑO.....	99
4.4.1.	Influencia de las variables de tiempo y concentración de cianuro Libre	100
4.4.2.	Diseño factorial experimental del proceso de cianuración.....	100
4.4.2.1.	Formulación y propósito.....	101
4.4.2.2.	Identificación de las variables de trabajo	101
4.4.3.	Matriz del diseño experimental 2^2	102
4.5.	EVALUACIÓN DE RESULTADOS	103
4.5.1.	Interpretación de los efectos	103
4.5.2.	Bondad de ajuste del modelo de regresión	104
4.6.	TIEMPO ÓPTIMO DEL PROCESO DE CIANURACIÓN DE ORO	106



4.7.	EVALUACIÓN DEL EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO LIBRE SOBRE LA RECUPERACIÓN DE ORO.....	107
4.8.	PLAN DE MANEJO AMBIENTAL.....	110
V.	CONCLUSIONES	112
VI.	RECOMENDACIONES	113
VII.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	114
	ANEXOS.....	117

ÁREA : Metalurgia Extractiva

TEMA: Proceso de Cianuración de Oro

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 27 de diciembre de 2019



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1: Ubicación satelital del proyecto	24
Figura 2: Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H ₂ O-CN ⁻ a 25°C	53
Figura 3: Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H ₂ O-Cl a 25°C.	54
Figura 4: Ilustración de la naturaleza electroquímica de la solución de partículas de oro (120 μ diam.), en KCN, en presencia de oxígeno	55
Figura 5: Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica.	56
Figura 6: Diagrama de flujo de preparación mecánica de mineral para análisis químico.....	68
Figura 7: Diagrama de flujo de preparación mecánica del mineral para prueba de cianuración	69
Figura 8: Análisis mineragráfico de toda el área de la imagen, indica que el contenido de Fe es de 9.58%, donde las partículas Au se encuentra encapsulados en el mineral de hematita y magnetita, a un porcentaje mínimo. La ganga principal es cuarzo.	86
Figura 9: Curva de composición de una micro-muestra de mineral aurífero.....	86
Figura 10: Microfotografía de la región de la muestra de mineral, donde las partículas Au se encuentra encapsulado en minerales de Fe como hematita, magnetita e insignificamente presencia de pirita.....	87
Figura 11: Recuperación del proceso de cianuración por agitación	91
Figura 12: Consumo de NaCN y CaO en la cianuración de Au.....	95



Figura 13: Curva de recuperación de oro de cianuración en la prueba M1.	97
Figura 14: Curva de recuperación de oro de cianuración en la prueba M2.	98
Figura 15: Diagrama de Pareto Estandarizado para Recuperación Au.....	104
Figura 16: Gráfica de Efectos Principales Para Recuperación Au	105
Figura 17: Superficie de Respuesta Estimada.....	109
Figura 18: Contornos de la Superficie de Respuesta Estimada.....	109



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1: Distancia y recorrido de viaje al proyecto.....	25
Tabla 2: Temperaturas por estación.....	27
Tabla 3: Minerales Auríferos	40
Tabla 4: Efecto de la cal sobre la pérdida de cianuro	61
Tabla 5: Velocidades relativas de oro, plata y aleaciones de oro – plata.....	62
Tabla 6: Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución de oro.	64
Tabla 7: Análisis granulométrico valorado	73
Tabla 8: Control de gasto de AgNO ₃ , IK en prueba M1.	79
Tabla 9: Control de gasto de AgNO ₃ , IK en prueba M2.	79
Tabla 10: Notación de Diseño factorial 2 ²	84
Tabla 11: Análisis químico del mineral de cabeza por oro, cobre y fierro del proyecto Oropesa, la Rinconada – Puno.	85
Tabla 12: Resultados de análisis granulométrico del mineral 500 g.	88
Tabla 13: Condiciones óptimas de operación en la prueba de cianuración.	89
Tabla 14: Balance metalúrgico de la cianuración por agitación de la prueba M1.	90
Tabla 15: Balance metalúrgico de la cianuración por agitación de la prueba M2	90
Tabla 16: Control de parámetros de cianuración de la prueba M1.....	91
Tabla 17: Control de parámetros de cianuración de la prueba M2.....	92
Tabla 18: Análisis de consumo de NaCN y CaO en la cianuración por agitación en la Prueba M1.....	93
Tabla 19: Análisis de consumo de NaCN y CaO en la cianuración por agitación en la prueba M2.....	94
Tabla 20: Consumo de NaCN y CaO en pruebas de la cianuración por agitación.....	95



Tabla 21: Datos de recuperación de oro, en la cianuración de prueba M1.....	97
Tabla 22: Datos de recuperación de oro, en la cianuración de prueba M2.....	98
Tabla 23: Datos de variables del diseño experimental	100
Tabla 24: Datos de variables y puntos centrales del diseño experimental.....	101
Tabla 25: Resultados para el diseño factorial 2^2 , con dos puntos centrales.....	102
Tabla 26: Matriz de diseño factorial 2^2 con dos puntos centrales	102
Tabla 27: Efectos estimados para Recuperación Au (%)......	103
Tabla 28: Respuesta Optimizada	103
Tabla 29: Resultados Estimados para Recuperación Au	105
Tabla 30: Camino de Máximo Ascenso para Recuperación Au	106
Tabla 31: Camino de Máximo Ascenso para Recuperación Au	108
Tabla 32: Límites máximos permisibles de compuestos en efluentes.....	110



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

- M	:	Malla pasante
%	:	Porcentaje
°C	:	Grados Celsius
CaO	:	Óxido de calcio
Eh	:	Equilibrio potencial o diagrama potencial
g/cm³	:	Gramos por centímetros cúbico
g/L	:	Gramo por litro
Got	:	Gotas
H	:	Hora
lb/t	:	Libras por tonelada
kg	:	Kilogramo
Kg/t	:	Kilogramo en una tonelada
L/S	:	Relación líquido – sólido
M1 y M2	:	Muestra N°1 y Muestra N°2
mg/cm²/h	:	Miligramo por centímetro cuadrado por hora
mg/L	:	Miligramo por litro
min	:	Minuto
msnm	:	Metros sobre el nivel del mar



NaCN	:	Cianuro de sodio
pH	:	Potencial de Hidrógeno
ppm	:	Partes por millón
rpm	:	Revoluciones por minuto
t	:	Tonelada
TMS	:	Toneladas métricas secas



RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado “Estudio del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, la Rinconada - Puno”. Se realizó en la ciudad de Puno, Universidad Nacional del Altiplano, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, también en la ciudad de Juliaca, laboratorio RH Lab S.A.C., durante los meses de junio y julio del 2019. Donde se evaluó el proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro. Cuyo análisis químico de la muestra de mineral de oro fue 2,40 g/t. Las condiciones adecuadas para realizar el proceso de cianuración fueron manteniendo un pH constante de 11 (con solución CaO al 15%), tamaño granulométrico de partícula pasante malla – 200, porcentaje de sólidos de 32,56% y temperatura ambiente de 16°C. Frente a estos hechos, se plantearon objetivos como; optimizar el tiempo del proceso de cianuración, llegando a un resultado óptimo de 72 horas, logrando así una recuperación de 91,67% de oro para la prueba M1 y 90,42% de oro para la prueba M2. También se evaluó el efecto de la concentración de cianuro libre, en rango de 0,14% a 0,08% de CN- libre, alcanzando una recuperación de 91,67% de oro para la prueba M1 y 90,42% de oro para la prueba M2. Al final de la investigación se obtiene una recuperación superior al 90% de oro, a nivel experimental, mostrándose favorable el proceso cianuración, en operaciones del proyecto Oropesa.

Palabras clave: Alcalino, cianuración, disolución, recuperación, tiempo.



ABSTRACT

This research work entitled "Study of the cyanidation process of gold-bearing minerals for the recovery of gold in the Oropesa project, La Rinconada - Puno". It was carried out in the city of Puno, National University of the Altiplano, Professional School of Metallurgical Engineering, also in the city of Juliaca, RH Lab SAC laboratory, during the months of June and July 2019. Where the mineral cyanidation process was evaluated gold for the recovery of gold. Whose chemical analysis of the gold ore sample was 2.40 g / t. The adequate conditions to carry out the cyanidation process were maintaining a constant pH of 11 (with 15% CaO solution), particle size particle size mesh - 200, percentage of solids of 32.56% and ambient temperature of 16 ° C. Faced with these facts, objectives such as; optimize the cyanidation process time, reaching an optimal result of 72 hours, thus achieving a recovery of 91.67% gold for the M1 test and 90.42% gold for the M2 test. The effect of the concentration of free cyanide was also evaluated, in the range of 0.14% to 0.08% of CN-free, reaching a recovery of 91.67% gold for the M1 test and 90.42% gold for the M2 test. At the end of the investigation, a recovery of more than 90% of gold is obtained, at an experimental level, the cyanidation process being favorable, in operations of the Oropesa project.

Keywords: Alkaline, cyanidation, dissolution, recovery, time.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Actualmente la minería en la Región Puno viene siendo una de las fuentes económicas más importantes para el desarrollo de la población, lo cual ha llevado a la recuperación de oro, aplicando diferentes métodos metalúrgicos convencionales como la concentración gravimetría y amalgamación. Llegando a recuperaciones inferiores al 60 %, lo cual ha llevado, a la necesidad de aplicación de otros métodos. Por eso se planteó “Estudio del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, La Rinconada – Puno”. Siendo la cianuración aplicada en algunos proyectos mineros del centro poblado la Rinconada, cómo es el caso de Corporación Ananea S.A. y otros proyectos mineros, aplicando métodos de cianuración por agitación y cianuración en vatts, los cuales han llegado a obtener recuperaciones de oro superiores del 70 a 90 %. Disminuyendo las pérdidas y de esta forma aumentando las recuperaciones de oro.

Actualmente, el proyecto Oropesa, ubicado en el centro poblado la Rinconada, tiene un depósito aurífero con una ley de 2,40 g Au/t, de acuerdo al análisis químico. Ocurre bajo la forma de oro diseminado y en su mayor parte microscópico asociados a la pirita y cuarzo de acuerdo al análisis metalográfico. La cianuración como alternativa de aplicación para la recuperación de oro, en el proyecto Oropesa, permitió obtener parámetros metalúrgicos para aplicaciones posteriores en planta ya sea a nivel piloto e industrial. Esto partiendo de investigación a nivel laboratorio. El proceso de cianuración se viene aplicando aproximadamente durante un siglo. Lo cual ha llevado a tener múltiples métodos de cianuración, esto directamente por la característica mineralógica del mineral, determinando el método más favorable a partir del estudio metalúrgico.



El tratamiento para minerales auríferos provenientes de yacimiento minero del Proyecto Oropesa, se realizó en determinadas condiciones, donde la importancia es el contacto entre la superficie del oro con el agente lixivante de cianuro de sodio, esto en estado alcalino para evitar la formación del ácido cianhídrico y la complejidad de la cianuración. Se han venido realizando estudios de investigación en el centro poblado la Rinconada que hacen referencia la aplicación de los procesos de cianuración. Lo cual fundamentó a realizar el trabajo de investigación. Mediante el cual se evaluó el proceso de cianuración, para encontrar el tiempo óptimo del proceso de cianuración, y también evaluar el efecto que tiene la concentración de cianuro libre, con la finalidad de obtener una recuperación de oro superior de 85 a 90 %. Considerando una serie de pruebas experimentales, las cuales se realizaron en los laboratorios de la E.P. Ingeniería Metalúrgica de la U.N.A. – Puno y el laboratorio químico RH LAB S.A.C, de la ciudad de Juliaca. La investigación tiene la importancia de aportar datos reales del proceso de cianuración como alternativa para el proyecto Oropesa y demás proyectos mineros del centro poblado la Rinconada.

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Los cambios presentes en la minería en la región Puno y regiones del Perú, han hecho posible la búsqueda de nuevos métodos eficientes para la recuperación de oro, cambiando los métodos convencionales como la concentración gravimétrica y la amalgamación, por métodos como el proceso de cianuración, el cual siendo de mayor aplicación a nivel industrial, esto debido a capacidad de obtener recuperaciones superiores del 85 a 90 %. El cual se ha situado durante más de un siglo, y sigue vigente esto debido, a las condiciones operacionales y económicas favorables para realizar inversiones, para cada método de cianuración.



El proyecto Oropesa ubicado en el centro poblado la Rinconada, se encuentra actualmente en etapa de exploración, en la cual no se han realizado estudios metalúrgicos preliminares para la recuperación de oro, lo cual ha hecho posible la necesidad de realizar el estudio metalúrgico, partiendo desde la mineralogía de mineral, el cual es importante para la determinación de parámetros necesarios, con estas atenciones se plantea el “Estudio del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, la Rinconada – Puno”.

1.2. FORMULACIÓN DE PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo evaluar el proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, la Rinconada – Puno?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Es posible optimizar el tiempo del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro?
- ¿Qué efecto tiene la concentración de cianuro libre sobre la recuperación de oro de minerales auríferos?

1.3. JUSTIFICACIÓN

Actualmente la minería en la región Puno, viene siendo una de las fuentes económicas principales de la población, el cual ha llevado a la exploración y extracción de diferentes yacimientos mineros en la región, el proyecto Oropesa, ubicado en el centro poblado la Rinconada, se encuentra en la etapa de exploración en el cual no se ha tenido estudios de investigación para su ejecución en la etapa de extracción, como el tipo de



proceso a realizar. En el proyecto Oropesa se hizo necesario investigar el proceso de cianuración de oro, esto a partir de pruebas metalúrgicas necesarias. Para poder llegar a recuperaciones elevadas de oro. El estudio del proceso de cianuración como fuente de investigación del proyecto Oropesa, nos permitió obtener resultados superiores del 85 a 90% en recuperación de oro.

La actividad minera tiene un papel importante en la economía peruana porque genera valor agregado y aporta 10% al producto bruto interno (PBI), mayores divisas e ingresos fiscales por impuestos, la creación de empleos directos e indirectos, y la mejora del crecimiento potencial de la actividad económica. Además, atrae inversiones. El proyecto Oropesa al tener proyección generará un impulso laboral en las zonas de influencia. Esto beneficiará a la población con trabajos de mano de obra no calificada, durante la etapa de construcción y ejecución.

Este trabajo pretende contribuir al acervo bibliográfico de la especialidad a través de la recopilación de investigadores. Así mismo se demostró experimentalmente la disolución de oro a través de pruebas de laboratorio, validando el proceso con metodología a seguir y ciertos parámetros seleccionados en base a los antecedentes del trabajo. Finalmente, al ser factible el presente trabajo de investigación, permitirá realizar futuros estudios a fines y mayor escala.

1.4. OBJETIVOS

1.4.1. Objetivo general

Evaluar el proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, la Rinconada – Puno.

1.4.2. Objetivos específicos



- Optimizar el tiempo del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro.
- Evaluar el efecto que tiene la concentración de cianuro libre sobre la recuperación de oro de minerales auríferos.

1.5. HIPÓTESIS

1.5.1. Hipótesis general

Es posible evaluar el proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, la Rinconada – Puno.

1.5.2. Hipótesis específicos

- Hasta un tiempo límite del proceso de cianuración de minerales auríferos se aumentará la recuperación de oro.
- Con un buen control de cianuro libre se tendrá una eficiente recuperación de oro de minerales auríferos.

1.6. ÁMBITO DE ESTUDIO

1.6.1. Ubicación

Políticamente el asiento minero de proyecto Oropesa se encuentra ubicado en la comunidad de “comuni”, en el centro poblado la Rinconada, distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, departamento de Puno. Sus coordenadas geográficas y la elevación son:

Latitud Sur : 14°37'38.3''

Longitud oeste : 69°26'18.2''

Elevación : 5150 m.s.n.m.

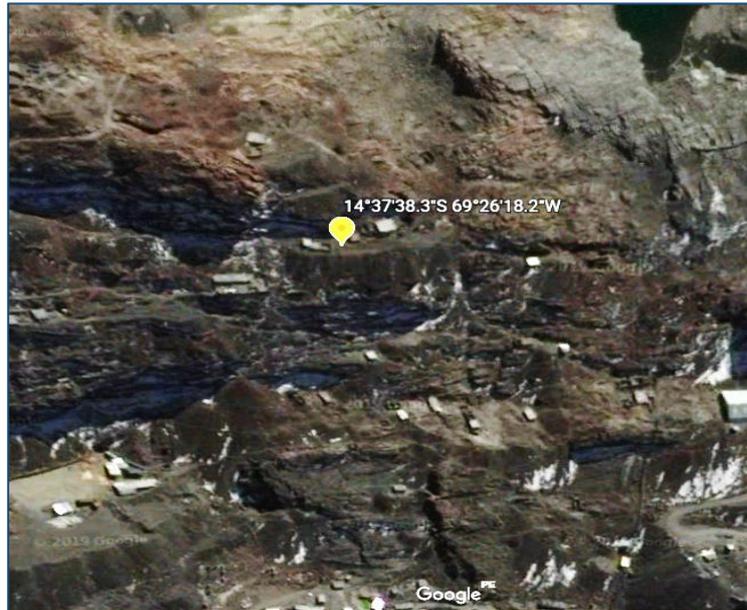


Figura 1: Ubicación satelital del proyecto

Fuente: Google eart.

1.6.2. Rutas de acceso

El acceso de la ciudad de Lima puede realizarse por vía aérea o terrestre hasta la ciudad de Juliaca. Desde esta última puede llegarse a la mina siguiendo la carretera afirmada Juliaca - Putina - Ananea - la Rinconada con un recorrido de 161,6 km. La distancia y el periodo de viaje son:

Tabla 1: Distancia y recorrido de viaje al proyecto

CIUDAD		LONGITUD (Km.)	CARRETE RA	TIEMPO (h)
DESDE	HACIA			
Puno	Juliaca	42,9	Asfaltada	54 min
Juliaca	Huancané	59,1	Asfaltada	1h, 09 min
Huancané	Putina	40,2	Asfaltada	46 min
Putina	Ananea	59,3	Asfaltada	1h, 07 min
Ananea	Rinconada	15,7	Trocha	22 min
Rinconada	Proyecto oropesa	3,00	Trocha	7 min
TOTAL		220,2 km	Trocha	4h, 42 min

Fuente: Elaboración propia.

1.6.3. Topografía y fisiografía del terreno

La topografía local del área del proyecto y zonas adyacentes al yacimiento minero de La Rinconada es bastante accidentada y agreste, está compuesta por cerros con pendientes muy empinadas e inaccesibles, evidencias de una fuerte actividad tectónica en el pasado. El rasgo morfológico más importante es el nevado de Ananea, un imponente glaciar de hielo perpetuo, cuyas cumbres alcanzan los 5980 msnm. La topografía es muy abrupta entre los 4800 msnm y los 5900 msnm, presentando laderas casi verticales e inaccesibles por efecto de la desglaciación. (Cuentas, 2008, p. 48)

El nevado de Ananea, en el cual se encuentra el yacimiento, forma parte de un valle glaciar en forma de herradura, cuyos extremos avanzan en dirección N-S, teniendo el valle glaciar 4,0 km de largo por 600 – 800 m de ancho, en la parte central se encuentra la laguna de la Rinconada con un área de 6,0 km de largo y 1,0 km de ancho, el cual viene a constituir el principal cuerpo receptor de las aguas de deshielo y de precipitación. La acción erosiva de los agentes meteorológicos tales como: heladas, lluvias y cambios bruscos de temperatura han producido el fracturamiento y la disgregación de las rocas



permitiendo la formación de depósitos coluviales y aluviales que se encuentran en quebradas y laderas. Aproximadamente a los 4600 msnm, existe una zona plana correspondiente al fondo del valle glaciar, donde se hallan bofedales que cubren materiales morrénicos recientes. (Cuentas, 2008, p. 49)

1.6.4. Clima y meteorología

Según el sistema de clasificación desarrollado por Leslie R. Holdridge y que es utilizado en el país desde la década de los 70, en el área del proyecto se han registrado dos zonas de vida: el Nivel Subtropical, donde el promedio de precipitación total anual varía alrededor de 800 mm y la biotemperatura media anual está por debajo de 1,5 °C. Se ubica sobre 5000 msnm y su topografía es abrupta casi completamente cubierta por hielos glaciares. No se observa formas de vida salvo algunas criptógamas como líquenes minúsculos. Y la Tundra Pluvial Alpino Subtropical, donde el promedio de precipitación total anual varía entre 500 mm y 1000 mm y la biotemperatura media anual entre 3 °C y 1,5 °C. Se ubica entre 4500 y 5000 msnm y su topografía es muy accidentada. Este clima conforma un piso térmico periglacial, en el cual, gran parte del año (casi todas las noches y madrugadas), el agua que hay en la superficie del terreno congela, pero igualmente fusiona diariamente con las primeras radiaciones solares diurnas. De este modo, se trata de un clima que alterna diariamente momentos de congelamiento y descongelamiento. (Cuentas, 2008, p. 49)

1.6.5. Temperatura

La zona se caracteriza por ser zona frígida y lluviosa con las siguientes particularidades:

De abril a agosto, periodo seco frígido con descensos de temperatura hasta -15 °C por las noches y en el día es soleado y templado, las precipitaciones son muy esporádicas.



De agosto a marzo, se presentan fuertes precipitaciones pluviales acompañado de nevada y granizo con temperaturas de 3 °C a 13 °C, se nota una elevación de la temperatura ambiental hasta de 15 °C en ocasiones. La temperatura promedio mensual máxima varía de 10 °C a 13 °C y la temperatura promedio mensual mínima entre -6 °C y -2 °C, las temperaturas más bajas extremas se han registrado en invierno llegando hasta -10 °C y -15 °C. (Cuentas, 2008, p. 49)

Tabla 2: Temperaturas por estación

ESTACIÓN	TEMPERATURA (°C)			CARACTERISTICAS DE LAS ESTACIONES
	MAXIMA	MINIMA	PROM	
PRIMAVERA	17	-2	7.5	Comienzo de las precipitaciones pluviales
VERANO	15	-5	5	Fuertes precipitaciones pluviales con nevado y granizo.
OTOÑO	8	-11	-1.5	Comienzo de las heladas.
INVIERNO	10	-7	1.5	Seco frígido.

Fuente: CEPRODESMA. Estudio de Impacto Ambiental Corporación Minera Ananea S.A. (1999).

1.6.6. Humedad relativa

De los datos estadísticos obtenidos en la estación Ananea, se obtiene que la humedad relativa entre 91% en verano y 80%, con un promedio anual de 85%. (Cuentas, 2008, p. 51)

1.6.7. Nubosidad

En cuanto a la nubosidad, la mayor parte del tiempo es de 8/8 presentándose algunas veces 2/8. (Cuentas, 2008, p. 51)



1.6.8. Vientos

La velocidad de los vientos varía entre 0,1 y 6,1 m/s obteniendo un promedio de 4,6 m/s. La dirección y sentido de los vientos es variables (O-E, E-O, S-N, y EN-SO), según las horas del día, predomina de S-NE. (Cuentas, 2008, p. 51)

1.6.9. Calidad del aire

Las características naturales del área ofrecen condiciones morfológicas, climáticas y atmosféricas adecuadas para disponer de aire de buena calidad, aún con la emisión de gases y partículas de ciertas fuentes (equipos), los cuales son diluidos por las corrientes de aire existentes. (Cuentas, 2008, p. 51)

1.7. GEOLOGÍA

1.7.1. Geología regional

La geología de la región está conformada por una secuencia de rocas sedimentarias, metamórficas e intrusivas, constituidas por pizarras, areniscas y cuarcitas de edades Paleozoicas, que afloran a lo largo de la cordillera de Carabaya y que fueron afectadas por el tectonismo Eohercínico y Tardihecínico. Cubriendo parte de las formaciones anteriores, ocurren rocas del Mesozoico, constituidas por areniscas y calizas, aflorando principalmente hacia la secuencia del Titicaca. En cuanto a las rocas intrusivas, el único afloramiento de importancia en la región se encuentra aproximadamente a 8 km. Al norte de la zona de estudio, en el cerro denominado Utucucacca, descrito como pequeño stock de composición granítico al que se le asigna una edad del Silúrico. (Cuentas, 2008, p. 52)

En los cuadrángulos de Putina y La Rinconada afloran rocas cuyas edades van desde el Ordovícico superior hasta el cuaternario. Dentro de esta sucesión de rocas se



pueden distinguir las siguientes unidades: el Paleozoico inferior, compuesto por una secuencia lutítico – arenoso; el Paleozoico superior, compuesto por areniscas, lutitas y carbonatos; el Cretáceo, compuesto por conglomerados, areniscas, lutitas y, en menor proporción, carbonatos; el Neógeno, Representado por areniscas, lutitas y derrames de ignimbritas, y el Cuaternario, compuesto de conglomerados, areniscas y lodolitas. (Loaiza & Galloso, 2008, p. 9)

1.7.2. Geología local

Localmente afloran una secuencia de rocas metamórficas constituidas por cuarcitas, pizarras, areniscas y filitas, las que se encuentran conformando estructuras plegadas. Las cuarcitas son de colores de gris claro a colores negros y se encuentran conformadas por cuarzo de grano medio metamorfozadas expuestas en paquetes que van de 0,10 m a 0,20 m interestratificados con pizarras, y niveles de cuarcitas con espesores consistentes que llegan a 2,0 m. Las pizarras son de color negro principalmente, los espesores varían de 0,05 m a 0,10 m. Se encuentran generalmente interestratificadas con areniscas y cuarcitas, existen paquetes de mayor espesor que van de 0,30 m a 1,0 m. En esta distribución estratigráfica descrita de piso a techo respectivamente. Se encuentran interestratificados los mantos mineralizados ubicándose casi todos ellos en los contactos pizarra - cuarcita.

La secuencia metamórfica descrita anteriormente como una interestratificación de cuarcitas y pizarras principalmente llega a tener espesores totales en el área de estudio de 200 m a 250 m, la que por sus características descritas y grado de perturbación tectónica corresponderían a la formación Ananea. Las filitas son de color marrón oscuro a negras, conformadas por sedimentos pelíticos metamorfozados; mostrando una estratificación fina, alineada a manera de esquistocidad producto del metamorfismo regional, especialmente



se ubica hacia el S-E del área encontrándose en contacto por una falla regional de dirección E-O con la secuencia de cuarcitas y pizarras. Hacia el sur del área de estudio ha sido reconocido un intrusivo emplazado a manera de dique cuya dirección es de N-W a S-E concordante a la secuencia metamórfica cuarcita - pizarras, de probable composición monzonítica constituido por granos de cuarzo, feldespato potásica y micas a manera de playas irregulares, las que muestran un alineamiento de los cristales formando bandas concordante a la secuencia de estratificación de las cuarcitas - pizarras, que estarían evidenciando una metamorfismo regional; corroborado por plegamientos locales. (Cuentas, 2008, p. 52)

1.7.3. Geología estructural

La conformación estructural de la zona es complicada en las áreas económicas, mostrando estructuras plegadas y falladas en diferente grado de intensidad y que tienen relación con la mineralización del yacimiento. (Cuentas, 2008, p. 52)

1.7.3.1. Fracturamiento y fallamiento

Estructuralmente, la secuencia metamórfica local muestra diferentes sistemas de fracturas originadas por la disturbación tectónica a la que ha sido sometida la zona; existen diferentes juegos de fracturas siendo el sistema principal el de la dirección N - S a N 40° W con inclinaciones de alto ángulo de 80° a 85° tanto al W como al E, es importante indicar que la frecuencia de este fracturamiento es de 3 a 5 fracturas por metro siendo estas principalmente cerradas y de mayor frecuencia cerca a las zonas más plegadas. Un segundo sistema es de orientación N 60°-70° E con inclinaciones de 70° a 75° al NW su frecuencia es menor que el juego principal descrito anteriormente, así mismo, se encuentran más espaciadas. Un tercer sistema de menor frecuencia aún es el sistema E-W con inclinaciones de 55° a 65° principalmente al S y reconocidas



principalmente hacia el sector sur del área del yacimiento específicamente en los alrededores de la laguna Comuni. (Cuentas, 2008, p. 52)

En lo que respecta al fallamiento existente, éste es principalmente de naturaleza regional y tiene una fuerte influencia sobre el comportamiento lateral de la mineralización. Existen hasta tres sistemas de fallamiento importantes, el primer sistema es de rumbo N 65° a 75° W, con buzamientos que van entre 45° y 50° al NE reconocidas principalmente en la zona de Tarapacá; en la zona de Comuni Alto (zona NE del área de estudio) se tiene buzamientos entre 35° y 43° NE llegando a ser subverticales. Es importante indicar que este sistema es de naturaleza post-mineral y que limita lateralmente la mineralización del yacimiento. El segundo sistema de fallamiento presenta rumbo N 30° a 45° E con buzamientos que oscilan entre los 78° hacia el NW, se les encuentra principalmente en la parte alta de Comuni y la parte baja de la zona de Cerro Lunar. Un tercer sistema evidentemente de naturaleza regional se encuentra orientado en dirección E-W con buzamientos de 70° a 80° al N; este sistema es notorio en la zona sur de Comuni, algunas fallas ponen en contactos la secuencia metamórfica de pizarras y cuarcitas de la formación Ananea con las filitas de la formación Ambo. (Cuentas, 2008, p. 53)

1.7.3.2. Plegamiento

Las pizarras y cuarcitas descritas como estratos de diferente espesor se encuentran mostrando plegamientos de diferente naturaleza a manera de anticlinales, con ejes orientados de NW a SE y planos axiales inclinados predominantemente hacia el SW. La estructura principal de la zona está caracterizada por un anticlinal, el que muestra características de un “Anticlinorium”, dado que estructuralmente muestra la presencia de micropliegues apretados en la cresta formando pequeños sinclinales y anticlinales. De



manera general los flancos NE y SE del pliegue principal muestran estratos con orientaciones de N 70° W y N 80° W e inclinaciones de 36° NE y 20° SW respectivamente, siendo la orientación del eje principal de N 70° W con buzamiento de 45° al SE. (Cuentas, 2008, p. 53)

1.7.3.3. Distribuciones mineralizadas

La mineralización se encuentra concordante a la estratificación a manera de mantos de espesores que van de 0,05 m a 0,20 m. Los que responden a la deformación estructural a que ha sido sometida la zona, por lo que en algunos casos los mantos en ciertos flancos de anticlinales presentan alto ángulo de buzamiento a manera vetas ó filones. Existen también estructuras que cortan transversalmente a la secuencia estratigráfica conformando filones o vetas como es el caso de veta Carmen, la que tiene un rumbo de N 30° W y de 80° a 85° al SW de buzamiento y que ha sido reconocida en el nivel Comuni. (Cuentas, 2008, p. 53)

Es importante indicar la ocurrencia de una mayor frecuencia de venillas rellenas con cuarzo blanquecino y esporádicamente vítreo entrecruzado, que dan a la zona una característica del tipo stockwork; sin embargo, la presencia de las mismas es de 1 a 4 venillas por metro definiendo un stockwork abierto. Las venillas de cuarzo de mayor persistencia, tienen una orientación N 05° W e inclinaciones de alto ángulo al N-E, los espesores van de 0,005 m a 0,05 m, y esporádicamente pueden llegar a 0,12 m El relleno en este sistema es cuarzo blanco a cuarzo lechoso. El segundo sistema de venillas tiene una orientación N 40° E con buzamientos de 80° al N-W; este sistema es de menor importancia siendo sus espesores de menor magnitud que los anteriores llegando a tener hasta 0,05 m; el relleno es de cuarzo blanquecino a vítreos, el área descrita que encierra este tipo de estructuras se ubica en la parte alta de Comuni y está controlada por las



intersecciones de la veta Española y la veta Carmen, su forma es a manera de una elipse alargada cuyo eje mayor se orienta en dirección NW-W a SE-E, siendo su longitud de 210 m. y el eje menor perpendicular al anterior de 50 m. (Cuentas, 2008, p. 51)

1.7.3.4. Mineralogía

En general la mineralogía típica del yacimiento define un ensamble cuarzo – oro emplazada en mantos concordantes con la estratificación de las pizarras y cuarcitas, cuyos espesores varían entre 0,05 m a 0,20 m. Así como en vetas subverticales y venillas que cortan dicha estratificación. Los minerales típicos están constituidos por cuarzo, oro nativo, pirita, arsenopirita, esfalerita, marmitita, calcopirita y otros minerales de menor importancia. El cuarzo se presenta como hialino, vítreo y lechosos; tanto el hialino como el vítreo se encuentran relacionados con la ocurrencia de oro, es característico describir muestras de cuarzo vítreo microfracturado con fractura ligeramente concoidea y que se encuentra asociado a oro. El cuarzo lechoso se presenta en estructuras (vetas y mantos) de mayor consistencia; su asociación al oro no es importante. El oro se encuentra nativo a manera de charpas así como oro de grano grueso asociado principalmente al cuarzo y arsenopirita; es importante mencionar la ocurrencia de las concentraciones de oro en mantos y vetas que llegan a reportar hasta 1000 g/t. (Cuentas, 2008, p. 54)



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES

Aduviri (2009) efectuó la “cianuración de relaves en la Corporación Minera Ananea. S.A”. En la cual realizo la cianuración por agitación, de concentrados obtenidos del proceso de flotación, con ley de cabeza de 23 g/t, a una granulometría de tamaño de partícula de 52 % -200 malla, a pH de 11,5, en tiempo de 60 horas, donde obtiene una recuperación 93,74% de oro. De igual forma, mediante la cianuración por percolación logra obtener una recuperación 68% de oro, con bajo consumo de reactivos, esto a partir de soluciones diluidas de cianuro sodio al 0,15% manteniendo a un pH de 11,27 en tiempo de 12 días. Este trabajo se relaciona con la investigación planteada, ya que propone el ámbito de estudio el sector de la rinconada, utilizando la cianuración como proceso de recuperación de oro.

Mallma & Peinado (2009) realizaron el estudio, “la soda caustica en la cianuración de concentrados de oro en Minera Ananea Puno”. Donde reemplazando el uso de cal, por la soda cáustica, obtuvieron un mejor resultado en el proceso, puesto que este no solamente regula el pH, sino que también limpia las superficies de las partículas de oro, permitiendo un mejor contacto entre el cianuro y el oro. Cumpliéndose esto a un tiempo de 48,0 horas donde llegaron a una recuperación del 92,00 % de oro con consumo de 50.00 kg de NaCN y consumo de soda caustica de 9,0 Kg, esto para 9,4 TMS de concentrado de flotación con ley de cabeza de 44,24g/t de Au. De igual forma, mediante la cianuración por agitación utilizando cal como regulador de pH alcanzaron obtener una recuperación de 45,30 % de oro, con consumo de cianuro de 71,0 kg de NaCN y consumo



de cal de 38,0 Kg, esto para 9,3 TMS de concentrados de flotación con ley de cabeza de 55,28g/t de oro, en tiempo de cianuración de 102 horas. Este trabajo se relaciona con la investigación planteada, ya que se propone el ámbito de estudio el sector de la rinconada, también por la aplicación de reactivos como el cianuro de sodio y la cal en la cianuración.

Flores (2016) ejecutó la “optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – Minera Aruntani S.A.C”. En la cual realizó el proceso cianuración por agitación, de un mineral con ley de cabeza de 3,88 g/t de oro, con granulometría de tamaño de partícula de 80 % 325 – 400 malla, a pH de 10,5, en tiempo de 24 horas, con oxígeno 5,0 mg/L, para lo cual designó muestras como (N1, M2), donde se consiguió una recuperación de oro 86,6% de oro en muestra N1 y 69,1% de oro en muestra M2. determinando los parámetros óptimos en Ambos ensayos de (N1, M2), en el proceso de cianuración, obtiene un consumo de 7,88 kg/t de NaCN, para ensayo N1 y 7,33 kg/t de NaCN, para ensayo M2, un consumo de 8,5 kg/t de CaO Para ambas ensayos N1 y M2. Este trabajo se relaciona con la investigación planteada, ya que se propone el método de cianuración por agitación para la recuperación de oro, también por la aplicación de reactivos como el cianuro de sodio y la cal en la cianuración.

Parillo (2014) efectuó el “Estudio Metalúrgico de minerales de oro del sector Limbani – Región Puno”, En la cual realizó el proceso cianuración, de un mineral con ley de cabeza de 71 y 60 g/t de oro, a una granulometría de tamaño de partícula de mineral de 38 micrones para dos pruebas, a un pH de 10,5 en un tiempo de 24 horas, alcanza una recuperación de 78,6% de oro para mineral sin tostación y 88,45% de oro para un mineral con previa tostación, la concentración de cianuro sodio que ofrece los mejores resultados, es de 2gr/t para mineral sin tostación y una concentración de cianuro de sodio 2,5 gr/t para mineral con tostación, Este trabajo se relaciona con la investigación planteada, ya que se propone el método de cianuración por agitación para la recuperación de oro,



también por la aplicación de reactivos como el cianuro de sodio y la cal en la cianuración.

Tapara (2018) ejecutó la “Evaluación técnica para implementar un tratamiento de relaves por medio de tanque de agitación en el Proyecto seis diamantes, la Rinconada”, En la cual realizó la evaluación de la cianuración, de un mineral con leyes de cabeza de que fluctúan entre 15, 16, 17 g/t de oro, a granulometría de tamaño de partícula de mineral de 80% -200 malla, en tiempo de 72 horas, a pH de 12, todo esto para un tratamiento de 90 toneladas de mineral. Estableciendo al final parámetros optimizados de 0,25% de CN y densidad 1380 g/cm³, este estudio realizado para minerales oxidados, sulfuros y relaves, llegando mediante el proceso de cianuración, conseguir la recuperación del 92.23% de oro. Este trabajo se relaciona con la investigación planteada, ya que se propone el ámbito de estudio el sector de la rinconada, utilizando la cianuración como proceso de recuperación de oro. También por el uso de reactivos como el cianuro de sodio.

2.2. ORO

2.2.1. Propiedades físicas

Es un metal amarillo brillante por la luz reflejada, en láminas muy delgadas, es azul o verde. Es el más maleable y dúctil de todos los metales. En estado puro es demasiado blando para ser usado en joyería y para acuñar moneda, por lo que se alea siempre para tales fines con plata o cobre. Su punto de fusión es de 1073°C y la volatilización 2600°C. El número y peso atómico es 79 y 197.0, respectivamente. La densidad del oro es de 19,42. Es más liviano a medida que contiene mayor proporción de plata. Cristaliza en el sistema cubico. Su ductilidad es grandemente disminuida por la presencia de pequeñas cantidades de otras impurezas, especialmente de plomo. A elevadas temperaturas, se volatizan como vapor rojizo. La volatilidad es incrementada por la presencia de metales extraños. (Vargas, 1980, p. 9)



La conductividad térmica del oro es de 103, según Deprez; 98 según Calvert y Johnson y 60 según Wiedeman y Franz. El calor específico está entre 0.0298 (Dulong y Petit) y 0.03244 (Regnault). Su conductividad eléctrica es 73 a 21.8°C (Matthiesen), en comparación con la plata que tiene un valor de 100 a la temperatura de 0°C. El oro se alea con plata, cobre, paladio y otros metales. La cantidad de oro en estas aleaciones se expresa generalmente en quilates. El oro puro es de 24 quilates. Las monedas de oro inglesa son de 22 quilates (91.66% de oro), y las norteamericanas de 21.6 quilates (90 % de oro y 10 % de cobre). (Vargas, 1980, p. 9)

2.2.2. Propiedades químicas

Ninguno de los ácidos corrientes ataca el oro. No es soluble en ácido sulfúrico, sulfato férrico, ácido clorhídrico o cloruro férrico. Se disuelve en una mezcla de ácido nítrico y clorhídrico concentrados (agua regia) y en ácido selénico. También en soluciones de ácido sulfúrico que contienen cloruros y bióxidos de manganeso y en tiosulfatos de sodio, potasio, calcio y magnesio. (Vargas, 1980, p. 10)

Vargas (1980) menciona que: “Las soluciones que llevan oro al estado de cloruros atacan a los carbonatos, calcosina y muchos otros minerales que reducen la acidez y pasando hacia abajo el oro es generalmente depositado como oro amarillo de gran pureza”. (p. 10)

2.3. MINERALES CIANURABLES

No todos los minerales de oro y plata están aptos para un tratamiento de cianuración, además de la ausencia o presencia de agentes cianicidas, materiales carbonáceos que absorben los metales preciosos, y sustancias orgánicas que consumen oxígeno de la solución; el oro y la plata, deben estar finamente particulados para una rápida disolución. En la cianuración en pila, la roca huésped debe ser porosa y permeable



a la solución, o producirse suficiente exposición de las partículas como producto de la trituración, por otra parte la presencia de cantidades excesivas de arcillas en algunos minerales dificulta la percolación, este problema es eliminado mediante una aglomeración de los finos. (Tecsup, 2009, p. 2)

Tecsup (2009) para poder diagramar un circuito de tratamiento es necesario conocer el mineral, relave o concentrado; ya que cada material tiene su propia particularidad es importante conocer su mineralografía, lo que ayudaría a identificar los minerales valiosos y tener una idea previa del comportamiento del material ante la cianuración. (p. 2)

En la cianuración, el mineral debe estar respectivamente apartado de cianicidas; de sulfuros parcialmente oxidados de Sb, Zn, Fe, Cu y otros obstruyentes que privan la solubilidad de oro, el tamaño granulométrico de mineral debe ser suficientemente pequeño para que la disolución sea en un tiempo mínimo. El mineral debe ser permeable para que la solución entre en contacto con la superficie del mineral valioso, asimismo debe estar separado de constituyentes ácidos, cuestión sea, se efectuaría un pre tratamiento.

2.4. MINERALOGÍA DE LOS MINERALES AURÍFEROS

Tecsup (2009) los factores que afectan la extracción del oro, son de naturaleza mineralógica. El conocimiento de la mineralogía del mineral o producto metalúrgico a ser tratado, si son apropiadamente combinadas con las pruebas metalúrgicas, proporcionarían las herramientas necesarias para mejorar la recuperación, siendo necesario determinar:

- Las especies minerales que aloja a los metales preciosos.



- El mineral o especie huésped del mineral.
- La distribución y localización del metal precioso en la especie huésped.
- La granulometría del metal precioso.

Desde punto de vista de la cianuración las menas de oro generalmente se clasifican en los siguientes grupos:

- Menas de óxidos simples que contienen partículas finas de oro nativo, ya sea en cuarzo o ganga de piedra caliza.
- Menas de sulfuros simples en las que el oro está asociado con pequeñas cantidades de pirita y arsenopirita.
- Material aluvial o placer.
- Menas complejas de metales comunes en las que los metales preciosos son constituyentes importantes desde el punto de vista económico.
- Menas complejas refractarias en las que las especies minerales que contienen oro no son prontamente solubles en cianuro.
- Menas de metales comunes donde los metales preciosos son de menor valor y son sub productos resultantes del procesamiento metalúrgico.

Las condiciones mineralógicas de minerales para la cianuración, son de factores variados al momento del procesamiento, en la cual la especie mineralogía del mineral pueda ser de la especie oxidada o sulfurada en la cual se aumentaría como disminuirá su velocidad disolución, también ser afectado por el tamaño de partícula y porosidad del mineral, habiendo cambios en su composición química a fin de que ocurra la disolución de oro.

El oro casi nunca está solo, la plata es uno de los metales que en diferentes proporciones está presente, existe una serie completa de soluciones sólidas. Forma especies minerales con Ag, Te, y Sb. También acompaña a muchos minerales sulfurados, donde el mayor componente es acompañada a muchos minerales sulfurados, donde el mayor componente es el cuarzo, en la mayoría de los casos presentan resistencia a la recuperación del metal valioso, debido a que los metales preciosos se encuentran diseminados dentro de los sulfuros minerales. (Azañero, 2015, pp. 254-255).

2.4.1. Minerales auríferos

Además de la presencia de oro nativo, se presentan otras aleaciones y especies.

Tabla 3: Minerales Auríferos

	Descripción	Formula
Aleaciones naturales	Oro argentífero (electrum)	(Au, Ag)
	Oro cuprífero (cuproaururo)	(Au, Cu)
	Oro palidinifero (porpesita)	(Au, Pd)
	Oro Rodonifero (rodita)	(Au, Rh)
	Oro Iridico	(Au, Ir)
	Oro Platinifero	(Au, Pt)
	Oro Bismutifero	(Au, Bi)
	Amalgama de oro	(Au ₂ Hg ₃)
	Maldonita	(Au ₂ Bi)
	Auricuprico	(AuCu ₃)
	Paladio cupriaurico	(Cu, Pd) ₃ Au ₂
Sulfuros	Uytembogardita	(Au ₃ AuS ₂)
Telururos	Calaverita	(Au, Ag)Te ₂
	Krennerita	(Au, Ag)Te ₂
	Montbrayita	(Au, Sb) ₂ Te ₃



	Muthmannita	(Au, Ag)Te
	Silvanita	(Au, Ag)Te ₄
	Kostavita	(Au, Cu)Te ₄
	Nagyagita	(Pb ₅ Au(Te,Sb) ₄ S ₅)
Antimoniuros	Aurostibita	(Au ₅ Sb ₂)
Seleniuros	Fischesserita	(AuAg ₂ Se ₂)

Fuente: Tecsup (2009).

2.5. PROCESO DE CIANURACIÓN

La tecnología cianuración de minerales auríferos es muy conocida y tiene la ventaja que en muchos casos permite evitar uso de mercurio, además esta técnica deja aprovechar mejor los recursos porque permite recuperar oro aun de minerales marginales. Los montos de inversión son relativamente bajos si se les compara con la inversión en plantas de cianuración por agitación. Los costos de operación son mucho más bajos, y el control de la operación en si además muy sencilla. Técnica de lixiviación de oro mediante el uso adecuado de soluciones diluidas de cianuro de sodio o de potasio. Para el caso de la pequeña minería o la llamada artesanal la alternativa específica más adecuada es la lixiviación en vat leaching, que no es otra cosa que el tratamiento de la mena aurífera de hecho muchas pequeñas empresas mineras, pero sobre todo las grandes, vienen usando esta tecnología. No se descartar tampoco la lixiviación en montones o heap leaching, pero la selección del método más conveniente dependerá de varios factores tales como la docilidad de los minerales, accesibilidad, volumen de mineral, disposición de agua para el proceso. (Lara Monge, s.f, p. 1)

El proceso de cianuración tiene gran impacto a ser aplicado para la recuperación de oro en minerales auríferos en la industria minera-metalúrgica, esto debido a la



propiedad del oro de disolverse en soluciones diluidas de cianuros. Partiendo del estudio de la mineralogía, el cual permite, elegir el método de cianuración a emplearse para promover una inversión en el proceso.

“La recuperación del oro de la solución rica de cianuro es generalmente efectuada por uno de los tres procesos: Merrill-Crowe convencional, carbón en pulpa (CEP) y carbón en lixiviación (CEL)”. (Cyanamid, 1998, p. 147)

2.6. MÉTODOS DE CIANURACIÓN

En la mayoría de los casos, según se entiende hoy día, los procesos de cianuración se aplican directamente sobre los minerales a través de un ataque químico. Para mejorar el rendimiento cinético de estos procesos se considera el uso de reactivos, agitación, temperatura y presión cuando el caso lo requiera. El factor tiempo es importante tanto a la hora de seleccionar el método de cianuración más rentable un determinado mineral. (Portal, 2006, p. 179)

Aduviri (2009) la decisión de aplicar tal o cual método de cianuración a los minerales para recuperar el oro, es eminentemente económica, previa evaluación metalúrgica, para cada uno de los casos tenemos los siguientes.

- Método de cianuración tipo DUMP LEACHING.
- Método de cianuración tipo HEAP LEACHING.
- Método de cianuración tipo VAT LEACHING.
- Método de cianuración tipo AGITACIÓN.

En todos los métodos de cianuración del oro se va a obtener una solución cargada de oro, la recuperación o captación del oro en soluciones se logra en dos formas una es la



del Carbón Activado en CIC (carbón en columna) o en CIP (carbón en pulpa). La otra forma de recuperar el oro en solución es la del Merrill Crowe, que es la precipitación del oro con polvo de Zinc. (Aduviri, 2009, p. 34)

La importancia de elección del método de cianuración parte directamente por factores de períodos de tiempo, en la disolución del oro, esto iniciando por la mineralogía del mineral, a fin de llegar a recuperaciones elevadas de oro, y sobre todo la rentabilidad al momento de optar un método de cianuración.

2.6.1. Lixiviación por agitación

En este tipo de operaciones la pulpa, o sea la mezcla de líquido (solución lixivante) y el sólido (mineral o relave) se mantiene en movimiento, llamado también agitación. El objetivo de este tipo de operación, es decir mantener la pulpa en agitación, obedece a la intención de acelerar el proceso de disolución y exposición de las partículas metálicas a la acción del agente disolvente. (Lara Monge, s.f, p. 2)

Menciona que, las menas son molidas a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaño menores a los 105 micrones), es agitada con solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas, la concentración de la solución cianurada está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gramos de cianuro por metro cubico de solución), el pH debe ser alto, entre 10.5 a 11.5 para evitar la pérdida de cianuro por hidrolisis (generación de ácido cianhídrico, HCN, altamente venenoso) y para neutralizador los componentes ácidos de la mena, para evitar lo anterior se utiliza cal, para mantener el pH alcalino, se adiciona lo necesario para mantener la concentración de CaO libre en la solución por encima de 100 gr/m³, la velocidad de disociación del oro nativo puede depender entre otros factores, del tamaño del mineral, grado de liberación, contenido de plata, etc., es práctica común remover el



oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 105 μm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito, es de suma importancia aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración, esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esa manera la presencia de reactivos necesaria para llevar adelante la solubilización del oro. Se realizan ensayos a escala de laboratorio, con el objeto de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena. (Tapara, 2018, p. 20)

1. Consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado.
2. Consumo de cal por tonelada por tonelada de mineral.
3. Optimo grado de molienda.
4. Tiempo de contacto, ya sea en la lixiviación por agitación como en la lixiviación por percolación.
5. Concentración más conveniente del cianuro en la solución.
6. Dilución más adecuada de la pulpa.

La agitación conlleva la rapidez de contacto entre la partícula sólida de mineral valioso con la solución alcalina de cianuro causando la disolución de oro, a una cierta velocidad, la cual depende de la liberación de la partícula de oro. La cianuración produce una variación en el proceso debido a este parámetro, generalmente una cianuración conveniente se produce entre una tamaños desde 105 μm , 74 μm , hasta menores de 37 μm , lo cual es favorable al momento de disminuir el tiempo, y aumentando la disolución,



manteniendo constante a un pH de 11. Durante todo el proceso evitando la formación de HCN, lo es perjudicial en proceso.

2.6.2. Lixiviación por percolación

Este procedimiento es manipulado para extraer partículas microscópicas de oro desde sus menas, se ha transformado en el proceso más largamente utilizado para la extracción de oro y plata en la industria minero metalúrgica, el mineral y roca son removidos de la mina por explosivos luego trasladado a la planta para ser triturados a partículas más pequeñas y colocando en las pilas, preliminarmente compactadas con arcillas o con mantas de polietileno.

La solución de cianuro, la cual disuelve al oro de la mena molida, es irrigada y percola a través de la pila, la lixiviación puede trasladar a cabo en algunos días o varios meses, obedeciendo del tipo de mineral o mena y sobre la forma de lixiviación a utilizar.

Tapara (2018) menciona que, la solución enriquecida de oro y plata se colecta sobre el piso impermeable, dispuesto en forma ligeramente inclinada que hace que fluya hacia el tanque de almacenamiento, desde ahí se almacena al circuito de recuperación. Este circuito de recuperación de oro y plata, desde las soluciones cianuradas diluidas, las que contienen los metales nobles en solución, puede ser de dos tipos:

- Adsorción con carbón activado.
- Cementación de oro con zinc.

La lixiviación por percolación es esencial para tratar minerales con cierta porosidad en pilas, con una irrigación de alcalina de cianuro, favorable para el contacto entre la partícula de mineral valioso. La solución valiosa de oro almacena puede durar periodos largos de tiempo, dependiendo de las condiciones mineralógicas del mineral.



2.7. REACTIVOS UTILIZADOS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

2.7.1. Cianuro de sodio

El radical cianuro es una combinación de Carbono (C) y de Nitrógeno (N) con una carga negativa, donde el Nitrógeno funciona como trivalente, es decir comparte tres uniones con el Carbono. CN si aparece un elemento con una carga positiva como puede ser el Na (sodio), K (potasio) o Ca (calcio) su unión con el cianuro forma una sal. (Parillo, 2014, p. 36)

El Cianuro de Sodio es un sólido blanco, cristalino, muy venenoso y con un olor fuerte a almendras amargas. En la minería se usa principalmente en la recuperación de metales preciosos y también en procesos de flotación de minerales polimetálicos, para la separación de los sulfuros. El Cianuro de Sodio reacciona VIOLENTAMENTE con el agua o cualquier solución ácida desprendiendo HCN. El HCN es un veneno muy tóxico que puede ser fatal si no se toman las precauciones necesarias. (Mallma & Peinado, 2009, p. 67)

2.7.2. Cal

Sustancia sólida cáustica, blanca cuando es pura, que se obtiene calcinando caliza y otras formas de carbonato de calcio. La cal pura, llamada también cal viva o cal cáustica, está compuesta por óxido de calcio (CaO), aunque normalmente los preparados comerciales contienen impurezas, como óxidos de aluminio, hierro, silicio y magnesio. Al tratarla con agua se desprenden grandes cantidades de calor y se forma el hidróxido de calcio, que se vende comercialmente como un polvo blanco denominado cal apagada o cal muerta, En la metalurgia utiliza como regulador de pH. El agua de cal, que es una disolución alcalina de cal apagada en agua. (Mallma & Peinado, 2009, p. 69)



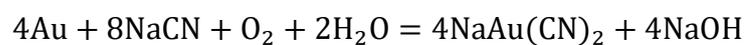
2.7.3. Soda caustica

Es un sólido blanco, higroscópico (absorbe humedad del aire), que corroe la piel y se disuelve muy bien en el agua liberando una gran cantidad de calor. Generalmente se utiliza en forma sólida o en solución. El hidróxido de sodio es uno de los principales compuestos químicos utilizados en la industria. Por ejemplo, es ampliamente utilizado en la fabricación de papel, en la industria del algodón, en la industria textil, en la fabricación de jabón y en la fabricación de muchos otros productos químicos. (Mallma & Peinado, 2009, p. 73)

2.8. CIANURACIÓN DE ORO

“El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa disolvente preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral”. (Marsdens & House, 1993)

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



En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requieren son que el oro este libre y limpio; que la solución de cianuro, no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción y que se mantenga un adecuado abastecimiento de oxígeno a la solución durante todo el proceso de la reacción. (Vargas, 1980, p. 33)



2.9. DISOLUCIÓN DE ORO

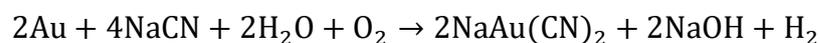
El oro no se oxida a temperatura ordinaria, no es soluble en ácidos: clorhídrico, nítrico y sulfúrico. Se disuelve en agua regia, la que puede ser dificultada por la presencia de la plata mediante la formación de cloruro de plata que cubre la superficie del metal. La base del proceso de cianuración, es que soluciones débiles o diluidas de cianuro de sodio o potasio, tienen una acción disolvente preferencial sobre partículas de oro metálico (igualmente sobre la plata), con respecto a otros metales que se encuentran habitualmente en los minerales de oro. El cianuro es el término descriptivo general aplicado usualmente al cianuro de sodio, NaCN. Debiendo mencionarse que el ion cianuro (CN⁻) es en realidad el que tiene la acción o fuerza disolvente, y la base alcalina del sodio, potasio o calcio, simplemente da la estabilidad química al compuesto. (Tecsop, 2009, p. 20)

2.10. DISOLUCIÓN DE LOS METALES PRECIOSOS

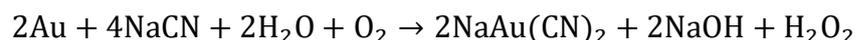
Las siguientes reacciones han sido dadas para la disolución de oro en soluciones diluidas de cianuro.



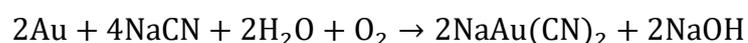
Esta conocida como la ecuación de elsner.



Esta fue sugerida por janin.



El peróxido de hidrogeno formado reacciona luego de la siguiente manera:





Estas reacciones fueron sugeridas por blodlaender. La ecuación total, sin embargo, es la misma ecuación de elsner.

Barsky, Swainson y Hedley determinaron las energías libres de formación del complejo cianuro de oro y cianuro de plata. A partir de los datos obtenidos, ellos calcularon los cambios de energía libre en las reacciones sugeridas y mostraron que estos son teóricamente posibles bajo condiciones de cianuración ordinaria. (Misari, 2010, p. 24)

Sus resultados mostraron que para la ecuación de Elsner la reacción procederá prácticamente en forma completa; es decir hasta que prácticamente todo el cianuro sea consumido o todo el metal disuelto. Para la ecuación de Janin las constantes de equilibrio no son muy favorables; la formación de hidrogeno puede ser considerada imposible bajo condiciones ordinarias de cianuración. Para las ecuaciones de bodlaender, las constantes de equilibrio son favorables; por consiguiente, las reacciones propuestas son posibles. En esta relación, bodlaender encontró la formación de peróxido de hidrogeno. (Misari, 2010, p. 25)

2.10.1. Factores que afectan la disolución de oro

2.10.1.1. Tamaño de partícula

Cuando en los minerales se encuentra oro libre grueso, la práctica usual es separarlo por medio de trampas hidráulicas gravimétricas, antes de la cianuración, de lo contrario, las partículas gruesas no podrán ser disueltas completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de disolución. Cuando se utilizan cribas hidráulicas en los circuitos de molienda, es posible coleccionar partículas de oro hasta tamaños equivalentes a la malla 65. Una partícula de oro de 45μ de espesor, no tardaría más de 12 horas para disolverse, y una de 150μ de espesor, no tardara más de 48 horas



para disolverse. La plata metálica de los mismos espesores que el oro, tardara el doble de tiempo para disolverse. (Tecsup, 2009, p. 21)

Se puede enunciar que “El tamaño de partículas se usa para determinar la calidad de molienda y para establecer el grado de liberación. [...] Es de vital importancia definir el diámetro nominal utilizado cuando se realiza el análisis de partícula”. (Rivera, 2003, p. 63)

2.10.1.2. Concentración de cianuro

La solubilidad del oro en una solución de CN aumenta al pasar de las soluciones diluidas a las concentradas. La solubilidad es muy baja con menos de 0.005% NaCN, crece rápidamente cuando contiene 0.01% NaCN y después lentamente, llegando al máximo cuando contiene 0.25% NaCN. La proporción más eficaz es de 0.05 a 0.07% NaCN. La concentración usual de CN para el tratamiento de menas de oro es de 0.05% NaCN y para menas de plata de 0.3% para concentrados de oro-plata, la fuerza de NaCN está entre 0.3 - 0.7%. El NaCN es el más usado en el proceso de cianuración, aunque también se emplea el KCN. (Marsdens & House, 1993)

La concentración de cianuro que se utiliza en la cianuración de minerales de plata siempre es mayor que para los de oro y es una práctica común mantener una solución entre 0.20 a 0.40% de NaCN libre. Las pérdidas mecánicas y químicas (por acción de los cianicidas hacen que la concentración de la solución que se va utilizar se incremente proporcionalmente a éstas. (Astucuri, 1979, p. 110)

La velocidad de disolución del oro en solución de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluidas. Hay variaciones muy grandes en la fuerza de la solución que provoca la máxima velocidad de disolución de oro, probablemente debido



a la variedad de las técnicas empleadas en la determinación experimental de los resultados. (Tecsup, 2009, p. 22)

2.10.1.3. Concentración de oxígeno

El uso del oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución del oro, bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes, tales como: peróxido de sodio, permanganato de potasio, dióxido de manganeso, el bromo y el cloro han sido utilizados con mayor o menor éxito en el pasado, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones inherentes en el manejo de ellos, han dejado de ser usados. De otro lado, el menor conocimiento y entendimiento de las reacciones involucradas en la cianuración y del conocimiento de los efectos de los constituyentes del mineral, han demostrado que una adecuada aireación da tan buenos resultados como lo hacen los oxidantes químicos. (Tecsup, 2009, p. 23).

“El oxígeno es un elemento indispensable en la disolución del oro y plata (aireación de la pulpa); siendo el aire atmosférico la fuente de oxígeno utilizado en el proceso de cianuración”. (Flores, 2016, p. 54)

2.10.1.4. Temperatura

El suministro de calor a la solución de cianuro en contacto con oro metálico, produce fenómenos opuestos que afectan la disolución. El incremento de la temperatura aumenta la actividad de la solución, incrementándose por consiguiente la velocidad de disolución del oro, a la par que la cantidad de oxígeno disuelto en la solución disminuye debido a que la solubilidad de los gases decrece al aumentar la temperatura. Por consiguiente, deberá de haber una temperatura óptima para un máximo grado de disolución. De estudios, se conoce que esta temperatura es de 85°C. En la Práctica, el uso



de soluciones calientes para la extracción de oro, resulta desventajosa por el elevado costo. (Tecsop, 2009, p. 23)

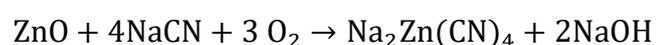
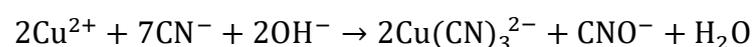
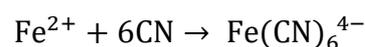
2.10.1.5. Alcalinidad de la solución

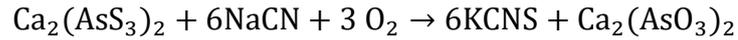
La descomposición del cianuro se logra mediante la adición de cal en forma de lechada que es la alcalinidad protectora. Es usual mantener esta alcalinidad mediante la adición de aproximadamente 1.0 libras de cal por tonelada de mineral. El efecto benéfico de la cal manifiesta por el efecto logrado en la sedimentación de las partículas finas o lamas. En algunos casos para propósitos específicos, la alcalinidad protectora se mantiene mediante el uso de otros álcalis como el hidróxido de sodio y carbonato de sodio; estos álcalis, sin embargo, generalmente no son agentes de sedimentación efectivos. (Tecsop, 2009, p. 26)

2.11. LA INFLUENCIA DE COMPUESTOS EXTRAÑOS DEL MINERAL EN PROCESO DE CIANURACIÓN

Muchos investigadores están de acuerdo que la disolución de oro por cianuro está controlado por difusión, pero en la lixiviación industrial con cianuro, las sustancias consumidoras de oxígeno pueden afectar decididamente la velocidad de extracción del oro. La pirrotita y la pirita, en menor grado, el cobre, el zinc y todos los metales fundamentales, arsénico y minerales de antimonio, consumen cianuro.

Algunas de las reacciones de cianidas conocidas, se citan a continuación:





Los iones de metales comunes (Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} , Mn^{2+} , Ni^{2+} , y Zn^{2+}), con el cianuro forman complejos estables, consumiéndolo, reduciendo su actividad y retardando la cianuración del oro. (Tecsups, 2009, p. 30)

2.12. TERMODINÁMICA DE LA CIANURACIÓN

Representadas clásicamente en los diagramas de pourbaix (figuras 2 y 3) que relacionan el potencial de óxido - reducción (Eh) de metal con el pH del medio. Estos diagramas muestran que compuestos como $\text{Au}(\text{OH})_3$, AuO_2 , HAuO_3^{2-} y también el ión Au^{3+} , requieren elevados potenciales redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad de este último. (Misari, 2010, p. 15)

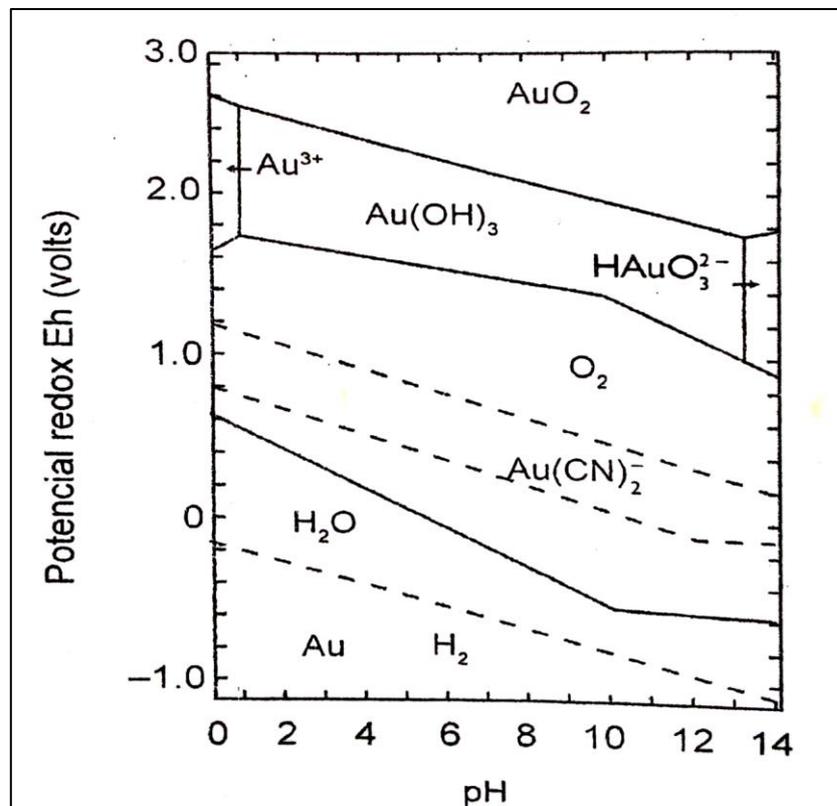


Figura 2: Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-CN⁻ a 25°C

Fuente: Misari (2010).

En el diagrama $\text{Au} - \text{H}_2\text{O} - \text{CN}^-$, no obstante la reacción $\text{Au}(\text{OH})_2^- + \text{e}^- = \text{Au} + 2\text{CN}^-$, Se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a 9), tomándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico; hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo grafico se puede observar que los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{+3} , y HAuO_3^{2-} son reducidos por la introducción del cianuro. (Misari, 2010, p. 15)

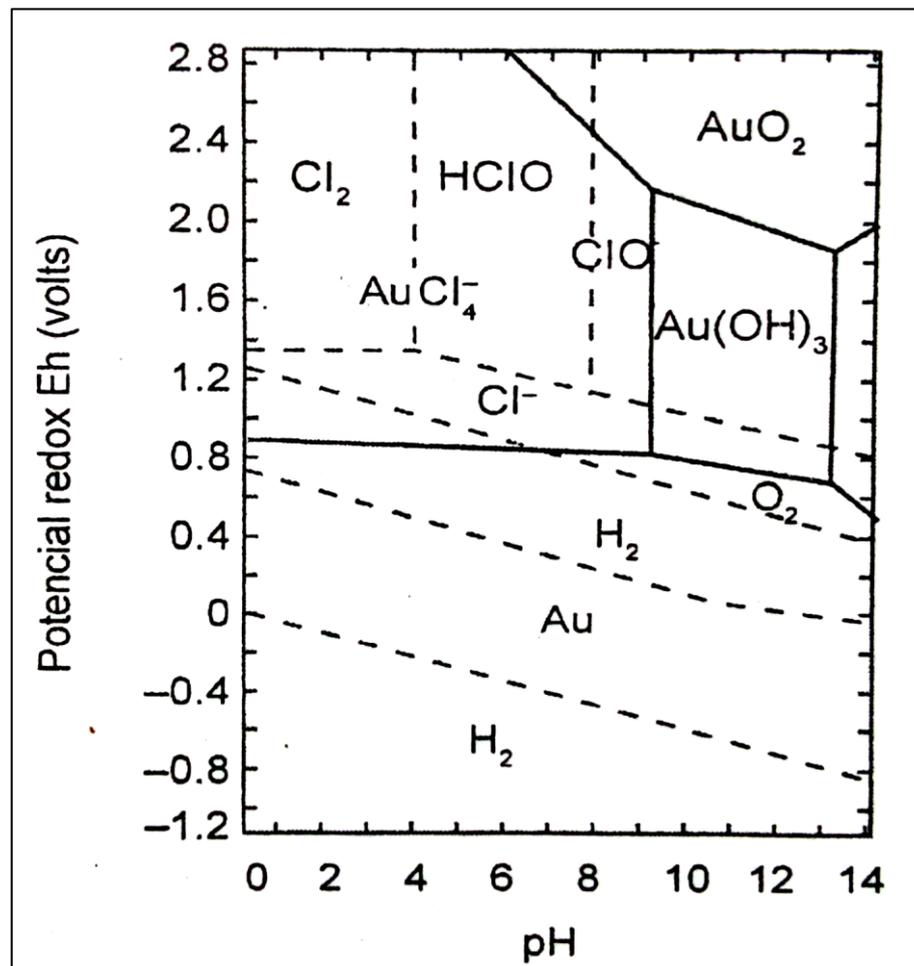


Figura 3: Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema $\text{Au}-\text{H}_2\text{O}-\text{Cl}$ a 25°C

Fuente: Misari (2010).

2.13. MECANISMO ELECTROQUÍMICO

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 está regida por los principios electroquímicos de la corrosión. Fue Thompson (1947) quien demostró este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro y una solución solidificada como soportes de estas. Haciendo circular una corriente de KCN libre de aire constató, al cabo de tres días, una ligera corrosión en el lado opuesto al de la incidencia del flujo (figura 4); después de otros tres días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad. (Misari, 2010, p. 15)

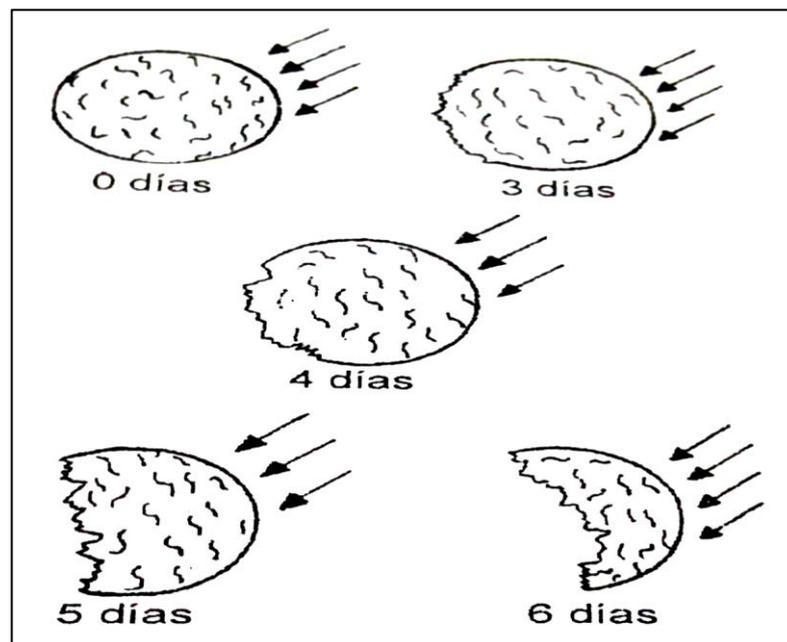


Figura 4: Ilustración de la naturaleza electroquímica de la solución de partículas de oro (120μ diam.), en KCN, en presencia de oxígeno

Fuente: Misari (2010).

La explicación esquemática de este fenómeno se facilita mediante el gráfico de la figura 5; 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:

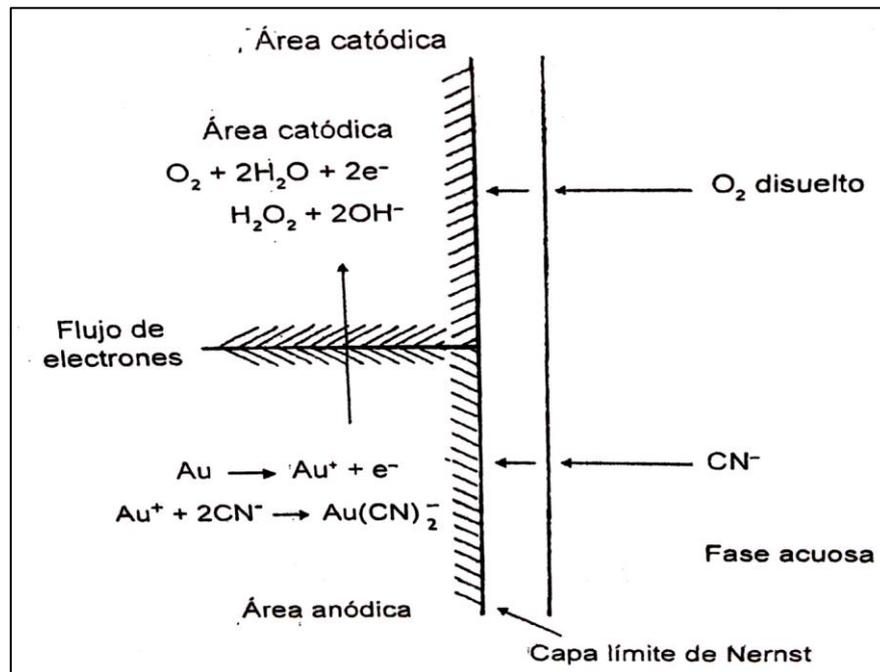
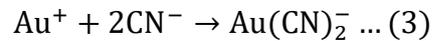
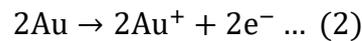
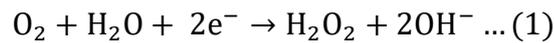


Figura 5: Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica

Fuente: Misari (2010).

El experimento demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase líquida, en la que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida construida 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, p. 16)

2.14. CINÉTICA DE LA REACCIÓN

Como el tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción es, en gran parte, el de la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa controlante) es importante identificar a esta para incrementar su rapidez.



Una reacción fisicoquímica en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida, se consume en las cinco etapas siguientes.

1. Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido – líquido.
2. Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
3. Reacción en la superficie.
4. Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
5. Difusión de estos productos de la interfase sólido – líquido a la solución.

En el tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión, en tanto que el de las etapas 2,3, y 4 es función de la rapidez de los procesos químicos. Si la difusión es muy lenta, una mayor agitación es necesaria para acelerar la reacción; si en cambio esta última es retardada por los procesos químicos, se debe incrementar la temperatura. (Misari, 2010, p. 18)

La cianuración está gobernada por las leyes de Fick, Expresadas matemáticamente de la siguiente manera:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} \{ [O_2] - [O_2]_s \}$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} \{ [CN^-] - [CN^-]_s \}$$

Donde:

$\frac{d(O_2)}{dt}$ y $\frac{d(CN^-)}{dt}$: Son las velocidades de difusión de O_2 y CN^- , respectivamente, expresadas en moles/s.

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



A_1 y A_2 : Son las superficies anódicas y catódica sobre las cuales se lleva a cabo la reacción cm^2 .

δ : Ancho de la capa límite de nernst, en cm.

$[O_2]$ y $[CN^-]$: Concentración de oxígeno y cianuro en la solución, en moles/ml.

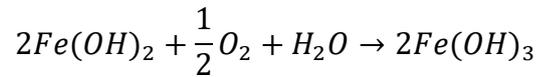
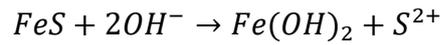
$[O_2]_s$ y $[CN^-]_s$: Concentración sobre la superficie de reacción.

2.15. EFECTOS ACELERADORES Y RETARDADORES

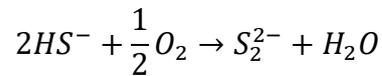
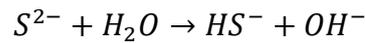
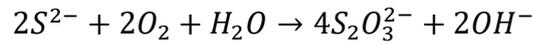
Haden investigo por primera vez, en 1938, el efecto de otros elementos que aceleran la disolución de oro en el cianuro; más tarde, otros investigadores confirmaron tales estudios observando que pequeñas cantidades de sales de plomo y mercurio aceleran el proceso. Otros aun determinaron que las sales de bismuto y talio producían el mismo efecto. Este puede ser atribuido a una alteración de la capa límite de Nernst al disminuir el espesor de la misma, acelerando por tanto el proceso; ya que, como se dijo, la etapa que controla el mecanismo de la cianuración es la difusión. En cambio se pudo comprobar que, aumentando las cantidades de plomo, se lograba retardar el proceso. Tal fenómeno de retardación en la cianuración puede deberse también a la acción de otros cationes como Fe^{2+} , Cu^{2+} , Ni^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} y Ba^{2+} , siendo los dos últimos efectivos a valores altos de alcalinidad. (Misari, 2010, p. 20)

2.15.1. Consumo de oxígeno de la disolución

Misari (2010) menciona que, la presencia de oxígeno influye, como ya se ha visto, sobre la disolución puesto que su consumo la retarda. Así, por ejemplo, si contiene pirrotina, esta se descompone fácilmente formando hidróxidos ferrosos que posteriormente se oxidan con el oxígeno:



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



2.15.2. Consumo de cianuro libre

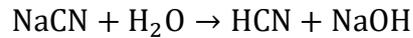
Se debe a factores tales como:

- Formación de complejos cianurados a partir de iones solubles:
- $ZnS + 4CN^- \rightarrow Zn(CN_4)^{2-} + S^{2-}$
- Generación de tiocianatos a partir de los iones azufre liberados de los sulfuros solubles:
- $S^{2-} + CN^- + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \rightarrow CNS^- + 2OH^-$
- Adsorción sobre la ganga, en el caso en que esta conste principalmente de cuarzo, aluminosilicatos y otros silicatos que originan coloides.
- Formación de un sulfuro auroso insoluble sobre la superficie de las partículas del oro, en presencia de otros sulfuros.

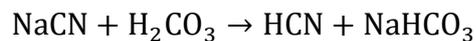


2.16. DESCOMPOSICIÓN DE SOLUCIONES DE CIANURO

Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



Misari (2010) el grado al cual esta hidrolisis procede, en soluciones de cianuros comerciales en agua, depende primeramente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser negligible. En ausencia de álcali libre, la hidrolisis puede ser retardada por la adición de cal. En la práctica, la adición de cal a una pulpa de cianuro es prácticamente universal; no solo para evitar pérdida de cianuro por hidrolisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral, el cual de otro modo liberaría ácido cianhídrico. Otro factor que afecta a la descomposición de soluciones de cianuro es la presencia de dióxido de carbono en el aire. El ácido carbónico, que es más fuerte que el ácido cianhídrico, descompone las soluciones de cianuro alcalino como sigue:



Esta reacción también puede evitarse por el uso de cal u otros álcalis. Tales álcalis mantienen la alcalinidad de la solución y reaccionan con el dióxido de carbono para formar compuestos inofensivos tales como carbonato de calcio. (Misari, 2010, p. 23)

Los resultados de esas pruebas, mostrados en la tabla 4, demuestran el efecto de la alcalinidad sobre la pérdida de cianuro por hidrolisis y por la acción de dióxido de carbono del aire. Las soluciones fueron preparadas cada una conteniendo 0.051% de NaCN. A uno de ellos se adicionó 0.06% de CaO como la cal hidratada; mientras el otro fue dejado en su forma natural, levemente alcalino. Las soluciones, a una temperatura de 24°C. El pH de cada solución fue determinado antes y después de la prueba. A partir de



estos resultados, puede ser visto que durante la prueba la solución sin cal varió el PH desde 10.2 a 9.7: en 6 horas, esta solución perdió 33% de su cianuro ó 0.34 Ib de NaCN por tonelada. En el caso de la otra solución donde el pH varió desde 11.6 a 11.2, la pérdida de cianuro fue nula. (Misari, 2010, p. 24)

Tabla 4: Efecto de la cal sobre la pérdida de cianuro

	SIN CAL		CON CAL	
	Inicial	Después de 6 horas	Inicial	Después de 6 horas
NaCN%	0.051	0.034	0.051	0.051
CaO%	0.001	0.0005	0.061	0.015
Ph	10.2	9.7	11.6	11.2
Pérdida de NaCN Ib/t		0.34		Nada

Fuente: Misari (2010).

2.17. EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN

Misari (2010) menciona que, según J. S. Marclaurin, la velocidad de disolución de oro en soluciones de cianuro logra un máximo, pasando desde una solución concentrada a soluciones diluidas. Su trabajo muestra que este valor máximo es alcanzado utilizando una solución con concentración de 0.25% de NaCN. [...] La causa de las amplias variaciones en las fuerzas de la solución encontradas por varios investigadores para dar una velocidad máxima de disolución de oro, probablemente está en la variedad de técnicas empleadas en la determinación de estos valores. Estas variaciones incluyen factores como el radio de volumen de solución a superficie de oro, velocidad de agitación y velocidad de aireación. (p. 25)

2.18. VELOCIDADES RELATIVAS DE DISOLUCIÓN DE ORO, PLATA Y SUS ALEACIONES

Usando volúmenes de 100 ml de solución 0.10%, con áreas de superficie de los metales y sus aleaciones en 10 cm^2 y con un volumen constante de aire para la aereación y agitación. Barsky et al. Determinaron las velocidades relativas de disolución de oro, plata y dos aleaciones de oro-plata. Los resultados son mostrados en la tabla 2. A partir de estos, puede observarse que la plata se disolvió a la mitad de la velocidad a la cual se disolvió el oro; las velocidades de disolución de las aleaciones estuvieron entre los del oro y plata, casi en proporción a la composición de las aleaciones estuvieron entre los del oro y plata, casi en proporción a la composición de las aleaciones. Las cantidades de oro y plata disueltos de las aleaciones fueron prácticamente en la misma proporción como los porcentajes de esos metales en las aleaciones. (Misari, 2010, p. 26)

Tabla 5: Velocidades relativas de oro, plata y aleaciones de oro – plata

Análisis de metal		Velocidad de disolución	Análisis de metal disuelto	
Au%	Ag%	mg/cm ² /h	Au%	Ag%
100	-----	2.99	100	-----
79.8	20.2	2.44	78.6	21.4
57.6	42.4	1.94	56.5	43.5
-----	100	1.54	-----	100

Fuente: Misari (2010).

2.19. EFECTO DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN

Basky *et al.* Encontraron que la velocidad máxima de disolución de oro fue de $3.25 \text{ mg/cm}^2/\text{h}$. los cálculos muestran que esto es igual a una penetración de 1.68 micrones en cada lado de una partícula plana de oro o una reducción total en espesor de 3.26



micrones por hora. Así una pieza de oro de 44 micrones de espesor (malla 325) tomaría no menos que 13 horas y una pieza de 1.19 micrones de espesor (malla 100) no mayor que 44 horas para disolver. La plata metálica del mismo espesor, como el oro, tomaría dos veces más de tiempo para disolverse. Con un mineral y bajo condiciones de planta, la velocidad de disolución es afectada por factores que dependen de la asociación del oro. (Misari, 2010, p. 27)

2.20. EFECTO DEL OXÍGENO SOBRE LA DISOLUCIÓN DE ORO

Barsky, Swainson y Hedley determinaron la velocidad de disolución del oro en 0.10% de NaCN usando nitrógeno, oxígeno y mezclas de nitrógeno y oxígeno. Las pruebas fueron conducidas sobre volúmenes de 100 ml de solución de cianuro a 25°C y con volúmenes iguales de gas para cada prueba. A través de cada prueba, la velocidad de disolución fue uniforme excepto cuando fue usado el oxígeno solo. En el último caso, el oro disuelto rápidamente durante la primera media hora y luego es retardado considerablemente. Los investigadores atribuyeron esto a la polarización. Los resultados que muestran la velocidad de disolución para la primera media hora de cada prueba son mostrados en la tabla 6. A partir de estos resultados, puede observarse que la velocidad de disolución del oro fue directamente proporcional al contenido de oxígeno. A partir de estos resultados, puede observarse que la velocidad de disolución del oro fue directamente proporcional al contenido de oxígeno. A partir de esto, los experimentadores sugieren que la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno. (Misari, 2010, p. 28)



Tabla 6: Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución de oro

Oxígeno	Velocidad de disolución mg/cm ² /h
0	0.04
9.0	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

Fuente: Misari (2010).

2.21. EFECTO DE LA ALCALINIDAD SOBRE LA DISOLUCIÓN DE ORO

Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

- Evita pérdida de cianuro por hidrólisis.
- Evita pérdida de cianuro por acción de dióxido de carbono del aire.
- Descompone los bicarbonatos en el agua antes de ser usados en cianuración.
- Neutraliza los compuestos ácidos tales como sales ferrosas, sales férricas y sulfato de magnesio en el agua antes de adicionar al circuito de cianuro.
- Neutraliza los constituyentes ácidos en el mineral.
- Neutraliza los compuestos ácidos que resultan a partir de la descomposición de varios minerales en soluciones en soluciones de cianuro.
- Ayuda a la sedimentación de partículas de mineral fino de modo que la solución impregnada clara puede ser separada a partir del mineral cianurado.



- Mejora la extracción cuando se trata minerales conteniendo por ejemplo, telururos, los que descomponen más rápidamente a mayores alcalinidades.

En algunos casos, para propósitos específicos, la alcalinidad protectora en la solución de cianuro se mantiene por el uso de otros álcalis; sin embargo, no son agentes sedimentadores efectivos. Aunque el uso de un álcali es esencial en cianuración, muchos investigadores han declarado que álcalis tales como el hidróxido de sodio y particularmente el hidróxido de calcio retardan la disolución del oro en soluciones de cianuro. Barsky, Swainson y Hedley investigaron el efecto del hidróxido de calcio e hidróxido de sodio sobre la velocidad de disolución de oro en soluciones de cianuro conteniendo 0.10% de NaCN. Sus trabajos fueron llevados a cabo teniendo un área superficial de oro de 10 cm^2 , fue usado 100 ml de solución de cianuro y esto fue aerado continuamente durante las pruebas. Ellos encontraron que, cuando se usó hidróxido de calcio, la velocidad de disolución disminuyó rápidamente cuando el pH de la solución de cianuro estuvo cerca de 11 y la disolución fue prácticamente negligible a un pH de 12.2. (Misari, 2010, p. 28)

2.22. EFECTO DE LA TEMPERATURA SOBRE LA CIANURACIÓN

Julián y Smart determinaron la solubilidad del oro en una solución con 0.25% de KCN a temperaturas de entre 0°C y 100°C . Ellos encontraron que la velocidad de disolución alcanzó un máximo a 85°C , aunque el contenido de oxígeno de la solución a esta temperatura fue menos que la mitad de aquel a una temperatura de 25°C . Además, ellos encontraron que a 100°C la velocidad de disolución de oro fue solo ligeramente menor que el máximo, aunque la solución no contenía oxígeno. La explicación dada para esta afirmación, es decir, donde el oxígeno es considerado esencial, es que la capacidad de un electrodo a absorber o retener hidrógeno en su superficie es menos en una solución



calentada que una fría. Así, la máxima fuerza electromotriz contraria debido a la polarización llega a ser menos, según la solución es calentada hasta que la f.e.m. De la disolución de oro sobre balance la polarización y la disolución de oro puede proceder sin oxígeno. Así, la polarización puede evitarse por el oxígeno, el cual oxida al hidrogeno en la superficie del oro y permite la disolución de este a bajas temperaturas; o puede ser evitado por el calor, el cual desaloja al hidrogeno a partir de la superficie del oro y permite que se disuelva sin el uso de oxígeno. En el último caso, la disolución de oro debería ser acompañada por una evolución de hidrogeno, así, la ecuación de Janin para la disolución de oro en soluciones de cianuro podría ser sustancialmente correcta para soluciones calientes. (Misari, 2010, p. 29)



CAPÍTULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1. CONSIDERACIONES PREVIAS

Las muestras de minerales auríferos, empleadas para realizar la parte experimental de la tesis, se tomaron de yacimiento de exploración del proyecto Oropesa, situado en la comunidad “Comuni” aproximadamente a 3 km del centro poblado la Rinconada, distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina. El mineral es extraído después de realizar la voladura en varios puntos del proyecto minero, el cual estuvo conformado de gran cantidad de pequeñas rocas, al igual de material en polvo. Se tomó una muestra en bruto de alta probabilidad de ser representativa. La cantidad en peso de esta muestra dependía del tamaño de partícula y del grado de homogeneidad, el peso típico de la muestra tomada fue un aproximado de 250 kg, Para el muestreo se aplicó el método de cuarteo y/o cono para reducir la muestra, el cual consistió en construir un cono en el suelo, y aplastarlo asemejándolo a una torta circular, el cual se procedió a dividir en cuatro partes iguales de las cuales las dos fracciones opuestas se retiraron cuidadosamente, juntando las dos fracciones restantes y construyendo con ellas un nuevo cono, el procedimiento se repitió hasta obtener una cantidad de muestra de mineral, peso de 15 kg. Con esto teniendo la cantidad de mineral necesaria para el análisis químico, y las pruebas metalúrgicas de la investigación. El mineral muestreado contiene además de oro, diversas especies mineralógicas y compuestos inorgánicos.

3.1.1. Preparación mecánica de la muestra para el análisis químico

La muestra obtenida se llevó al laboratorio RH Lab S.A.C. de la ciudad de Juliaca. En donde se realizó la preparación mecánica mineral y así obtener una separación

apropiada de la mena. Para ello se tomó la muestra total de 15 kg, Reduciendo su tamaño, primero mediante una chancadora de quijadas en el que se redujo el tamaño de partículas de hasta ½ pulgada, se procedió a disminuir la cantidad de muestra de mineral mediante el cortador de jones hasta la mitad de muestra, luego llevarlo a un secado entre 100°C a 130°C, seguido se pasó la muestra a un tamiz de malla 10, la cantidad de muestra no pasante de mallas +10 se pasó a una chancadora de rodillos, hasta reducir el mineral en su totalidad a una granulometría pasante de malla -10, finalmente se separó de la muestra total 1000 g para la etapa posterior de pulverizado, con la objetivo de tener un mineral fino pasante malla -200, seguidamente se homogenizó y cuarteo hasta obtener una muestra final de 60 g de mineral para el análisis químico.

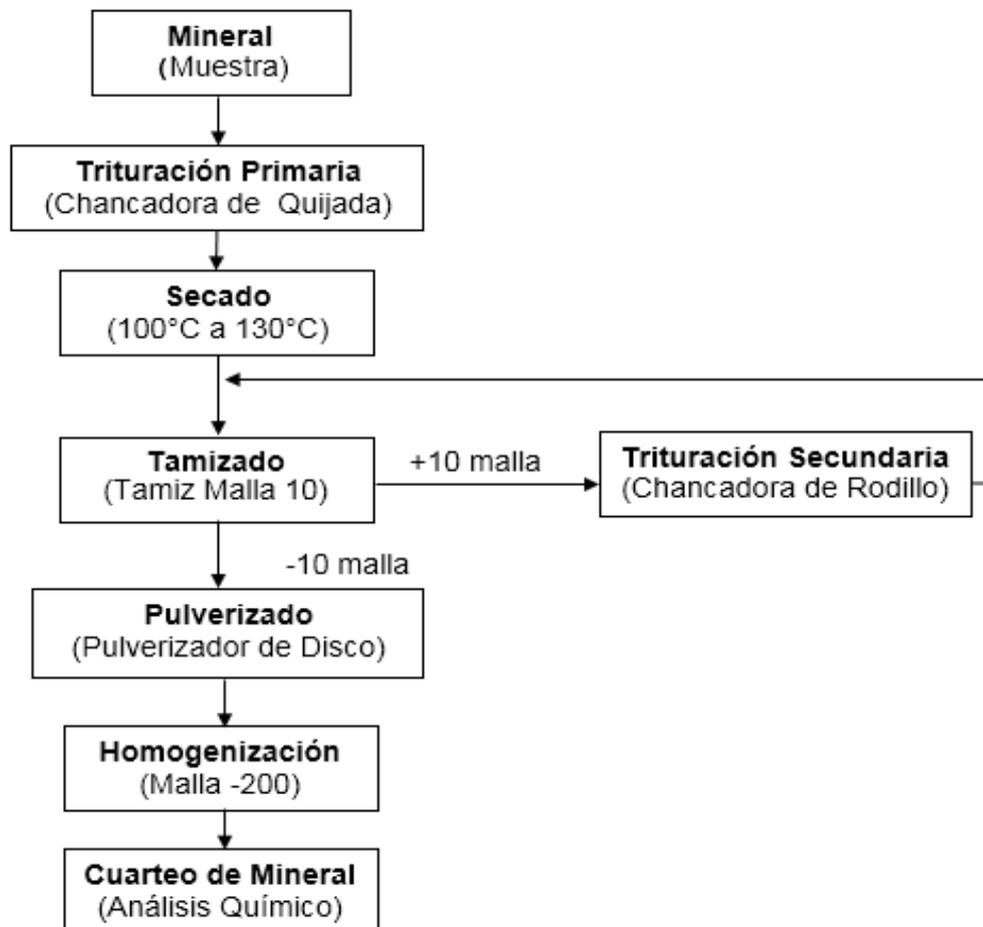


Figura 6: Diagrama de flujo de preparación mecánica de mineral para análisis químico

Fuente: Elaboración propia.

El mineral es analizado químicamente para determinar su composición, el cual se procedió con una cantidad de 20 g de mineral por método de vía seca y 5 g para el método de vía húmeda, para determinar los principales componentes Au, Ag, Cu, Fe, etc.

3.1.2. Preparación mecánica de muestra para pruebas metalúrgicas

La muestra representativa obtenida después de la trituration secundaria se llevó al laboratorio de preparación mecánica de la EPIM de la UNA-Puno, donde se procedió a seleccionar la muestra, mediante el método de cuarteo y/o cono. Posterior a esto se realizó la molienda del mineral, para ello se procedió de la siguiente manera.

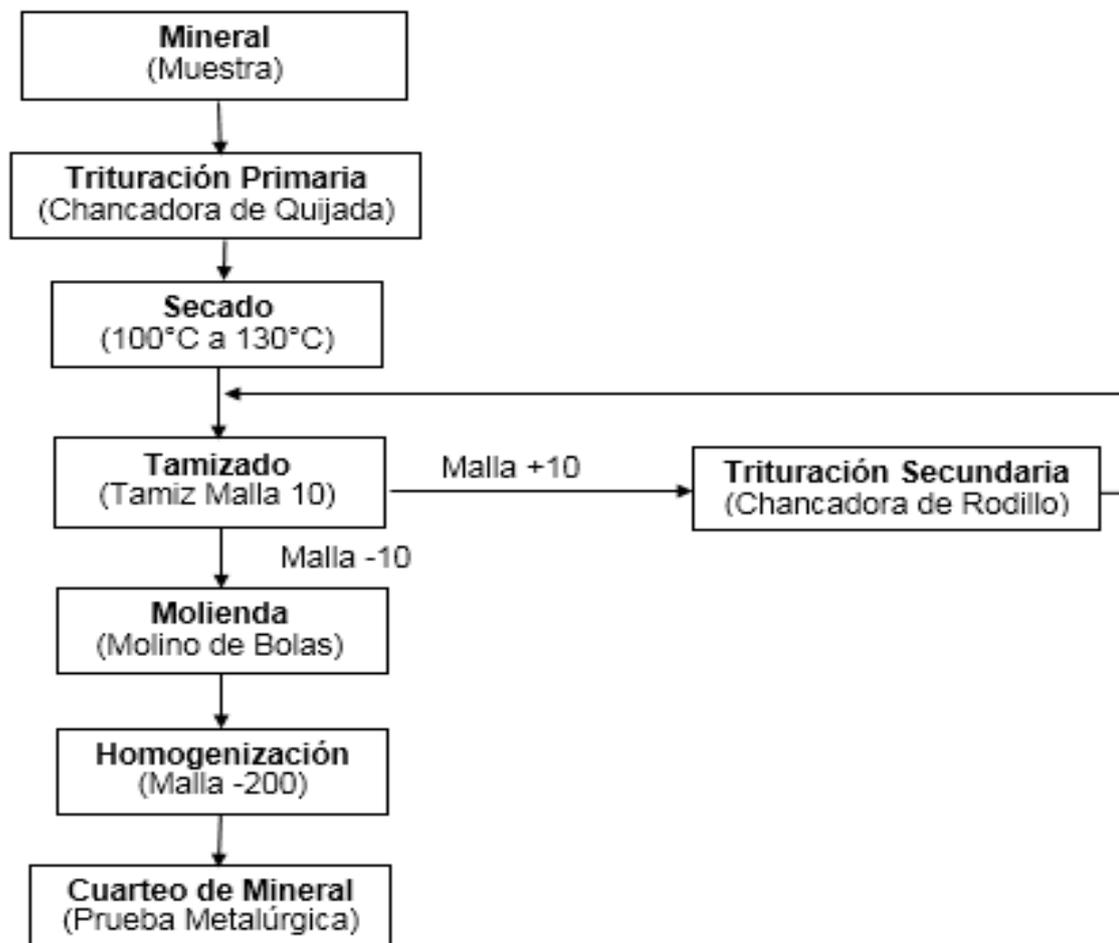


Figura 7: Diagrama de flujo de preparación mecánica del mineral para prueba de cianuración

Fuente: Elaboración propia.



3.1.3. Procedimiento

3.1.3.1. Trituración primaria de la muestra

15 kg de mineral muestra se procede a reducir su tamaño, primero mediante una chancadora de mandíbulas y/o quijadas en el cual se obtuvieron partículas de mineral de ½” pulgada. Luego pasa por un cuarteador jones, para reducir la cantidad de muestra a la mitad.

El cuarteador jones, es un muestreador es una caja en forma de V en la cual montador una serie de canales en ángulos rectos a lo largo de la línea central que representa una serie de aberturas rectangulares. [...] Consiste en verter las partículas en forma homogénea sobre un cortador chutes, la cual divide a muestra en dos partes aproximadamente iguales. (Tecsup, 2009, p. 35)

3.1.3.2. Secado

Se coloca la muestra de mineral reducida en una bandeja pírrex, donde es secado a una temperatura de 100°C a 130°C, en una estufa con una capacidad térmica que va desde los 30°C a 350°C. Se aplica a toda la muestra que presente una humedad antes de iniciar con su procesamiento, con el criterio técnico de realizar un balance metalúrgico adecuado.

3.1.3.3. Tamizado o criba

Se continuó realizando la separación mecánica de las partículas de mineral mediante un tamiz de malla 10, de esta forma la cantidad de mineral pasante en malla - 10, se separó para la etapa de molienda y la cantidad de mineral no pasante se llevó a la etapa de trituración secundaria.



3.1.3.4. Trituración secundaria de la muestra

El mineral no pasante o retenido a malla +10, se procedió llevarlo a una chancadora de rodillos, reduciendo su tamaño de partícula, de esta forma el mineral pase en su totalidad a la malla -10.

3.1.3.5. Molienda

El mineral separado de malla -10 pasante es llevado a la etapa molienda, durante un tiempo de 20 minutos, para la reducción del grado de tamaño de partícula, llegando así a una granulometría de malla -200. Logrando un mineral ultra fino.

3.1.3.6. Homogenización

En esta etapa el mineral de grado de molienda de malla -200 es mezclado en forma homogénea que permite eliminar toda segregación y obtener distribución espacial al alzar de todos los constituyentes, el método es manual o mecánico.

3.1.3.7. Cuarteado

El mineral se mezcla para posteriormente apilarlo a la forma de un cono. Este se aplasta y se divide con una espátula en forma de cruz (4 partes iguales). Se retiran 2 de las cuartos partes opuestos y los otros 2 restantes, que forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener el tamaño apropiada muestra de mineral, a partir del cual se pesa 500 g para análisis granulométrico y 2 kg para pruebas de cianuración.

3.2. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Para este procedimiento el tamaño de partículas se asocia al número de aberturas que tiene la malla por pulgada lineal. Utilizamos en este caso una serie de tamices de



mallas 10, 20, 30, 50, 70, 100, 140, 200, de la serie Tyler, con las cuales se realizó el análisis granulométrico del 80% pasante del mineral después de realizar la molienda.

3.2.1. Equipos, herramientas y materiales

Fue necesario contar con un vibrador mecánico (Rotap Marca HUMBOLDT-4325), una balanza (Marca Boeco BLC 3000), una estufa, serie de tamices Tyler, brocha y fundamentalmente el mineral muestra de 500 g.

3.2.2. Procedimiento

- Tomar la cantidad de muestra de mineral de 500 g, necesario para el análisis granulométrico, después de terminado la etapa de molienda.
- Determinar las mallas a utilizar para el análisis en función de la granulometría de mineral. Estableciendo las siguientes mallas: 10, 20, 30, 50, 70, 100, 140, 200 de la serie Tyler.
- Utilizar la malla N°200 para realizar el deslamado o lavado de la muestra de mineral con corriente de agua, hasta que pase todo el fino y se observe que el agua salga transparente. Se inicia vertiendo la muestra mineral entre 150 g, sucesivamente hasta pasar todo el mineral de 500 g.
- Descargar la muestra lavada en una bandeja metálica, y continuar con la misma operación hasta terminar con la totalidad de la muestra de mineral. Después decantar y colocar la muestra en la estufa a una temperatura de secado de 120°C, y un tiempo de 15 minutos.
- Terminado de secar la muestra, es retirada de la estufa, es dejado a enfriar por periodo de tiempo de 8 minutos.



- La muestra fina de mineral seco es tamizado en el Rotap (Marca Humboldt H-4325), sobre el recipiente base o la malla ciega, ordenando las mallas una encima de la otra en orden descendente al número de malla. encender el equipo regulando el tiempo de tamizado a 15 minutos.
- Pesar los productos de muestra de mineral retenidos en cada malla y anotar los pesos en el cuaderno de trabajo de laboratorio.

3.2.3. Análisis granulométrico valorado

Para este procedimiento se empleó la cantidad de 1210 g de mineral con lo cual se procedió a realizar el tamizado en un Rotap Marca (HUMBOLDT-4325) en un tiempo 20 minutos, utilizando respectivas mallas de 50, 100, 150, 200 de la serie tyler. Con lo cual al finalizar el tamizado, se pesó en una balanza (Marca Boeco BLC 3000), la cantidad de mineral retenida en cada malla, para posteriormente realizar el análisis químico por oro.

Tabla 7: Análisis granulométrico valorado

Malla Tyler	Tamaño micras (μ)	Peso Gramos (Gr)	Porcentaje en peso %	Acumulativo %	Pasante %	Ley Oro Gr/Tm	Contenido Metálico
50 +50	180	30,95	2,56	2,56	97,44	0,096	0,000
100 -50+100	150	43,84	3,62	6,18	93,82	1,683	0,007
150 -100+150	120	160,02	13,22	19,41	80,59	2,058	0,033
200 -150+200	75	555,06	45,87	65,28	34,72	2,421	0,134
-200 -200	75	420,13	34,72	100,00	0,00	3,123	0,131
		1210,00	100,00			2,400	2,531
						CABEZA ENSAYADA	CABEZA CALCULADA

Fuente: Reporte laboratorio RHLAB S.A.C.

De acuerdo al reporte de laboratorio podemos interpretar que Las partículas de oro, se encuentran a mayor proporción a mallas finas, donde vemos una ley de 2.42 g/t



de oro a malla 200, y 3.12 g/t de oro a malla -200, esto debido a que el oro se encuentra encapsulado dentro de piratas y cuarzos, lo cual hace necesario su molienda fina para su liberación.

3.3. EQUIPOS, MATERIALES, REACTIVOS DE LA CIANURACIÓN

3.3.1. Materiales, equipos y reactivos

3.3.1.1. Materiales

- Mineral aurífero cuarteado
- Botellas de plástico
- Agua destilada
- Vaso de precipitado
- Pizeta
- Erlenmeyer
- Probeta
- Bureta
- Malla 200
- Espátula
- Balde
- Papel de filtro
- Pipeta



- Embudo
- Frasco de muestra

3.3.1.2. Equipos

- Agitador mecánico-eléctrico.
- Reactor
- pH-metro
- Balanza Analítica, de 6 decimales (Marca Boeco Germany F.A-2204).
- Balanza, de 3 decimales (Marca Boeco BLC 3000).
- Espectrofotómetro (Marca Perkin Elmer AANALYST 100).

3.3.1.3. Reactivos requeridos para pruebas de cianuración

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



3.4. PRUEBAS EXPERIMENTALES DEL PROCESO DE CIANURACIÓN

3.4.1. Cianuración por agitación

Se realizaron las 2 pruebas de cianuración por agitación, las cuales se basan en el principio básico del contacto cinético entre partículas de cianuro con oro, durante diferentes períodos de tiempo, que mencionamos a continuación.

3.4.1.1. Procedimiento experimental

- Colocar 1000 g del mineral molido de la etapa de molienda, en el reactor de agitación y adicionar la cantidad de 2 litros de agua, es decir dilución de 2/1 (L/S).
- Determinar el pH natural de la pulpa (mineral más agua) agitando por 5 minutos.
- Regular la alcalinidad de pulpa, adicionado oxido de calcio para llegar a un pH de 11. registrando el consumo añadido.
- Iniciar la agitación de la pulpa en un periodo de tiempo de 10 minutos, hasta que el pH se estabilice. A un pH de 11, registrando como valor de trabajo de la cianuración.
- Añadir la cantidad de cianuro de sodio necesaria. La concentración de CN⁻Libre es 0,14% inicialmente y se mantuvo constante esta concentración durante la experimentación de la prueba de cianuración hasta un rango no menor de 0.08% CN⁻Libre.
- Realizar controles periódicos de la concentración de cianuro libre, y pH, adicionando la cantidad necesaria de cianuro de sodio, para que la concentración inicial permanezca constante. Adicionar cal si hay deficiencia, evitando que el pH descienda de 11.



- Tomar una muestra de solución de 40 ml de pulpa en periodos de tiempo de 12 horas, 24 horas, 36 horas, 48 horas, 60 horas hasta llegar a 72 horas como tiempo máximo, filtrar las muestras de pulpa a partir de un papel filtro colocado en un frasco de muestra, para posteriormente realizar la lectura en partes por millón (ppm) y/o miligramos por litro de oro, a partir de un equipo de espectrofotómetro marca Pekín Elmer AANALYST 100. La cantidad de solución extraída fue repuesta en función del volumen utilizado de la pulpa.
- Una vez concluida la prueba de 72 horas de agitación, filtrar la pulpa al vacío para obtener la torta y la solución; recoger la solución, determinar el volumen y tomar una muestra para análisis químico por oro.
- Finalmente se lava la torta de mineral contenida con cianuro, dejándolo después secar en una estufa, enfriar, luego se homogeniza, se cuartea y se toma una muestra para análisis químico, por vía seca o método de análisis por fuego. Repetir el mismo procedimiento para cada prueba de cianuración.

3.4.2. Determinación de los parámetros de la cianuración

Se procedió realizar la preparación de reactivos para realizar la determinación del consumo de cal y determinación de concentración de cianuro libre, que se empleó durante las pruebas de cianuración por agitación.

3.4.2.1. Control de cianuro de libre

La determinación del cianuro libre se realizó por viraje con solución de nitrato de plata a 4,33 g/L para esto se tomó una muestra de 40 ml de pulpa que se filtró al vacío con un papel filtro sobre un frasco de muestra, con la objetivo de separar los sólidos, del



filtrado se tomó 10 ml en un Erlenmeyer y se llevó a titulación con una solución de AgNO_3 agregando 3 gotas de indicador yoduro de potasio de concentración de 5%.

Al instante del viraje se produce cuando la solución cambia de transparente a ligeramente amarillo lechoso, se toma la lectura del gasto de nitrato de plata, y se calcula la concentración de cianuro libre por la siguiente formula:

$$\text{CN}^- \text{Libre} = \frac{\text{Gasto AgNO}_3 \times \text{Titulo} \times 10^3}{\text{Muestra}}$$

Donde:

$\text{CN}^- \text{Libre}$ = Gramos por litro de cianuro libre (g/l).

Gasto AgNO_3 = Gasto de nitrato de plata al momento del viraje (ml).

Titulo = 0,0025 gramos de Cianuro de sodio (g).

Muestra = Volumen de muestra de la solución lixivante (ml).

10^3 = Factor de equivalencia (lt).

La cantidad de cianuro que se ha consumido es igual a la concentración de NaCN inicial menos el cianuro libre residual, este valor es el que debe ser adicionado para mantener la concentración inicial. En el momento de detener el proceso se tituló el cianuro libre residual, que es el cianuro remanente en la pulpa.



Tabla 8: Control de gasto de AgNO_3 , IK en prueba M1

Tiempo (h)	IK (got)	AgNO₃ (ml)
0,00	3	5,60
12,00	3	5,40
24,00	3	5,20
36,00	3	3,30
48,00	3	3,00
60,00	3	4,40
72,00	3	3,08
	21	29,98

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 9: control de gasto de AgNO_3 , IK en prueba M2

Tiempo (h)	IK (got)	AgNO₃ (ml)
0,00	3	5,6
12,00	3	5,48
24,00	3	5,28
36,00	3	3,36
48,00	3	3,12
60,00	3	4,56
72,00	3	3,16
	21	30,56

Fuente: Elaboración propia.

En las tablas 8 y 9 se muestra el gasto de nitrato de plata (AgNO_3), e Ioduro de potasio (IK), con las cuales se determinó la concentración de cianuro libre en porcentaje (%) en la cianuración de oro, esto para ambas pruebas experimentales designadas como M1, M2.



3.5. METODOLOGÍA PARA ENCONTRAR EL TIEMPO ÓPTIMO DEL PROCESO DE CIANURACIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO

La experimentación para encontrar el tiempo óptimo de la cianuración, se llevó a cabo en los laboratorios de la E.P. Ingeniería Metalúrgica de la U.N.A. PUNO y el laboratorio químico RH Lab S.A.C. de la ciudad de Juliaca.

3.5.1. Preparación de la solución lixiviante

En una balanza analítica Marca Boeco BLC 3000, se Pesó 75 g cal, luego se colocó en un vaso de 100 ml de solución de agua. Luego de una agitación se regulo el pH, de la pulpa de mineral con dilución 2/1 en un tiempo de 10 minutos, añadiendo solución de cal hasta que alcance la solución de la pulpa un pH de 11, posterior a esto se pesó en una balanza Marca Boeco Germany F.A-2204, una cantidad inicial de 4 g de NaCN.

3.5.2. Procedimiento para la cianuración

Regulada el pH en 11 se vierte la cantidad de 4 g de NaCN, a la pulpa de mineral. El cual se agitado rápidamente, y se toma una muestra de solución de 40 ml con una pipeta graduada, el cual luego es filtrado con papel filtro sobre un vaso precipitado, posteriormente se toma 10 ml de solución cianurada, el cual es titulado con nitrato de plata y un indicador de yoduro de potasio al 5%, donde la titulación alcanza una fuerza de cianuro libre de 0.14% esto a un tiempo de 0 horas.

A las en 12 horas se realizó el control del tiempo de cianuración, para determinar la disolución de Au mg/L, tomando una muestra de 40 ml de solución, luego de esto ser filtrada en vaso y determinar los parámetros y también la dosificación de cianuro de sodio para mantener la concentración estable, esto debido a las perdidas en la disolución del oro y otros metales. Este control se realiza de la misma manera para los tiempos de, 24 horas,



36 horas, 48 horas, 60 horas hasta llegar 72 horas. La cantidad de solución extraída fue restaurada en función del volumen utilizado de la pulpa.

Las 12 muestras de solución cianurada obtenidas al final de las pruebas de cianuración designadas como M1 y M2, fueron llevadas a laboratorio RH LAB. S.A.C de Juliaca. Donde nos dieron resultados de acuerdo con el análisis químico por absorción atómica de la solución cianurada, con Equipo de Espectrofotómetro Marca Perkin Elmer AANALYST 100.

3.5.3. Análisis estadístico

Con los resultados de análisis químico por absorción atómica de las muestras de solución cianurada, donde se estableció la cantidad de oro en mg/L por cada periodo de tiempo controlado. Se evaluó, mediante el diseño factorial 2^2 , para encontrar el tiempo óptimo de cianuración, utilizando el software estadístico Statgraphics, El cual, nos permitió obtener el tiempo límite del proceso de cianuración, corroborando con los resultados de la parte experimental.

3.6. METODOLOGÍA PARA EVALUAR EL EFECTO QUE TIENE LA CONCENTRACIÓN DE CN^- LIBRE EN LA RECUPERACIÓN DE ORO

Para cumplir el segundo objetivo también se trabajó en los laboratorios mencionados en el punto 3.5.

3.6.1. Preparación de la solución lixiviante

En una balanza analítica Marca Boeco BLC 3000, se Pesó 75 g cal, luego se colocó en un vaso de 100 ml de solución de agua. Luego de una agitación se regulo el pH, de la pulpa de mineral con dilución 2/1 en un tiempo de 10 minutos, añadiendo solución de cal



hasta que alcance la solución de la pulpa un pH de 11, posterior a esto se pesó en una balanza Marca Boeco Germany F.A-2204, una cantidad inicial de 4 g de NaCN.

3.6.2. Procedimiento para la cianuración

Regulada el pH en 11 se vierte la cantidad de 4 g de NaCN, a la pulpa de mineral. El cual se agitado rápidamente, y se toma una muestra de solución de 40 ml con una pipeta graduada, el cual luego es filtrado con papel filtro sobre un vaso precipitado, posteriormente se toma 10 ml de solución cianurada, el cual es titulado con nitrato de plata, y un indicador de yoduro de potasio al 5%, donde la titulación alcanza una fuerza de cianuro libre de 0.14% esto a un tiempo de 0 horas.

A las en 12 horas se realizó el control de la concentración de cianuro libre en %, tomando una muestra de 40 ml de solución, luego de esto ser filtrada en un vaso precipitado, la solución filtrada es titulada con solución de nitrato de plata y con un indicador de yoduro de potasio al 5%. Determinado el cianuro libre, se procede dosificar a la solución de pulpa, agregando cianuro de sodio para mantener la concentración estable, esto debido a las pérdidas en la disolución del oro y otros metales. Este control se realiza de la misma manera durante toda la cianuración en tiempos de, 24 horas, 36 horas, 48 horas, 60 horas hasta llegar 72 horas. La cantidad de solución extraída fue restaurada en función del volumen utilizado de la pulpa.

Las 12 muestras de solución cianurada obtenidas al final de las pruebas de cianuración designadas como M1 y M2, fueron llevadas a laboratorio RH Lab. S.A.C de Juliaca. Donde nos dieron resultados de acuerdo con el análisis químico de la solución cianurada, por volumetría para la determinación del % cianuro libre.



Análisis estadístico

Con los resultados de análisis químico por absorción atómica de las muestras de solución cianurada, donde se estableció la cantidad de cianuro libre en % para cada periodo de tiempo controlado. Se evaluó, mediante el diseño factorial 2^2 , para evaluar el efecto que tiene la concentración de cianuro libre sobre la recuperación de oro, utilizando el software estadístico Statgraphics, El cual, nos permitió valorar un buen control de cianuro de libre en % esto a partir de una concentración determinada, en el proceso de cianuración, corroborando con los resultados de la parte experimental.

3.7. DISEÑO ESTADÍSTICO DE LAS PRUEBAS DE CIANURACIÓN.

3.7.1. Diseño factorial

Los experimentos realizados por investigadores, ya sea en laboratorio o a nivel industrial, están orientadas a determinar la influencia de uno o más factores sobre el rendimiento, calidad, eficiencia, etc., del depósito.

Uno de los métodos que cumple con esta función, son los diseños experimentales (factorial), que permiten obtener al máximo de información, con el mínimo de experiencias.

Estos diseños estudian los efectos que producen sobre la respuesta, todas las combinaciones de “n” variables, cada una de ellas a dos niveles.

La representación de estos diseños es 2^n , en donde “n” es el número de variables en estudio, y el número dos (2), indican los niveles de estas variables. Si la variable es continua, los niveles serán el mínimo y el máximo; si es cualitativa, los niveles corresponderán a la presencia o ausencia de la variable. En nuestro caso particular aplicaremos el diseño experimental para dos variables, que en forma general se pueden



representar por A y B. Las posibles combinaciones de estas variables (A y B), para su aplicación a un diseño factorial se resume en la tabla 10.

Tabla 10: Notación de Diseño factorial 2^2

Prueba	Combinación	Diseño	
		X1	X2
1	1	-	-
2	A	+	-
3	B	-	+
4	Ab	+	+

Fuente: Palacios (s.f).

Los niveles de las variables, han sido representadas por los símbolos (-) y (+). Donde el primero representa al nivel inferior y el segundo al nivel superior.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS OBTENIDOS

4.1.1. Características del mineral

En el capítulo III se indicó las operaciones y procedimientos seguidos, con la finalidad de obtener el mineral en las condiciones adecuadas para el análisis químico; así como la granulometría necesaria para las pruebas experimentales en laboratorio, con la finalidad de cumplir los objetivos del estudio. El análisis químico de ley de cabeza por oro, como también la cantidad de cobre y fierro del mineral, fue realizado en el laboratorio RH lab S.A.C. de la ciudad de Juliaca.

Tabla 11: Análisis químico del mineral de cabeza por oro, cobre y fierro del proyecto Oropesa, la Rinconada – Puno

Descripción		
Au (g/t)	Cu Total (%)	Fe Total (%)
2,4	0.008	2,42

Fuente: Reporte laboratorio RHLAB S.A.C.

El objetivo de esta investigación fue la cianuración de oro de minerales auríferos, por lo tanto fue necesario trabajar con la ley de cabeza de oro en g/t.

Por otro lado se envió 200 g de mineral al Megalaboratorio de Investigación de Control y Calidad Ambiental de la UNA-Puno para el análisis Mineragráfico.

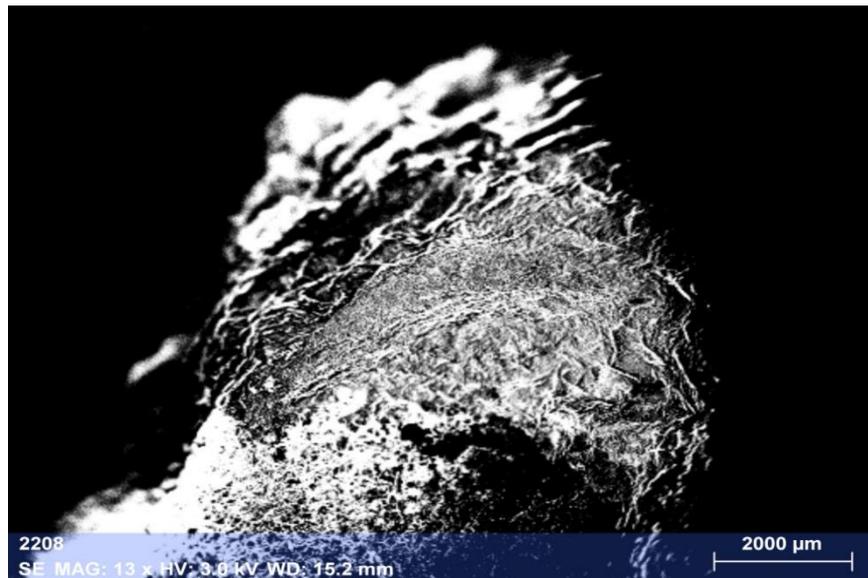


Figura 8: Análisis mineragráfico de toda el área de la imagen, indica que el contenido de Fe es de 9.58%, donde las partículas Au se encuentra encapsulados en el mineral de hematita y magnetita, a un porcentaje mínimo. La ganga principal es cuarzo

Fuente: Microscopio electrónico de barrido de U.N.A. (2019).

La microfotografía 8 muestra los granos de mineral que forman parte del mineral aurífero analizado.

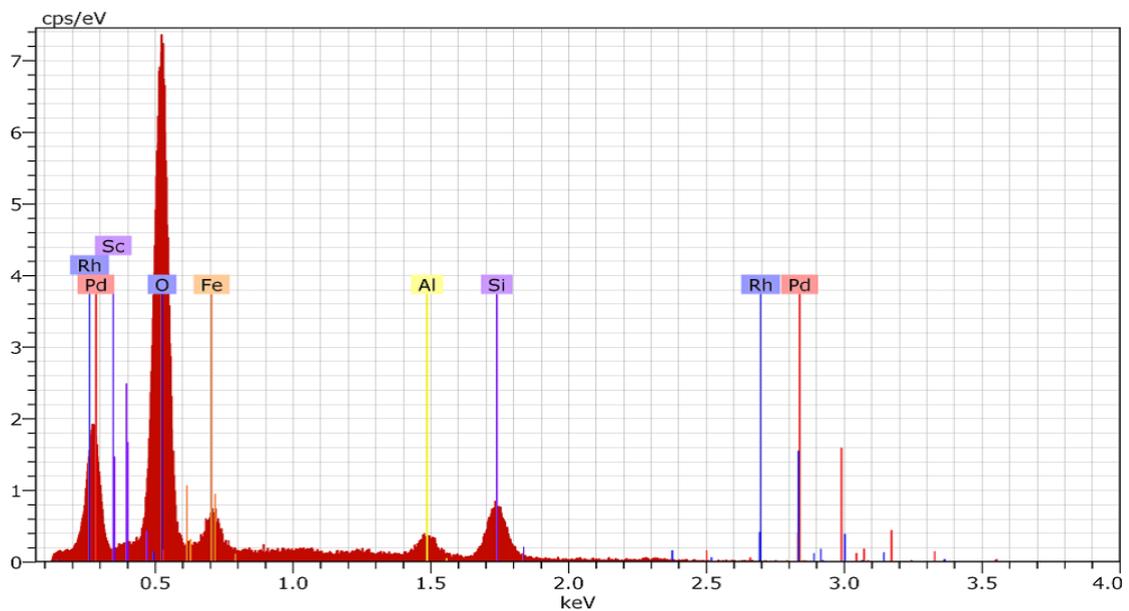


Figura 9: Curva de composición de una micro-muestra de mineral aurífero

Fuente: Microscopio electrónico de barrido de la U.N.A. (2019).

La composición del mineral registro 42,32 % de oxígeno indicaba que estamos

frente a un mineral oxidado, 22,32% de silicio, lo cual no indica que está asociado a cuarzo, 12,73 % de vanadio, 10,63 % de carbono, 9,58 % de fierro, que nos indica que fierro está asociado a minerales, en su mayoría de hematita, magnetita, siderita e insignificamente presencia de pirita y 2,42 % de aluminio.

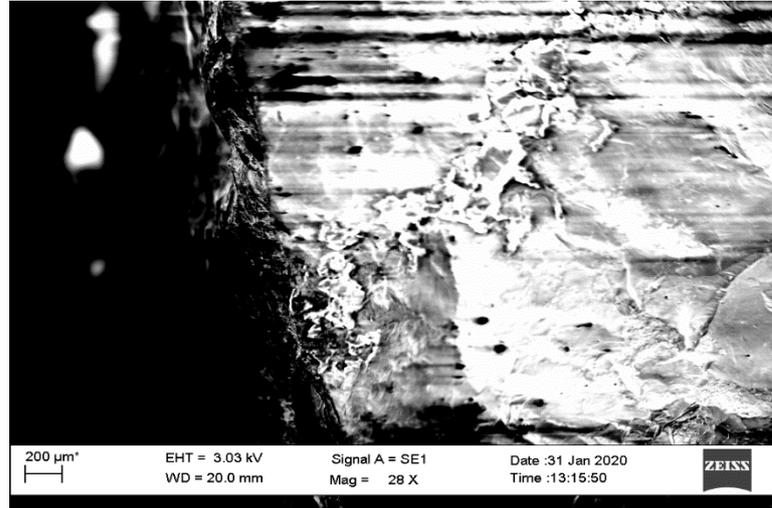


Figura 10: Microfotografía de la región de la muestra de mineral, donde las partículas Au se encuentra encapsulado en minerales de Fe como hematita, magnetita e insignificamente presencia de pirita

Fuente: Microscopio electrónico de barrido de U.N.A. (2019).

4.1.2. Análisis granulométrico de la muestra de mineral

Tabla 12: Resultados de análisis granulométrico del mineral 500 g.

N° MALLAS	ABERTURA		PRODUCTO			
	MICRAS	PESO (g)	%PESO	ACUM(+)	ACUM(-)	P80
10	1,700 μm	0,41	0,08	0,08	99,9	0,00
20	841 μm	0,72	0,14	0,23	99,8	0,00
30	595 μm	1,53	0,31	0,53	99,5	0,00
50	297 μm	1,92	0,38	0,92	99,1	0,00
70	210 μm	3,51	0,70	1,62	98,4	0,00
100	149 μm	10,83	2,17	3,78	96,2	0,00
140	105 μm	25,42	5,08	8,87	91,1	74,33 μm
200	74 μm	55,66	11,13	20,00	80,0	0,00
-200	-	400	80,00	100,00	0,0	0,00
TOTAL		500	100,00			

Fuente: Elaboración propia.

La interpretación granulométrica se realizada dando a conocer a que tiempo de molienda donde obtenemos una granulometría determinada, el tiempo de molienda llevada para el mineral a efectuar la cianuración fue de 20 minutos. En los procesos metalúrgicos, tienen como variable principal el tamaño de partícula de mineral, para su mejor liberación. Según los resultados obtenidos del análisis granulométrico la mejor distribución se encuentra en malla 140, malla, malla 200 y malla -200. Se observa que en las mallas más finas la cantidad de mineral pasante es mayor en comparación con mallas más gruesas, entonces encontramos mayor cantidad de ultra-finos; la molienda es adecuada. Observando que la mayor proporción de mineral ha pasado y se encuentra en la malla -200.

El grado de tamaño de partícula es esencial para tener una mejor distribución de liberación de oro, como lo consigna Aduviri (2009). Que Tomando una granulometría del



52%– 200 malla, en cianuración de concentrados de flotación, llega a la recuperación del 93,74% de oro. Flores (2016). Establece la cianuración de mineral de baja ley con un tamaño de partícula de 80 % 325 – 400 malla donde obtiene recuperación de 86,6% y 69,1% .de oro. Parillo (2014). También consigna que trabajando en un tamaño de partícula de 38 micrones la cual es proporcional a malla 400, obtiene recuperaciones de 78,6% y 88,45% de oro.

La liberación de oro puede llevarse también por otros factores, no siempre pueden acarrear por el tamaño de partícula sino debido a ciertos minerales acompañantes que generan cierta complejidad y saturación en la disolución de los metales valiosos como el oro. Tener una granulometría fina permite generalmente llegar a una mayor recuperación a pesar de diversas causas perjudiciales.

4.1.3. Parámetros del proceso de cianuración

Tabla 13: Condiciones óptimas de operación en la prueba de cianuración

DESCRIPCIÓN	UNIDADES
Tiempo de Cianuración	72 h
Ley de cabeza	2,40 g/t
Peso de muestra de mineral composito	1000 g
Granulometría de Mineral	Malla -200
Concentración de cianuro	0,077 CN ⁻ a 0,14 CN ⁻ %
Peso de cal	1,67 g
Dilución (L/S)	2/1
Densidad de Pulpa	1260 g/cm ³
pH de Cianuración	11
% De solidos	32,56 %
Gravedad Especifica	2,73
Temperatura	16 °C
% Humedad	4,34%

Fuente: Elaboración propia.

4.2. RESULTADOS DE PRUEBAS EXPERIMENTALES DEL PROCESO DE CIANURACIÓN

Los resultados del proceso de cianuración para la recuperación de oro por método de cianuración por agitación. Fueron realizados experimentalmente manteniendo parámetros metalúrgicos, durante un periodo total de 72 horas, controlando las condiciones cada 12 horas. Las pruebas realizadas experimentales fueron designadas como M1 (Muestra N°1) y M2 (Muestra N°2), ambas pruebas con una ley de cabeza de 2,40 g/t de oro.

Tabla 14: Balance metalúrgico de la cianuración por agitación de la prueba M1.

Prueba M1	Mineral - Solución (g-cm3)	Ley de Au (mg/kg-mg/L)	Oro Fino (mg)	Distribución (%)	Recuperación Au (%)
Cabeza	1000	2,40	2,40	100,00	
Solución Rica	2000	1,10	2,20	91,67	91,67
Relave Final	1000	0,20	0,20	8,33	

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 14 se establece el balance metalúrgico, con solución rica de las 72 horas como tiempo límite de la cianuración, donde se obtiene una recuperación del 91,67% de oro.

Tabla 15: Balance metalúrgico de la cianuración por agitación de la prueba M2

Prueba M2	Mineral - Solución (g-cm3)	Ley de Au (mg/kg-mg/L)	Oro Fino (mg)	Distribución (%)	Recuperación Au (%)
Cabeza	1000	2,40	2,40	100,00	
Solución Rica	2000	1,09	2,17	90,42	90,42
Relave Final	1000	0,23	0,23	9,58	

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 15 se establece el balance metalúrgico, con solución rica de las 72 horas como tiempo límite de la cianuración, donde se obtiene una recuperación del 90,42% de oro.

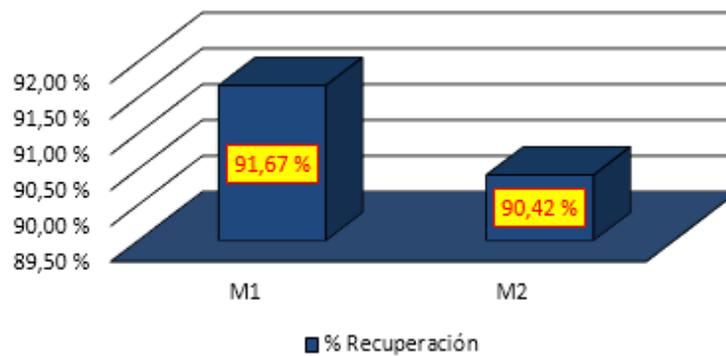


Figura 11: Recuperación del proceso de cianuración por agitación

Fuente: Elaboración propia.

En el proceso de cianuración en ambas pruebas experimentalmente demuestran una diferencia del 1,25% en recuperación de oro tomando las mismas condiciones metalúrgicas. Obteniendo en ambas pruebas recuperaciones de 91,67% y 90,42% de oro para las pruebas (M1, M2).

Tabla 16: Control de parámetros de cianuración de la prueba M1

Tiempo (h)	NaCN (g)	CaO (g)	pH	Au (mg/L)	CN ⁻ libre (%)	Recuperación Au (%)
5 min			7			
0,00	4,00	1,65	11	0,000	0,140	0,000
12,00	3,50		11	0,050	0,135	4,167
24,00	3,00		11	0,360	0,130	30,000
36,00	3,50		11	0,500	0,083	41,667
48,00	3,00		11	0,625	0,075	52,083
60,00	3,50		11	0,950	0,110	79,167
72,00	1,50		11	1,100	0,077	91,667

Fuente: Elaboración propia.

Se observa en la tabla 16, que incrementando el tiempo de cianuración, aumenta la recuperación de oro, esto a un pH constante de 11, agregándose cantidades de NaCN secuenciales cada 12 horas, esto para mantener la concentración de cianuro libre factible para producir la disolución de oro. La concentración CN^- libre constó de una variación de 0.140% CN^- a 0.077% CN^- .

Tabla 17: Control de parámetros de cianuración de la prueba M2

Tiempo (h)	NaCN (g)	CaO (g)	pH	Au (mg/L)	CN^- libre (%)	Recuperación Au (%)
5 min			7			
0,00	4,00	1,65	11	0,000	0,140	0,000
12,00	3,50		11	0,047	0,137	3,917
24,00	3,00		11	0,340	0,132	28,333
36,00	3,50		11	0,491	0,084	40,917
48,00	3,00		11	0,618	0,078	51,458
60,00	3,50		11	0,935	0,114	77,917
72,00	1,50		11	1,085	0,079	90,417

Fuente: Elaboración propia.

Se observa en la tabla 17, que incrementando el tiempo de cianuración, aumenta la recuperación de oro, esto a un pH constante de 11, agregándose cantidades de NaCN secuenciales cada 12 horas, esto para mantener la concentración de cianuro libre factible para producir la disolución de oro. La concentración CN^- libre constó de una variación de 0.140% CN^- a 0.079% CN^- .

Podemos concordar También con la definición de Astucuri (1979), que menciona que en una práctica de cianuración, es común mantener una solución entre 0,20 a 0,40% de NaCN libre. A fin de contrarrestar Las perdidas mecánicas y químicas por acción de los cianicidas en la concentración de la solución, considera que sea necesario utilizar

incrementos proporcionalmente a éstos. En nuestra practica se mantuvo una fuerza de NaCN libre entre rangos de 0.14 a 0.26 %.

4.2.1. Determinación del consumo de NaCN, CaO en la cianuración

En la prueba experimental del proceso de cianuración de mineral aurífero, se produce un el consumo de reactivos fundamentales como (NaCN) cianuro de sodio, la cual cumple la función de la disolución de oro, y (CaO) Óxido de calcio para estabilizar la solución de la pulpa del mineral a un estado alcalino.

Tabla 18: Análisis de consumo de NaCN y CaO en la cianuración por agitación en la Prueba M1

Tiempo (h)	NaCN (g)	CaO (g)	pH	CN ⁻ libre (%)	CN ⁻ Libre (g/L)	NaCN Libre (g/L)	NaCN Consumido (g/L)	Recuperación Au (%)
5 min			7					
0,00	4,00	1,65	11	0,140	1,400	2,638	1,362	0,000
12,00	3,50		11	0,135	1,350	2,544	0,956	4,167
24,00	3,00		11	0,130	1,300	2,450	0,550	30,000
36,00	3,50		11	0,083	0,825	1,555	1,945	41,667
48,00	3,00		11	0,075	0,750	1,413	1,587	52,083
60,00	3,50		11	0,110	1,100	2,073	1,427	79,167
72,00	1,50		11	0,077	0,770	1,451	0,049	91,667
CANTIDAD TOTAL	22,00	1,65		0,750	7,495	14,125	7,875	

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 18 se estima el consumo de cianuro de sodio y oxido de calcio, los cuales llegan a 7,875 g/L NaCN y 1.65 g/kg CaO.

Tabla 19: Análisis de consumo de NaCN y CaO en la cianuración por agitación en la prueba M2

Tiempo (h)	NaCN (g)	CaO (g)	pH	CN ⁻ libre (%)	CN ⁻ Libre (g/L)	NaCN Libre (g/L)	NaCN Consumido (g/L)	Recuperación Au (%)
5 min			7					
0,00	4,00	1,65	11	0,140	1,400	2,638	1,362	0,000
12,00	3,50		11	0,137	1,370	2,582	0,918	3,917
24,00	3,00		11	0,132	1,320	2,488	0,512	28,333
36,00	3,50		11	0,084	0,840	1,583	1,917	40,917
48,00	3,00		11	0,078	0,780	1,470	1,530	51,458
60,00	3,50		11	0,114	1,140	2,148	1,352	77,917
72,00	1,50		11	0,079	0,790	1,489	0,011	90,417
CANTIDAD TOTAL	22,00	1,65		0,764	7,640	14,398	7,602	

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 19 se estima el consumo de cianuro de sodio y oxido de calcio, los cuales llegan a 7,602 g/L NaCN y 1.65 g/kg CaO.

La determinación de consumo de reactivos como el NaCN y CaO, en la cianuración es esencial en la determinación de costos económicos para etapas de extracción.

Mallma y Peinado (2009) consignan que, para la cianuración por agitación, un consumo de 71,0 kg de cianuro de sodio y 38,0 kg de cal, esto para 9,3 TMS de concentrado de flotación, si establecemos el consumo en g/t, se tendría un consumo de 7,63 g/TMS de NaCN y 4,09 g/TMS de CaO. Flores (2016). Señala en el proceso de cianuración por agitación obtiene un consumo de 7,88 kg/t de NaCN para muestra N1 y 7,33 kg/t de NaCN para muestra M2, con consumo de 8,5 kg/t de CaO, esto para ambas muestras N1 y M2. Misari (2010), consigna a partir de una prueba de cianuración por agitación, de 1 kg de mineral contenido en un volumen de 2500 ml de agua, obtiene un

gasto de 0.321 kg/TM de NaCN y 1.344 kg/TM de CaO. Astucuri (1979). Define un consumo de 1 y 2 kg/t NaCN para minerales de plata y para relaves 2 a 3 kg/t de NaCN. Consideramos que el consumo de NaCN y CaO, varía de acuerdo a la mineralogía del mineral, donde para un mineral oxidado, se requiere menor cantidad de cianuro de sodio que para un mineral sulfurado.

4.2.2. Conversión de consumo de cal y cianuro de sodio en kg/t

- $1.65 \text{ gr CaO /Kg Mineral} \times 1000 \text{kg Mineral/t} \times 1 \text{Kg}/1000 \text{ g} = 1.65 \text{ kg/t CaO}$
- $7.87 \text{ gr NaCN /Kg Mineral} \times 1000 \text{kg Mineral/t} \times 1 \text{Kg}/1000 \text{ g} = 7.87 \text{ kg/t NaCN}$
- $7.60 \text{ gr NaCN /Kg Mineral} \times 1000 \text{kg Mineral/t} \times 1 \text{Kg}/1000 \text{ g} = 7.60 \text{ kg/t NaCN}$

Tabla 20: Consumo de NaCN y CaO en pruebas de la cianuración por agitación

Prueba	CaO (kg/t)	NaCN (kg/t)
M1	1,65	7,87
M2	1,65	7,60

Fuente: Elaboración propia.

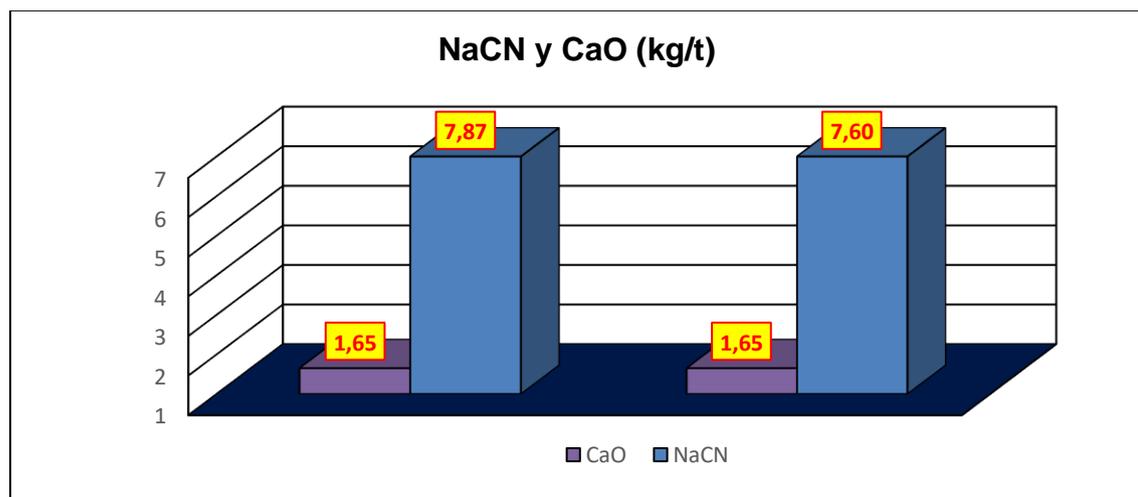


Figura 12: Consumo de NaCN y CaO en la cianuración de Au

Fuente: Elaboración propia.



El consumo de NaCN fue sustancialmente alto, esto debido por la presencia de agentes cianicidas mostradas en análisis químico como cobre con 0,008%; fierro 2,43% y presencia de azufre en porcentajes menores los cuales afectaron la disolución y aumentaron el consumo de cianuro sodio.

4.3. EVALUACIÓN DE LA CIANURACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS EN LA RECUPERACIÓN DE ORO

Las pruebas experimentales de cianuración se llevaron con una granulometría de Malla-200, durante un tiempo total de 72 horas continuas de cinética de cianuración, con una alcalinidad de pH constante de 11. Donde se llegó a una recuperación final del 91,67% y 90,42% de oro para las pruebas (M1 y M2), donde se pudo observar incremento en la recuperación de oro cada 12 horas hasta a un tiempo de 72 horas.

Resultados como consigna. Aduviri (2009). Realizando la cianuración hasta un tiempo de 60 horas alcanza una recuperación de 93,74% de Au. Mallma y Peinado (2009). Nos señala que realizando la cianuración en un tiempo de 102 horas alcanza una recuperación de 45,30 % de Au. De estos resultados podemos comparar que la recuperación de oro en el sector la rinconada puede variar debido diversos factores operacionales, mineralógicos y la presencia de bajas temperatura con menor presencia de oxígeno el cual retarda la cinética de cianuración.

Tabla 21: Datos de recuperación de oro, en la cianuración de prueba M1

Tiempo (h)	pH	Au (mg/L)	CN ⁻ libre (%)	Recuperación Au (%)
5 min	7			
0,00	11	0,000	0,140	0,000
12,00	11	0,050	0,135	4,167
24,00	11	0,360	0,130	30,000
36,00	11	0,500	0,083	41,667
48,00	11	0,625	0,075	52,083
60,00	11	0,950	0,110	79,167
72,00	11	1,100	0,077	91,667

Fuente: Elaboración propia.

Los datos de la tabla 21, nos muestran el tiempo en (h), el pH, la disolución de oro en (mg/L), concentración de cianuro libre en (%) y la recuperación de oro en (%), esenciales para graficar la curva de recuperación en función del tiempo.

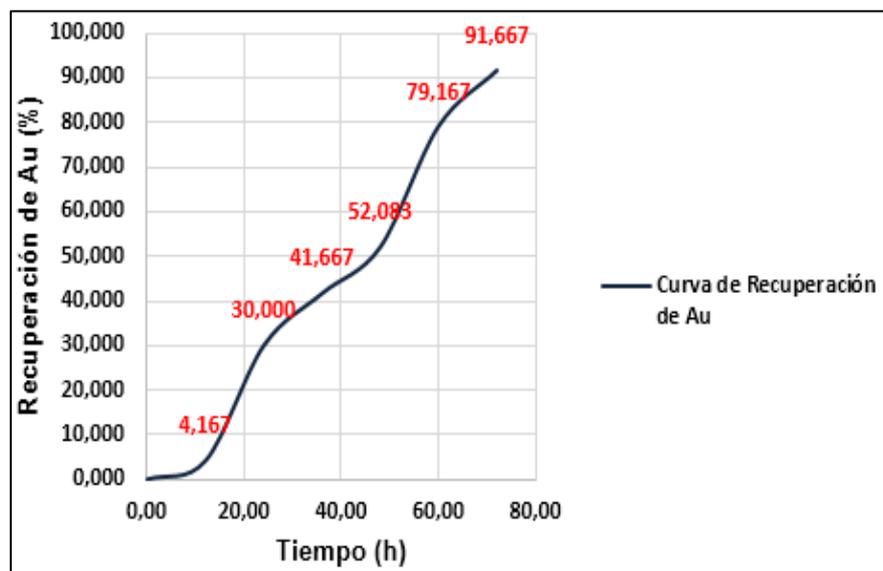


Figura 13: Curva de recuperación de oro de cianuración en la prueba M1.

Fuente: Elaboración propia.

En la figura 13, se estima la recuperación del oro en función del tiempo, iniciando en 12 horas, 24 horas, 36 horas, 48 horas, 60 horas, hasta llegar a las 72 horas donde se alcanza el mayor incremento de recuperación, alcanzando el 91,667% de oro.

Tabla 22: Datos de recuperación de oro, en la cianuración de prueba M2

Tiempo (h)	pH	Au (mg/L)	CN libre ⁻ (%)	Recuperación Au (%)
5 min	7			
0,00	11	0,000	0,140	0,000
12,00	11	0,047	0,137	3,917
24,00	11	0,340	0,132	28,333
36,00	11	0,491	0,084	40,917
48,00	11	0,618	0,078	51,458
60,00	11	0,935	0,114	77,917
72,00	11	1,085	0,079	90,417

Fuente: Elaboración propia.

Los datos de la tabla 22, nos muestran el tiempo en (h), el pH, la disolución de oro en (mg/L), concentración de cianuro libre en (%) y la recuperación de oro en (%), esenciales para graficar la curva de recuperación en función del tiempo.

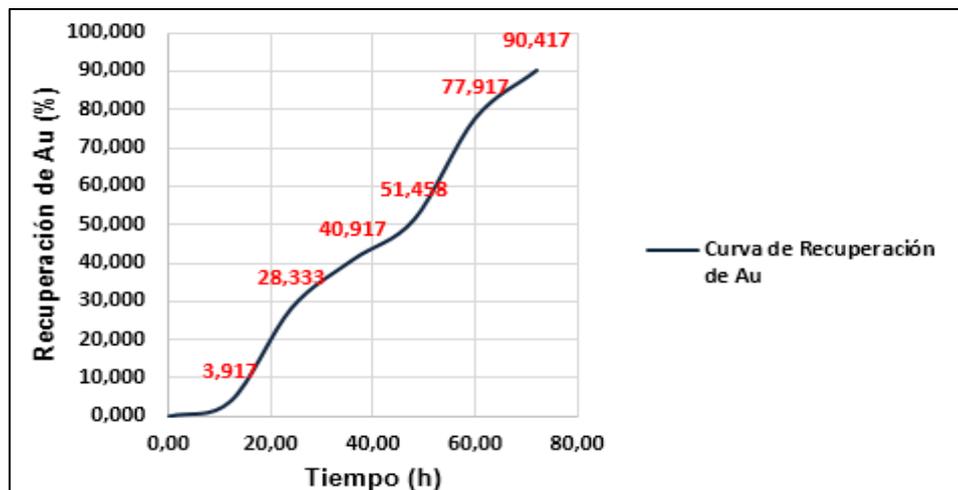


Figura 14: Curva de recuperación de oro de cianuración en la prueba M2.

Fuente: Elaboración propia.



En la figura 14, se estima la recuperación del oro en función del tiempo, iniciando en 12horas, 24horas, 36horas, 48horas, 60horas, hasta llegar a las 72 horas donde se alcanza el mayor incremento de recuperación, alcanzando el 90.417% de oro.

4.4. DISEÑO FACTORIAL 2^k CON 2 RÉPLICAS EN EL PUNTO CENTRAL DEL DISEÑO

En el diseño factorial 2^k se estudian los efectos de todas las combinaciones de k variables, tomando cada una de ellas en dos niveles distintos. Si cada variable es continua, dos variables son el superior y el inferior, están indicadas por signos distintos (+) y (-) ó (+1) y (-1) respectivamente. (Aquiles, 2010, p. 86)

“Los diseños factoriales se usan ampliamente en experimentos que incluyen varios factores cuando es necesario estudiar el efecto conjunto de los factores sobre la respuesta”. (Palacios, s.f, p. 189)

El diseño factorial de experimentos es una técnica estadística que permite planificar eficientemente la experimentación de modo que con un número mínimo de ensayos se logre determinar la significancia de cada uno de las variables independientes evaluadas, el efecto de sus interacciones y se obtiene un modelo matemático empírico, que constituye la base para un proceso posterior de optimización.

Por lo tanto: el número de experimentos a llevarse a cabo viene definido por la relación.

$$N = 2^k$$

Donde:

N: Numero de experimentos.

K: Numero de Variables.

Por lo que este diseño estadístico será utilizado en las dos etapas de la investigación por adecuarse a los ensayos a realizar.

4.4.1. Influencia de las variables de tiempo y concentración de cianuro Libre

El modelo factorial asume cierta linealidad y debe predecir adecuadamente todos los puntos de diseño, incluyendo el control, por lo que elegimos 2 variables que según muestras pruebas exploratorias intervienen y mejoran la recuperación de oro, por proceso de cianuración. Estas variables son el tiempo y la concentración cianuro libre.

Para ello experimentalmente se realizaron pruebas preliminares para determinar los niveles de cada variable, las que se indican en la siguiente tabla.

Tabla 23: Datos de variables del diseño experimental

Símbolo	Factores	Unidad	min. (-)	máx. (+)
X1	Tiempo	h	24	72
X2	Concentración CN ⁻ Libre	%	0,08	0,14

Fuente: Elaboración propia.

4.4.2. Diseño factorial experimental del proceso de cianuración

El diseño de la experimentación es un medio de importancia crítica en el campo de la ingeniería que nos sirve para mejorar el rendimiento del proceso, realizando una mejor colección y análisis de la información obtenida durante la experimentación así como su evaluación de las variables.

4.4.2.1. Formulación y propósito

Para un diseño factorial 2^2 para dos factores o variables originales (tiempo y concentración de cianuro de sodio) y cada factor con dos niveles $k=2$, se tiene el siguiente modelo matemático.

Donde:

$$Y = b_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + b_{12} X_1 X_2$$

Y = Variable respuesta Recuperación de oro

X_1 = Variable codificada de entrada de tiempo.

X_2 = Variable codificada de la concentración NaCN.

Primero se halló los valores de X_1 y X_2 en función a las variables de entrada del proceso y luego los valores b_0 , b_1 , b_2 y b_{12} (estimadores de los coeficientes de regresión) en función a la variable respuesta Recuperación de oro (%).

4.4.2.2. Identificación de las variables de trabajo

En el presente trabajo de investigación se ha efectuado la optimización eficaz del proceso, encontrando los rangos de trabajo más óptimos de dicho proceso, se trabajó en función a los factores y niveles establecidos anteriormente de la siguiente tabla:

Tabla 24: Datos de variables y puntos centrales del diseño experimental.

Símbolo	Factores	Unidad	min. (-)	Medio	máx. (+)
X1	Tiempo	h	24	48	72
X2	Concentración CN ⁻ Libre	%	0,08	0,11	0,14

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 25: Resultados para el diseño factorial 2^2 , con dos puntos centrales.

N° de Pruebas	Horas (h)	Au (mg/L)	Recuperación Au (%)
1	24	0,36	30,00
2	72	1,10	91,67
3	24	0,34	28,33
4	72	1,09	90,42
5	48	0,63	52,08
6	48	0,62	51,46

Fuente: Elaboración propia.

En la siguiente tabla 25. Se puede apreciar la recuperación de oro expresado en porcentaje, en función al tiempo expresado en horas de cianuración y la disolución de oro en expresado mg/L. estos datos extraídos de las pruebas desarrolladas experimentalmente para revalidar los resultados de la investigación. Mediante el diseño experimental 2^2 .

4.4.3. Matriz del diseño experimental 2^2

Determinamos con lo anterior el número de pruebas experimentales a realizar (combinado los valores máximo y mínimo de dos factores establecidos). Para un diseño 2^2 se tiene 4 pruebas experimentales y dos pruebas para puntos centrales.

Tabla 26: Matriz de diseño factorial 2^2 con dos puntos centrales

N° Prueba	CODIFICADO		NATURAL		% Recuperación (Y)
	X1	X2	Tiempo (h)	CN ⁻ Libre (%)	
1	-1	-1	24	0,08	28,33
2	1	-1	72	0,08	90,42
3	-1	1	24	0,14	30,00
4	1	1	72	0,14	91,67
5	0	0	48	0,11	52,08
6	0	0	48	0,11	51,46

Fuente: Elaboración propia.

4.5. EVALUACIÓN DE RESULTADOS

La ecuación ajustada a los datos del diseño experimental es la siguiente:

$$\text{Recuperación de Au} = -8,0 + 1,30521 * \text{Tiempo} + 31,3333 * \text{Concentración CN Libre} - 0,145833 * \text{Tiempo} * \text{Concentración CN Libre}$$

Tabla 27: Efectos estimados para Recuperación Au (%)

Efecto	Estimado	Error Estd.	V.I.F.
promedio	57,3267	0,178979	
A:Tiempo	61,88	0,438406	1,0
B:Concentración CN libre	1,46	0,438406	1,0
AB	-0,21	0,438406	1,0

Fuente: Statgraphics centurion XVI.I.

Esta tabla muestra las estimaciones para cada uno de los efectos estimados y las interacciones. También se muestra el error estándar de cada uno de estos efectos, el cual mide su error de muestreo. Note también que el factor de inflación de varianza (V.I.F.) más grande, es igual a 1,0.

4.5.1. Interpretación de los efectos

Si visualizamos los signos de los efectos A y B, notamos que son positivos, por lo tanto, están en su nivel mínimo, por lo cual deberá ser maximizado, es decir que estos factores son variables que debe ser optimizado y establecido su rango de trabajo óptimo.

Tabla 28: Respuesta Optimizada

Factor	Bajo	Alto	Óptimo
Tiempo	24,0	72,0	72,0
Concentración CN libre	0,08	0,14	0,14

Fuente: Statgraphics centurion XVI.I.

Meta: Maximizar recuperación de Au

Valor óptimo = 88,8917

Esta tabla muestra la combinación de los niveles de los factores, la cual maximiza Recuperación Au sobre la región indicada. Puede establecer el valor de uno o más factores a una constante, estableciendo los límites alto y bajo en ese valor.

4.5.2. Bondad de ajuste del modelo de regresión

Esta figura ha sido elaborado en base a los datos de la tabla 27 la cual muestra cada uno de los efectos estimados e interacciones, entre las variables, tiempo y concentración de cianuro de sodio, la más significativa para la variable respuesta es el tiempo, cualquier cambio en este afecta la variable respuesta “Y” en mayor grado.

La línea azul indica el margen sobre el que varía el sistema.

Los colores representan cuan representativos son las variables y sus combinaciones no hay indicios de correlación de la serie en los residuos.

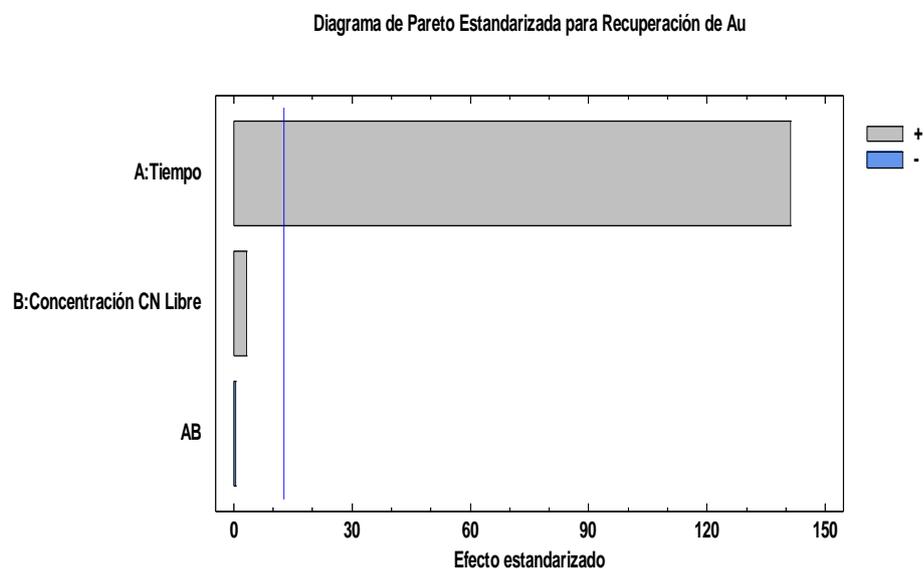


Figura 15: Diagrama de Pareto Estandarizado para Recuperación Au

Fuente: Statgraphics centurion XVII.I.

Gráfica de Efectos Principales para Recuperación de Au

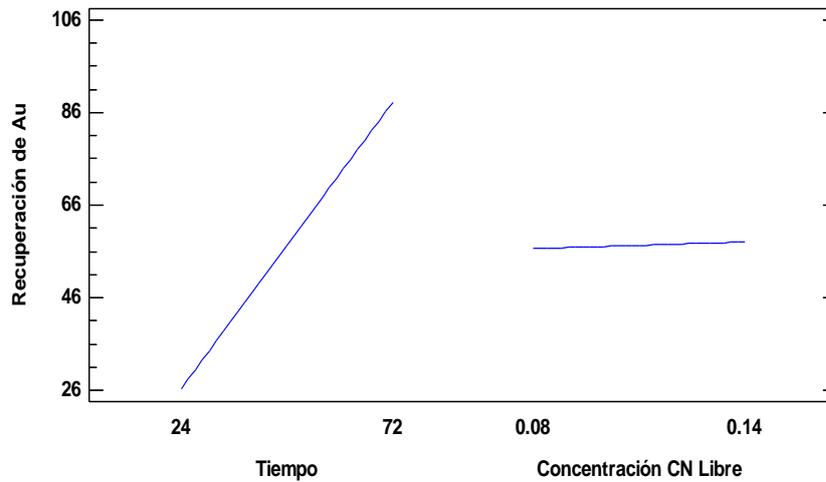


Figura 16: Gráfica de Efectos Principales Para Recuperación Au

Fuente: Statgraphics centurion XVI.I.

En la figura 16, se puede visualizar que existe interacción entre los factores tiempo y concentración de cianuro libre, además se observa como varía la recuperación de oro con los factores, en sus niveles mínimos y máximos.

Tabla 29: Resultados Estimados para Recuperación Au

	Observados	Ajustados	Inferior 95,0%	Superior 95,0%
Fila	Valores	Valores	para Media	para Media
1	28,33	25,5517	20,2183	30,885
2	90,42	87,6417	82,3083	92,975
3	30,0	27,2217	21,8883	32,555
4	91,67	88,8917	83,5583	94,225
5	52,08	57,3267	55,0525	59,6008
6	51,46	57,3267	55,0525	59,6008

Fuente: Statgraphics centurion XVI.I.

Promedio de 2 puntos centrales = 51,77

Promedio de las predicciones del modelo al centro = 57,3267

Esta tabla contiene información acerca de los valores de Recuperación Au generados usando el modelo ajustado. La tabla incluye:

- Los valores observados de Recuperación Au (si alguno)
- El valor predicho de Recuperación Au usando el modelo ajustado
- Intervalos de confianza del 95,0% para la respuesta media.

4.6. TIEMPO ÓPTIMO DEL PROCESO DE CIANURACIÓN DE ORO

En la presente investigación se determinó de datos de las pruebas experimentales mediante el diseño factorial 2^2 donde se encontró el tiempo óptimo de proceso de cianuración, realizando evaluación, que llegando a las 72 horas de cianuración a una predicción para recuperación de 88,2804 % de oro a una concentración de cianuro libre 0,110657 %, lo cual es interpretado de la tabla 30.

Tabla 30: Camino de Máximo Ascenso para Recuperación Au

Tiempo	Concentración CN Libre	Predicción para Recuperación de Au
<i>(h)</i>	<i>(%)</i>	<i>(%)</i>
48,0	0,11	57,3267
60,0	0,110341	72,8044
72,0	0,110657	88,2804

Fuente: Statgraphics centurion XVI.I.

Este es el trayecto, desde el centro de la región experimental actual, a través del cual la respuesta estimada cambia más rápidamente con un cambio menor en los factores experimentales. Indica buenas características para ejecutar experimentos adicionales si el objetivo es incrementar o decrementar Recuperación Au. Actualmente, 3 puntos se han generado cambiando Tiempo en incrementos de 12,0 h. Se determinará entonces cuanto



tendrán que cambiar los otros factores para mantenerse en el trayecto del máximo ascenso. Se calcula la Recuperación Au estimada en cada uno de los puntos del trayecto, con los cuales pueden compararse los resultados si es que se corren esos ensayos.

4.7. EVALUACIÓN DEL EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO LIBRE SOBRE LA RECUPERACIÓN DE ORO

En la presente investigación se determinó de datos de las pruebas experimentales mediante el diseño factorial 2^2 donde se evaluó el efecto de la concentración de cianuro de libre en %, donde podemos valorar que para un tiempo de 48,0 Horas a una concentración 0,11 % CN^- libre, se obtendría una recuperación del 57,3267 % de oro, luego a un tiempo de 72,1178 Horas a una de concentración 0,11066 % CN^- libre se obtendría una recuperación del 88,4323 % de oro finalmente si el tiempo fuera 76,5454 Horas a una concentración 0,11077 % CN^- libre se obtendría una recuperación del 94,142 % oro.

Donde podemos evaluar efecto de la concentración de Cianuro Libre, Que incrementando en 0,00011 % CN^- Libre cada 4,078 horas en promedio vemos un incremento en la recuperación de 5,259 % de oro en promedio. Evaluando se observa que incrementando la concentración de cianuro libre en función al tiempo, la recuperación favorablemente aumenta, lo cual es evaluado en la tabla 31.



Tabla 31: Camino de Máximo Ascenso para Recuperación Au

Tiempo	Concentración CN Libre	Predicción para Recuperación de Au
(h)	(%)	(%)
48,0	0,11	57,3267
51,7719	0,11011	62,1919
55,6331	0,11022	67,1722
59,5903	0,11033	72,2759
63,6508	0,11044	77,5129
67,8234	0,11055	82,8941
72,1178	0,11066	88,4323
76,5454	0,11077	94,142

Fuente: Statgraphics centurion XVI.I.

Este es el trayecto, desde el centro de la región experimental actual, a través del cual la respuesta estimada cambia más rápidamente con un cambio menor en los factores experimentales. Indica buenas características para ejecutar experimentos adicionales si el objetivo es incrementar o decrementar Recuperación de Au. Actualmente, 8 puntos se han generado cambiando Concentración CN⁻ libre en incrementos de 0,00011 %.

Evaluando efecto a la concentración de cianuro libre de acuerdo al diseño factorial 2² el más recomendable sería mantener la cianuración a un tiempo de 72,1178 Horas a una de concentración 0,11066 % CN⁻ libre la cual nos permitirá llegar a una recuperación del 88,4323 % de oro.

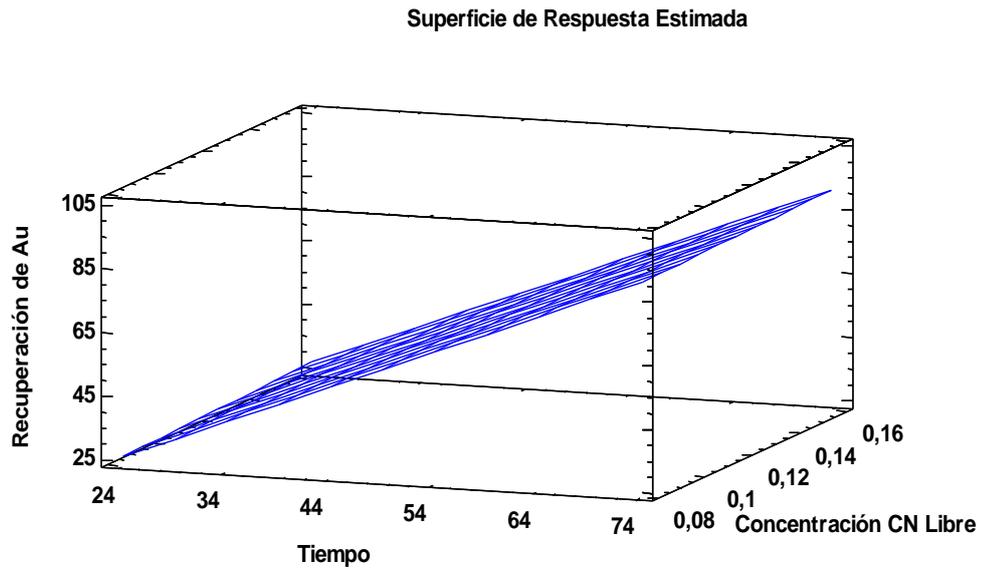


Figura 17: Superficie de Respuesta Estimada

Fuente: Statgraphics centurion XVII.I.

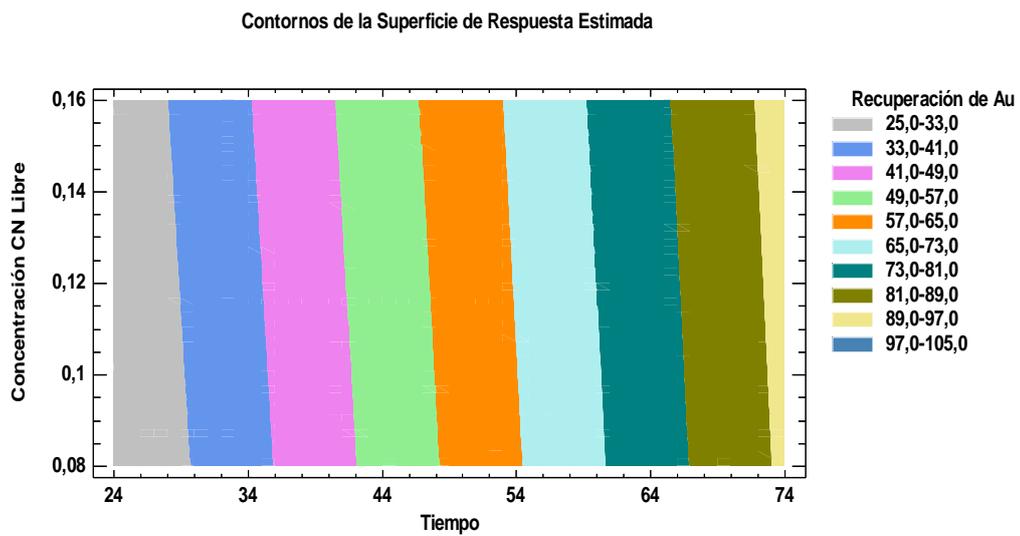


Figura 18: Contornos de la Superficie de Respuesta Estimada

Fuente: Statgraphics centurion XVI.I.

4.8. PLAN DE MANEJO AMBIENTAL

Para el Manejo Ambiental de la investigación nos basamos mediante el Decreto Supremo N° 010-2010-MINAM, donde se aprobó los Límites Máximos Permisibles para la descarga de efluentes líquidos de Actividades Minero - Metalúrgicas, A partir de esta normativa consideramos para el manejo ambiental, que la exposición del cianuro total, como efluente líquido debe encontrarse por 1 mg/l en (límite en cualquier momento) y 0,8 mg/l como (límite para el promedio anual).

Tabla 32: Límites máximos permisibles de compuestos en efluentes

Parámetro	Unidad	Límite en cualquier momento	Límite para el Promedio anual
pH		6 – 9	6 - 9
Sólidos Totales en Suspensión	mg/L	50	25
Aceites y Grasas	mg/L	20	16
Cianuro total	mg/L	1	0,8
Arsénico Total	mg/L	0,1	0,08
Cadmio Total	mg/L	0,05	0,04
Cromo Hexavalente (*)	mg/L	0,1	0,08
Cobre total	mg/L	0,5	0,4
Hierro (Disuelto)	mg/L	2	1,6
Plomo total	mg/L	0,2	0,16
Mercurio Total	mg/L	0,002	0,0016
Zinc Total	mg/L	1,5	1,2

Fuente: MINAM 2010.

En el artículo 3 definiciones del Decreto Supremo N° 010-2020-MINAM, donde la Autoridad competente, es la “autoridad que ejerce las funciones de evaluación y aprobación de los instrumentos de gestión ambiental de la actividad minero – metalúrgica.



En el caso de la gran y mediana minería dicha Autoridad competente es el ministerio de Energía y Minas, mientras que para la pequeña minería y minería artesanal son los Gobiernos Regionales”. (MINAM, 2010)

También nos basaremos en el Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería Decreto Supremo N° 014-92-EM y también en el D.S. 016-93-EM.- Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero - Metalúrgica. El proyecto Oropesa en la creación posterior, de una planta concentradora trabajará cumpliendo las normativas ambientales establecidas por el Ministerio del Ambiente (MINAM), Ministerio de Energía y Minas (MINEM) y Gobierno Regional.



V. CONCLUSIONES

- El proceso de cianuración de minerales auríferos, se realizó considerando parámetros metalúrgicos necesarios, para la recuperación de oro.
- El tiempo óptimo del proceso de cianuración es de 72 horas, alcanzado una recuperación de 91,67% de oro para la prueba M1 y 90,42% de oro para la prueba M2.
- El efecto de la concentración de cianuro libre es de 0,14% a 0,08% de CN^- libre alcanzando una recuperación de 91,67% de oro para la prueba M1 y 90,42% de oro para la prueba M2.



VI. RECOMENDACIONES

- Se recomienda usar la cianuración por agitación, para minerales auríferos en proyecto minero Oropesa, para alcanzar una mayor recuperación de oro. Este método es una alternativa para la instalación y montaje de la Planta de Beneficio, este trabajo debe realizarse dentro marco legal y de esa manera contribuir, con el desarrollo económico de la región Puno y del país.
- Se recomienda usar aire o la recirculación de lixiviante, esto debido a que el proyecto minero Oropesa se encuentra a nivel de 5150 m.s.n.m. en la cual se tiene menos de cantidad de oxígeno, lo cual dificulta la disolución de oro. Haciéndose necesario la inclusión de un agente oxidante. Para aumentar la cinética de disolución de oro para un periodo de 72 horas.
- Se recomienda de acuerdo a la investigación trabajar a una concentración de fuerza de CN^- libre de 0,08 a 0,14%, y un rango de pH de 10,5 a 11 manteniendo estos constante y una granulometría de mineral de malla -140 a fin de disminuir el consumo de reactivos y obtener recuperaciones superiores al 85 a 90% de oro, esto teniendo como referencia real, las pruebas cianuración por agitación de la presente investigación.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aduviri, E. (2009). *Cianuración de relaves en la corporación minera ananea S.A.* Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú. pp 34-110
- Aquiles, L. (2010). *Optimización y simulación de procesos metalúrgicos.* (Primera ed.). Lima., Perú: Colecciones Jovic. p. 86
- Astucuri, V. (1979). *Principios de la Hidrometalurgia y algunas Aplicaciones.* Lima, Perú: sin editorial. p. 110
- Azañero, A. (2015). *Flotación y Concentración de Minerales.* Lima, Perú: Colecciones Jovic. pp. 254-255
- Brañes, D. H. (1984). *Pulpas en Minería.* Lima, Perú: Sin Editorial.
- Cuentas, M. S. (2008). *Evaluación Cualitativa del Impacto Ambiental Generado Por la Actividad Minera En la Rinconada Puno* Tesis de posgrado. Universidad de Piura, Piura, Perú. pp. 48-54
- Currie, J. M. (1984). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales.* (C. A. Juan F, Ed.) sin editorial.
- Cyanamid. (1998). *Manual de productos Químicos para minería* (Revisada ed.). (E. Saucedo Loya, A. Gutierrez, & J. Gutierrez, Eds.) México D.F., México: MC1-230 MC1-230S. p. 147
- Flores, F. R. (2016). *Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley- Minera Aruntani S.A.C.* Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú. p. 54



- Lara, F. (s.f). *Subproyecto "Asistencia y Capacitación Para el Desarrollo Tecnico Empresarial de Amalar*. pp. 1-2
- Loaiza, E. & Galloso, A. (2008). *Implicancias Ambientales por la Actividad Minera de la Zona de Ananea en la Cuenca Del Río Ramis*. Boletín N°5 serie E Minería. INGEMMET, Lima. p. 6
- Mallma, C. A., & Peinado, C. J. (2009). *La soda caustica en la cianuración de concentrados de oro en minera ananea Puno* Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú. pp. 67-73
- Marsdens, J. & House. (1993). *The Chemistry of the Extraction of Gold*.
- MINAM. (Lima, Sábado 21 de Agosto de 2010). *Ministerio del ambiente*. Obtenido de http://www.minam.gob.pe/wp-content/uploads/2013/09/ds_010-2010-minam.pdf
- Misari, F. S. (2010). *Metalurgia del oro* (Primera ed.). Lima, Perú: Editorial San Marcos. pp. 16-27
- Palacios, S. (s.f). *Estadística Experimental Aplicada a ciencia e ingeniería* (Vol. 1). (Concytec, Ed.) Lima, Perú.
- Parillo, M. A. (2014). *Estudio Metalurgico de minerales de oro del sector limbani – región Puno* Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Altiplano., Puno, Perú. p. 36
- Portal, M. (2006, Abril). *Manual General de Minería y Metalurgia*. (E. P. Minero, Ed.) Chile.p.179



- Quiroz, I. (1986). *Ingeniería Metalúrgica : Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. (U. N. Ingeniería, Ed.) Lima, Perú: Sin editorial.
- Rivera, J. H. (2003). *Compendio de Conminución* (Primera. ed.). Lima, Perú: Inprenta UNMSM. p. 63
- Sepulveda, J. E. & Gutierrez, L. (1986). *Dimesionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras Mediante Técnicas de Modelación Matemática*. Santiago de Chile, Chile: Centro de Investigación Minera y Metalúrgica.
- Tapara, R. (2018). *Evaluación técnica para la implementación del tratamiento de relaves mineros en tanque de agitación en el proyecto seis diamantes, la rinconada* Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú. p.20
- Tecsup. (2009). *Procesamiento Extractivo del Oro*. Arequipa, Perú: sin editorial. p. 2-30
- Tecsup. (2009). *Técnicas de Muestreo y Analisis en la Extraccion del Oro*. Perú. p. 35
- Vargas, J. (1980). *Metalurgia del Oro y la Plata*. (Primera ed.). Lima, Perú: Editorial San Marcos. pp. 10-33



ANEXOS

Anexo 1: Reporte de laboratorio, malla valorada de mineral

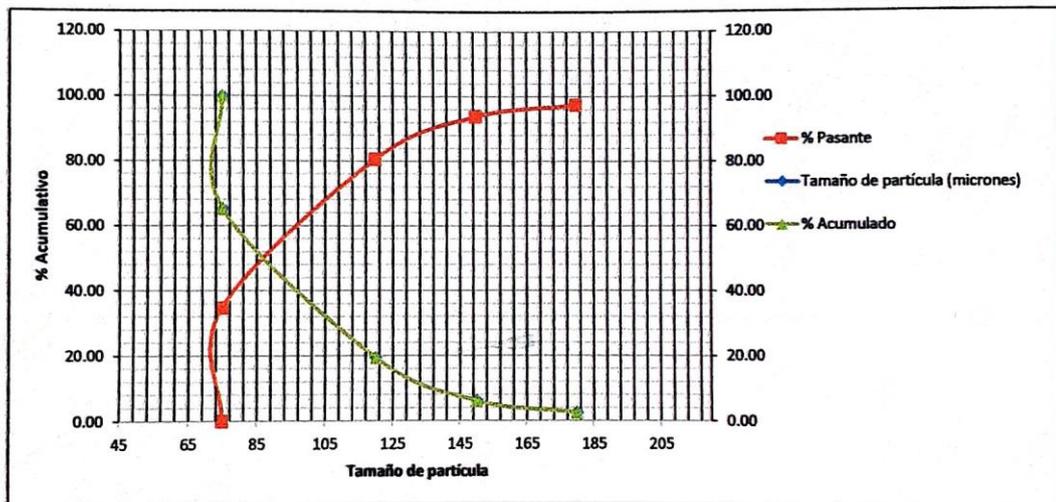


RH-M20-063

INFORME DE ENSAYO

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO VALORADO

Malla Tyler	Tamaño micras (μ)	Peso Gramos (Gr)	Porcentaje en peso %	Acumulativo %	Pasante %	Ley Oro Gr/Tm	Contenido metálico
50	+ 50	180	30.95	2.56	97.44	0.096	0.000
100	-50+100	150	43.84	3.62	93.82	1.683	0.007
150	-100+150	120	160.02	13.22	80.59	2.058	0.033
200	-150+200	75	555.06	45.87	34.72	2.421	0.134
-200	-200	75	420.13	34.72	100.00	3.123	0.131
			1210.00	100.00		2.400	2.531
						CABEZA ENSAYADA	CABEZA CALCULADA



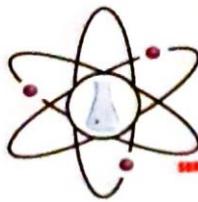
CONCLUSIONES

Se concluye que el valor metálico presente en la muestra se encuentra por debajo de la malla -200, concluyendo que el oro presente en la muestra es altamente oro fino o encapsulado dentro de las piritas por lo que se requiere de molienda fina para su liberación

Ing. Fidel Huaynapata Luque
CIP 167755
GERENTE DE OPERACIONES



Anexo 2: Reporte de laboratorio, ley de cabeza de mineral



RHLAB S.A.C.

SERVICIOS ANALÍTICOS QUÍMICO - METALÚRGICO

RH-M26-498

INFORME DE ENSAYO

DATOS DEL CLIENTE
A SOLICITUD DE : Sr. CARLOS VICTOR FLORES MAMANI
ASUNTO : Determinación Analítica del contenido metálico total en la muestra
CARACTERÍSTICAS Y CONDICIONES DE LA MUESTRA :
CANTIDAD DE MUESTRAS : 01
SOLICITUD DE ENSAYO : Análisis Químico elemento Oro (Au)
Por Reconocimiento
RECEPCION DE MUESTRAS : Bolsa de Plástico
FECHA DE REALIZACION DEL ENSAYO : 08/06/2019 al 10/06/2019
DETALLE DEL INFORME

RESULTADO DE ENSAYO

N°	N° RH	Descripcion de muestra	Código de Cliente	Au		Cu	Fe
				Oz/Tc	Gr/Tm	%	%
1	RH-M31284	Proyecto Oropesa	Mineral (Cabeza)	0.070	2.400	0.008	2.420

Los resultados obtenidos y que se consignan en el presente informe corresponden al ensayo solicitado en las muestras recibidas del cliente.

*E1: Ensayo 1

METODOS DE REFERENCIA

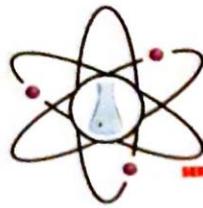
* Determinación de Oro (Au) en mineral - Método Vía Seca

Fiel Fidalgopata Luque
CIP 167755
GERENTE DE OPERACIONES
RHLAB

Av Martires del 4 de Noviembre N° 2414 (Salida Puno - Frente a Covisur)
Cel: 978645480 - 935008140



Anexo 3: Reporte de laboratorio, muestra M1 relave de cianuración de Au



RHLAB S.A.C.

SERVICIOS ANALÍTICOS QUÍMICOS - METALÚRGICOS

RH-M26-499

INFORME DE ENSAYO

DATOS DEL CLIENTE	
A SOLICITUD DE :	Sr. CARLOS VICTOR FLORES MAMANI
ASUNTO :	Determinación Analítica del contenido metálico total en la muestra
CARACTERÍSTICAS Y CONDICIONES DE LA MUESTRA	
CANTIDAD DE MUESTRAS :	01
SOLICITUD DE ENSAYO :	Análisis Químico elemento Oro (Au) Por Reconocimiento
RECEPCION DE MUESTRAS :	Bolsa de Plástico
FECHA DE REALIZACION DEL ENSAYO :	22/06/2019 al 24/06/2019
DETALLE DEL INFORME	

RESULTADO DE ENSAYO

N°	N° RH	Descripción de muestra	Código de Cliente	Au	
				Oz/Tc	Gr/Tm
1	RH-M31284	Proyecto Oropesa	Mineral (Relave M-1)	0.006	0.200

Los resultados obtenidos y que se consignan en el presente informe corresponden al ensayo solicitado en las muestras recibidas del cliente.

*E1: Ensayo 1

METODOS DE REFERENCIA

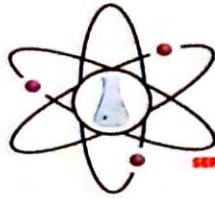
* Determinación de Oro (Au) en mineral - Método Via Seca


Ing. Pidel Huaynapata Luque
 CIP 187755
 GERENTE DE OPERACIONES

Av Martires del 4 de Noviembre N° 2414 (Salida Puno - Frente a Covisur)
 Cel: 978645480 - 935008140



Anexo 4: Reporte de laboratorio, muestra M2 relave de cianuración de Au



RHLAB S.A.C.
SERVICIOS ANALÍTICOS QUÍMICO - METALÚRGICO

RH-M26-500

INFORME DE ENSAYO

DATOS DEL CLIENTE
A SOLICITUD DE : Sr. **CARLOS VICTOR FLORES MAMANI**
ASUNTO : Determinación Analítica del contenido metálico total en la muestra
CARACTERÍSTICAS Y CONDICIONES DE LA MUESTRA
CANTIDAD DE MUESTRAS : 01
SOLICITUD DE ENSAYO : Análisis Químico elemento Oro (Au)
Por Reconocimiento
RECEPCION DE MUESTRAS : Bolsa de Plástico
FECHA DE REALIZACION DEL ENSAYO : 22/06/2019 al 24/06/2019
DETALLE DEL INFORME

RESULTADO DE ENSAYO

N°	N° RH	Descripción de muestra	Código de Cliente	Au	
				Oz/Tc	Gr/Tm
1	RH-M31284	Proyecto Oropesa	Mineral (Relave M-2)	0.007	0.230

Los resultados obtenidos y que se consignan en el presente informe corresponden al ensayo solicitado en las muestras recibidas del cliente.

*E1: Ensayo 1

MÉTODOS DE REFERENCIA

* Determinación de Oro (Au) en mineral - Método Vía Seca


Fidel Huaynapata Luque
CIP 167755
GERENTE DE OPERACIONES



Anexo 5: Reporte de laboratorio, muestras de solución cianurada de Au en prueba M1



RH-M26-501

INFORME DE ENSAYO

DATOS DEL CLIENTE

A SOLICITUD DE : Sr. CARLOS VICTOR FLORES MAMANI

ASUNTO : Método de ensayo para Oro por Absorción Atómica en Solución Alcalina.
Método de Ensayo para Cianuro Libre por volumetria.

CARACTERISTICAS Y CONDICIONES DE LA MUESTRA :
CANTIDAD DE MUESTRAS : 07
SOLICITUD DE ENSAYO : Análisis Químico elemento Oro (Au)
Por Reconocimiento

RECEPCION DE MUESTRAS : Frascos Ermeticos.

FECHA DE REALIZACION DEL ENSAYO : 17/06/2019 al 21/06/2019

DETALLE DEL INFORME

Resultados del Ensayo

Codigo de la Muestra RH LAB S.A.C.	Nombre de La Muestra	Procedencia de Muestra	Descripción de Muestra	Au mg/L	%CN libre
RH-M31248	M-1 (0 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	-	0.140
RH-M31248	M-1 (12 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.050	0.135
RH-M31248	M-1 (24 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.360	0.130
RH-M31248	M-1 (36 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.500	0.083
RH-M31248	M-1 (48 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.625	0.075
RH-M31248	M-1 (60 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.950	0.110
RH-M31248	M-1 (72 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	1.100	0.077

Los resultados obtenidos y que se consignan en el presente informe corresponden al ensayo solicitado en las muestras recibidas del cliente.

METODOS DE REFERENCIA

* Determinación de Oro (Au) en mineral - Método Vía Humeda

Ing. Fidel Huaynapata Luque
CIP 167755
GERENTE DE OPERACIONES



Anexo 6: Reporte de laboratorio, muestras de solución cianurada de Au en prueba M2



RH-M26-502

INFORME DE ENSAYO

DATOS DEL CLIENTE	
A SOLICITUD DE	Sr. CARLOS VICTOR FLORES MAMANI
ASUNTO	Método de ensayo para Oro por Absorción Atómica en Solución Alcalina. Método de Ensayo para Cianuro Libre por volumetrica.
CARACTERISTICAS Y CONDICIONES DE LA MUESTRA	
CANTIDAD DE MUESTRAS	07
SOLICITUD DE ENSAYO	Análisis Químico elemento Oro (Au) Por Reconocimiento
RECEPCION DE MUESTRAS	Frascos Ermeticos.
FECHA DE REALIZACION DEL ENSAYO	17/06/2019 al 21/06/2019
DETALLE DEL INFORME	

Resultados del Ensayo

Codigo de la Muestra RH LAB S.A.C.	Nombre de La Muestra	Procedencia de Muestra	Descripción de Muestra	Au mg/L	%CN libre
RH-M31248	M-2 (0 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	-	0.140
RH-M31248	M-2 (12 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.047	0.137
RH-M31248	M-2 (24 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.340	0.132
RH-M31248	M-2 (36 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.491	0.084
RH-M31248	M-2 (48 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.618	0.078
RH-M31248	M-2 (60 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	0.935	0.114
RH-M31248	M-2 (72 h)	Proyecto oropesa	Solución de Cianuro	1.085	0.079

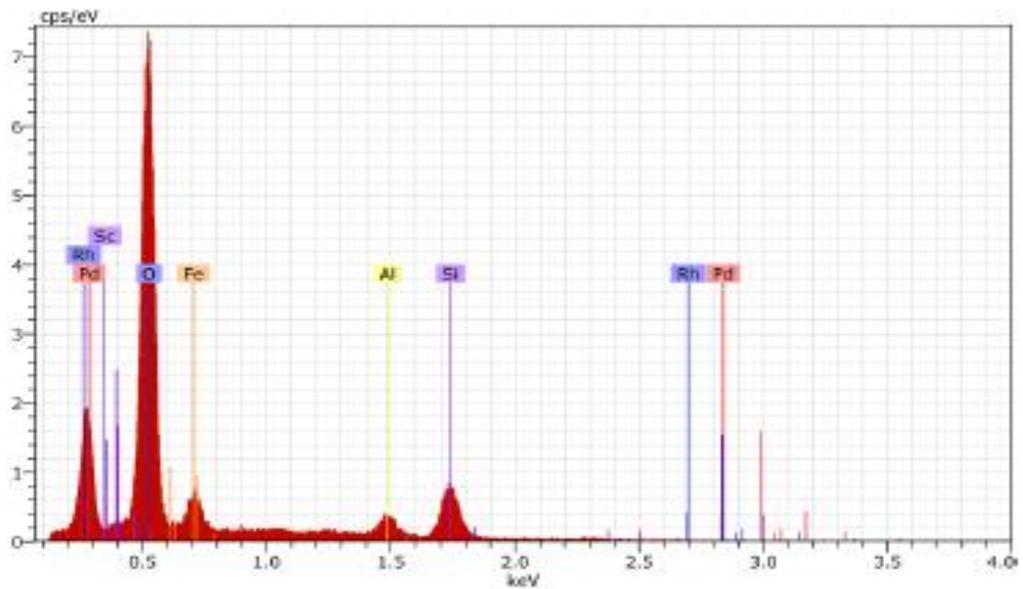
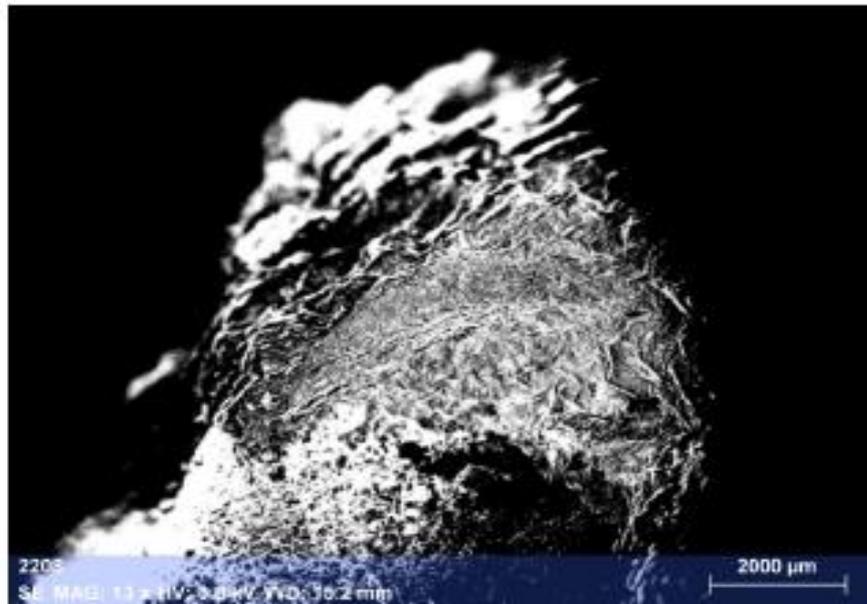
Los resultados obtenidos y que se consignan en el presente informe corresponden al ensayo solicitado en las muestras recibidas del cliente.

METODOS DE REFERENCIA

* Determinación de Oro (Au) en mineral - Método Via Humeda

Anexo 7: Reporte de megalaboratorio Una- Puno, análisis microscopio electrónico de barrido de mineralogía de mineral

Application Note

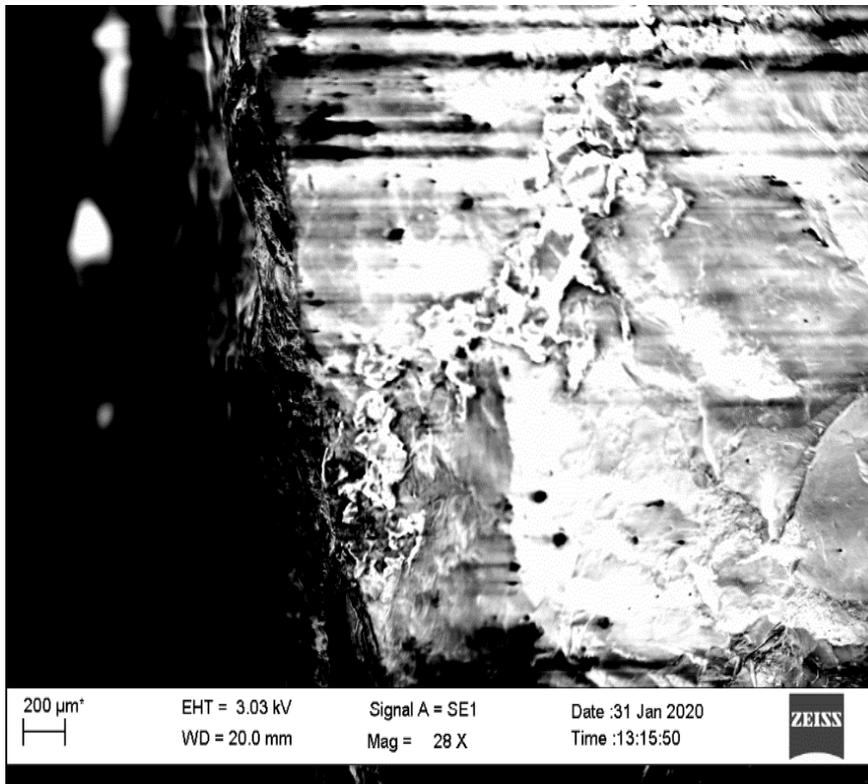


Anexo 8: Reporte de megalaboratorio Una- Puno, microfotografía de mineral y porcentaje de especies mineralógicas



Spectrum: Adquisición

El	AN	Series	unn. C [wt.%]	norm. C [wt.%]	Atom. C [at.%]	Error [%]
O	8	K-series	80.10	42.32	54.70	13.8
Si	14	K-series	42.25	22.32	16.44	3.4
V	23	L-series	24.10	12.73	5.17	16.1
C	6	K-series	20.12	10.63	18.30	2.5
Fa	26	L-series	18.13	9.58	3.55	2.5
Al	13	K-series	4.57	2.42	1.85	0.4
Total:			189.25	100.00	100.00	



Anexo 9: Reconocimiento de la formación geológica del proyecto Minero Oropesa



Anexo 10: Formación geológica del proyecto Minero Oropesa



Anexo 11: Punto topográfico de la ubicación del proyecto Minero Oropesa



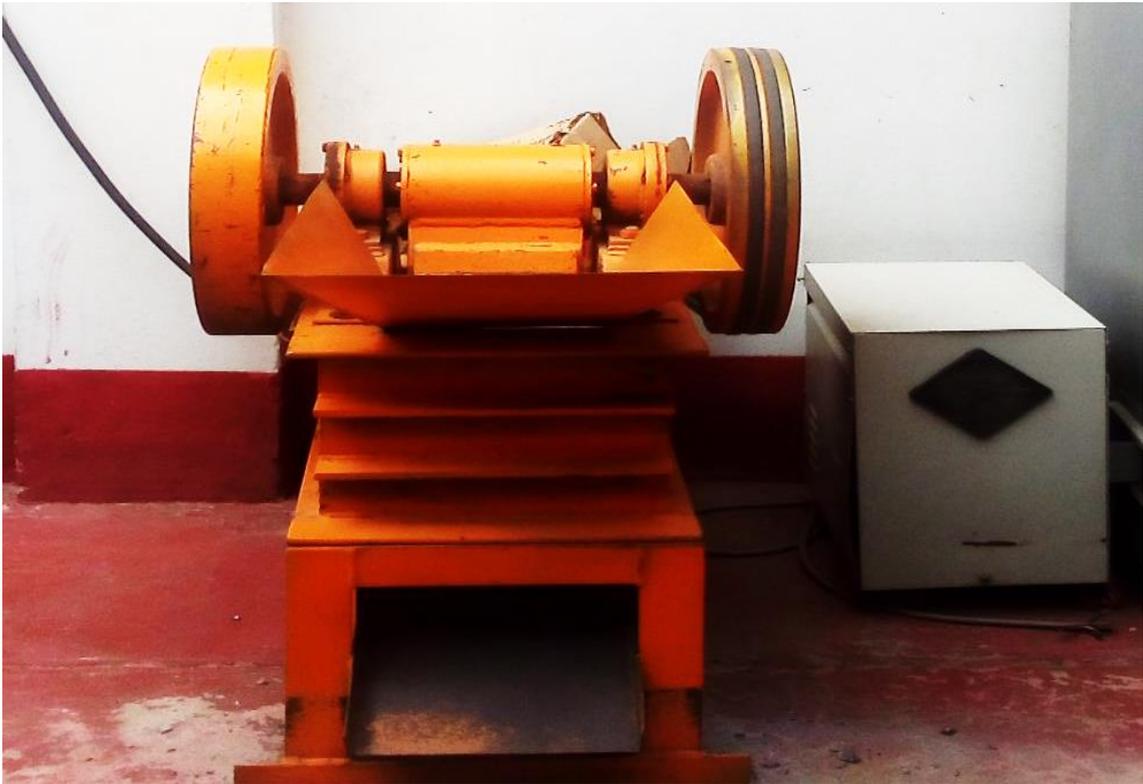
Anexo 12: Clasificación de mineral para la toma de muestra composito



Anexo 13: Muestra de mineral aurífero para análisis químico y cianuración



Anexo 14: Chancadora de quijadas para la reducción de tamaño de mineral



Anexo 15: Clasificación de mineral en cuarteador jones



Anexo 16: Reducción de cantidad de muestra de mineral mediante cuarteado



Anexo 17: Secado de muestra de mineral para el análisis químico y cianuración



Anexo 18: Pulverizado de la muestra de mineral para el análisis químico



Anexo 19: Dosificación de fundentes para la formación del regulo a temperatura 1150°C



Anexo 20: Regulo de la fusión de fundentes más mineral aurífero



Anexo 21: Dore de la fusión del regulo a una temperatura 950°C



Anexo 22: Ataque del dore con HNO_3 para la obtención de oro refinado



Anexo 23: Pesado de mineral aurífero para pruebas de cianuración



Anexo 24: Acondicionamiento de pulpa de mineral para la cianuración



Anexo 25: Agitación del mineral aurífero, en la cianuración de oro



Anexo 26: Materiales para toma de muestra de solución cianurada de oro



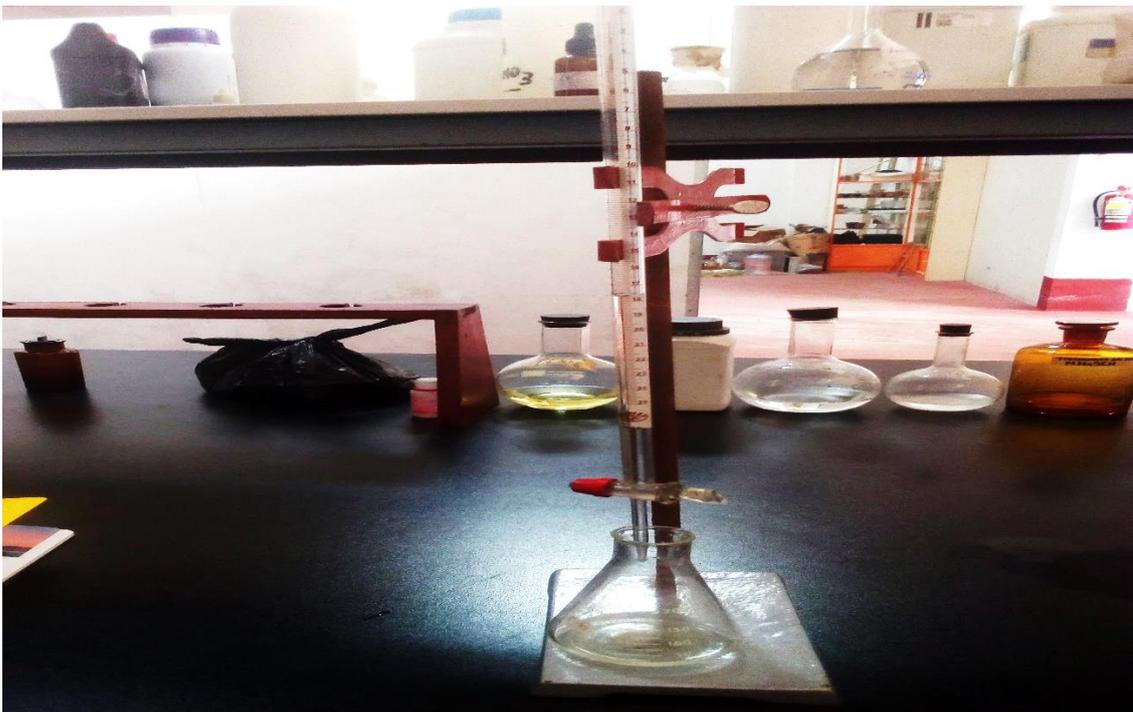
Anexo 27: Solución de cianuración de oro para análisis químico y titulación



Anexo 28: Muestras de solución de la cianuración de oro



Anexo 29: Titulación de la muestra de solución cianurada de oro



Anexo 30: Lectura de solución cianurada de oro, en espectrofotómetro Pekin Elmer



Anexo 31: Muestras de solución de cianuración de oro M1 y M2 hasta 72 horas



Anexo 32: Vía de acceso al proyecto Minero Oropesa, para la instalación de planta de cianuración

