



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y

METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**EVALUACION DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACION
DE ORO DE RELAVE AURÍFERO MEDIANTE EL PROCESO DE
LIXIVIACION EN LA UNIDAD MINERA CONFIANZA S.A.C. –**

AREQUIPA

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. HAROLD ZELA HANCCO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO - PERU

2024



NOMBRE DEL TRABAJO

EVALUACION DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACION DE ORO DE RELAVE A URIFERO MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACION EN LA UNIDAD MINERA CONFIANZA S.A.C. - AREQUIPA

AUTOR

HAROLD ZELA HANCCO

RECuento DE PALABRAS

25645 Words

RECuento DE CARACTERES

125623 Characters

RECuento DE PÁGINAS

124 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

2.4MB

FECHA DE ENTREGA

Jan 24, 2024 3:59 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jan 24, 2024 4:00 PM GMT-5


● **10% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos


- 10% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 1% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)


Alfredo Mananani Caspi
Asesor.




Dr. HAROLDO Cordova GUTIERREZ
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE
INVESTIGACION
EPIM.

Resumen



DEDICATORIA

A dios que con su gracia está presente en cada decisión y pasos que avanzo por las sendas del mundo laboral y brindarme de buena salud y su infinito amor y bondad.

Con un gran aprecio a mi madre: Epifania Hanco P. que con sus consejos me ayuda a ser mejor persona cada día y estar presente en cada etapa de mi formación.

A mi abuelita: Valeriana Peralta G. que con su afecto y perseverancia de madre luchadora infundio en mi un ejemplo a seguir.

Harold Zela Hanco



AGRADECIMIENTOS

- A la universidad nacional del altiplano en especial a la escuela profesional de ingeniería metalúrgica y a su plana docente que día a día en sus aulas forjan profesionales de calidad y respeto.
- A la unidad minera CONFIANZA S.A.C. por permitirme laborar y ser parte de este proyecto y así poder conseguir los objetivos trasados.

Harold Zela Hanco



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
INDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	18
ABSTRACT.....	19
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	21
1.2 FORMULACION DEL PROBLEMA	22
1.2.1 Problema principal	22
1.2.2 Problema especifico	22
1.3 HIPÓTESIS	22
1.3.1 Hipótesis general	22
1.3.2 Hipótesis especificas	22
1.4 JUSTIFICACION DEL ESTUDIO	23
1.5 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION.....	24
1.5.1 Objetivo general	24
1.5.2 Objetivos específicos	24



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1	ANTECEDENTES	25
2.1.1	Internacional.....	25
2.1.2	Nacionales	30
2.1.3	Locales	31
2.2	MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL.	33
2.2.1	Origen del relave	33
2.2.1.1	Características e inicios de la planta de beneficio.....	33
2.2.1.2	Método de disposición de relave.....	34
2.2.2	Lixiviación	34
2.2.2.1	Fundamentos del proceso de lixiviación.....	34
2.2.2.2	Factores que afectan a la lixiviación	35
2.2.2.3	Sistemas de disolución de metales en la lixiviación:	36
2.2.2.4	Tipos de lixiviación.....	36
2.2.3	Fundamento teórico de la lixiviación con cianuro de sodio del oro	39
2.2.3.1	físico química de la cianuración de oro	39
2.2.3.2	Análisis termodinámico del oro	40
2.2.3.3	Mecanismo de Corrosión del Oro	41
2.2.3.4	Cinética de la reacción	42
2.2.3.5	Evidencia cinética	43
2.2.4	Variables que influyen en el proceso de cianuración.....	45
2.2.5	Granulometría	46
2.2.6	Concentración de Cianuro.....	46
2.2.7	Concentración de Oxígeno.....	47



2.2.8	Alcalinidad Protectora.....	47
2.2.9	Dilución de la Pulpa	48
2.2.10	Temperatura	48
2.2.11	Presencia de Impurezas	48
2.2.12	Pruebas en el laboratorio químico – metalúrgico.....	49
2.2.13	Cianuración tipo agitación carbón en pulpa.....	50
2.2.14	Lixiviación por agitación	50
2.2.15	Sistema de agitación.....	50
2.2.16	Principios básicos del oro.....	51
2.2.17	Propiedades físicas y químicas del oro	51
2.2.18	Mineralogía de los minerales auríferos	51
2.2.19	Minerales auríferos.....	52
2.2.20	Menas auríferas	52
2.2.21	fundición	53

CAPÍTULO III

MATERIALES Y METODOLOGÍA

3.1	METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....	54
3.2	DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.....	55
3.2.1	Procedimiento y análisis de datos	55
3.2.2	Diseño factorial de múltiples niveles	56
3.2.3	Validación de las hipótesis.....	57
	Hipótesis general:.....	57
3.2.3.1	Hipótesis específicas:.....	57
3.2.4	Evaluación de factibilidad.....	58
3.3	POBLACIÓN Y MUESTRA.....	59



3.3.1	Población.....	59
3.3.2	Muestra.....	59
3.3.2.1	Técnica de recolección de muestras.....	59
3.4	UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO INFORMACIÓN DE LA EMPRESA	60
3.4.1	Ubicación y área del proyecto.....	60
3.5	MEDIO FÍSICO.....	62
3.5.1	Fisiografía y Topografía.....	62
3.5.2	Geomorfología	62
3.5.3	Sismicidad.....	63
3.5.4	Clima y Meteorología	63
3.5.5	Calidad de Aire y Ruido.....	63
3.5.6	Recursos de Agua.....	64
3.6	DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	65
3.6.1	Ubicación del punto de muestreo de relave	65
3.6.2	Periodo de duración del estudio	66
3.6.3	Procedimiento	66
3.6.4	Personal involucrado.....	66
3.6.5	Infraestructura	66
3.6.6	Equipos.....	67
3.6.7	Materiales de laboratorio.....	67
3.6.8	Materiales de oficina	67
3.6.9	Muestreo.....	68
3.7	IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	69
3.7.1	Variable independiente.....	69



3.7.2	Variable dependiente.....	69
3.8	CARACTERIZACIÓN	70
3.8.1	Caracterización geoquímica	71
3.8.2	Característica fisicoquímica	71
3.8.3	Caracterización metalúrgica.....	72
3.8.4	Análisis de malla	72
3.9	PRUEBAS METALÚRGICAS.....	74
3.9.1	Procedimiento a seguir en la cianuración de botellas	74
3.9.2	Determinación del tiempo de agitación.....	76
3.9.3	Realización de la prueba de consumo de reactivo y porcentaje de recuperación	76
3.9.4	pH adecuado.....	77
3.9.5	Determinación de cianuro libre.....	77
3.9.5.1	Principio	78
3.9.5.2	Demostración de Formulas a Utilizar	78
3.9.5.3	Materiales y reactivos empleados	79
3.9.5.4	Procedimiento	80
3.9.6	Preparación de Residuos	80

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	PRUEBAS METALÚRGICAS DE LIXIVIACIÓN.....	82
4.2	CONSUMO DE SODA CAUSTICA Y CIANURO DE SODIO.....	83
4.2.1	Muestras con preparación mecánica	83
4.2.2	Muestras sin preparación mecánica	85
4.2.3	Resumen del consumo de reactivos con ANOVA	87



4.3	CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN.....	96
4.3.1	Muestras con preparación mecánica 95% -m200.....	96
4.3.2	Muestras sin preparación mecánica 75% -m200.....	99
4.3.2	Resumen de pruebas de cinética	102
4.4	APLICACIÓN DEL MODELO ESTADÍSTICO PARA LA OPTIMIZACIÓN.....	102
4.4.1	Optimización del proceso.....	106
4.4.1.1	Parámetros.....	107
4.4.2	Evaluación de factibilidad del proceso de cianuración.....	108
V.	CONCLUSIONES.....	111
VI.	RECOMENDACIONES	112
VII.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	113
ANEXOS.....		115

Área: Metalurgia extractiva.

Tema: Lixiviación de oro.

Fecha de sustentación: 30 de enero del 2024



INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Mecanismo de Corrocion del Oro Diagrama de POURBAIX de Eh vs. pH para el sistema Au - CN - H ₂ O - H ₂ a 25 °C a 1 atmósfera de presión atmosférica y 25 °C de temperatura ambiente.....	41
Figura 3. Mecanismo de control por transporte de masa y corrosión.....	45
Figura 4. Ubicación de planta de beneficio.....	60
Figura 5. Mapa satelital de ubicación de relaveras.	64
Figura 6. Localización de puntos de muestreo.....	65
Figura 7. Comparativo de granulometría -m200 en muestras a ensayar.....	74
Figura 8. Diagrama de flujo Laboratorio Químico Metalúrgico.....	81
Figura 9. Grafica de diferencia de medias de consumo de NaCN a diferentes concentraciones iniciales	88
Figura 10. Grafica de tukey para el comparativo de diferencia de medias.....	90
Figura 11. Grafica de tukey para concentración de NaCN a diferentes concentraciones	93
Figura 12. Grafica de tukey para concentración de NaCN a diferentes concentraciones	95
Figura 13. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 1.....	97
Figura 14. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 2.....	98
Figura 15. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 3.....	99
Figura 16. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 4.....	100
Figura 17. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 5.....	101
Figura 18. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 6.....	102



Figura 19. Diagrama de Pareto para la recuperación de Au	106
Figura 20. Ilustración grafica de la optimización de respuesta: % de recuperación maximizada.....	108
Figura 21. Balance de Materia actual Molienda y Lixiviación.....	123



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Resumen del diseño	56
Tabla 2. Matriz de experimentos para selección de variable.	57
Tabla 3. Zona de Ubicación de la Planta de Beneficio	61
Tabla 4. Coordenadas UTM.....	61
Tabla 5. Tramos de acceso a planta confianza SAC	61
Tabla 7. Operacionalización de variables	70
Tabla 8. Composición química de muestra de relave.	71
Tabla 9. pH de las muestras de relave.....	72
Tabla 10. Análisis de -m200 en muestras de relave.....	73
Tabla 11. Análisis de -m200 en muestras de relave.....	73
Tabla 12. Consumo a una concentración inicial de 1500 ppm de cianuro de sodio (NaCN).....	83
Tabla 13. Consumo a una concentración inicial de 1000 ppm de cianuro de sodio (NaCN).....	84
Tabla 14. Consumo a una concentración inicial de 500 ppm de cianuro de sodio (NaCN)	84
Tabla 15. Consumo a una concentración inicial de 1500 ppm de cianuro de sodio (NaCN).....	85
Tabla 16. Consumo a una concentración inicial de 1000 ppm de cianuro de sodio (NaCN).....	86
Tabla 17. Consumo a una concentración inicial de 500 ppm de cianuro de sodio (NaCN)	86



Tabla 18. Medias obtenidas de MINITAB.....	87
Tabla 19. Datos agrupados con Tukey MINITAB.....	88
Tabla 20. Medias obtenidas de MINITAB.....	89
Tabla 21. Datos agrupados con Tukey MINITAB.....	90
Tabla 22. Medias obtenidas de MINITAB.....	92
Tabla 23. Datos agrupados con Tukey MINITAB.....	92
Tabla 24. Medias obtenidas de MINITAB.....	94
Tabla 25. Datos agrupados con Tukey MINITAB.....	94
Tabla 26. Resumen de cinética de recuperación	96
Tabla 27. Resumen de cinética de recuperación	97
Tabla 28. Resumen de cinética de recuperación	98
Tabla 29. Resumen de cinética de recuperación	99
Tabla 30. Resumen de cinética de recuperación	100
Tabla 31. Resumen de cinética de recuperación	101
Tabla 32. Modelo estadístico propuesto por MINITAB para las pruebas realizadas	103
Tabla 33. Resumen de factores a considerar para el diseño factorial	104
Tabla 34. Análisis de varianza para la recuperación de Au con MINITAB.	104
Tabla 35. Coeficiente de regresión para la recuperación de Au	105
Tabla 36. Planteamiento de maximizar la recuperación de Au.....	107
Tabla 37. Predicción de respuesta múltiple	107
Tabla 38. Estimación de costos operativos	109
Tabla 39. Resumen de estimación de utilidad para un proceso de 100 TM/Dia.....	109
Tabla 40. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1500ppm de NaCN y 90% -m200.....	115



Tabla 41. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1000ppm de NaCN y 90% -m200.....	116
Tabla 42. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 500ppm de NaCN y 90% -m200.....	116
Tabla 43. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1500ppm de NaCN y 75 % -m200.....	117
Tabla 44. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1000ppm de NaCN y 75 % -m200.....	118
Tabla 45. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 500ppm de NaCN y 75 % -m200.....	118
Tabla 46. Resultados obtenidos por análisis de ensayo al fuego para oro total en muestras con preparación mecánica malla 90% -200# pasante.	119
Tabla 47. Resultados obtenidos por análisis de ensayo al fuego para oro total en muestras sin preparación mecánica malla 75% -200# pasante.	121



ACRÓNIMOS

Ag	:	Plata
AgNO₃	:	Nitrato de Plata
Au	:	Oro
Dp	:	Densidad de pulpa
gr	:	Gramo
g/l	:	Gramos por Litro
g/tn	:	Gramos por tonelada
h	:	Hora
K	:	Potasio
KI	:	Ioduro de potasio
Kg	:	Kilogramo
l	:	Litro
m²	:	Metros Cuadrados
mg	:	Miligramo
ml	:	Mililitro
MAPE:		Minería de oro artesanal y de pequeña escala
NaCN	:	Cianuro de sodio
NaOH	:	Hidróxido de sodio
Oz/Tc	:	Onza por Tonelada Corta
ppm	:	Partes por Millón
S.A.C.	:	Sociedad Anónimo Cerrado
Tn	:	Tonelada
Tc	:	Toneladas Cortas



- tn/día** : Toneladas Dia
- US\$** : Dólares Estadunidenses
- %** : Porcentaje
- °C** : Grados Celsius
- m** : Malla pasante



RESUMEN

La presente tesis titulada “EVALUACION DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACION DE ORO DE RELAVE AURIFERO MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACION EN LA UNIDAD MINERA CONFIANZA S.A.C. AREQUIPA” se realizó con el objetivo de evaluar la factibilidad de recuperar el oro de los relaves por lixiviación en la unidad minera confianza. la planta de beneficio durante los años 2009 a 2013, produjo relaves con contenidos de oro de entre 2 a 1.5 g/tn. El cual es alto en comparación a las actuales; que son de 0.8 a 0.5 g/tn. Por ello se realizaron pruebas experimentales de cianuración en botella en el laboratorio químico metalúrgico de la unidad minera. Para el presente estudio se consideraron las variables de granulometría de 75 % y 90 % -m200, tiempo de residencia de agitación de 3; 6 y 12 horas y la concentración de cianuro en 500; 1000 y 1500 ppm. Se estableció que las más influyentes son: la granulometría a 90 % -m200 y la concentración de NaCN a 1500 ppm. Comparando los resultados de las pruebas realizadas se concluye que las muestras con un 90% -m200 logra un 31.76 % de recuperación, en cambio a 75% -m200 llega a 27.9 % de recuperación; la cinética de reacción es rápida en las primeras 3 horas y desciende hasta ser lenta de 6 a 12 horas donde solo 1 % del oro es recuperado. Se determinó los parámetros óptimos para recuperar el oro a una concentración inicial de NaCN 1500ppm, granulometría de 90% -m200 y tiempo de residencia de agitación de 12 horas. Finalmente aplicando los resultados obtenidos, concluimos que el costo de relave procesado es de 18.06 US\$ y la venta es de 37.92 US\$ la tonelada al 31.76% de recuperación de oro del relave, generando una utilidad de 19.8 US\$ por tonelada de relave procesado, confirmando así, que es factible la recuperación de oro del relave en la unidad.

Palabras Clave: Lixiviación, Oro, Recuperación, Relave.



ABSTRACT

The present thesis entitled " FEASIBILITY ASSESSMENT FOR THE RECOVERY OF GOLD FROM AURIFEROUS TAILINGS THROUGH THE LEACHING PROCESS IN THE MINING UNIT CONFIANZA S.A.C. AREQUIPA"" It was carried out with the objective of evaluating the feasibility of recovering gold from tailings by leaching in the trust mining unit. The benefit plant during the years 2009 to 2013 produced tailings with gold contents of between 2 to 1.5 g/tn. Which is high compared to the current ones; which are 0.8 to 0.5 g/tn. For this reason, experimental tests of cyanidation in bottles were carried out in the chemical metallurgical laboratory of the mining unit. For the present study, the granulometry variables of 75% and 90% -m200, agitation residence time of 3, were considered; 6 and 12 hours and the cyanide concentration at 500; 1000 and 1500 ppm. It was established that the most influential are: the granulometry at 90% -m200 and the NaCN concentration at 1500 ppm. Comparing the results of the tests carried out, it is concluded that the samples with 90% -m200 achieve 31.76% recovery, while at 75% -m200 they achieve 27.9% recovery; The reaction kinetics are fast in the first 3 hours and decrease to be slow from 6 to 12 hours where only 1% of the gold is recovered. The optimal parameters were determined to recover the gold at an initial concentration of 1500ppm NaCN, granulometry of 90% -m200 and stirring residence time of 12 hours. Finally, applying the results obtained, we conclude that the cost of processed tailings is 18.06 US\$ and the sale is 37.92 US\$ per ton at 31.76% recovery of gold from the tailings, generating a profit of 19.8 US\$ per ton of processed tailings, thus confirming that the recovery of gold from the tailings in the unit is feasible.

Keywords: Leaching, Gold, Recovery, Tailings.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Minera Confianza S.A.C, empresa dedicada al acopio de mineral aurífero proveniente de la MAPE y cuyo producto de venta son las barras dore la cual es exportada a Suecia. Durante los años 2009 hasta aproximadamente el año 2013 la unidad minera confianza S.A.C. tuvo un considerable auge en el acopio de mineral de la MAPE en su mayoría minerales sulfurados provenientes de los diferentes yacimientos auríferos que conforman el corredor minero que atraviesa las regiones de Cusco, Apurímac y Arequipa al sur de Perú. Ante ello y con la finalidad de obtener ganancias y así seguir acopiando mayor cantidad de mineral aurífero: con leyes en promedio superior a 0.5 oz/tc (15 g/tn). Estos lotes de mineral aurífero fueron liquidados y procesados de modo descontrolado, superando la capacidad operativa de la planta el cual era de 140 tn/día, llegando así capacidades de producción de hasta 160 tn/día. Dicha operación acelerada trajo como resultado leyes de cola de entre 2 a 1.5 g/tn en relave, superiores al promedio general de proceso normal y actual que es de 0.8 a 0.5 g/tn. Ante ello Se realizaron pruebas en laboratorio con la finalidad de determinar su factibilidad, identificar los factores influyentes en las pruebas y cuál es el porcentaje máximo de oro contenido en el relave el cual puede ser recuperado.



1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Actualmente en la minería y en las empresas en general se tiene como objetivo la reducción de riesgos y desarrollo eficiente de su gestión, siendo en el caso de las empresas mineras una de sus prioridades establecer una gestión que permita administrar eficientemente los recursos minerales y los residuos que estos producen (relave).

como toda empresa en crecimiento ha tenido deficiencia en la recuperación de oro del mineral comparado de la MAPE, presentaban una ley mayor a 0.5 oz/tc (15 gr/tn) con ello el constante aumento del acopio generaron relaves con valores en ley en oro de entre 2 a 1.5 g/tn muy superiores a los valores actuales que es de 0.8 a 0.5 g/tn. Estos depósitos de relave (relaveras) actualmente se encuentran paralizadas puesto que su capacidad ya fue cubierta en su totalidad. Actualmente hay una recesión en el acopio de mineral. La unidad Minera confianza S.A.C. cuenta con una capacidad de procesamiento de 250 tn/día; superior al que acopia y considerando el alto precio del oro en el mercado mundial (2000 dólares la onza), ante ello hay la iniciativa de procesar estos depósitos de relave teniendo en cuenta que su ley de oro está en un aproximado de 1.5 g/tn. A partir de ello datos surge la necesidad de realizar la evaluación de factibilidad con el fin de recuperar valores de oro de estos relaves mediante el proceso de cianuración optimizando parámetros como granulometría, tiempo de residencia de agitación y concentración de NaCN. Estos resultados aportan a la unidad minera una referencia cuantitativa en la toma de decisión por parte de la gerencia de la unidad en, si es oportuno procesarlos y así generar la rentabilidad en la aplicación del proceso con la resultados obtenidos y optimizados en el laboratorio.



1.2 FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema principal

¿Será factible la recuperación de oro de relaves auríferos mediante el proceso de lixiviación en la unidad minera confianza S.A.C. – AREQUIPA?

1.2.2 Problema específico

- ¿Cuál de las tres variables consideradas influyen en la lixiviación del relave aurífero en la unidad minera confianza S.A.C.?
- ¿Qué diferencias obtenemos entre las pruebas metalúrgicas desarrolladas en el laboratorio químico metalúrgico?
- ¿Cuáles son los parámetros de operación adecuados para obtener óptimos resultados de recuperación de oro?

1.3 HIPÓTESIS

1.3.1 Hipótesis general

Con el estudio de factibilidad lograremos recuperar el oro de los relaves auríferos mediante el proceso de lixiviación en la unidad minera confianza, puesto que los costos operativos de producción son mínimos.

1.3.2 Hipótesis específicas

- El variable determinante es la concentración de cianuro, ya que influye en la recuperación de oro del relave aurífero en la unidad minera confianza S.A.C.



- Una preparación mecánica previa que resulte en una mayor proporción de material pasante a través de la malla -200 conduce a una mayor recuperación de oro frente a una que no fue preparada.
- A una concentración de 500 ppm de cianuro en solución y un tiempo de residencia superior en el agitador a 12 horas contribuye a obtener resultados óptimos en la recuperación de oro.

1.4 JUSTIFICACION DEL ESTUDIO

Actualmente en la minería y en las empresas en general se tiene como objetivo la reducción de riesgos y desarrollo eficiente de su gestión, siendo en el caso de las empresas mineras una de sus prioridades establecer una gestión que permita administrar eficientemente los recursos minerales y los residuos que estos producen.

Hace años atrás (2009 a 2013) la unidad minera confianza S.A.C. tuvo un considerable auge en el acopio de mineral de la MAPE en su mayoría minerales sulfurados provenientes de los diferentes yacimientos auríferos de Perú. Ante ello y con la finalidad de obtener ganancias y así seguir acopiando mayor cantidad de mineral aurífero: con leyes en promedio superior a 0.5 oz/tc. Estos lotes de mineral aurífero eran liquidados y procesados de manera rápida superando la capacidad operativa de la planta el cual era de 140 tm/día, llegando así capacidades de producción de hasta 160 tm/día. Dicha operación acelerada trajo como resultado leyes de cola de entre 2 a 1.5 gr/tm en relave, superiores al promedio general de proceso actual que es de 0.8 gr/tm.

A partir de estos datos surge la necesidad de realizar el proyecto; para procesar dicho relave y así generar ingresos económicos como también en personal operativo.



Razón por la cual el presente trabajo de investigación se enfoca en evaluar la factibilidad para recuperar oro de los depósitos de relaves. Para alcanzar este objetivo se realizó una serie de pruebas y análisis en laboratorio, así como un análisis de costo beneficio. Todo esto conllevará a un aporte en la eficiencia del uso de recursos.

1.5 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.5.1 Objetivo general

Evaluar la factibilidad de la recuperación de oro de relaves auríferos mediante el proceso de lixiviación en la unidad minera confianza S.A.C. – AREQUIPA

1.5.2 Objetivos específicos

- Analizar las variables que influyen en la recuperación de oro de relaves auríferos por lixiviación en la unidad minera confianza S.A.C.
- Comparar los resultados obtenidos de las pruebas metalúrgicas desarrolladas en el laboratorio químico metalúrgico.
- Determinar los parámetros de operación óptimos para lograr una recuperación de oro satisfactoria.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES

2.1.1 Internacional

Rayo (2018). En su informe "Recuperación de Elementos de Valor desde relaves" El esquema para recuperar valor desde tanques de relaves debe cumplir con las tres B: bueno, bonito y barato. En otras palabras, que tenga recursos interesantes, accesibles y que la recuperación se haga a costos competitivos, explicó Juan Rayo, Gerente General de JRI en su intervención en el 5° Seminario Internacional de gestión de relaves GECAMIN. En su exposición, Rayo dio a conocer los principales avances del programa de Investigación y Desarrollo "Recuperación de Elementos de Valor desde relaves", que lleva a cabo en conjunto con Eco Metales y que cuenta con financiamiento Corto. Este apunta a generar una Metodología de Caracterización de los relaves; validar Tecnologías más apropiadas para recuperar valores de recursos escasos y valiosos (distintos al cobre, molibdeno, oro y plata) y proponer un Prototipo de recuperación de valor.

Rayo llamó a seguir el ejemplo de Sudáfrica, país líder en reciclaje de tranques de relaves y de China, el mayor productor de Tierras Raras, elementos de altísimo precio, recuperado desde relaves abandonados de mineral de hierro. "Hay que empezar a mirar los relaves con otros ojos", insistió Rayo, los tranques son "anomalías geológicas artificiales", con contornos definidos que favorecen la identificación de recursos.



Destacó que “recuperar valor desde relaves es una oportunidad para la minería de sumarse a la tendencia imperante de reciclar los residuos industriales”, siendo así un aporte significativo a la sustentabilidad de la actividad minera.

Valenzuela (2018) Acométales: Con algunas excepciones notables, la recuperación de valor de los residuos mineros es una preocupación relativamente reciente en la industria minera chilena. Los diques de estériles y las presas mineras son enormes estructuras que normalmente han recibido poca atención por parte del público. Debido a la hostilidad que ha suscitado en las comunidades locales, el asunto acaba de entrar en la conciencia pública con la tramitación de los permisos medioambientales. Tener un vertedero de residuos junto a casa es tan popular como tener una antena de telefonía móvil o un vertedero sanitario instalado en el patio trasero.

La abundancia de reservas en Chile permitió a las empresas despreciar el beneficio potencial del producto de desecho conocido como relaves. Sin embargo, la disminución de las leyes, la mayor dificultad para su utilización y la escasez de yacimientos frescos han hecho reevaluar el potencial de los enormes volúmenes depositados. Las autoridades también están preocupadas por las presas de estériles situadas en medio de regiones pobladas; algunas de estas presas no tienen planes de cierre, mientras que otras han sido abandonadas.

Por su doble naturaleza de riesgo medioambiental y fuente de riqueza potencial, este tema está ahora en el radar de la industria minera.

El Ministerio de Minería aboga así por una política nacional de estériles porque aumentará la seguridad al mejorar la capacidad de seguimiento y traslado de los residuos. También fomenta la limpieza de los estériles inactivos



proporcionando financiación, incentivos y otros recursos para hacerlo. Por último, fomenta la reprocesamiento y la reutilización de los depósitos, lo que abre posibilidades de negocio.

Para fomentar el estudio, el desarrollo y el uso de tecnologías novedosas relacionadas con los depósitos de estériles, la autoridad acaba de crear un foro de consulta académica y de intercambio de ideas para la gestión de estériles.

La Corporación Alta Ley también ha sensibilizado a la opinión pública sobre el problema. Estos esfuerzos son significativos porque, en colaboración con Corfo y varios otros socios de la industria, han proporcionado un marco integral para comprender el alcance y la complejidad del problema.

Orellana (2019): Se están elaborando varios planes para reforzar la posición del país en este frente.

A través de los programas CORFO se están estableciendo iniciativas para encontrar valor en los relaves. Codelco está a la cabeza de uno de estos grupos; su filial Codelco Tech está trabajando para establecer un proceso biotecnológico que haga rentable su explotación mediante la determinación de las cantidades (concentraciones o trazas) de elementos químicos que han sido considerados parte de los minerales del futuro. Entre estos elementos se encuentran el germanio, el galio, el wolframio y las tierras raras, entre otros.

Adicionalmente, a través de Codelco Tech, se han realizado estudios para determinar tecnologías lucrativas y/o de punta para el tratamiento de aguas de contacto o de descarga de depósitos de relaves.



Por último, Codelco lleva décadas desarrollando métodos para extraer cobre y molibdeno de sus relaves. La División El teniente produce unas 30.000 toneladas de cobre fino al año a partir de sus relaves.

Sereco (2019). La valorización de los relaves mediante la recuperación de los metales contenidos en los relaves mineros es uno de los principales retos que ha de afrontar la minería de este siglo. La reprocesamiento de los materiales depositados como residuos en busca de minerales que no pudieron ser extraídos por las limitaciones técnicas del momento, se hace cada día más necesario ante la escasez de recursos naturales, al tiempo que puede ser aprovechado para dar a éstos un destino medioambientalmente correcto, tal y como demanda la sociedad actual.

Lo que hasta ahora eran residuos sin ningún valor fruto de la explotación minera llevada a cabo durante decenas o centenas de años, adquieren en este momento un valor que es necesario cuantificar en cada caso y al que es necesario dedicar una mirada atenta.

Invertir en el estudio de la viabilidad, tanto desde el punto de vista financiero como desde el punto de vista de los beneficios medioambientales que producen estos proyectos de valorización de relaves, es el inicio del camino para prolongar la vida de las explotaciones mineras.

El Cerco de Peñarroya (Córdoba). En su informe detalla lo siguiente Se trata de un antiguo complejo mienro donde se ubicaron, entre los años 1880 y 1970, importantes instalaciones industriales para fundición de plomo, zinc, fabricación de ácido sulfúrico y sulfato de cobre, entre otros. Los residuos generados en las antiguas fundiciones, fundamentalmente escorias, se fueron



depositando a lo largo y ancho de las 50 hectáreas parcela, acumulando hasta 50 metros de espesor de material, con cantidades significativas de metales potencialmente recuperables.

Durante el año 2013, SCYPI coordinó la realización de una campaña de geofísica que permitió diseñar un plan óptimo de muestreo, para posterior caracterización química de los materiales y realización de pruebas de flotación y lixiviación, a escala de laboratorio, para recuperación de metales (Cu, Au, Pb y W) y tierras raras.

Gossan (Huelva) (2020). Los residuos derivados del tratamiento del mineral de la montera de Gossan de la histórica mina de Riotinto, fueron depositados en una balsa de relaves o estériles ubicada al norte de las actuales instalaciones de tratamiento. Aún con interesantes contenidos en oro y plata, estos residuos presentan un potencial interés de cara a su reaprovechamiento.

En el año 2016, SCYPI coordinó el plan de muestreo y caracterización del material depositado en la balsa de Gossan. Realizó también un programa de pruebas de concentración gravimétrica en mesas de sacudidas, a escala piloto, para la preconcentración de metales (Au y Ag) y posterior cianuración para su cementación.

Filón Sur (2019). La explotación de los yacimientos de Filón Sur entre los años 80 y 90 fue acompañada de la construcción de instalaciones para el tratamiento del mineral, de las que forman parte las pilas de lixiviación de varios cientos de miles de metros cúbicos, en las que se depositaba el mineral triturado y regaba con una solución cianurada para la recuperación de los metales contenidos (Au y Ag). La baja eficiencia que presenta este tipo de técnicas de



lixiviación hace que los contenidos metálicos de esos materiales sean aún elevados, pudiendo ser reprocesados y recuperados.

Entre los años 2013 y 2014, SCYPI participó de forma activa en la elaboración de los documentos de tramitación ambiental del proyecto. Diseñó y elaboró un plan de muestreo y caracterización de las pilas de lixiviación para la realización posterior de un programa de pruebas de concentración gravimétrica en espirales y lixiviación de concentrados.

De la realización del programa de pruebas se obtuvieron los parámetros principales para la realización de la ingeniería básica de las instalaciones de tratamiento y estudio de pre-viabilidad del proyecto, también elaborados por SCYPI.

2.1.2 Nacionales

Marchesi, (2013). un repaso a la producción metalúrgica de Perú en estos momentos.

La minería es uno de los principales sectores económicos de Perú, como lo demuestra el enorme número de yacimientos minerales del país y las continuas investigaciones que revelan un valor potencial que ocupa el cuarto lugar en el mundo. Perú ocupa actualmente el séptimo lugar entre los 10 principales productores de minerales. La variedad de minerales disponibles en Perú da al país una ventaja en la industria minera. En Perú se extrae oro, cobre, zinc, plomo, estaño, molibdeno, mercurio, selenio, cadmio y decenas de otros metales.

Fritz, (2018). Técnicas de extracción de oro a base de cianuro



La cianuración, que se introdujo por primera vez en 1890, se ha convertido en el principal método utilizado para la extracción de la mayor parte del oro y de una notable cantidad de plata. Dicho procedimiento se ha utilizado ampliamente a nivel mundial para tratar concentrados de mineral y calcinas en aplicaciones comerciales. Aunque la mayoría de las plantas de oro emplean tanques agitados para la lixiviación con cianuro, la lixiviación en pilas ha encontrado un número creciente de usos, especialmente en el tratamiento de minerales de baja ley que contienen 0,1 oz/t de oro o menos. En química, el proceso de cianuración se basa en el principio de que, en condiciones oxidantes, el oro y la plata pueden formar complejos y disolverse.

Aguilar, (2015). En su tesis detalla lo siguiente el encapsulado concurrente de la pirita en presas de relaves Termodinámica de lixiviación

La lixiviación es básicamente un proceso de transferencia de masa sólido-líquido. La hidrólisis, la reducción y la oxidación de los minerales activos se producen cuando un sólido o una parte de él se disuelve en un medio ácido, básico o neutro. Factores del sistema como la temperatura, el pH, el caudal, la presión y la concentración de iones rigen el comportamiento de la disolución y la precipitación de nuevos compuestos. Las reacciones de lixiviación son heterogéneas y se producen en al menos dos fases diferentes (sólida y líquida).

2.1.3 Locales

Tapara Raúl (2018). Este trabajo tiene como objetivo proporcionar una revisión técnica de la ejecución del tratamiento de relaves en un tanque de agitación en el proyecto Six Diamonds ubicado en La Rinconada.



El objetivo de este estudio es evaluar la viabilidad técnica de realizar un tratamiento de estériles mediante un tanque de agitación en la zona de La Rinconada. La metodología de la investigación utilizó un enfoque descriptivo-comparativo y utilizó el análisis estadístico a través de Microsoft Excel. Los resultados indican que el uso de tanques de agitación en el proceso de cianuración conduce a una mayor recuperación de oro. Sin embargo, es importante señalar que este resultado depende de la composición mineralógica del mineral.

La presente investigación utilizó parámetros de 0,25% de CN y una densidad de 1380 g/cm³ para mejorar el procesamiento de minerales de óxidos, sulfuros y estériles. Estos parámetros sirven de base sólida para la realización de operaciones similares con mineralizaciones de tipo comparable. El procedimiento de cianuración alcanzó una tasa de recuperación de oro del 92,23%.

El proceso CIP está ampliamente reconocido como el procedimiento metalúrgico más prevalente y avanzado, tanto en términos de sofisticación técnica como de sostenibilidad medioambiental.

Ante tal efecto desarrollamos este proyecto de procesar relave. Actualmente unidad minera confianza cuenta con una capacidad productiva neta de 250 TPD teniendo como premisa que el acopio de mineral no abastece esta capacidad en su totalidad. Se considera rentable este proyecto con los valores de oro depositados en estos depósitos de relavera 1 y 2 y no teniendo pérdidas económicas.



2.2 MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL.

2.2.1 Origen del relave

2.2.1.1 Características e inicios de la planta de beneficio

Minera Confianza SAC se creó para procesar el mineral de oro de las minas de la empresa en el sur de Perú. La instalación está diseñada para funcionar a 25 tn/día, utilizando un precio supuesto del oro de 630 US\$ por onza en julio de 2006. Dado que la instalación contaba con capacidad instalada para procesar y tras la venta de una de las minas, la empresa necesitaba adquirir más del 80% de la capacidad de procesamiento, la compra de mineral a proveedores locales comenzó a finales de 2006.

Para seguir siendo competitiva frente a las otras siete fábricas de los alrededores, con capacidades que oscilan entre 50 y 250 tn/día, la capacidad de la planta aumentó rápidamente de 25 tn/día a 80 tn/día, 120 tn/día y, finalmente, 150 tn/día a finales de 2009 actualmente tiene una capacidad operativa de 250 tn/día. El cierre de algunas instalaciones debido al petróleo y la apertura de otras con una media de 150 tn/día contribuyeron al elevado precio actual del oro, que se sitúa por encima de los 1800 dólares la onza.

La actividad económica principal de Minera Confianza SAC es la adquisición, venta y tratamiento de minerales auríferos; las mejoras realizadas gracias a las ampliaciones y optimizaciones de los procesos metalúrgicos contribuyen a la competitividad y longevidad de la empresa.



2.2.1.2 Método de disposición de relave

Las operaciones empleadas para la disposición de los relaves producto del procesamiento de los minerales adquiridos por acopio fue de aguas abajo con bombeo del relave por gravedad. Este método aplicado consistió el que el producto relave o cola pase por tuberías de poli tubo de cuatro pulgadas de diámetro hacia la parte baja donde estaba dispuesto una relavera con capacidad de 40000 TMS

2.2.2 Lixiviación

2.2.2.1 Fundamentos del proceso de lixiviación

El término "lixiviación" se refiere al proceso de extraer una o más sustancias químicas de una matriz (fase portadora) disolviendo la matriz en un disolvente líquido. Cuando un sólido y un líquido están muy próximos, el soluto o solutos pueden pasar del sólido al líquido, lo que produce un fraccionamiento del sólido en sus partes constituyentes.

El disolvente de extracción y el soluto deben ser compatibles para que se produzca este proceso unitario. La lixiviación, al igual que la extracción líquido-líquido, es un equilibrio de fases, por lo que puede ser cuantitativa (>99,9%) pero nunca completa (100%), lo que significa que siempre quedará algo de soluto en la fase sólida.

El proceso consiste en cuatro etapas:

- disolución de los solutos en un medio líquido.
- Separación de la fase portadora (el sólido inerte) del resto.



- Lavando el sólido inerte para aumentar la recuperación del disolvente (si es económicamente viable).

2.2.2.2 Factores que afectan a la lixiviación

La velocidad de extracción depende de cuatro variables:

- **Tamaño de partícula.** Las extracciones sólido-líquido tienden a mostrar una mayor eficacia cuando la interfaz sólido-líquido se expande. En consecuencia, el proceso de extracción tiene más éxito a medida que disminuye el tamaño de las partículas del material de extracción. No obstante, la presencia de partículas de tamaño muy pequeño puede provocar su agregación y la consiguiente formación de coloides, complicando así el proceso de extracción.
- **Disolvente.** La elección del disolvente debe priorizar la baja viscosidad y la alta selectividad. Para mejorar su selectividad, es esencial que la polaridad del disolvente se asemeje mucho a la del soluto, al tiempo que difiera de la polaridad de cualquier impureza potencial que pueda estar presente.
- **Temperatura.** Aumentar la temperatura suele mejorar la solubilidad en los líquidos, lo que permite extraer más material. Para determinar la temperatura máxima permitida se tienen en cuenta tanto el punto de ebullición del disolvente como el punto de fusión del soluto. En el caso de los disolventes orgánicos, esto significa mantener las cosas muy por debajo de los 100 °C. Las temperaturas por encima de la temperatura de descomposición provocarán la reacción del soluto, mientras que las temperaturas alrededor o por encima del



punto de ebullición provocarán la evaporación del disolvente, devolviendo el soluto a la fase sólida.

- Agitación. La agitación favorece la transferencia porque el soluto se difunde más fácilmente a través de la matriz del disolvente, y se evitan la sedimentación y el apelmazamiento de las partículas sólidas.

2.2.2.3 Sistemas de disolución de metales en la lixiviación:

La lixiviación se puede realizar en los siguientes medios:

- Lixiviación acida. Por citar sólo algunos ejemplos, están la lixiviación con ácido sulfúrico, la lixiviación con ácido clorhídrico, la lixiviación férrica y la lixiviación con ácido sulfúrico diluido y oxígeno.
- Lixiviación neutra. Disolventes como el tiosulfato de sodio y la lixiviación con gas cloro son ejemplos.
- Lixiviación alcalina. A menudo se utilizan diversos métodos de lixiviación, como la lixiviación con amoníaco, la lixiviación con hidróxido de sodio, la lixiviación con cianuro de sodio y la lixiviación con sulfuro de sodio.

2.2.2.4 Tipos de lixiviación

La aplicación de la lixiviación implica la utilización de diversas técnicas, que se eligen en función de las propiedades físicas y químicas de la sustancia considerada. Factores como la calidad, la solubilidad, la cantidad de disolvente necesaria en relación con las impurezas



acompañantes, la escala de la operación y la forma de existencia intervienen en la determinación del método adecuado. A continuación, se resumen varios procesos de lixiviación:

- Lixiviación in situ: El proceso implica la aplicación directa de soluciones al mineral presente en el yacimiento, obviando la necesidad de actividades mineras convencionales.
- Lixiviación in situ gravitacional: El movimiento de la solución depende de la fuerza de la gravedad, lo que requiere la presencia de circunstancias locales caracterizadas por una alta permeabilidad o una fragmentación previa. Esto es especialmente relevante en los casos en los que los yacimientos han sufrido fracturas previas debido a actividades mineras anteriores. Además, es preferible que las entradas operativas se encuentren a niveles más bajos para facilitar la recogida de soluciones que se hayan acumulado por medios gravitacionales.
- Lixiviación en botaderos: El proceso implica la extracción y el tratamiento de minerales con una ley notablemente baja, procedentes en su mayoría de yacimientos naturales que se encuentran en cañones o barrancos próximos al emplazamiento minero. Los árboles alcanzan elevaciones superiores a los 100 metros, y el material de base subyacente no siempre es óptimo para la extracción de soluciones. No obstante, estas soluciones siguen administrándose en la cima y se acumulan en un depósito de roca impermeable cercano. En ocasiones, el material de escollera procede de antiguos emplazamientos de lixiviación.



- Lixiviación en pilas: El uso de este proceso se emplea sobre todo para minerales de mayor ley, que requieren un tratamiento más intrincado que incluye la utilización de una instalación de trituración de tipo secundario. En los casos en que se utiliza una granulometría más refinada, se recomienda agregar las partículas más pequeñas para restablecer la permeabilidad al lecho de mineral. En este punto comienza el proceso de lixiviación mediante aspersion o riego por goteo.
- Lixiviación en bateas inundadas: La construcción en cuestión es un recinto de hormigón en forma de paralelepípedo, salvaguardado interiormente por asfalto antiácido o resina epoxi. Tiene un falso fondo de madera y una tela filtrante que se rellena completamente con mineral. Posteriormente, el recinto se inunda con soluciones de lixiviación. Utilizando el mecanismo de filtración, las soluciones sufren una recirculación ascendente o descendente que facilita su paso al recipiente siguiente. Mediante este proceso, las recirculaciones repetidas dan lugar a un aumento de la concentración de cobre en las soluciones afluentes. Debido a su naturaleza dinámica, las cubetas son compatibles con minerales caracterizados por una rápida cinética de lixiviación. La duración del ciclo de lixiviación es más bien breve, abarcando a menudo un período de 6 a 12 días.
- Lixiviación por agitación: Es necesario que el mineral esté finamente triturado y posea una alta calidad. La agitación en los reactores, a menudo denominados Pachuca, puede realizarse por



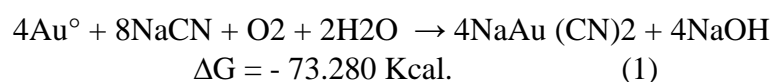
métodos mecánicos o mediante el uso de sistemas de elevación por aire. Una característica notable del sistema de lixiviación por agitación es su alta aptitud para el uso de varias fuerzas cinéticas aceleradoras, entre ellas: Mayor irritabilidad. Temperaturas que pueden superar el punto de ebullición de una sustancia y presiones de trabajo que superan la presión atmosférica. La presión del gas puede regularse eficazmente en un rango que va más allá de la presión atmosférica, incluyendo tanto condiciones de vacío como presiones superiores a 5000 kPa. El uso de potentes reactivos oxidantes, acompañado de la posible incorporación de materiales de construcción robustos, como reactores de acero especializados.

2.2.3 Fundamento teórico de la lixiviación con cianuro de sodio del oro

2.2.3.1 físico química de la cianuración de oro

La habilidad del cianuro para recuperar oro de sus minerales ha sido conocida desde el principio del siglo XIX, pero no fue comercialmente explotado hasta fines de 1890.

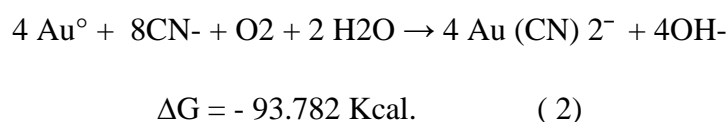
En 1846, el químico L. Elsner, originario de Alemania, hizo un descubrimiento muy notable en relación con el tratamiento de los minerales auríferos. La contribución de Elsner fue la demostración de la solubilidad del oro en soluciones que contenían cianuro de potasio diluido. Sin embargo, fue J.S. MacArthur, un químico metalúrgico afincado en Escocia, quien dio significado a la ecuación de Elsner.





La capacidad del cianuro para disolver el oro de sus menas no es selectiva; el cianuro también forma complejos débiles o fuertes con otros metales en menas sulfuradas oxidadas, como cobre, zinc, cobalto, plata, plomo, mercurio, platino, rodio, osmio, cadmio y otros once.

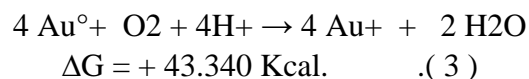
La hipótesis del oxígeno, desarrollada en 1846 por el científico alemán L. Elsner, es la reacción química global predominante Ecuación (1) que se ha hipotetizado para explicar la disolución del oro metálico por cianuración Ecuación (2):



2.2.3.2 Análisis termodinámico del oro

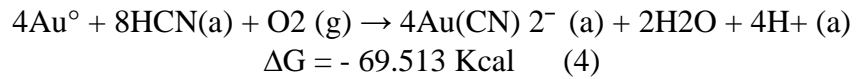
Verificación de toda la reacción química por la ciencia

Es bien sabido y está respaldado por la termodinámica que el oxígeno no oxida el oro en condiciones normales Ecuación (3).



Sin embargo, el oro es fácilmente soluble en presencia de iones cianuro en soluciones acuosas alcalinas de cianuro a pH operativo superior a 10, donde se forma un complejo de oro estable.

De la ecuación (2):



$\Delta G^{\circ} < 0$ y $E^{\circ}T > 0$, luego entonces el proceso ocurre espontáneamente.

2.2.3.3 Mecanismo de Corrosión del Oro

El oro se disuelve fácilmente en esta solución debido al bajo cambio de entalpía asociado al sistema Au-CN-H₂O-H₂ Figura 1.

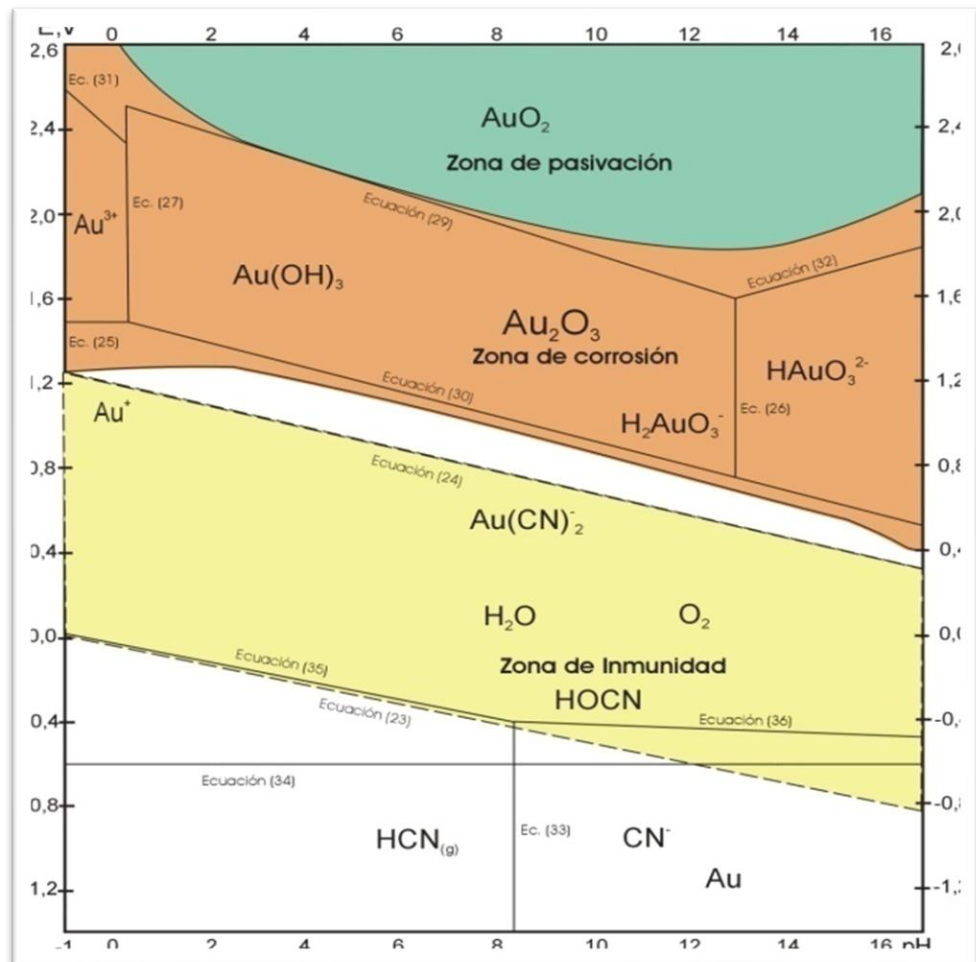


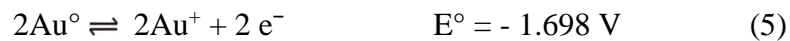
Figura 1. Mecanismo de Corrosion del Oro Diagrama de POURBAIX de Eh vs. pH para el sistema Au - CN - H₂O - H₂ a 25 °C a 1 atmósfera de presión atmosférica y 25 °C de temperatura ambiente.

Fuente: “Pourbaix, M, “Atlas Of Electrochemical Equilibria in Aqueous Solutions”. Pergamon Press. New York - EE.UU. 1966”

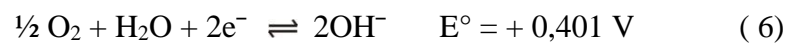
“Cuando el metal (un conductor electrónico) entra en contacto con la solución acuosa alcalina de cianuro (un conductor iónico o electrolito), se produce un proceso electroquímico de óxido-reducción. La reacción anódica es la que genera la corriente, mientras que la reacción catódica está provocada por el oxígeno y el agua. En este proceso, el oro y la plata se disuelven totalmente en los sitios anódicos”. (Regalado. 2009).

Las reacciones anódicas y catódicas son:

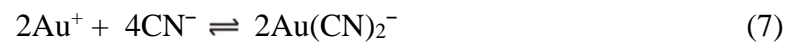
- Reacción anódica:



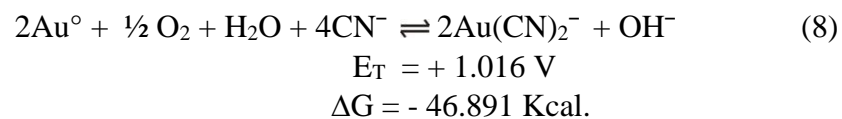
- Reacción catódica:



- En la solución:



Reacción total de óxido-reducción:



2.2.3.4 Cinética de la reacción

“Tanto la cinética de cianuración del oro como la de la plata se rigen por la difusión. La difusión de iones de cianuro en la región anódica debido a la alta concentración de oxígeno y la difusión de oxígeno en la región catódica debido a la alta concentración de cianuro determinarán la velocidad de la reacción”. (Regalado. 2009).



El tiempo que tardan en producirse las reacciones químicas y electroquímicas viene determinado principalmente por el tiempo que tarda la etapa de velocidad más lenta (la etapa de control), por lo que es importante localizar esta etapa para acelerarla. (Regalado. 2009).

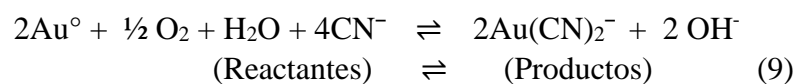
La finalización de una reacción fisicoquímica en la que intervienen una fase sólida y una fase acuosa puede dividirse en cinco etapas distintas:

- Movimiento de sustancias de una solución a un límite sólido-líquido por difusión.
- La reacción entre los reactivos y la superficie del sólido se llama "adsorción".
- Separación de líquidos y sólidos en la superficie tras una reacción.
- Translocación de estas sustancias a través del límite sólido-líquido y hacia el disolvente.

2.2.3.5 Evidencia cinética

Fue F. Habashi, “quien demostró recientemente que el proceso de disolución, es de naturaleza electroquímica”.

De la reacción Ecuación (9), de naturaleza electroquímica:



En donde: “La velocidad de difusión de A (fluido), especies solubles o reactantes, oxígeno disuelto [O₂, iones cianuro [CN⁻], desde la fase acuosa hasta la interfase metal – solución, mediante transporte de masa, viene dada por la ley de Fick” Ecuación (10):



$$\frac{-1}{A} \frac{dn_A}{dt} = \frac{D(C_A - C_M)}{\Delta\delta} \quad (10)$$

En Donde: dn_A / dt : Velocidad de difusión por unidad de tiempo de los reactantes, $[O_2]$, $[CN^-]$, en una dirección perpendicular a un plano de referencia de superficie unitaria de una celda galvánica en corto circuito en mg /s.

A: Superficie unitaria total de una celda galvánica en corto circuito, en cm^2 .

a: $\{1/2 \text{ y } 4\}$ coeficientes estequiométricos de los reactantes.

D: Coeficiente de difusión del $[O_2]$ y $[CN^-]$, en cm^2/s .

$\Delta\delta$: Variación de espesor de la capa límite de Nerst, en cm.

Hechos de carácter cinético de la reacción electroquímica Ecuación (11):

- Por cada 2 equivalentes del metal oro disuelto, fue consumido $1/2$ mol de O_2 .
- Por cada 1 equivalente del metal oro disuelto, fue consumido 4 moles de cianuro.
- Formación de hidróxido de sodio durante la disolución de oro y por cada 1 equivalente del metal oro disuelto se produjo 1 mol de hidróxido de sodio.
- Los experimentos demostraron que la disolución del metal oro y plata en $NaCN + O_2$, son de importancia práctica en el proceso electroquímico de corrosión de oro y plata.

- El proceso electroquímico de corrosión de oro y plata se desarrolla mediante el funcionamiento de una celda galvánica en corto circuito, donde los electrodos (cátodo y ánodo) están en el mismo metal, el conductor electrónico es el mismo metal y el conductor iónico es el medio corrosivo Figura 2.

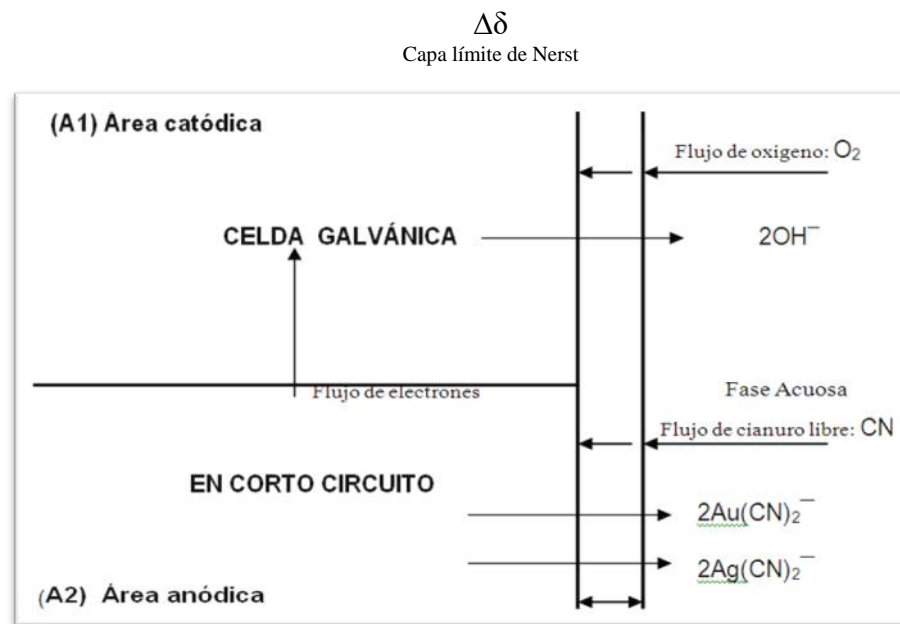


Figura 2. Mecanismo de control por transporte de masa y corrosión

Fuente: Habashi F.

2.2.4 Variables que influyen en el proceso de cianuración

En nuestro procedimiento operativo, es esencial tener en cuenta todos los factores a la hora de emprender el tratamiento de los minerales, incluidos los de diversos tipos, que clasificamos en función de su composición en óxidos y sulfuros. Un conocimiento exhaustivo de los minerales auríferos es esencial para el tratamiento eficaz del oro. Por lo tanto, es crucial reconocer los atributos mineralógicos de los minerales, los diversos tipos de yacimientos, la disposición



espacial del oro, su tamaño de aparición y otros aspectos esenciales que regirán la elección del enfoque más adecuado para la aplicación. (Mamani, 2015)

Para obtener resultados precisos y garantizar balances metalúrgicos fiables, es importante tener en cuenta las técnicas utilizadas para la preparación y el muestreo de los minerales auríferos. (Mamani, 2015)

2.2.5 Granulometría

La recuperación de metales valiosos se ve influida por el tamaño del grano, dependiendo del proceso de cianuración utilizado. En los casos en que el mineral incluye partículas de oro fácilmente visibles, es habitual utilizar técnicas gravimétricas para la recuperación de oro antes de someter el material a cianuración. Este enfoque se adopta debido a la posibilidad de que estas partículas gruesas de oro no se disuelvan completamente dentro del tiempo de lixiviación designado.

En nuestra operación el oro grueso y se tiene con mucha frecuencia en el mineral que se compra, al momento de alimentar a los molinos se mezcla con relave de amalgamación. Con el mercurio que tiene estos relaves se amalgama el oro grueso del mineral y se recupera en las trampas que se tiene colocados en la salida de la bomba, a la entrada del hidrociclón, en las canaletas y en las uniones de las chaquetas del molino.

2.2.6 Concentración de Cianuro

La solubilidad del oro mejora a medida que aumenta la concentración de la solución. Partiendo de una concentración insignificante del 0,005% de NaCN libre, aumenta gradualmente hasta una concentración máxima del 0,25% de



NaCN libre. La solubilidad es dos veces mayor al 0,2% que al 0,01%, y 10 veces mayor que al 0,005%.

Debido a la gran variedad de minerales y agentes de procesamiento, se decidió incluir 2000-2500 ppm adicionales de NaCN libre en el proceso global del molino. Esta concentración de cianuro libre se observa en el primer tanque y alcanza de 300 a 400 ppm en el tanque n° 5 (el tanque final).

2.2.7 Concentración de Oxígeno

Dado que el oxígeno, u otro agente oxidante, liga el hidrógeno, que puede liberarse para disminuir la pérdida axial de cianuro como ácido cianhídrico, la acción disolvente del cianuro sódico requiere oxígeno u otro agente oxidante. La fuerte atracción del sodio por el oxígeno acelera la descomposición del NaCN, permitiendo que el cinauro flotante forme un enlace covalente con el oro. La aireación adicional con el disolvente tiene el mayor impacto en la disminución del uso de cianuro. El oxígeno acelera el proceso de desintegración del oro en el cianuro.

Suministramos oxígeno indirectamente al momento de bombear la solución barren directamente a la entrada al molino, se crea una cascada con el under flow, mineral fresco y solución barren. Asimismo, el draft de los tanques crea la suficiente turbulencia al crear la cascada generando una aireación continua.

2.2.8 Alcalinidad Protectora

El uso del hidróxido de sodio en reemplazo de la cal es para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis, asimismo el manejo de este insumo es mucho



más simple que la cal. No se necesita de un sistema de preparación como se requiere para la cal. (Mamani, 2015)

2.2.9 Dilución de la Pulpa

Para nuestro caso de lixiviación por agitación, la relación líquido sólido debe de ser el adecuado. Se está trabajando con un porcentaje de sólido entre el 40 a 42%, que permite mantener la pulpa y el carbón en suspensión y no crea problemas en la operación. (Mamani, 2015)

2.2.10 Temperatura

En cierta medida, el aumento de la temperatura favorece la actividad del cianuro, lo que provoca una disolución más rápida del oro. Sin embargo, el porcentaje de O₂ disuelto disminuye al aumentar la temperatura de la solución.

La adición de todos los reactivos en la alimentación del molino (en promedio 4.5Kg NaCN/TM, 1.8Kg NaOH/TM) eleva 4 a 5 °C sobre la temperatura ambiente, con una aireación alta que se forma al recircular la carga circulante (se crea turbulencia en la tubería de transporte del underflow) permite una mejora bastante significativa hasta el punto de permitir que partículas gruesas sean lixiviadas en tiempos bajos de retención (en el molino). (Mamani, 2015)

2.2.11 Presencia de Impurezas

La inclusión de elementos que consumen cianuro durante el proceso de disolución del oro conduce a una reducción de la disponibilidad de cianuro, ya que se forman complejos estables de cianuro. En consecuencia, se produce una disminución de la eficacia de la cianuración del oro. Ejemplos de tales elementos



son el cobre, el zinc, el hierro, el arsénico, el antimonio, el mercurio y la materia carbonosa. (Mamani, 2015)

El problema se refleja en el alto consumo de cianuro que actualmente se está reportando y se sigue incrementando. Lo que se está haciendo en el proceso es mezclar minerales de bajo consumo con los de alta el cual reporta un consumo por ahora aceptable de 4.5Kg/TM de cianuro.

En el área comercial se penaliza al proveedor con el exceso de consumo de reactivos (cianuro de sodio y hidróxido de sodio).

2.2.12 Pruebas en el laboratorio químico – metalúrgico

Las pruebas que se realizan en el laboratorio químico-metalúrgico tienen dos objetivos fundamentales:

1. Determinar los parámetros de consumo de reactivos, Cianuro de Sodio y Hidróxido de Sodio, y el grado de lixiviabilidad, porcentaje de recuperación.

Estas pruebas se hacen bajo los siguientes pasos:

a) La muestra mineral procedente del área de muestreo y cuarteo, se toma una o dos muestras de acuerdo al lote de mineral (tonelaje alto o reproducibilidad de la prueba), estas muestras tienen una granulometría 100% menos malla 70.

b) Se realizan pruebas, para el consumo de reactivos en botellas de 1 litro de capacidad, para esta prueba se adiciona una cantidad alta de cianuro de sodio (10000 ppm) previamente se observa si es necesario agregar hidróxido de sodio, esta prueba se determina fácilmente repulpando 10 gramos de mineral y se mide el pH, si la lectura es superior a pH 6 se adiciona directamente el cianuro de sodio, si es menor previamente se adiciona hidróxido de sodio. En el primer caso al



agregar una fuerte cantidad de cianuro de sodio indirectamente se eleva el pH por el contenido hidróxido que tiene las briquetas de cianuro y es suficiente para mantener un pH mayor a 10.

2.2.13 Cianuración tipo agitación carbón en pulpa

Agitación Las buenas recuperaciones de oro sólo pueden conseguirse mediante la cianuración, que requiere la máxima liberación del mineral. Cuanto más tiempo se exponga el oro a las soluciones de cianuro, más cantidad se disolverá. Existen dos métodos para extraer oro de soluciones "ricas". La precipitación con polvos de zinc (Merril Crowe) y el carbón activado (CIP) son dos métodos. Al final, tendrás que emplear procesos como la desorción de carbón activado, la electrodeposición de oro y la fundición y refinado de oro para obtener el metal puro que necesitas. **(Aquise, 2014).**

2.2.14 Lixiviación por agitación

La pulpa, compuesta por un líquido (la solución de lixiviación) y un sólido (el mineral o los residuos), se agita continuamente en este proceso. Para acelerar el proceso de disolución y exponer las partículas metálicas a la acción del agente disolvente, es necesario mantener la pulpa en agitación. **(Lara. 2023).**

2.2.15 Sistema de agitación

El sistema de agitación en cuestión consta de un depósito cilíndrico equipado con un eje que está conectado a un motorreductor. Este motor acciona las paletas encargadas de facilitar un contacto suficiente entre las partículas de carbono y la solución de pulpa. Como resultado, la pulpa se airea eficazmente y el carbono se adsorbe posteriormente.



La velocidad de rotación del sistema de agitación oscila entre 33 y 37 revoluciones por minuto (rpm). El volumen efectivo se refiere al volumen práctico obtenido determinando primero el volumen total del tanque. En el caso de un tanque cilíndrico, esto implica restar el volumen de un cilindro y luego contabilizar el 5% del volumen total como espacio no ocupado, además del volumen ocupado por accesorios como paletas y ejes. **(Lara. 2023).**

2.2.16 Principios básicos del oro

Esta sustancia es un material metálico o gema que se encuentra en la corteza terrestre, aunque en cantidades limitadas, con una vibrante coloración dorada que exhibe una notable resistencia a la alteración. El término "Regalado" hace referencia a un apellido común en diversas culturas y regiones

2.2.17 Propiedades físicas y químicas del oro

- Densidad: 19,300 kg por metro cúbico.
- Punto de fusión: 1337.33 K (1064.18 °C).
- Punto de ebullición: 3129 K (2856 °C).
- Número atómico: 79.
- Peso atómico: 197.

2.2.18 Mineralogía de los minerales auríferos

La velocidad de disolución de los minerales destinados a la cianuración puede acelerarse o ralentizarse dependiendo de si se trata de especies oxidadas o sulfuradas, ambas afectadas por las condiciones de procesamiento. La composición química del mineral debe cambiar para permitir la disolución del oro, lo que a su vez afecta al tamaño de las partículas y a la porosidad del mineral.



El oro se encuentra a menudo en conjunción con otros elementos, siendo la plata uno de los metales que suele formar soluciones sólidas con el oro en cantidades variables. Esta sustancia tiene la capacidad de producir especies minerales en conjunción con la plata (Ag), el telurio (Te) y el antimonio (Sb). Además, a menudo se encuentra en asociación con varios minerales de sulfuro, en los que el constituyente predominante es el cuarzo. Esta asociación plantea un reto para la extracción de metales valiosos debido a la dispersión de los metales preciosos dentro de las menas de sulfuro. (Azañero, 2015).

2.2.19 Minerales auríferos

Además de la presencia de oro autóctono, es habitual encontrar muchas variedades de minerales auríferos procedentes de la región local, así como de otras partes de la nación. Estos minerales suelen consistir en:

- Pirita
- Calcopirita
- Pirrotita
- Covelita
- Tetraedrita
- Limonita
- Cuarzo
- Clorita

2.2.20 Menas auríferas

Los minerales de oro utilizados para los procesos de cianuración suelen clasificarse mediante el siguiente sistema de clasificación:



- **Menas de óxidos** La muestra consiste en pequeñas partículas de oro nativo, que se encuentran dentro de una matriz de ganga de cuarzo o caliza.
- **Menas de sulfuros** El oro se encuentra a menudo asociado a pequeñas cantidades de pirita y arsenopirita.
- **Menas complejas** se centra en los metales básicos que incluyen cantidades comercialmente significativas de metales preciosos.
- **Menas complejas refractarias** Las especies minerales auríferas tienen una solubilidad limitada en cianuro.
- **Menas de metales comunes** En algunos contextos, los metales preciosos pueden poseer un valor disminuido y considerarse subproductos de las operaciones metalúrgicas. **(Mamani, 2022)**

2.2.21 fundición

Para crear lingotes de oro y plata se utiliza un proceso funditivo que requiere un ajuste fino para que el resultado final sea muy puro y sólo se pierda una pequeña cantidad de escoria. El precipitado filtrado se funde en un horno de alta temperatura ligeramente por debajo de los puntos de fusión del oro y la plata utilizando una mezcla de fundentes como litargia, carbonato sódico, bórax, sílice, nitrato potásico y harina. Estas cifras equivalen aproximadamente a 1300 grados Celsius. **(Ivan, 2000).**



CAPÍTULO III

MATERIALES Y METODOLOGÍA

3.1 METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

La metodología aplicada al presente trabajo de investigación es experimental, comparativa y cuantitativa dado que se usaron indicadores numéricos, así como también se analizaron las variables independientes y dependientes del problema en estudio. En base a datos obtenidos de las pruebas de cianuración del mineral en laboratorio químico, metalúrgico así dar la solución de problemas para una mayor recuperación de oro.

La unidad de análisis se efectuó en la zona de Chala, Arequipa, considerando la acumulación del relave y sus características.

Población de estudio es el relave acumulado hace años anteriores y que se encuentran en los depósitos 1 y 2 de relave de la unidad minera confianza S.A.C.

El estudio de la investigación y caracterización de las muestras, se realizó en el laboratorio químico y metalúrgico de unidad minera.

Para parametrizar las variables que influyen en la lixiviación del relave aurífero se tomaron muestras de 5 kg de manera esquemática y puntual en calicatas de 50 cm de largo, 50 cm de ancho y 40 cm profundidad. Tomando un registro de su localización de cada muestra estas fueron secadas en horno a 105 grados Centígrados por 4 horas, se dividió en dos partes iguales A (muestras sin preparación mecánica) y B (pulverizadas en ollas pulverizadora y valoradas en mallas Tyler en granulometría de entre 90 % -m200). Posterior se cuartearon hasta obtener muestras de: 300 gramos para pruebas metalúrgicas y entre 25-15 gramos para análisis por fundición a fin de determinar su ley inicial. En las pruebas metalúrgicas de agitación en botellas se aplicaron estándares de fuerza de cianuro



en rangos de concentración de 500; 1000 y 1500 ppm de cianuro de sodio y un pH de 11.5 con soda caustica como regulador de pH diluido en 1 litro de agua. La toma de muestras para lectura por absorción atómica y consumo de cianuro por titulación el cual fue en tiempos de 3; 6; 12 horas. Los datos obtenidos se registraron en cuadros clasificados por muestra detallando en cada una: granulometría, consumo de cianuro, consumo de soda caustica y porcentaje de recuperación.

3.2 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

En el presente trabajo se empleó el diseño experimental cuyos parámetros de operación se sustentan bajo los principios de granulometría, tiempo de agitación y concentración de cianuro. aplicados para resolver la problemática en estudio.

- Medición inicial: Relave de proceso con contenido de oro.
- Tratamiento: Aplicación de cianuración al relave.
- Medición final: recuperación de oro

3.2.1 Procedimiento y análisis de datos

Se utilizarán el programa Excel para la presentación de tablas y gráficos de los datos a obtener. Los datos recopilados se someterán a un análisis estadístico con ayuda del programa MINITAB utilizaremos ANOVA para identificar la relación entre las variables independientes con respecto a la dependiente. y diseño de experimento factorial DOE para evaluar las alternativas posibles en una o varias variables del proceso y determinar el efecto que tendrá para optimizar el resultado.



3.2.2 Diseño factorial de múltiples niveles

Un diseño factorial es un experimento diseñado para investigar los efectos de diferentes factores en una respuesta. La realización de experimentos que varían los niveles de todos los factores simultáneamente, en lugar de un factor a la vez, permite el estudio de las interacciones entre factores.

- **Resumen del diseño:**

Tabla 1

Resumen del diseño

Factores:	3	Réplicas:	2
Corridas base:	18	Total, de corridas:	18
Bloques base:	1	Total, de bloques:	1
Número de niveles	2; 3; 3		

Fuente. Elaboración propia Minitab.

En el resumen de Tabla 1 se detalla los factores las cuales son las variables consideradas en el desarrollo de las pruebas; número de niveles: 2 niveles que son la granulometría 75%-m200 y 90%-m200, 3 niveles del tiempo considerados 3; 6 y 12 horas y por último 3 niveles de concentración de cianuro 500; 1000 y 1500 ppm. El resumen en total da como resultado 18 corridas como se detalla en la Tabla 2.

Tabla 2.
Matriz de experimentos para selección de variable.

Orden Corr ida	Tipo Pt	Bloqu es	Granulome tria	Tiem po	C NaCN	% Recuperacio n
1	1	1	75 % -m200	3	500	% R1
2	1	1	75 % -m200	3	1000	% R2
3	1	1	75 % -m200	3	1500	% R3
4	1	1	75 % -m200	6	500	% R4
5	1	1	75 % -m200	6	1000	% R5
6	1	1	75 % -m200	6	1500	% R6
7	1	1	75 % -m200	12	500	% R7
8	1	1	75 % -m200	12	1000	% R8
9	1	1	75 % -m200	12	1500	% R9
10	1	1	90% -m200	3	500	% R10
11	1	1	90% -m200	3	1000	% R11
12	1	1	90% -m200	3	1500	% R12
13	1	1	90% -m200	6	500	% R13
14	1	1	90% -m200	6	1000	% R14
15	1	1	90% -m200	6	1500	% R15
16	1	1	90% -m200	12	500	% R16
17	1	1	90% -m200	12	1000	% R17
18	1	1	90% -m200	12	1500	% R18

Fuente. Elaboración propia MINITAB.

3.2.3 Validación de las hipótesis

Para la validación de las hipótesis la cual consiste en comprobar si las suposiciones o teorías que se tienen acerca de la evolución de factibilidad son aceptadas o rechazadas.

Hipótesis general: Para su validación se realizó un balance de costo y beneficio con el resultado obtenido de la optimización del proceso en porcentaje de recuperación.

3.2.3.1 Hipótesis específicas:

- Con el diseño estadístico ANOVA, así como el diagrama de Pareto muestra la influencia de la concentración de cianuro en las pruebas.



- Mediante los resultados de las pruebas de cinética y porcentaje de recuperación nos indica el nivel de significancia para su aceptación o rechazar la hipótesis; si la granulometría conduce a una mayor recuperación de oro del relave.
- Aplicando la optimización del proceso se determinaron los parámetros adecuados para obtener resultados satisfactorios de recuperación de oro del relave.

3.2.4 Evaluación de factibilidad

Fase en la que se lleva a cabo la ejecución de la opción elegida. La viabilidad económica del proyecto también se evalúa teniendo en cuenta otros parámetros, como la calidad (porcentaje de recuperación) y la cantidad del relave. A partir de los resultados, es posible anticipar la ejecución o la interrupción del proyecto por falta de viabilidad, conveniencia u oportunidad. Por consiguiente, los objetivos de un estudio de viabilidad pueden definirse sucintamente como sigue:

- La verificación de la presencia de una demanda insatisfecha es un aspecto crucial en la investigación académica.
- Ilustración de la viabilidad técnica y la accesibilidad de diversos recursos, incluidos los humanos, materiales, administrativos, financieros y otros activos potenciales. - Validación de los beneficios, ya sean financieros, económicos, sociales o medioambientales, asociados a la asignación de recursos para producir un bien o prestar un servicio.



Se puede afirmar que la realización de un estudio de viabilidad para la ampliación de una planta es un paso crucial para una empresa antes de iniciar un proyecto de este tipo. Este estudio permite a la empresa determinar la viabilidad del proyecto, evaluando su viabilidad y los posibles obstáculos que pueden surgir durante su ejecución, al tiempo que explora posibles estrategias para superar estos retos. En última instancia, se podrán representar visualmente las circunstancias óptimas necesarias para su ejecución eficaz.

3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1 Población

La población de este trabajo de investigación está conformada por la relavera 1 y 2 de la Unidad Minera Confianza S.A.C.

3.3.2 Muestra

El número de muestras que se usaron para el presente trabajo de investigación fueron 50 muestras de 5 Kg de relave cada una, posteriormente en laboratorio se homogenizó 5 muestras formando muestras de 25 kg. obteniendo así 10 muestras representativas.

3.3.2.1 Técnica de recolección de muestras

El muestreo se realizó mediante el uso de palas haciendo una excavación de aproximadamente 50 cm. para la recolección de relave. Luego el material muestreado es homogeneizado por manto y se obtuvo una muestra de aproximadamente 5 kilos. Las muestras se colocaron en bolsas plásticas para posteriormente rotularlas.

3.4 UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO INFORMACIÓN DE LA EMPRESA

MINERA CONFIANZA S.A.C., es una persona jurídica de derecho privado, dedicada a la exploración, preparación, desarrollo y explotación de pequeños yacimientos minerales, con Constancia de Pequeño Productor Minero No 259-2006. Quien realiza su objeto social dentro de su planta de beneficio "Olivia". MINERA CONFIANZA S.A.C., es titular de la Concesión Sustitución IX, de extensión 300 hectáreas, donde está ubicada la Planta, la cual cuenta con licencia de funcionamiento para una capacidad instalada de 250T/día, así como del uso del agua y sistema de vertimientos de líquidos industriales y domésticos (emitido por DIGESA).

3.4.1 Ubicación y área del proyecto

La ubicación política de la Planta de Beneficio OLIVIA Figura 3, dentro de los límites de la Concesión minera Sustitución IX Tabla 3, de propiedad de Minera Confianza S.A.C. en el paraje La Aguadita, del distrito de Chala, provincia de Caraveli, departamento de Arequipa, a una altitud que oscila entre 120 y 200 m.s.n.m.

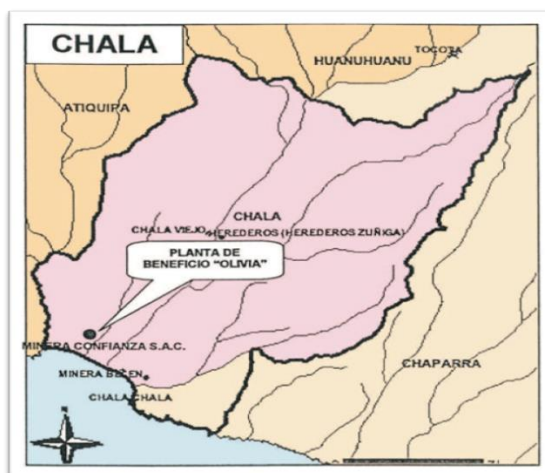


Figura 3. Ubicación de planta de beneficio

Fuente: Ministerio de transportes y comunicaciones

Tabla 3.
Zona de ubicación de la planta de beneficio

Vértice	NORTE	ESTE
1	8°252,000	578,000
2	8°250,000	578,000
3	8°250,000	577,000
4	8°251,000	577,000
5	8°251,000	576,000
6	8°252,000	576,000

Fuente: Ministerio de transportes y comunicaciones

La Concesión de Beneficio que corresponde a la Planta OLIVIA tiene una extensión de 22 Hectáreas y está delimitada por las siguientes coordenadas UTM

Tabla 4.

Tabla 4.
Coordenadas UTM

Vértice	NORTE	ESTE
NO	8°250,800	577,5
NE	8°250,800	577,9
SE	8°250,250	577,9
SO	8°250,250	577,5

Fuente: Ministerio de transportes y comunicaciones

El acceso al lugar seleccionado como Planta OLIVIA se muestra a continuación en el siguiente cuadro:

Tabla 5.
Tramos de acceso a planta confianza SAC

TRAMO	DISTANCIA	VIA	TIEMPO
Lima-Chala	603 Km.	Asfaltada	7 horas
Chala - Desvío de Chaipi	2 Km	Asfaltada	10 min.
Desvío de Chapi - Planta	1 Km.	Trocha carrozable	5 min.
SO	8°250,250	577,5	

Fuente: Elaboración propia



3.5 MEDIO FÍSICO

3.5.1 Fisiografía y Topografía

El área de ubicación de la Planta de Beneficio OLIVIA tiene una fisiografía local conformada por la primera terraza del delta del río que corrió sobre la quebrada Chala.

La planta se encuentra ubicada sobre la vertiente del lado Norte de la pequeña quebrada Huanca. La quebrada Huanca habría sido conformada por un riachuelo que recorrió más o menos 12 km.

La unidad fisiográfica en que se ubica la planta de beneficio correspondería al primer tablazo, el cual se ubica próximo al borde marino. El primer tablazo tiene

Una superficie regular y presenta relieves algo inclinados en las desembocaduras de las quebradas al mar. Otra unidad fisiográfica a considerar es la playa marina, la cual se encuentra a poca distancia de la planta metalúrgica.

3.5.2 Geomorfología

Las características morfológicas de la región pueden atribuirse a una serie de procesos morfológicos y tectónicos que tuvieron lugar durante el Eoceno superior y el Pleistoceno. En estos procesos influyeron principalmente dos factores clave: el levantamiento de la cordillera de los Andes, que dio lugar a la formación de un delta de sedimentación sometido a múltiples eventos de levantamiento. La extensión superficial de este delta es actualmente indeterminable.



3.5.3 Sismicidad

El territorio peruano tiene muchas regiones que presentan características distintas, en su mayoría influidas por los diversos grados de actividad sísmica.

El área del proyecto, según el Mapa de Zonificación Sísmica propuesta en la Norma de Diseño Sismorresistente E 030 del Reglamento Nacional de Construcciones (1997) y el “Mapa de distribución de máximas intensidades sísmicas observadas en el Perú elaborado por el Instituto Geofísico del Perú, el cual está basado en isosistas de sismos ocurridos en el Perú y datos de intensidades puntuales de sismos históricos y sismos recientes; se encuentra dentro de la zona de sismicidad alta (zona 3) existiendo la posibilidad de que ocurran sismos de intensidades VI en la escala de Mercalli Modificada”.

Según los análisis realizados, se ha demostrado que los terremotos de mayor magnitud se producen sobre todo dentro de la zona de subducción, es decir, en la interfaz entre las placas continental y oceánica. Este fenómeno geológico supone una importante amenaza para la región costera peruana, donde se encuentra Minera Confianza.

3.5.4 Clima y Meteorología

En el ámbito de la zona donde se localiza la Planta de Beneficio OLIVIA, el clima es cálido a semi-cálido (14,7 a 21,9 oc), característico del sector costa de la cuenca.

3.5.5 Calidad de Aire y Ruido

Minera Confianza S.A.C. hace el seguimiento de la calidad de los gases emitidos o por emitirse, considerando los Estándares Nacionales de Calidad

Ambiental para el aire, contenidos en el D.S. No 074-2001-PCM y el Reglamento de Estándares Nacionales de Calidad Ambiental para ruido (D.S. No085-2003-PCM).

3.5.6 Recursos de Agua

La red hidrográfica de área del terreno donde está instalada la planta de beneficio OLIVIA, es pequeña, consta del conjunto de causes secos que inciden al mar. Ver mapa hidrológico, en el cual se señalan los nombres de quebradas, los causes de los riachuelos Honda, Huanca, Chala.



Figura 4. Mapa satelital de ubicación de relaveras.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 5. Localización de puntos de muestreo.

Fuente: Elaboración propia.

3.6 DESARROLLO EXPERIMENTAL

El desarrollo experimental del trabajo de investigación inicia con el muestreo en 40 puntos uniendo 4 muestras lineales para obtener solo una haciendo un total de 10 muestras para análisis y pruebas metalúrgicas

3.6.1 Ubicación del punto de muestreo de relave

El proceso de producción en la unidad minera confianza S.AC. comienza con el mineral acopiado por proveedores de distintas zonas como: Chaparra, Secocha, Puno, Apurímac, Casma, Ayacucho, Caraveli; el cual es trasladado a planta concentradora en el distrito de Chala.



En la planta el mineral se somete a extracción con carbón activado y cianuro de sodio en presencia de hidróxido de sodio, para lo cual la empresa disponía de 4 tanques, por lo que pasa el mineral como pulpa en forma secuencial desde el tanque 1 hasta el 4 llegando este como destino final las relaveras 1 y años posteriores a la relavera 2 siendo estas dos relaveras los puntos de muestreo a la actualidad

3.6.2 Periodo de duración del estudio

El presente estudio de procesamiento se realizó durante los periodos del año 2020 y 2022.

3.6.3 Procedimiento

Se realizo pruebas experimentales para la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación en botellas teniendo en cuenta parámetros de granulometría de la muestra, tiempo de agitación y concentración de cianuro.

3.6.4 Personal involucrado

- Jefe laboratorio Químico – Metalúrgico
- Ejecutor de la investigación
- Técnico fundidor
- Técnico Metalurgista.

3.6.5 Infraestructura

- Laboratorio químico metalúrgico



3.6.6 Equipos

- Equipo de agitación en botellas
- Horno de secado
- Balanza para pesado
- Computadora
- Impresora
- Rotap
- Equipo de pulverizado de muestras
- Equipo de Absorción Atómica.

3.6.7 Materiales de laboratorio

- Botellas de 2 litros
- Bureta
- Piseta
- Dosificador de reactivo
- Papel filtro
- Medidor de ph
- Probeta
- Bandejas de secado

3.6.8 Materiales de oficina

- Cuaderno de apuntes
- Lapicero
- Hojas bond



- Instructivos
- Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS)

3.6.9 Muestreo

Los muestreos de relaves cianurados se realizaron en las dos relaveras en tiempo de dos días en el primer día se muestreo con un área de aproximadamente 2621 m² haciendo un total de 45 puntos; cada uno de 0.5 m², profundidad de 0.4 m y una toma de muestra de aproximadamente 5 kg. Y en el segundo día se continuo con el muestreo realizó una excavación de zanja de aproximadamente 5 metros de profundidad para el muestreo del subsuelo encontrándose este aun húmedo. Se tomaron 5 muestras de 5 kg distanciados de 1 m cada una. posteriormente en laboratorio se homogenizo 5 muestras en forma lineal de su numeración formando muestras de 25 kg. obteniendo así 10 muestras representativas estas se codificaron y pesaron como se detalla en la tabla siguiente:

Tabla 6.

Listado de las muestras obtenidas durante el muestreo para el ensayo.

MUESTRAS OBTENIDAS				
N°	CODIGO	PESO (KG)	LUGAR	DESCRIPCION
1	1A	5.31	minera confianza	relave superficie
2	2A	5.26	minera confianza	relave superficie
3	3A	5.46	minera confianza	relave superficie
4	4A	5.12	minera confianza	relave superficie
5	5A	5.02	minera confianza	relave superficie
6	1B	5.69	minera confianza	relave superficie
7	2B	5.36	minera confianza	relave superficie
8	3B	5.26	minera confianza	relave superficie
9	4B	5.12	minera confianza	relave superficie
10	5B	5.45	minera confianza	relave subsuelo



3.7 INDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

3.7.1 Variable independiente

Granulometría: La granulometría permite conocer la medida de los granos de los sedimentos. Mediante el análisis granulométrico se puede obtener información importante como: su origen, propiedades mecánicas y el cálculo de la abundancia de cada uno de los granos según su tamaño dentro de la escala granulométrica.

Tiempo de residencia en agitación: Es el tiempo requerido para que un determinado material complete su ciclo de ingreso, permanencia y egreso en un medio permeable. En metalurgia se considera el tiempo de residencia para determinar el tiempo adecuado en la cual requiere un mineral en un medio acuoso para extraer la mayor cantidad de mena (parte valiosa) de la ganga (desecho) Para estimar el tiempo de residencia adecuado se realizan pruebas metalúrgicas realizando tomas de muestras puntuales.

Concentración de cianuro de sodio: El cianuro libre es la suma de todos los iones de cianuro y cianuros metálicos lábiles determinados de acuerdo con la Norma ISO-14403. Para el estudio en pruebas metalúrgicas por agitación, es vital importancia la cuantificación de su concentración en la pulpa y así saber su capacidad de acomplejarse con los metales y compuestos presentes en solución.

3.7.2 Variable dependiente

Recuperación de oro de relaves auríferos: este representa la cantidad de oro disuelto a partir de la muestra ensayada y se representa en porcentaje del total que contenía la muestra en un inicio.



Tabla 7.
Operacionalización de variables

variables	indicadores	escala de medición
independiente:		
granulometría	Malla ASTM	-m200
tiempo de agitación	Horas	h
concentración de cianuro	Partes por millón	ppm
dependiente:		
recuperación de oro de relaves auríferos	Porcentaje	%

Fuente. Elaboración propia

3.8 CARACTERIZACIÓN

Para una correcta caracterización mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica del relave, las muestras fueron homogenizadas y cuarteadas, luego caracterizadas como se describe a continuación:

La caracterización mineralógica implica la evaluación de la composición mineralógica, la presencia y la distribución del oro. Por otro lado, la caracterización geoquímica implica la determinación del contenido de oro y plata en las muestras. Esto se consigue mediante el uso de técnicas de absorción atómica y ensayo al fuego. En el contexto de la manipulación de los lodos, resulta esencial determinar ciertas propiedades fisicoquímicas del mineral, como la densidad, el nivel de acidez y el % de retención de los lodos. Estas determinaciones son cruciales para evaluar el comportamiento del mineral durante los procesos de beneficio y extracción, permitiendo así predecir su rendimiento metalúrgico.



3.8.1 Caracterización geoquímica

La caracterización geoquímica implica la determinación de la ley mediante el uso del ensayo al fuego, concretamente utilizando la técnica Newmont. Este enfoque permite identificar la proporción entre dos fracciones: la fracción gruesa, compuesta por charpas de oro y/o oro libre, y la fracción fina, que incluye oro no observable visualmente e incrustado en la estructura mineral.

Tabla 8.
Composición química de muestra de relave.

ELEMENTO	% CONTENIDO	gr/Tm
oro		1.98
plata		0.96
cobre	2.06	
zinc	1.2	
plomo	0.5	
fierro	3.26	
aluminio	0.25	
magnesio	0.69	
manganeso	0.45	

Fuente: Elaboración propia.

3.8.2 Característica fisicoquímica

La principal propiedad fisicoquímica que evaluamos es el nivel de acidez, que mide el consumo de reactivos, como el hidróxido de sodio, en toda una gama de valores de pH, desde pH bajo hasta pH 10,5 a 11,0.



Tabla 9.
pH de las muestras de relave.

N°	CODIGO	pH	DESCRIPCION
1	1A	8.23	relave superficie
2	2A	8.19	relave superficie
3	3A	8.65	relave superficie
4	4A	8.26	relave superficie
5	5A	8.36	relave superficie
6	1B	8.1	relave superficie
7	2B	8.12	relave superficie
8	3B	8.4	relave superficie
9	4B	8.2	relave superficie
10	5B	9.15	relave subsuelo

Fuente: Elaboración propia.

3.8.3 Caracterización metalúrgica

Por último, se establece la caracterización metalúrgica; en este ejemplo, se evalúa la lixiviabilidad. En las pruebas en botella se utiliza la lixiviación con NaCN manteniendo el pH en NaOH. La cuantificación de estas características permite calcular los consumos, y la absorción atómica mide la concentración de oro en la solución para dar una idea de la lixiviabilidad de la solución.

3.8.4 Análisis de malla

El análisis se realiza de dos modos descritos a continuación:

- **Con preparación mecánica (pulverizado):** la muestra una vez seca se pasa a pulverizar por dos minutos en el equipo de pulverizado obteniendo así un producto con 90 % -m200.

Tabla 10.
Análisis de -m200 en muestras de relave.

N°	CODIGO	W INICIAL	W RETENIDO	W PASANTE	% -m200
1	1A	100.4	10.2	90.2	89.84
2	2A	100.6	9.9	90.7	90.16
3	3A	100.2	10.1	90.1	89.92
4	4A	100.3	10	90.3	90.03
5	5A	100.3	9.8	90.5	90.23
6	1B	100.5	9.2	91.3	90.85
7	2B	100.6	9.6	91	90.46
8	3B	100.5	9.5	91	90.55
9	4B	100.2	9.5	90.7	90.52
10	5B	100	9.1	90.9	90.90

Fuente: Elaboración propia.

- **Sin preparación mecánica:** las muestras una vez secas se tamizan y determinan su granulometría

Tabla 11.
Análisis de -m200 en muestras de relave.

N°	CODIGO	W INICIAL	W RETENIDO	W PASANTE	% -m200
1	1A	100.1	23.6	76.5	76.42
2	2A	100.5	23.1	77.4	77.01
3	3A	100.3	24.4	75.9	75.67
4	4A	100.1	27.5	72.6	72.53
5	5A	100.3	23.4	76.9	76.67
6	1B	100.2	25.4	74.8	74.65
7	2B	100.4	24.6	75.8	75.50
8	3B	100.5	25.5	75	74.63
9	4B	100.1	23.2	76.9	76.82
10	5B	100.6	24.2	76.4	75.94

Fuente: Elaboración propia.

Este proceso se hace con el fin de determinar la influencia de la granulometría en la cinética de reacción para la recuperación del oro.

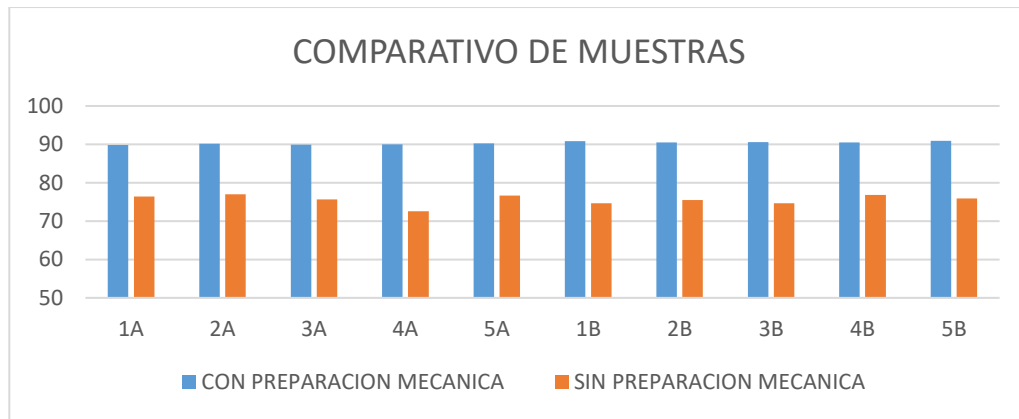


Figura 6. Comparativo de granulometría -m200 en muestras a ensayar

Fuente: Elaboración propia.

3.9 PRUEBAS METALÚRGICAS

Los objetivos principales de las pruebas realizadas en el laboratorio químico-metalúrgico son determinar las leyes de cabeza y cola, los parámetros relacionados son el consumo de reactivos (a saber, cianuro sódico e hidróxido sódico), el grado de lixiviabilidad y el % de recuperación. Los datos obtenidos de las pruebas se detallan en el Anexo 01 y Anexo 02.

3.9.1 Procedimiento a seguir en la cianuración de botellas

- Lavar la botella con HCl para eliminar residuos y contaminantes.
- Verter con cuidado la muestra seca en la botella y codificar la botella con una cinta.
- Añadir 550ml de H₂O y agitar en los rodillos por 10 minutos.
- Medir el pH natural si este es menor de 10 agregar NaOH en cantidades según sea el pH. Inscribir el pH en hoja de control.
- Si ya se obtuvo el pH ideal (11.5) iniciar la prueba, inscribir en hoja de control la cantidad usada de NaOH y el pH al cual se inicia.



- Iniciar la prueba agregando solución de NaCN en concentración de 500, 1000, 1500 ppm.

*Esta Fuerza de CIANURO (FCN) la obtenemos al titular la solución de NaCN concentrado. y el gasto de AgNO₃ (ml) consumido nos permite obtenerla según la relación estequiométrica.

$$1\text{ml NO}_3\text{Ag}-----0.01\% \text{ NaCN} \quad (13)$$

*Entonces idealmente tenemos

$$\text{FCN} = 5 * \text{gastoAgNO}_3 \text{ ml} * 0.01\% \cong 4\% \quad (14)$$

Esta fórmula se cumple cuando la muestra es de 5ml.

*Luego, para saber el volumen de NaCN agregar; para iniciar la prueba decimos:

$$\text{Vol NaCN (ml)} = \frac{\text{Ft} * \text{Vol ml}}{\text{FCN}}$$

- Luego de conocer el volumen de NaCN a adicionar enrasamos la probeta hasta obtener un volumen total de 50 ml y así completamos los 600ml (liquido) y 300grs (sólido) dilución de 2 a 1.
- Al iniciar la prueba se inscribe en la hoja de control la hora a la cual se inicia y la hora a la cual se debe hacer la próxima titulación.
- las titulaciones se realizan retirando de la botella 25 ml de solución clarificada y filtrada cogemos los 25 ml y se le agrega 3 a 4 (gotas) de IK al 5% (indicador) y se titula con AgNO₃ 4.33 gr/lt hasta obtener una coloración amarillo resplandeciente, luego se calcula el volumen de



AgNO₃ utilizado y con él se obtiene según formula el volumen de NaCN a reponer para retornar.

3.9.2 Determinación del tiempo de agitación

- Previa coordinación y teniendo muy en cuenta los tres primeros pasos anteriores se da comienzo.
- Preparar la solución de cianuro de 1500 ppm de fuerza con 1.5 aprox. gr de cianuro de sodio y regular el pH a 11.5 con 0.6 gr de hidróxido de sodio.
- Adicionar a una botella de prueba 300 gr de muestra con 900 ml de solución de cianuro.
- Se agita las botellas de prueba durante 12 horas en la mesa de rodillos, retirando muestras a la 3, 6, 12, hora para determinar la cinética de cianuración y lectura.
- Filtrar las muestras retiradas.
- La lectura se realiza en un equipo de adsorción atómica según los procedimientos estándares.

3.9.3 Realización de la prueba de consumo de reactivo y porcentaje de recuperación

- Previa coordinación con el jefe de Laboratorio se hace la preparación de reactivos y de muestras.
- Inspección el área de trabajo.
- Secar la muestra.
- Preparar la solución de cianuro de 10000 ppm de fuerza con 9.0 gr de cianuro de sodio y 1.5 gr de hidróxido de sodio.



- Adicionar a una botella de prueba 300 gr de muestra con 900 ml de solución de cianuro.
- Se agita las botellas de prueba durante 12 horas en la mesa de rodillos, retirando muestras a la tercera, sexta y doceava hora para lectura.
- Filtrar las muestras retiradas.
- La lectura se realiza en un equipo de adsorción atómica según los procedimientos estándares.

3.9.4 pH adecuado

Se requiere trabajar en un medio básico y estable para la lixiviación y de esta manera evitar la transformación del CN^- en HCN g (ácido cianhídrico) el cual es un gas muy tóxico.

En tal razón el rango con la cual se realiza las pruebas está entre 10.5 a 11.5, estos valores son medidos durante la toma de muestra para cinética de recuperación que son 3, 6 y 12 hora secuencialmente.

3.9.5 Determinación de cianuro libre

En los tratamientos de minerales auríferos es importante una medida conocida como "cianuro libre", es decir, la cantidad de NaCN presente en una solución determinada.

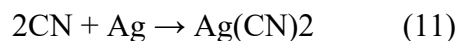
El cianuro libre se refiere al cianuro que se ha dissociado de los compuestos de cianuro en soluciones alcalinas y es capaz de disolver metales. Esto incluye muchos cianuros alcalinos y terralcalinos, así como varios cianuros de zinc alcalinos.



La concentración de cianuro en una solución se determina valorando la solución con nitrato de plata (AgNO_3) y una solución al 10% de yoduro de potasio (KI) como indicador. La falta de cianuro permite la precipitación de yoduro de plata, que es insoluble en agua.

3.9.5.1 Principio

“Este método está basado en la información del ion complejo de $\text{Ag}(\text{NO}_2)_2$ por la adición de nitrato de plata a la solución a analizar Ecuación (11)”



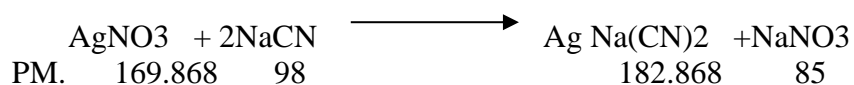
Una vez finalizada la reacción, la plata sobrante se identifica mediante el uso del indicador yoduro potásico, dando lugar a la formación de un precipitado amarillo opalescente visualmente llamativo:



La concentración de cianuro libre en la solución se determina midiendo la cantidad de nitrato de plata consumida y el volumen de muestra analizado Ecuación (12).

3.9.5.2 Demostración de Formulas a Utilizar

Partimos de:



Esto nos indica que 169.868g de AgNO_3 saturan 98gr. de NaCN



Usamos una solución para titular (13gr./lt)

$$\frac{98\text{gr. NaCN}}{169.868\text{g AgNO}_3} * \frac{13\text{gr. AgNO}_3}{3} = \frac{2.499998\text{g NaCN}}{\text{L AgNO}_3}$$

Convertimos unidades:

$$\frac{2.499998\text{g NaCN}}{\text{L AgNO}_3} * \frac{1\text{ L}}{1000\text{ ml}} = 0.00249998\text{g NaCN}$$
$$= 0.0025\text{ gNaCN}$$
$$\text{ml AgNO}_3$$

3.9.5.3 Materiales y reactivos empleados

Materiales

- Bureta 20 ml
- Vaso pirex de 500ml
- Matraz Erlenmeyer
- Pipeta 25ml
- Papel filtro
- Frasco gotero
- pH-metro
- Embudos
- Pizeta

Reactivos

- Nitrato de plata 4,33gr/l
- Ioduro de potasio al 10%
- Agua destilada



3.9.5.4 Procedimiento

Se recoge una muestra de solución para analizarla y se determina la concentración de cianuro libre filtrando la muestra mediante un embudo y papel de filtro.

Tras obtener una solución clara, se añaden 5 ml de la muestra a un vaso precipitador junto con 3-4 gotas de yoduro potásico como indicador. Para la valoración se utiliza nitrato de plata. Cuando la solución adquiere una tonalidad amarillenta, como la clara de huevo, la valoración se ha completado y la solución está saturada.

3.9.6 Preparación de Residuos

Terminado el periodo de cianuración (12 horas.) se procede a verter en una bandeja de acero inoxidable con solución de floculante, la pulpa tratada y a ser lavada mínimo tres veces con abundante agua con el fin de eliminar la solución rica. Seguidamente se seca la muestra con cuidado de no ser calcinada, dicha muestra se lleva a analizar al laboratorio químico.

DIAGRAMA DE FLUJO LABORATORIO QUÍMICO

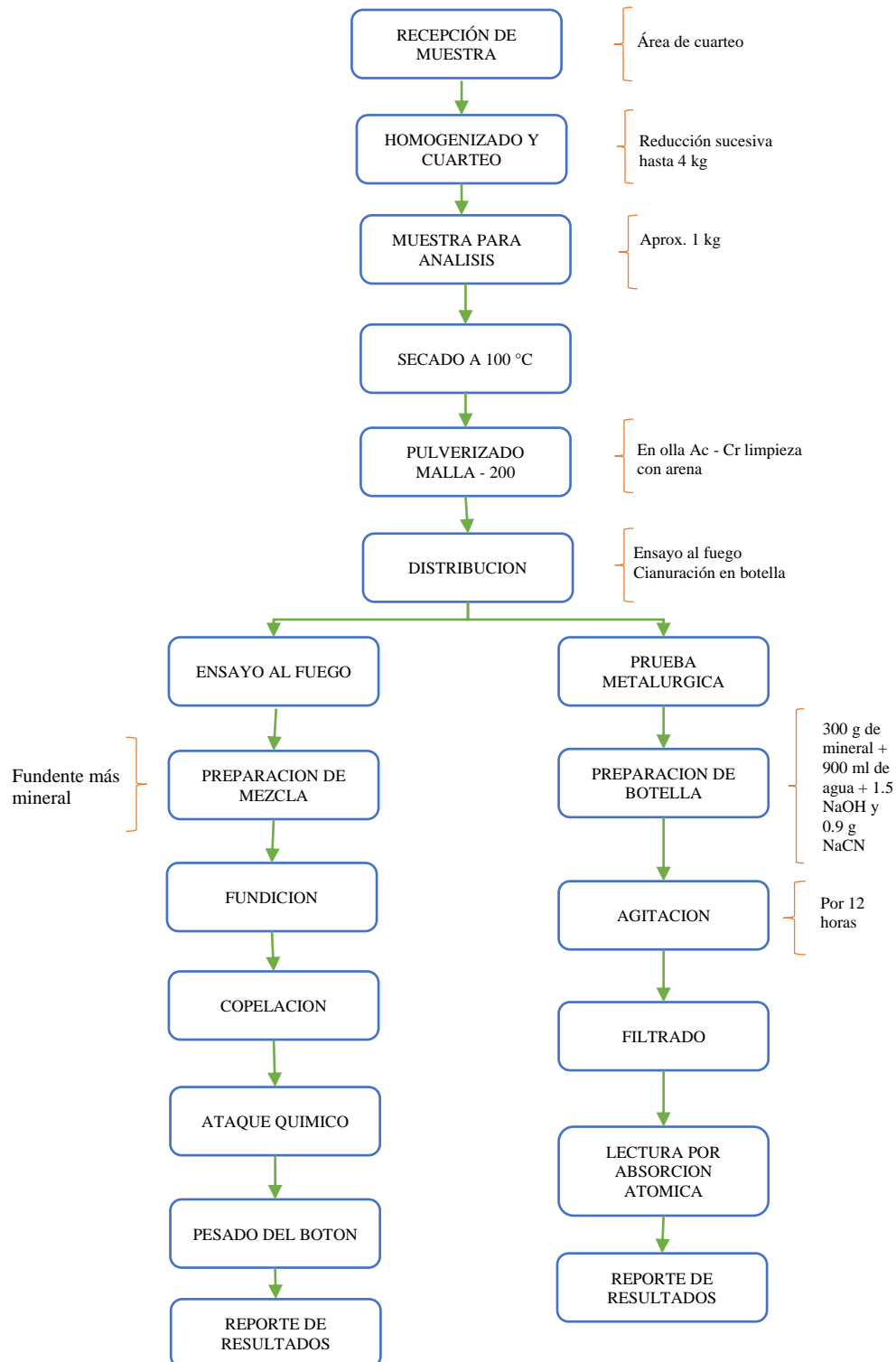


Figura 7: Diagrama de flujo Laboratorio Químico Metalúrgico

Fuente: Laboratorio Químico Metalúrgico Minera Confianza S.A.C.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 PRUEBAS METALÚRGICAS DE LIXIVIACIÓN

En los relaves de la poza 1 y 2 de la planta contiene valores que rondan las leyes promedio de entre 1.82 g/tn debido a que no había un control adecuado de recuperación en vista a ello se genera la necesidad de procesar esos relaves y en consecuencia realizar pruebas metalúrgicas de recuperación, así como las condiciones adecuadas para ello.

Este capítulo resume y examina los resultados derivados de los experimentos metalúrgicos realizados para evaluar el uso de reactivos, incluyendo el porcentaje de recuperación, el tiempo de residencia de adsorción, los balances metalúrgicos previstos y las consideraciones económicas.

Estas pruebas fueron divididas en dos modos: con preparación mecánica (pulverizado de la muestra) y sin preparación (material en bruto tal y como se extrajo de los puntos de muestreo) esta decisión de tomo con el antecedente de que el material ya fue procesado y por ende pulverizado y teniendo en cuenta que una etapa de molienda también repercute en el balance de costos de energía, mantenimiento y revestimientos y bolas para el proceso. Posterior a ello están sub divididas en tres ensayos a diferentes concentraciones de cianuro: 1500, 1000 y 500 ppm con el fin de trazar la concentración óptima para una mejor recuperación y que también sea acorde al balance de costo beneficio.

4.2 CONSUMO DE SODA CAUSTICA Y CIANURO DE SODIO

Con el fin de evaluar la capacidad de consumo de cianuro de sodio para la lixiviación, se definió las pruebas estándar la cual nos permite comparar el comportamiento de estos frente a la adición de solución nueva de cianuro de sodio.

4.2.1 Muestras con preparación mecánica

Tabla 12.

Consumo a una concentración inicial de 1500 ppm de cianuro de sodio (NaCN)

CONSUMO DE REACTIVOS								
CODIGO DE MUESTRA	Dp G.E. 2.7 (g/l)	Inicio		Final			Consumo de Reactivo	
		NaCN (ppm)	NaOH (pH)	G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN kg/Tn	NaOH kg/Tn
1A	1265	1500	11.5	1265	700	10	2.67	1.90
2A	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.83
3A	1265	1500	11.5	1265	800	10	2.33	2.00
4A	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.90
5A	1265	1500	11.5	1265	750	10	2.50	1.90
1B	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.90
2B	1265	1500	11.5	1265	800	10	2.33	1.90
3B	1265	1500	11.5	1265	750	10	2.50	1.90
4B	1265	1500	11.5	1265	750	10	2.50	1.90
5B	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.90

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 12 se resume a través de la estadística T para la prueba a una concentración de 1500ppm: la media con un intervalo de confianza al 95% que el consumo de NaCN es de 2.35 kg/tn y NaOH es de 1.9 kg/tn.

Tabla 13.

Consumo a una concentración inicial de 1000 ppm de cianuro de sodio (NaCN)

CONSUMO DE REACTIVOS								
CODIGO DE MUESTRA	Dp G.E. 2.7 (g/l)	Inicio		Final			Consumo de Reactivo	
		NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN kg/Tn	NaOH kg/Tn	
1A	1265	1000	11.5	1265	400	10	2.00	1.87
2A	1265	1000	11.5	1265	450	10	1.83	1.97
3A	1265	1000	11.5	1265	400	10	2.00	1.93
4A	1265	1000	11.5	1265	400	10	2.00	1.83
5A	1265	1000	11.5	1265	350	10	2.17	1.87
1B	1265	1000	11.5	1265	450	10	1.83	1.90
2B	1265	1000	11.5	1265	400	10	2.00	1.87
3B	1265	1000	11.5	1265	450	10	1.83	1.97
4B	1265	1000	11.5	1265	400	10	2.00	1.80
5B	1265	1000	11.5	1265	400	10	2.00	2.00

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 13 se resume a través de la estadística T para la prueba a una concentración de 1000ppm: la media con un intervalo de confianza al 95% que el consumo de NaCN es de 1.97 kg/tn y NaOH es de 1.9 kg/tn.

Tabla 14.

Consumo a una concentración inicial de 500 ppm de cianuro de sodio (NaCN)

CONSUMO DE REACTIVOS								
CODIGO DE MUESTRA	Dp G.E. 2.7 (g/l)	Inicio		Final			Consumo de Reactivo	
		NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN kg/Tn	NaOH kg/Tn	
1A	1265	500	11.5	1265	100	10	1.33	1.87
2A	1265	500	11.5	1265	100	10	1.33	1.93
3A	1265	500	11.5	1265	150	10	1.17	1.97
4A	1265	500	11.5	1265	100	10	1.33	1.93
5A	1265	500	11.5	1265	50	10	1.50	1.87
1B	1265	500	11.5	1265	50	10	1.50	1.73
2B	1265	500	11.5	1265	100	10	1.33	1.80
3B	1265	500	11.5	1265	50	10	1.50	1.93
4B	1265	500	11.5	1265	150	10	1.17	1.97
5B	1265	500	11.5	1265	100	10	1.33	1.93

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 14 se resume a través de la estadística T para la prueba a una concentración de 500ppm: la media con un intervalo de confianza al 95% que el consumo de NaCN es de 1.35 kg/tn y NaOH es de 1.89 kg/tn.

4.2.2 Muestras sin preparación mecánica

Tabla 15.

Consumo a una concentración inicial de 1500 ppm de cianuro de sodio (NaCN)

CONSUMO DE REACTIVOS								
CODIGO DE MUESTRA	Dp G.E. 2.7 (g/l)	Inicio		Final			Consumo de Reactivo	
		NaCN (ppm)	NaOH (pH)	Dp G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN kg/Tn	NaOH kg/Tn
1A	1265	1500	11.5	1265	900	10	2.00	2.00
2A	1265	1500	11.5	1265	950	10	1.83	1.97
3A	1265	1500	11.5	1265	900	10	2.00	2.10
4A	1265	1500	11.5	1265	950	10	1.83	1.83
5A	1265	1500	11.5	1265	800	10	2.33	1.93
1B	1265	1500	11.5	1265	950	10	1.83	1.77
2B	1265	1500	11.5	1265	950	10	1.83	1.83
3B	1265	1500	11.5	1265	900	10	2.00	1.97
4B	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.93
5B	1265	1500	11.5	1265	900	10	2.00	1.90

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 15 se resume a través de la estadística T para la prueba a una concentración de 1500ppm: la media con un intervalo de confianza al 95% que el consumo de NaCN es de 1.98 kg/tn y NaOH es de 1.92 kg/tn.

Tabla 16.

Consumo a una concentración inicial de 1000 ppm de cianuro de sodio (NaCN)

CONSUMO DE REACTIVOS								
CODIGO DE MUESTRA	Dp G.E. 2.7 (g/l)	Inicio		Final			Consumo de Reactivo	
		NaCN (ppm)	NaOH (pH)	Dp G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN kg/Tn	NaOH kg/Tn
1A	1265	1000	11.5	1265	500	10	1.67	1.87
2A	1265	1000	11.5	1265	450	10	1.83	1.97
3A	1265	1000	11.5	1265	500	10	1.67	1.93
4A	1265	1000	11.5	1265	550	10	1.50	1.83
5A	1265	1000	11.5	1265	450	10	1.83	1.87
1B	1265	1000	11.5	1265	500	10	1.67	1.90
2B	1265	1000	11.5	1265	450	10	1.83	1.87
3B	1265	1000	11.5	1265	450	10	1.83	1.97
4B	1265	1000	11.5	1265	500	10	1.67	1.80
5B	1265	1000	11.5	1265	500	10	1.67	2.00

Fuente: Elaboración propia.

De la Tabla 16 se resume a través de la estadística T para la prueba a una concentración de 1000ppm: la media con un intervalo de confianza al 95% que el consumo de NaCN es de 1.72 kg/tn y NaOH es de 188 kg/tn.

Tabla 17.

Consumo a una concentración inicial de 500 ppm de cianuro de sodio (NaCN)

CONSUMO DE REACTIVOS									
CODIGO DE MUESTRA	Dp G.E. 2.7 (g/l)	Inicio		Final			Consumo de Reactivo		
		NaCN (ppm)	NaOH (pH)	Dp G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (pH)	NaCN kg/Tn	NaOH kg/Tn	
1A	1265	500	11.5	1265	500	10	1.17	1.87	
2A	1265	500	11.5	1265	450	10	1.00	1.93	
3A	1265	500	11.5	1265	500	10	1.33	1.97	
4A	1265	500	11.5	1265	550	10	1.17	1.93	
5A	1265	500	11.5	1265	450	10	1.00	1.87	
1B	1265	500	11.5	1265	500	10	1.00	1.73	
2B	1265	500	11.5	1265	450	10	1.17	1.80	
3B	1265	500	11.5	1265	450	10	1.33	1.93	
4B	1265	500	11.5	1265	500	10	1.00	1.97	
5B	1265	500	11.5	1265	500	10	1.17	1.93	

Fuente: Elaboración propia.



De la Tabla 17 se resume a través de la estadística T para la prueba a una concentración de 500ppm: la media con un intervalo de confianza al 95% que el consumo de NaCN es de 1.13 kg/tn y NaOH es de 1.91 kg/tn.

4.2.3 Resumen del consumo de reactivos con ANOVA

- **muestras con preparación mecánica 90 % -m200 para NaCN**

En el resumen comparativo Tabla 18 de consumo de reactivos para el NaCN se observa que con un intervalo de confianza del 95% las medias de las tres pruebas corridas son completamente diferentes

Medias

Tabla 18.

Medias obtenidas de MINITAB

Factor	N	Media	Desv.Est.	IC de 95%
NaCN kg/Tn a 1500ppm	10	2.3500	0.1834	(2.2583; 2.4417)
NaCN kg/Tn a 1000ppm	10	1.9667	0.1054	(1.8750; 2.0583)
NaCN kg/Tn a 500ppm	10	1.3500	0.1230	(1.2583; 1.4417)

Fuente: Elaboración propia Minitab

Tabla 18 Considerando la desviación estándar de +5% notamos que no hay agrupación o similitud de una prueba con otra tanto en el límite superior como inferior de cada.

Agrupar información utilizando el método de Tukey y una confianza de 95%

Tabla 19.

Datos agrupados con Tukey MINITAB

Factor	N	Media	Agrupación
NaCN kg/Tn a 1500ppm	10	2.3500	A
NaCN kg/Tn a 1000ppm	10	1.9667	B
NaCN kg/Tn a 500ppm	10	1.3500	C

Fuente: elaboración propia.

En la Tabla 19 se observa que el intervalo de confianza para la diferencia entre las medias de 1500. 1000 y 500 ppm de NaCN representadas por A, B y C no están agrupadas lo que indica que la diferencia es estadísticamente significativa.

Las medias que no comparten una letra son significativamente diferentes.

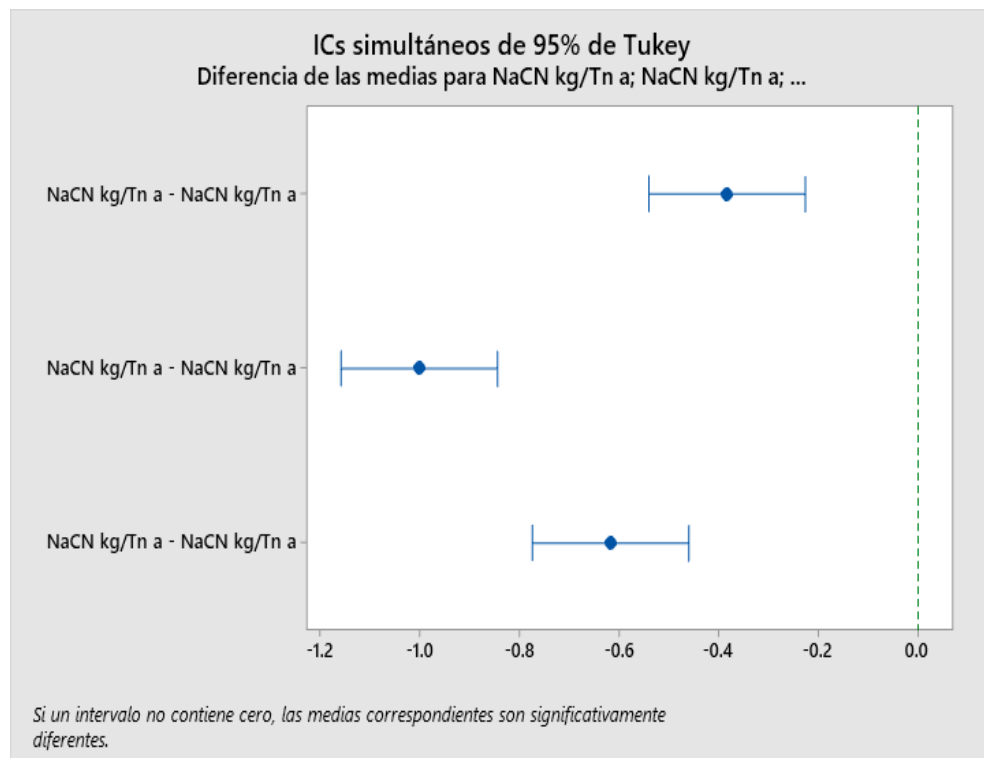


Figura 8. Grafica de diferencia de medias de consumo de NaCN a diferentes concentraciones iniciales

Fuente: Elaboración propia Minitab



En la *Figura 8* notamos que ninguno de los intervalos contiene al cero. Esto nos indica que no hay agrupación o similitud entre cada prueba. es decir que la muestra ensayada a una concentración de 1500 ppm con lleva a una mayor reacción de los elementos contenidos en la muestra por lo tanto influye en el proceso.

- **muestras con preparación mecánica 90 % malla -200# para NaOH**

En el resumen comparativo de consumo de reactivos para el NaOH se observa que las medias de las tres pruebas corridas son similares.

Medias

Tabla 20.

Medias obtenidas de MINITAB

Factor	N	Media	Desv.Est.	IC de 95%
1500 ppm	10	1.9033	0.0399	(1.8629; 1.9438)
1000 ppm	10	1.9000	0.0648	(1.8595; 1.9405)
500 ppm	10	1.8933	0.0767	(1.8529; 1.9338)

Fuente: Elaboración propia Minitab

Considerando la desviación estándar de 5% se comprueba que si hay agrupación o similitud de una prueba con otra tanto en el límite superior como inferior de cada una.

Agrupar información utilizando el método de Tukey y una confianza de 95%

Tabla 21.
Datos agrupados con Tukey MINITAB

Factor	N	Med ia	Agrupaci ón
1500pp m	1 0	1.90 33	A
1000pp m	1 0	1.90 00	A
500 ppm	1 0	1.89 33	A

En la Tabla 21 se observa que el intervalo de confianza para la diferencia entre las medias de pH representadas por A si están agrupadas lo que indica que la diferencia estadísticamente no es significativa.

Las medias que no comparten una letra son significativamente diferentes.

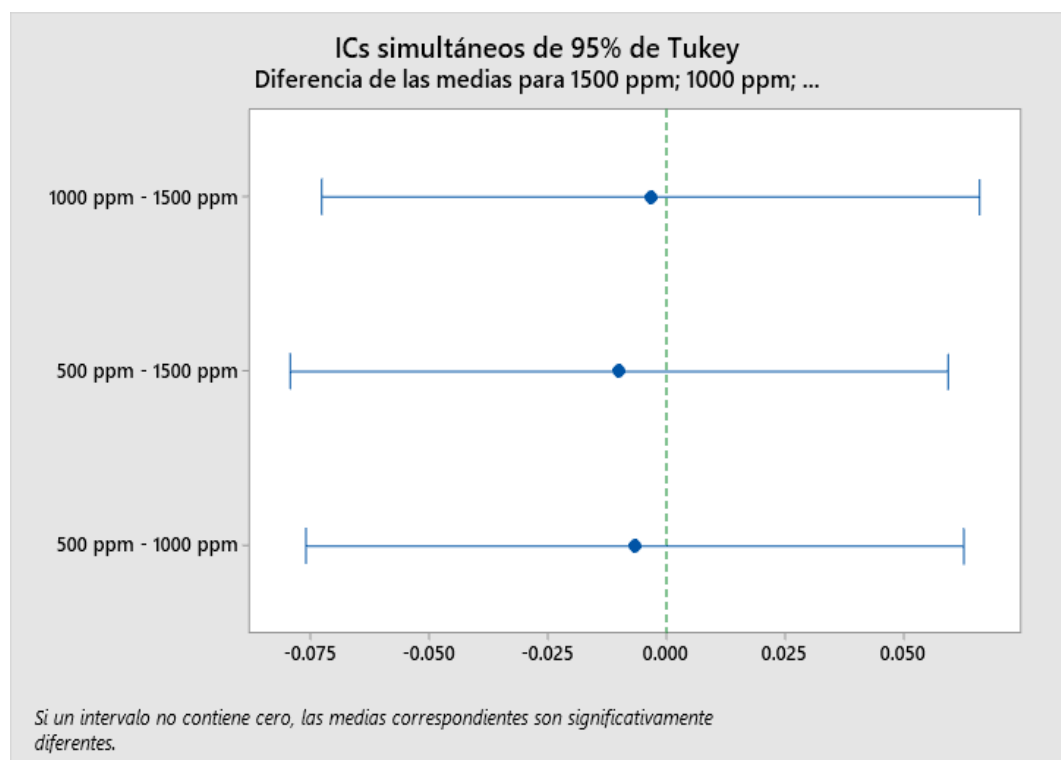


Figura 9. Grafica de tukey para el comparativo de diferencia de medias.

Fuente: Elaboración propia Minitab

En la *Figura 9* notamos que todos los intervalos contienen al cero. Esto nos indica que si hay agrupación o similitud entre cada prueba. es decir que la



muestra ensayada a una concentración de 500, 100, 1500 ppm de NaCN. el NaOH no con lleva a un consumo mayor de este reactivo por lo tanto no influye en el proceso significativamente.

- **muestras sin preparación mecánica 75 % malla -200#**

En el resumen comparativo de consumo de reactivos para el NaCN se observa que con un intervalo de confianza del 95% las medias de las tres pruebas corridas son completamente diferentes.

Medias

Tabla 22.

Medias obtenidas de MINITAB

Factor	N	Media	Desv.Est.	IC de 95%
NaCN kg/Tn a 1500ppm_1	10	1.9833	0.1657	(1.8936; 2.0731)
NaCN kg/Tn a 1000ppm_1	10	1.7167	0.1125	(1.6269; 1.8064)
NaCN kg/Tn a 500ppm_1	10	1.1333	0.1315	(1.0436; 1.2231)

Fuente: elaboración propia Minitab

Considerando la desviación estándar de 5% notamos que no hay agrupación o similitud de una prueba con otra tanto en el límite superior como inferior de cada una.

Agrupar información utilizando el método de Tukey y una confianza de 95%

Tabla 23.

Datos agrupados con Tukey MINITAB

Factor	N	Media	Agrupación
NaCN kg/Tn a 1500ppm_1	10	1.9833	A
NaCN kg/Tn a 1000ppm_1	10	1.7167	B
NaCN kg/Tn a 500ppm_1	10	1.1333	C

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la Tabla 23 se observa que el intervalo de confianza para la diferencia entre las medias de 1500. 1000 y 500 ppm de NaCN representadas por A, B y C

no están agrupadas lo que indica que la diferencia es estadísticamente significativa.

Las medias que no comparten una letra son significativamente diferentes.

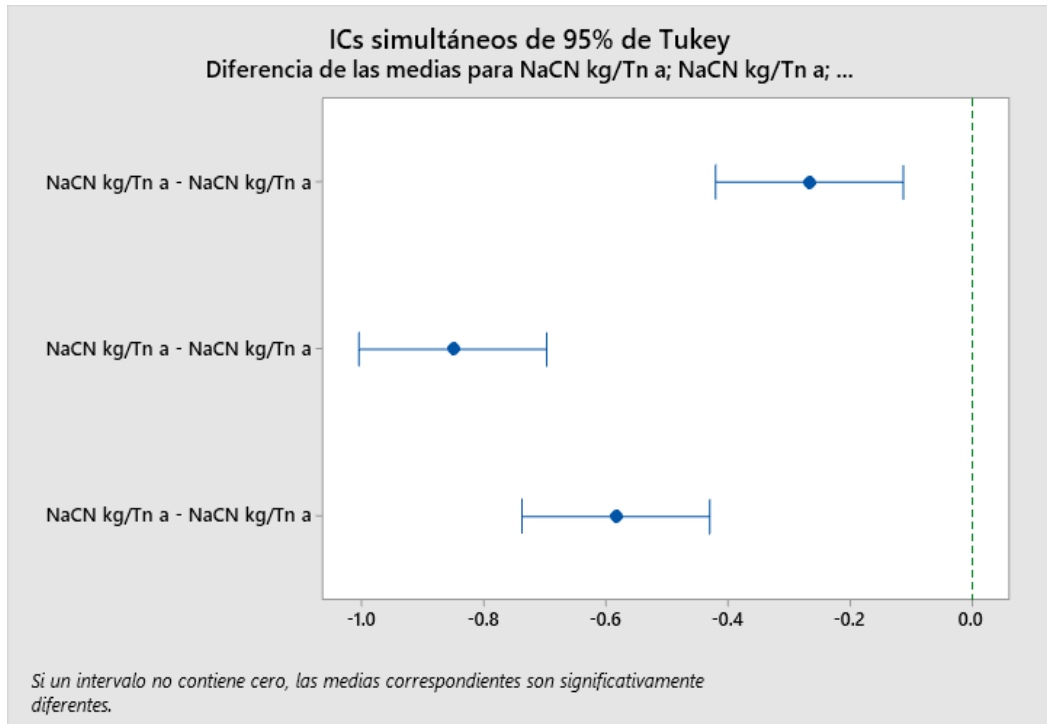


Figura 10. Grafica de tukey para concentración de NaCN a diferentes concentraciones

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la *Figura 10* gráfica notamos que ninguno de los intervalos contiene al cero. Esto nos indica que no hay agrupación o similitud entre cada prueba. es decir que la muestra ensayada a una concentración de 1500 ppm con lleva a una mayor reacción de los elementos contenidos en la muestra por lo tanto influye en el proceso.

- **muestras sin preparación mecánica 75 % malla -m200 para NaOH**

En el resumen comparativo de consumo de reactivos para el NaOH se observa que las medias de las tres pruebas corridas son similares.

Medias

Tabla 24.

Medias obtenidas de MINITAB

Factor	N	Media	Desv.Est.	IC de 95%
1500 ppm_1	10	1.9233	0.0956	(1.8737; 1.9730)
1000 ppm_1	10	1.8833	0.0724	(1.8337; 1.9330)
500 ppm_1	10	1.9067	0.0562	(1.8570; 1.9563)

Fuente. Elaboración propia Minitab

Considerando la desviación estándar de 5% se comprueba que si hay agrupación o similitud de una prueba con otra tanto en el límite superior como inferior de cada una para un IC de 95%.

Agrupar información utilizando el método de Tukey y una confianza de 95%

Tabla 25.

Datos agrupados con Tukey MINITAB

Factor	N	Media	Agrupación
1500 ppm_1	10	1.9233	A
500 ppm_1	10	1.9067	A
1000 ppm_1	10	1.8833	A

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la Tabla 25 se observa que el intervalo de confianza para la diferencia entre las medias de pH representadas por A si están agrupadas lo que indica que la diferencia estadísticamente no es significativa.

Las medias que no comparten una letra son significativamente diferentes.

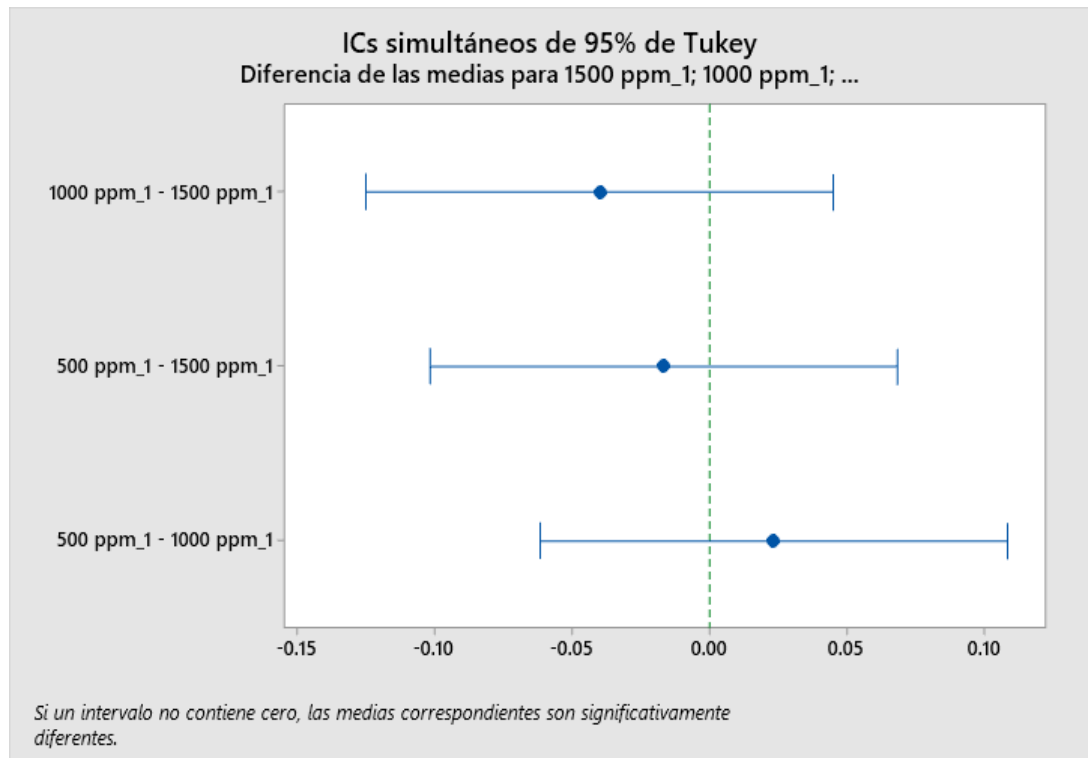


Figura 11. Grafica de tukey para concentración de NaCN a diferentes concentraciones

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la *Figura 11* notamos que todos los intervalos contienen al cero. Esto nos indica que si hay agrupación o similitud entre cada prueba. es decir que la muestra ensayada a una concentración de 500, 100, 1500 ppm de NaCN. el NaOH no con lleva a un consumo mayor de este reactivo por lo tanto no influye en el proceso significativamente.

En conclusión, se evidencia que el consumo de NaCN está estrechamente ligado a las condiciones físicas de la muestra como es la preparación mecánica previa a 90% -m200 con un consumo de 2.35 kg/tn frente a 1.98 kg/tn de la muestra sin preparar 75% -m200 corrida en la prueba de cianuración una concentración de 1500 ppm. En cuanto al consumo de soda caustica se mantiene



en una media de 1.9 kg/tm tanto en muestras con preparación a 90% -m200 como en muestras sin preparar 75% -m200.

4.3 CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN

la variación del tiempo con respecto a la recuperación se termina a las 12 horas habiendo tomado muestras en los intervalos de 3, 6 y 12 hora con el fin de determinar la cinética de recuperación, llegando a una media de recuperación máxima de 31.7 para las muestras con preparación mecánica y 27.9 para las muestras sin preparación mecánica.

4.3.1 Muestras con preparación mecánica 95% -m200

Tabla 26.
Resumen de cinética de recuperación

% DE RECUPERACION DE ORO 1500 ppm NaCN			
CODIGO DE MUESTRA	3	6	12
1A	28.1	34.5	34.9
2A	18.9	21.6	22.0
3A	27.6	30.1	30.7
4A	31.9	46.9	47.7
5A	27.1	29	29.2
1B	25.1	27.8	28.2
2B	20.9	24.3	24.3
3B	26.7	32.3	32.5
4B	29.7	33	33.1
5B	30.2	34.8	35.0
Media	26.62	31.43	31.75

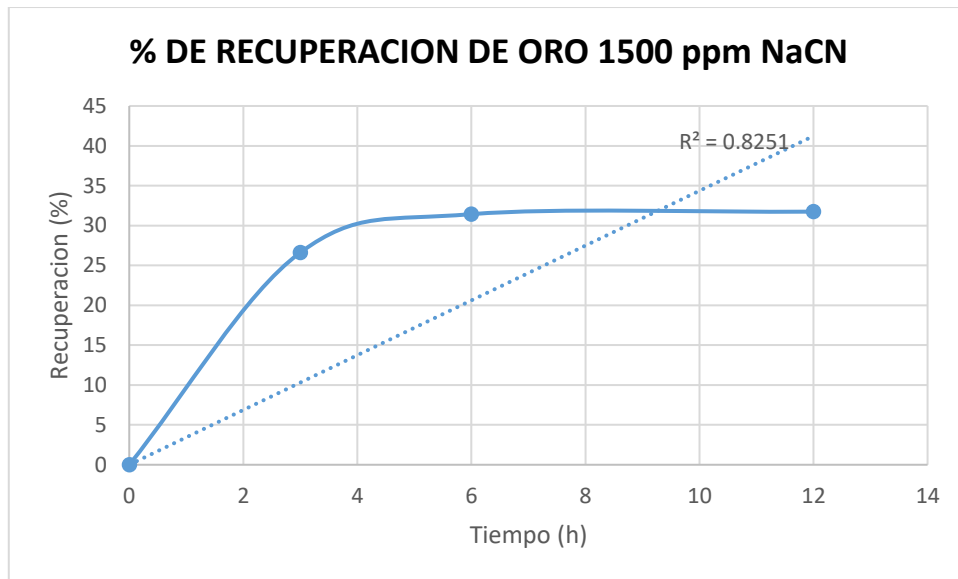


Figura 12. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 1

Fuente. Elaboración propia

Los datos para la *Figura 12* fueron extraídos de las medias de la tabla 26.

Donde se alcanzó una recuperación máxima de 31.75 % de Au a las 12 horas.

Tabla 27.

Resumen de cinética de recuperación

% DE RECUPERACION DE ORO 1000 ppm NaCN			
CODIGO DE MUESTRA	3	6	12
1A	27.2	30.1	30.9
2A	19.6	22.9	23.4
3A	25.5	30	30.1
4A	32.6	45.6	46.9
5A	26.5	28.6	28.6
1B	26.3	27.6	28.2
2B	19.3	23.1	24.5
3B	27.6	29.7	31.5
4B	28.6	32	33.2
5B	28.4	33.1	33.5
Media	26.16	30.27	31.08

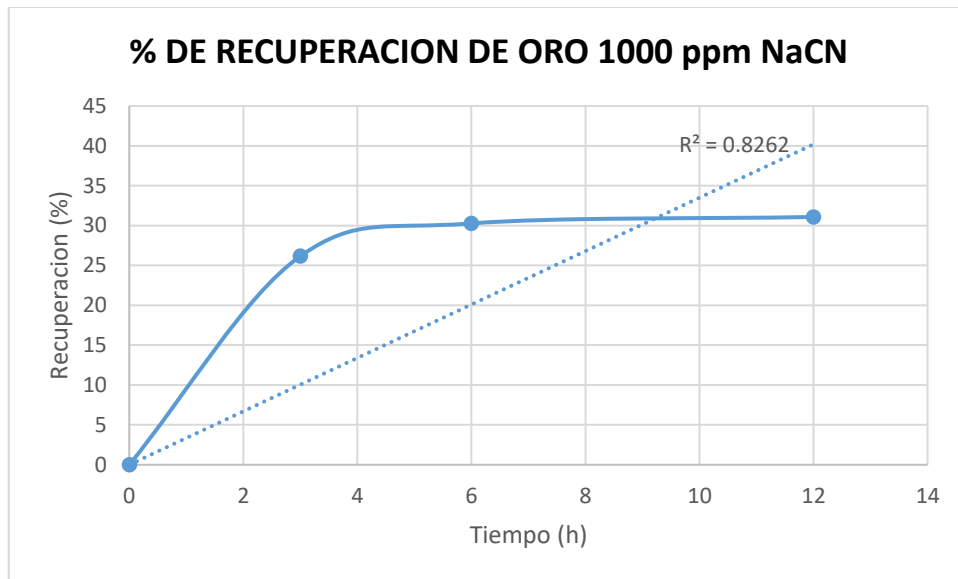


Figura 13. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 2

Fuente. Elaboración propia

Los datos para la *Figura 13* fueron extraídos de las medias de la Tabla 27.

Donde se alcanzó una recuperación máxima de 31.08 % de Au a las 12 horas.

Tabla 28.

Resumen de cinética de recuperación

% DE RECUPERACION DE ORO 500 ppm NaCN			
CODIGO DE MUESTRA	3	6	12
1A	19.9	25.7	26.3
2A	22	17.7	17.6
3A	18	22.9	24.1
4A	19.6	31	32.6
5A	21.1	24.7	25.6
1B	21.4	24.3	24.9
2B	23.6	18.9	20.1
3B	21.9	26.6	26.7
4B	20.5	24.7	25.4
5B	19.9	26.9	28.4
Media	20.79	24.34	25.17

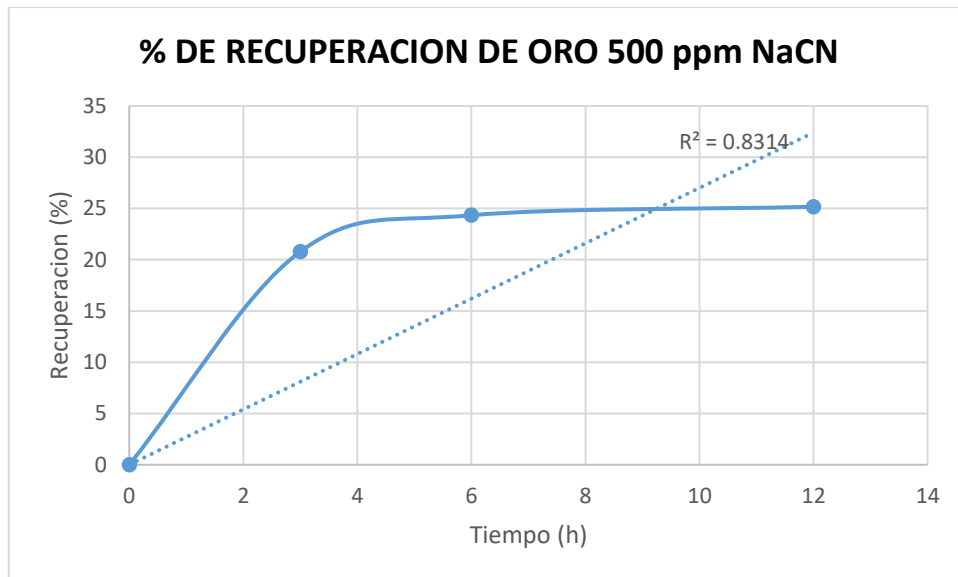


Figura 14. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 3

Fuente. Elaboración propia

Los datos para el *Figura 14* fueron extraídos de las medias de la tabla 28.

Donde se alcanzó una recuperación máxima de 25.17 % de Au a las 12 horas.

4.3.2. Muestras sin preparación mecánica 75% -m200

Tabla 29.

Resumen de cinética de recuperación

% DE RECUPERACION DE ORO 1500 ppm NaCN			
CODIGO DE MUESTRA	3	6	12
1A	25.6	26.9	27.3
2A	13.8	16.4	17.9
3A	24.9	25.7	27.8
4A	40.5	42.6	44.1
5A	23.2	24.5	26.2
1B	21.4	23.0	24.8
2B	16.7	18.9	20.5
3B	27.5	29.4	30.0
4B	26.9	32.1	29.4
5B	27.2	34.6	31.1
Media	24.76	27.41	27.90

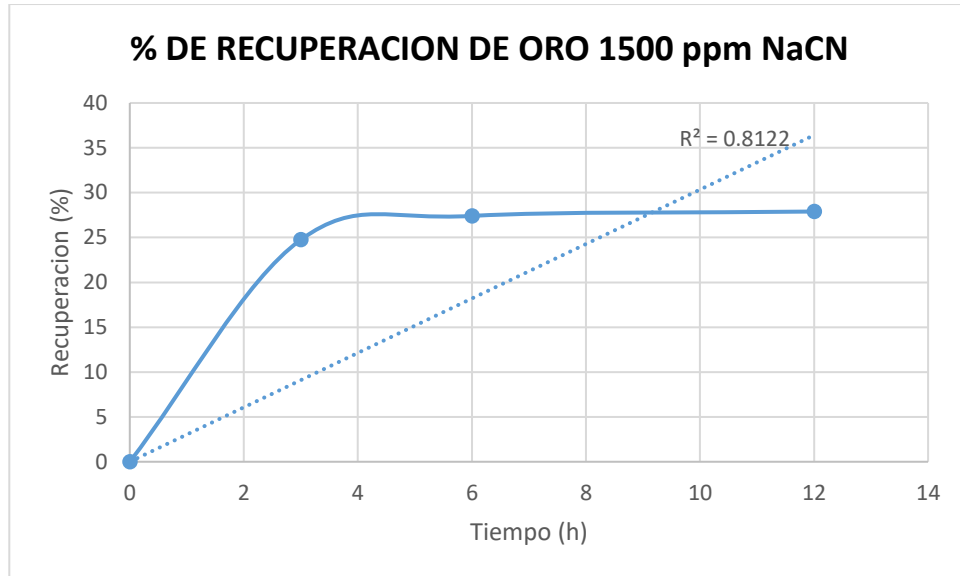


Figura 15. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 4

Fuente. Elaboración propia

Los datos para la *Figura 15* fueron extraídos de las medias de la tabla 29.

Donde se alcanzó una recuperación máxima de 27.90 % de Au a las 12 horas

Tabla 30.

Resumen de cinética de recuperación

% DE RECUPERACION DE ORO 1000 ppm NaCN			
CODIGO DE MUESTRA	3	6	12
1A	25.5	27.6	28.1
2A	11.9	15.5	15.9
3A	23.4	24.9	25.1
4A	35.2	38.4	38.7
5A	23.5	25.5	26.1
1B	21.3	23.2	23.3
2B	16.8	19.6	19.6
3B	26.1	29.2	29.5
4B	25.8	29.5	29.8
5B	26.7	29.2	30.4
Media	23.62	26.26	26.65

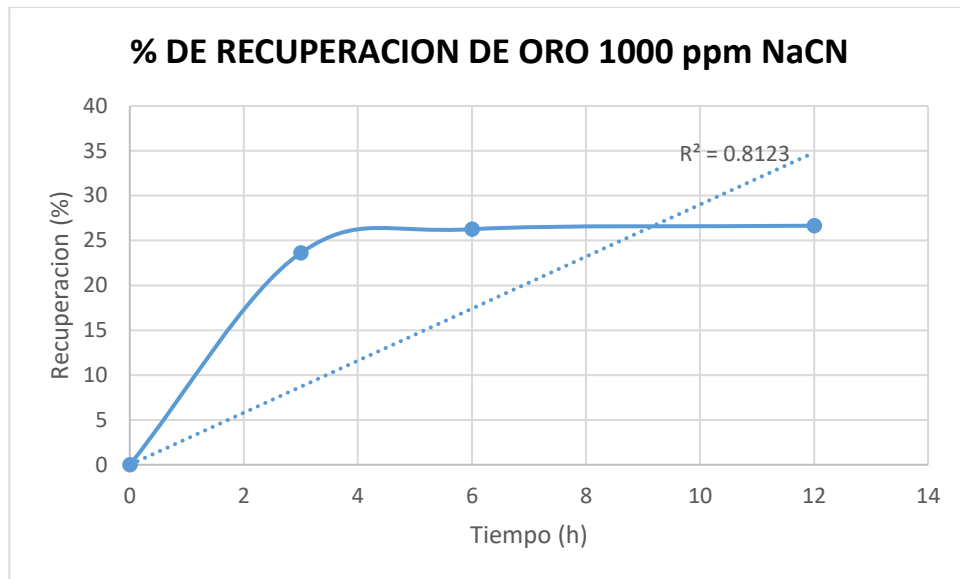


Figura 16. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 5

Los datos para la *Figura 16* fueron extraídos de las medias de la tabla 30.

Donde se alcanzó una recuperación máxima de 26.65 % de Au a las 12 horas

Tabla 31.

Resumen de cinética de recuperación

% DE RECUPERACION DE ORO 500 ppm NaCN			
CODIGO DE MUESTRA	3	6	12
1A	15.2	17.3	17.6
2A	8.5	10.5	10.6
3A	17.3	18.9	19.1
4A	27	28.8	29.1
5A	14.9	16.5	16.8
1B	12.5	14.3	14.7
2B	10.6	12.1	12.4
3B	20.3	22.1	22.5
4B	21.8	23.2	23.8
5B	23.2	24.9	25.1
Media	17.13	18.86	19.17

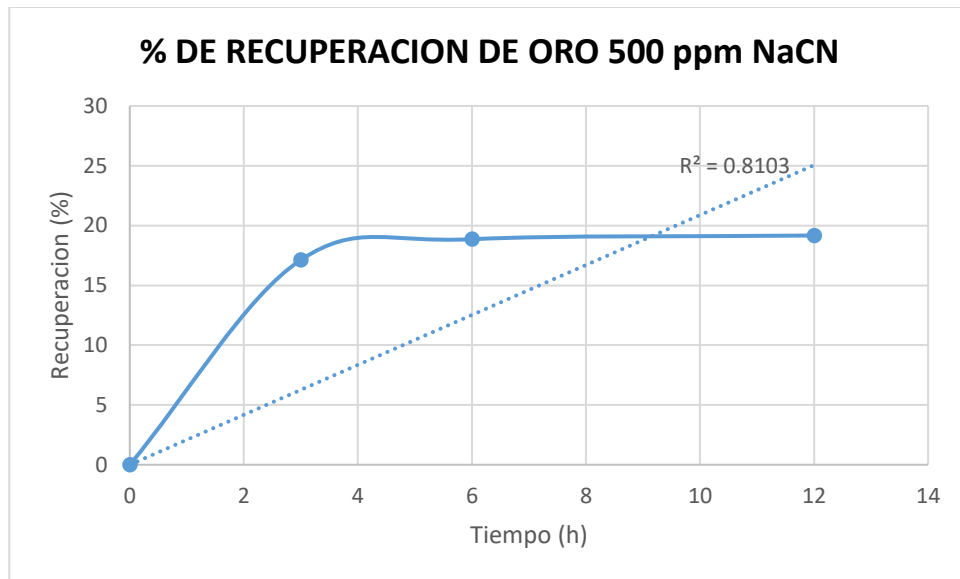


Figura 17. Tiempo (horas) y recuperación (%) de oro 6

Fuente. Elaboración propia

Los datos para la *Figura 17* fueron extraídos de las medias de la tabla 31. Donde se alcanzó una recuperación máxima de 19.17 % de Au a las 12 horas

4.3.2 Resumen de pruebas de cinética

En resumen, se tuvo un máximo de recuperación de oro del 31.75% con las condiciones físicas de preparación de la muestra a 90% -m200, una concentración de 1500 ppm de NaCN y un tiempo de residencia de 12 horas de agitación.

4.4 APLICACIÓN DEL MODELO ESTADÍSTICO PARA LA OPTIMIZACIÓN

En la Tabla 32 se detalla a resumen de los datos mínimos y máximos de la desviación estándar al 95% de confianza de los resultados obtenidos de las pruebas experimentales de recuperación de oro, esto con el objetivo de tener dos resultados para aplicar al modelo de MINITAB.



Tabla 32.

Modelo estadístico propuesto por MINITAB para las pruebas realizadas

Órdenes	Orden Corrida	Tipo Pt	Bloques	Concentración de NaCN ppm	Tiempo h	Granulometría	% Recuperación
1	1	1	1	500	3	75	13.44
2	2	1	1	500	3	90	17.1
3	3	1	1	500	6	75	15.17
4	4	1	1	500	6	90	20.65
5	5	1	1	500	12	75	15.48
6	6	1	1	500	12	90	21.48
7	7	1	1	1000	3	75	19.93
8	8	1	1	1000	3	90	22.47
9	9	1	1	1000	6	75	22.57
10	10	1	1	1000	6	90	26.58
11	11	1	1	1000	12	75	22.96
12	12	1	1	1000	12	90	27.39
13	13	1	1	1500	3	75	21.07
14	14	1	1	1500	3	90	22.93
15	15	1	1	1500	6	75	23.72
16	16	1	1	1500	6	90	27.74
17	17	1	1	1500	12	75	24.2
18	18	1	1	1500	12	90	28.05
19	19	1	1	500	3	75	20.82
20	20	1	1	500	3	90	24.48
21	21	1	1	500	6	75	22.55
22	22	1	1	500	6	90	28.03
23	23	1	1	500	12	75	22.86
24	24	1	1	500	12	90	28.86
25	25	1	1	1000	3	75	27.31
26	26	1	1	1000	3	90	29.85
27	27	1	1	1000	6	75	29.95
28	28	1	1	1000	6	90	33.96
29	29	1	1	1000	12	75	30.34
30	30	1	1	1000	12	90	34.77
31	31	1	1	1500	3	75	28.45
32	32	1	1	1500	3	90	30.31
33	33	1	1	1500	6	75	31.1
34	34	1	1	1500	6	90	35.12
35	35	1	1	1500	12	75	31.59
36	36	1	1	1500	12	90	35.44

Fuente: Elaboración propia Minitab

Información del factor

Tabla 33.

Resumen de factores a considerar para el diseño factorial

Factor	Niveles	Valores
Concentración de NaCN ppm	3	500; 1000; 1500
Tiempo h	3	3; 6; 12
Granulometría	2	75; 90

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la Tabla 33 se detalla los factores las cuales son las variables consideradas en el desarrollo de las pruebas; número de niveles: 2 niveles que son la granulometría 75%-m200 y 90%-m200, 3 niveles del tiempo considerados 3; 6 y 12 horas y por último 3 niveles de concentración de cianuro 500; 1000 y 1500 ppm.

Análisis de Varianza

Tabla 34.

Análisis de varianza para la recuperación de Au con MINITAB.

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	17	645.91	37.995	1.39	0.245
Lineal	5	631.19	126.238	4.63	0.007
Concentración de NaCN ppm	2	388.18	194.092	7.13	0.005
Tiempo h	2	100.2	50.102	1.84	0.188
Granulometría	1	142.8	142.803	5.24	0.034
Interacciones de 2 términos	8	14.52	1.814	0.07	1
Concentración de NaCN ppm*Tiempo h	4	1.5	0.376	0.01	1
Concentración de NaCN ppm*Granulometría	2	5.35	2.674	0.1	0.907
Tiempo h*Granulometría	2	7.66	3.832	0.14	0.87
Interacciones de 3 términos	4	0.21	0.052	0	1
Concentración de NaCN ppm*Tiempo h*Granulometría	4	0.21	0.052	0	1
Error	18	490.33	27.24		
Total	35	1136.24			

Fuente. Elaboración propia Minitab



Tabla 35.
Coficiente de regresión para la recuperación de Au

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante	25.520	0.870	29.34	0.000	
Concentración de NaCN ppm					
500	-4.61	1.23	-3.75	0.001	1.33
1000	1.82	1.23	1.48	0.156	1.33
Tiempo h					
3	-2.34	1.23	-1.90	0.073	1.33
6	0.91	1.23	0.74	0.470	1.33
Granulometría					
75	-1.992	0.870	-2.29	0.034	1.00
Concentración de NaCN ppm*Tiempo h					
500 3	0.39	1.74	0.22	0.825	1.78
500 6	-0.22	1.74	-0.13	0.902	1.78
1000 3	-0.11	1.74	-0.06	0.950	1.78
1000 6	0.02	1.74	0.01	0.992	1.78
Concentración de NaCN ppm*Granulometría					
500 75	-0.53	1.23	-0.43	0.671	1.33
1000 75	0.16	1.23	0.13	0.897	1.33
Tiempo h*Granulometría					
3 75	0.65	1.23	0.53	0.605	1.33
6 75	-0.26	1.23	-0.21	0.835	1.33
Concentración de NaCN ppm*Tiempo h*Granulometría					
500 3 75	0.04	1.74	0.03	0.980	1.78
500 6 75	0.04	1.74	0.02	0.980	1.78
1000 3 75	-0.09	1.74	-0.05	0.960	1.78
1000 6 75	0.08	1.74	0.05	0.962	1.78

Fuente. Elaboración propia Minitab

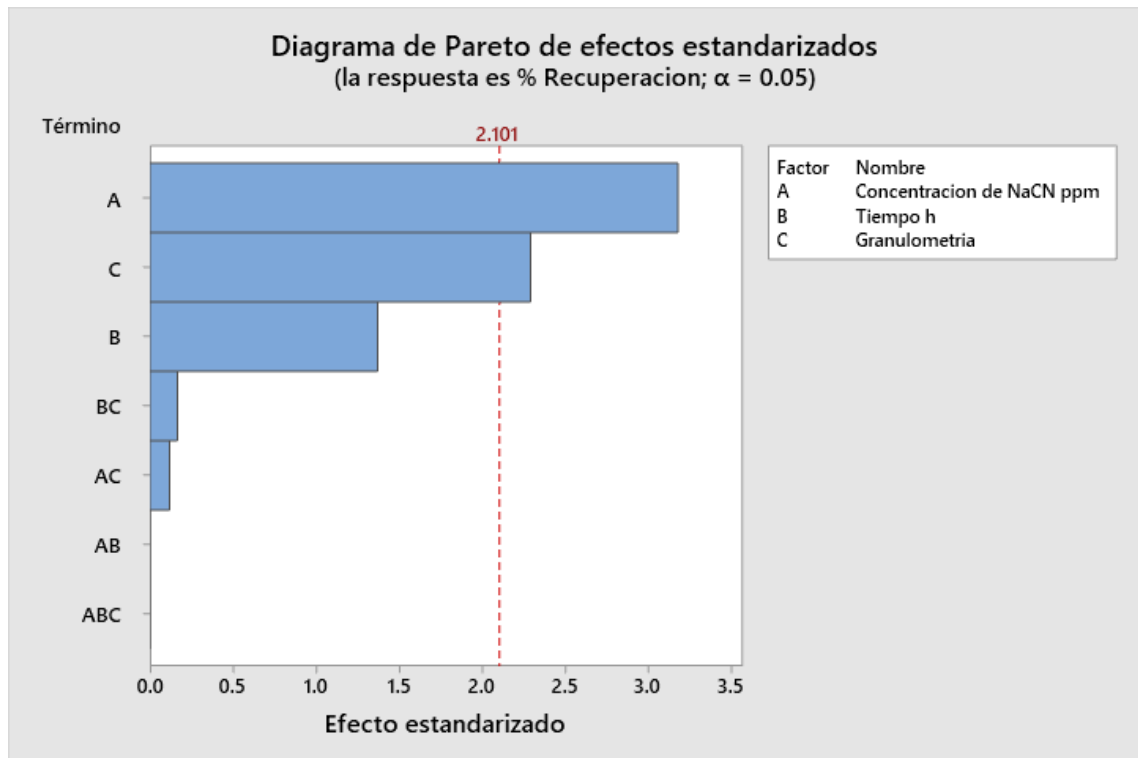


Figura 18. Diagrama de Pareto para la recuperación de Au

Fuente. Elaboración propia Minitab

En el diagrama de la *Figura 18* se muestran gráficamente la significancia de las variables que interactúan para un nivel del 95% de significancia. Obtenido del MINITAB.

El diagrama de Pareto de la *Figura 18* ha sido elaborado en base a los valores de la Tabla 34, indica a cada uno de los factores con su efecto e interacciones siendo los factores de granulometría y [NaCN] significativos, donde la NaCN fue más significativa y cualquiera variación en ella afecta la recuperación del oro en mayor grado. La línea roja señala el rango de variación del sistema. Los colores reflejan la representatividad de las variables y sus combinaciones sin indicar correlación serial en los residuales.

4.4.1 Optimización del proceso

Finalmente, con los valores fijos del tiempo en 12 horas y una granulometría de 90% -m200, se realizó el análisis de maximizar resultado,

obteniendo una recuperación máxima del 31.76 % a una concentración del cianuro de 1500 ppm como se detalla en la Tabla 26 .Se determina los parámetros óptimos para lograr la máxima recuperación de oro de los relaves.

4.4.1.1 Parámetros

Tabla 36.

Planteamiento de maximizar la recuperación de Au

Respuesta	Meta	Inferior	Objetivo	Superior	Ponderación	Importancia
% Recuperación	Objetivo	13.44	35	35.44	1	1

Soluciones

Solución	Concentración de NaCN ppm	Tiempo h	Granulometría	% Recuperación Ajuste	% Deseabilidad compuesta
1	1500	12	90	31.745	0.849026
2	1500	6	90	31.430	0.834416

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la tabla 36 se establece el objetivo el cual establecimos en 35% de recuperación de oro. Como resultado de la prueba Minitab nos da dos soluciones que con una recuperación de 31.745 % y 31.430 %.

Tabla

Predicción de respuesta múltiple

37.

Variable	Valor de configuración
Concentración de NaCN ppm	1500
Tiempo h	12
Granulometría	90

Respuesta	Ajuste	EE de ajuste	IC de 90%	IP de 90%
% Recuperación	31.75	3.69	(25.35; 38.14)	(20.66; 42.83)

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la tabla 37 se evidencia que para lograr un valor máximo de recuperación los parámetros adecuados de las variables como la concentración de NaCN es de 1500 ppm, el tiempo de residencia de agitación es de 12 horas y la granulometría a 90% -m200 teniendo como respuesta 31.75 % de recuperación. Del mismo modo se puede observar en la *Figura 19*.

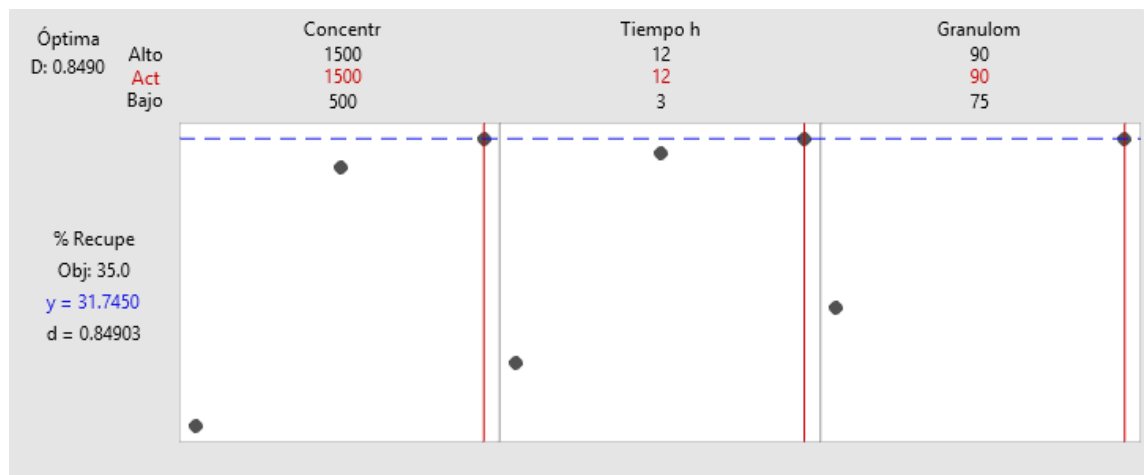


Figura 19. Ilustración gráfica de la optimización de respuesta: % de recuperación maximizada.

Fuente. Elaboración propia Minitab

4.4.2 Evaluación de factibilidad del proceso de cianuración

En la Tabla 38 se detallan los costos de proceso del relave con una recuperación de oro en cianuración del 31.76 %.

Comparando los resultados de las pruebas realizadas se determinó que la cinética de reacción a una granulometría de 90% -m200 se obtiene un porcentaje de recuperación de oro a las 3 hora 26 %; 6 hora 30 % y a la 12 hora 31.76 %. A una granulometría de 75% -m200 se obtiene a la 3 hora 24.76 %; 6 hora 27.41 % y finalmente a las 12 hora 27.90%.

Tabla 38.
Estimación de costos operativos

ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO PARA RECUPERAR ORO DE RELAVES POR CIANURACIÓN		
	\$ /TM	% Dist.
INSUMOS QUIMICOS Y MATERIALES		
Cianuro	3.12	17.28
Soda caustica	0.33	1.83
Bolas de acero	0.37	2.05
GASTO EN PLANILLA		
Planilla	8.16	45.18
Alimentación	1.05	5.81
Otros	0.05	0.28
DEPRECIACION		
Depreciación	0.32	1.77
GASTOS GENERALES		
Energía	1.70	9.41
Servicios de desorción	0.48	2.66
TOTAL	18.06	100.00
RESUMEN PARA EL TRATAMIENTO DE RELAVES POR CIANURACION		
Cianuración de relaves	Und.	Total
Relave a cianurar	TMS	100.0
Ley	g/TM	1.8
Recuperación en cianuración	%	31.8
Fino recuperado	g/TM	0.6
Precio de onza de oro	\$	2 005.0
Margen de variación al precio internacional	%	15.0
Costo de tratamiento para 1 TM	\$	18.1

Fuente. Elaboración propia

Tabla 39.
Resumen de estimación de utilidad para un proceso de 100 TM/Dia

ANALISIS DE RENTABILIDAD		
	Und.	Total
Valor de oro recuperado	\$	3 178.3
Costo de tratamiento para 1 TM	\$	1 806.0
Utilidad	\$	1 372.3
Utilidad mensual	\$	41 170.3

Fuente. Elaboración propia Minitab

En la Tabla 39.se estima la recuperación de oro por cianuración tomando en cuenta la recuperación de 31.76 %, en la Tabla 40 muestra una simulación de



los costos de rentabilidad considerando un proceso de 100 TM/Dia, donde el valor de oro recuperado es de 3 178.3 dólares US\$ considerando una variación de depreciación del oro en el mercado internacional del 15 % US \$ el gasto de tratamiento es de 1 806.0 dólares US\$, quedando como utilidad 1 372.3 dólares US\$. Dia. En una estimación mensual de 30 días de operación generaría la utilidad mensual de 41 170.3 dólares US\$.



V. CONCLUSIONES

- Con evaluación de factibilidad para la recuperación de oro de relave aurífero mediante el proceso de lixiviación en la unidad minera confianza S.A.C. se concluye que si es factible. Partiendo de los resultados y realizando el balance de costo beneficio determinamos que el costo por tonelada de relave procesado es de 18.06 US\$ y la venta es de 37.92 US\$ la tonelada al 31.76% de recuperación de oro del relave, generando una utilidad de 19.8 US\$ por tonelada de relave procesado el cual beneficia a la planta.
- Analizando las tres variables que se consideraron, se estableció que los más influyentes son; la granulometría que es a 90 % -m200 y la concentración de NaCN a una concentración de 1500 ppm.
- En la comparación de resultados de las pruebas realizadas se determinó que al preparar la muestras en 90% -m200 se logra liberar las trazas lixiviables de oro que se encuentran dentro de las partículas de relave logrando un máximo de 31.76 % de recuperación, en cambio a 75% -m200 llega un máximo de 27.9 % de recuperación. La cinética es rápida en las primeras 3 horas y es muy lenta pasando la 6 hora hasta llegar las 12 horas demostrando que es conveniente finalizar la prueba metalúrgica.
- Se determinó que los parámetros óptimos para lograr una recuperación de oro satisfactoria son de una concentración inicial de cianuro de sodio (NaCN) es de 1500ppm, granulometría de 90% -m200 y un tiempo de residencia de agitación de 12 horas.



VI. RECOMENDACIONES

- Debido al incremento de los precios de los metales a nivel mundial y mayor demanda de esta se recomienda la ejecución a escala piloto para procesar el relave en beneficio de la empresa y generar mayores ingresos y más aun aprovechando que la planta de beneficio tiene una capacidad operativa superior a la que acopia diariamente.
- Se recomienda seguir realizando estudios en la variable de granulometría como un estudio de malla valorada a fin de determinar la granulometría más óptima de liberación de oro del relave.
- Al observar la cinética decreciente que muestran en los gráficos de recuperación en la 6 hasta las 12 horas; se recomienda plantear un pretratamiento como la oxidación a las muestras a fin de identificar el factor que inhibe en la cinética.
- Se recomienda realizar más pruebas considerando otras variables para las pruebas ya que pueden influir en la recuperación como también el consumo de reactivos.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aguilar, D. (2015). *estudio para lixiviación de relaves de flotación en la minera Caraveli*. (Tesis pregrado). Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa, Perú.
- Azañero, O. (2015). *Flotación y Concentración de minerales*. (tesis pregrado), universidad nacional Jorge Basadre grohmann. Tacna, Perú.
- del Castillo R. (2008). *Principios de Electrodeposición*. Cuautitlán Izcalli: Facultad de Estudios Superiores Cuautitlán, Departamento de Ingeniería. Mexico.
- Fritz E. (2018). *Estudio de investigación para recuperar Oro y plata con cianuro y Gold Max de los Relaves de Flotación* (Tesis pregrado). Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa, Perú.
- Ivan, I. (2000). *Gold and Silver Smelting and Refining Processes*.
- Lara, F. (2023). *Caracterización y alternativas de tratamiento de los concentrados gravimétricos en operaciones aluviales en la confluencia de los ríos Conguime y Nangaritza* (tesis posgrado). Universidad nacional de Loja, Ecuador.
- Mamani, E. (2015). *Estudio de investigación para el procesamiento de minerales auríferos de la franja minera aurífera nazca* (Tesis pregrado). Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa, Perú.
- Mamani, G. (2022). *estudio de factibilidad para la ampliación de la planta minera confianza s.a.c. de 140 tm/día a 200 tm/día para la lixiviación de minerales auríferos* (Tesis pregrado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Marchesi, O. (2013). *Industria Minera. Guia De Negocios En El Peru 2013*, Lima, Perú.



- Misari F. (1993) *Metalurgia del oro. Volumen I y II*. Editorial CEPECT Lima – Perú.
- Rayo, R. (2018). *Recuperación de Elementos de Valor desde relaves*. (informe). Chile.
- Orellana, R. (2019). *los relaves son una oportunidad para avanzar en una minería de menor impacto*. (revista). CESCO, Chile.
- Pino, y. (2014). *Estudio de la cianuración en tanques de la minera anta pite* ((Tesis pregrado). Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa, Perú.
- Pourbaix, M. (1966) “*Atlas of Electrochemical Equilibria in Aqueous Solutions*”. Pergamon Press. New York - EE.UU.
- Regalado L. (2009), *Optimización de los procesos y ampliación de Planta de Cianuración Minera Confianza S.A.C*. Universidad Nacional De Ingeniería, Lima, Perú.
- Sereco, G. (2019). *valorización de relaves*. Santander (Cantabria) – España
- 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 pregrado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Tecsup (2015). *Curso II - Fundamento de operación en plantas concentradoras*. Arequipa – Perú: Tecsup.
- Valenzuela, I. (2018). *Procesamiento y recuperación de nuevos elementos de valor desde relaves, en consorcio con JRI y Fugro*. (reporte de sustentabilidad) CODELCO Chile

ANEXOS

Anexo 1

Resultados completos de prueba metalúrgica realizada a muestras con preparación mecaniza producto con malla 90% -200#

Tabla 40. resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1500ppm de NaCN y 90% -m200.

ITEM	Muestra (Cabeza)			Reactivos		Inicio			Final		Consumo de Reactivo		Tiempo de Agitación (Horas)	RECUPERACION			Au rec. Gr/tn
	Peso gr	% #200	H ₂ O (ml)	NaCN (g)	NaOH (g)	Dp G.E. 2,7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	Dp G.E. 2,7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	NaCN		NaOH	3	6	
1A	300	89.8	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	700	10	2.67	1.90	28.1	34.5	34.9	0.95
2A	300	90.2	900	1.5	0.55	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.83	18.9	21.6	22.0	0.70
3A	300	89.9	900	1.5	0.6	1265	1500	11.5	1265	800	10	2.33	2.00	27.6	30.1	30.7	0.67
4A	300	90.0	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.90	31.9	46.9	47.7	0.67
5A	300	90.2	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	750	10	2.50	1.90	27.1	29	29.2	0.34
1B	300	90.8	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.90	25.1	27.8	28.2	0.46
2B	300	90.5	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	800	10	2.33	1.90	20.9	24.3	24.3	0.38
3B	300	90.5	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	750	10	2.50	1.90	26.7	32.3	32.5	0.57
4B	300	90.5	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	750	10	2.50	1.90	29.7	33	33.1	0.42
5B	300	90.9	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	850	10	2.17	1.90	30.2	34.8	35.0	0.57
											Promedio	2.35	1.90	26.62	31.43	31.75	0.57

Tabla 41. resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1000ppm de NaCN y 90% -m200.

ITEM	Muestra (Cabeza)			Reactivos		Inicio			Final		Consumo de Reactivo		Tiempo de Agitación (Horas)	RECUPERACION			Au rec. Gr/tn
	Peso gr	% # 200	H2O (ml)	NaCN (g)	NaOH (g)	Dp G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	Dp G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	NaCN kg/tn		NaOH kg/tn	3	6	
1A	300	89.8	900	1	0.56	1265	1000	11.5	400	10.00	2.00	1.87	12	27.2	30.1	30.9	0.84
2A	300	90.2	900	1	0.59	1265	1000	11.5	450	10.00	1.83	1.97	12	19.6	22.9	23.4	0.74
3A	300	89.9	900	1	0.58	1265	1000	11.5	400	10.00	2.00	1.93	12	25.5	30	30.1	0.65
4A	300	90.0	900	1	0.55	1265	1000	11.5	400	10.00	2.00	1.83	12	32.6	45.6	46.9	0.66
5A	300	90.2	900	1	0.56	1265	1000	11.5	350	10.00	2.17	1.87	12	26.5	28.6	28.6	0.33
1B	300	90.8	900	1	0.57	1265	1000	11.5	450	10.00	1.83	1.90	12	26.3	27.6	28.2	0.46
2B	300	90.5	900	1	0.56	1265	1000	11.5	400	10.00	2.00	1.87	12	19.3	23.1	24.5	0.38
3B	300	90.5	900	1	0.59	1265	1000	11.5	450	10.00	1.83	1.97	12	27.6	29.7	31.5	0.55
4B	300	90.5	900	1	0.54	1265	1000	11.5	400	10.00	2.00	1.80	12	28.6	32	33.2	0.42
5B	300	90.9	900	1	0.6	1265	1000	11.5	400	10.00	2.00	2.00	12	28.4	33.1	33.5	0.55
									Promedio		1.97	1.90	12.00	26.16	30.27	31.08	0.56

Tabla 42. resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 500ppm de NaCN y 90% -m200

ITEM	Muestra (Cabeza)			Reactivos		Inicio			Final		Consumo de Reactivo		Tiempo de Agitación (Horas)	RECUPERACION			Au rec. Gr/tn
	Peso gr	% # 200	H2O (ml)	NaCN (g)	NaOH (g)	Dp G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	Dp G.E. 2.7 (g/l)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	NaCN kg/tn		NaOH kg/tn	3	6	
1A	300	89.8	900	0.55	0.56	1265	500	11.5	100	10.00	1.33	1.87	12	19.9	25.7	26.3	0.71
2A	300	90.2	900	0.55	0.58	1265	500	11.5	100	10.00	1.33	1.93	12	22	17.7	17.6	0.56
3A	300	89.9	900	0.55	0.59	1265	500	11.5	150	10.00	1.17	1.97	12	18	22.9	24.1	0.52
4A	300	90.0	900	0.55	0.58	1265	500	11.5	100	10.00	1.33	1.93	12	19.6	31	32.6	0.46
5A	300	90.2	900	0.55	0.56	1265	500	11.5	50	10.00	1.50	1.87	12	21.1	24.7	25.6	0.30
1B	300	90.8	900	0.55	0.52	1265	500	11.5	50	10.00	1.50	1.73	12	21.4	24.3	24.9	0.40
2B	300	90.5	900	0.55	0.54	1265	500	11.5	100	10.00	1.33	1.80	12	23.6	18.9	20.1	0.31
3B	300	90.5	900	0.55	0.58	1265	500	11.5	50	10.00	1.50	1.93	12	21.9	26.6	26.7	0.46
4B	300	90.5	900	0.55	0.59	1265	500	11.5	150	10.00	1.17	1.97	12	20.5	24.7	25.4	0.32
5B	300	90.9	900	0.55	0.58	1265	500	11.5	100	10.00	1.33	1.93	12	19.9	26.9	28.4	0.46
									Promedio		1.35	1.89	12.00	20.79	24.34	25.17	0.45

Anexo 2

Resultados completos de prueba metalúrgica realizada a muestras sin preparación mecaniza producto con malla 75% -200#

Tabla 43. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1500ppm de NaCN y 75 % -m200

ITEM	Muestra (Cabeza)			Reactivos			Inicio			Final			Consumo de Reactivo $\frac{g}{kg}$ $\frac{g}{kg}$ $\frac{g}{kg}$	Tiempo de Agitación (Horas)	RECUPERACION			Au rec. Gr/tn
	Peso gr	# 200 %	H ₂ O (l)	$\frac{g}{kg}$ $\frac{g}{kg}$ $\frac{g}{kg}$	$\frac{g}{kg}$ $\frac{g}{kg}$ $\frac{g}{kg}$	Dp G.E. 2.7 (gf)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	Dp G.E. 2.7 (gf)	NaCN (ppm)	NaOH (ph)	3			6	12		
1A	300	76.42	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	900	10.00	2.00	1.90	12	25.6	26.9	27.3	0.74
2A	300	77.01	900	1.5	0.55	1265	1500	11.5	1265	950	10.00	1.83	1.83	12	13.8	16.4	17.9	0.57
3A	300	75.67	900	1.5	0.6	1265	1500	11.5	1265	900	10.00	2.00	2.00	12	24.9	25.7	27.8	0.60
4A	300	72.53	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	950	10.00	1.83	1.90	12	40.5	42.6	44.1	0.62
5A	300	76.67	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	800	10.00	2.33	1.90	12	23.2	24.5	26.2	0.31
1B	300	74.65	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	950	10.00	1.83	1.90	12	21.4	23.0	24.8	0.40
2B	300	75.5	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	950	10.00	1.83	1.90	12	16.7	18.9	20.5	0.32
3B	300	74.63	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	900	10.00	2.00	1.90	12	27.5	29.4	30.0	0.52
4B	300	76.82	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	850	10.00	2.17	1.90	12	26.9	32.1	29.4	0.37
5B	300	75.94	900	1.5	0.57	1265	1500	11.5	1265	900	10.00	2.00	1.90	12	27.2	34.6	31.1	0.51
											Promedio	1.98	1.90	12.00	24.76	27.41	27.90	0.50

Tabla 44. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 1000ppm de NaCN y 75 % -m200

ITEM	Muestra (Cabeza)		Reactivos		Inicio		Final		Consumo de Reactivo $\frac{U}{g}$ $\frac{NaCN}{g}$	Tiempo de Agitación (Horas)	RECUPERACION			Au rec. Gr/tn	
	Peso g	% #	\bar{H}_2O (g)	\bar{NaCN} (g)	\bar{NaOH} (g)	\bar{NaCN} (ppm)	\bar{NaOH} (ph)	Dp G.E. 2.7 (g/l)			NaCN (ppm)	NaOH (ph)	3		6
1A	300	76.42	900	1	0.56	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	25.5	27.6	28.1	0.76
2A	300	77.01	900	1	0.59	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	11.9	15.5	15.9	0.50
3A	300	75.67	900	1	0.58	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	23.4	24.9	25.1	0.54
4A	300	74.53	900	1	0.55	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	35.2	38.4	38.7	0.54
5A	300	76.67	900	1	0.56	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	23.5	25.5	26.1	0.30
1B	300	74.65	900	1	0.57	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	21.3	23.2	23.3	0.38
2B	300	75.5	900	1	0.56	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	16.8	19.6	19.6	0.30
3B	300	74.63	900	1	0.59	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	26.1	29.2	29.5	0.51
4B	300	76.82	900	1	0.54	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	25.8	29.5	29.8	0.38
5B	300	75.94	900	1	0.6	1000	11.5	1265	10.00	10.00	12	26.7	29.2	30.4	0.50
									Promedio		12.00	23.62	26.26	26.65	0.47

Tabla 45. Resultados detallados de pruebas metalúrgicas realizadas a 500ppm de NaCN y 75 % -m200

ITEM	Muestra (Cabeza)		Reactivos		Inicio		Final		Consumo de Reactivo $\frac{U}{g}$ $\frac{NaCN}{g}$	Tiempo de Agitación (Horas)	RECUPERACION			Au rec. Gr/tn	
	Peso g	% #	\bar{H}_2O (g)	\bar{NaCN} (g)	\bar{NaOH} (g)	\bar{NaCN} (ppm)	\bar{NaOH} (ph)	Dp G.E. 2.7 (g/l)			NaCN (ppm)	NaOH (ph)	3		6
1A	300	76.42	900	0.55	0.56	500	11.5	1265	10.00	10.00	12	15.2	17.3	17.6	0.48
2A	300	77.01	900	0.55	0.58	500	11.5	1265	10.00	10.00	12	8.5	10.5	10.6	0.33
3A	300	75.67	900	0.55	0.59	500	11.5	1265	10.00	10.00	12	17.3	18.9	19.1	0.41
4A	300	74.53	900	0.55	0.58	500	11.5	1265	9.00	9.00	12	27	28.8	29.1	0.41
5A	300	76.67	900	0.55	0.56	500	11.5	1265	10.00	10.00	12	14.9	16.5	16.8	0.20
1B	300	74.65	900	0.55	0.52	500	11.5	1265	10.00	10.00	12	12.5	14.3	14.7	0.24
2B	300	75.5	900	0.55	0.54	500	11.5	1265	9.00	9.00	12	10.6	12.1	12.4	0.19
3B	300	74.63	900	0.55	0.58	500	11.5	1265	10.00	10.00	12	20.3	22.1	22.5	0.39
4B	300	76.82	900	0.55	0.59	500	11.5	1265	9.00	9.00	12	21.8	23.2	23.8	0.30
5B	300	75.94	900	0.55	0.58	500	11.5	1265	9.00	9.00	12	23.2	24.9	25.1	0.41
									Promedio		12.00	17.13	18.86	19.17	0.34



Anexo 3

Tabla 46. Resultados obtenidos por análisis de ensayo al fuego para oro total en muestras con preparación mecánica malla 90% -200# pasante.

RESULTADOS DE ANALISIS POR ENSAYO AL FUEGO						
CODIGO EXTERNO	CODIGO INTERNO	W MUESTRA	W REGULO	W Au mg	W Au Gr/tn	W Au Onz/Tc
CAB-A1	MC202002561	20.04	37	0.0543	2.72	0.10
CAB-A2	MC202002562	20.06	34	0.0632	3.16	0.11
CAB-A3	MC202002563	20.03	43	0.0433	2.17	0.08
CAB-A4	MC202002564	20.03	41	0.0281	1.41	0.05
CAB-A5	MC202002565	20.01	30	0.0233	1.17	0.04
CAB-B1	MC202002566	20.06	46	0.0323	1.62	0.06
CAB-B2	MC202002567	20.03	37	0.0309	1.55	0.05
CAB-B3	MC202002568	20.04	39	0.0348	1.74	0.06
CAB-B4	MC202002569	20.01	43	0.0254	1.27	0.05
CAB-B5	MC202002570	20.06	30	0.0326	1.63	0.06
COL-A1 1500	MC202002601	20.04	44	0.0353	1.77	0.06
COL-A2 1500	MC202002602	20.03	29	0.0493	2.47	0.09
COL-A3 1500	MC202002603	20.03	44	0.0300	1.50	0.05
COL-A4 1500	MC202002604	20.05	33	0.0147	0.74	0.03
COL-A5 1500	MC202002605	20.03	36	0.0165	0.83	0.03
COL-B1 1500	MC202002606	20.00	46	0.0232	1.16	0.04
COL-B2 1500	MC202002607	20.01	33	0.0234	1.17	0.04
COL-B3 1500	MC202002608	20.02	27	0.0235	1.18	0.04
COL-B4 1500	MC202002609	20.02	42	0.0170	0.85	0.03
COL-B5 1500	MC202002610	20.06	38	0.0212	1.06	0.04
COL-A1 1000	MC202002611	20.03	43	0.0375	1.88	0.07
COL-A2 1000	MC202002612	20.04	31	0.0484	2.42	0.09
COL-A3 1000	MC202002613	20.02	44	0.0303	1.51	0.05
COL-A4 1000	MC202002614	20.01	34	0.0149	0.75	0.03
COL-A5 1000	MC202002615	20.05	31	0.0166	0.83	0.03
COL-B1 1000	MC202002616	20.03	40	0.0232	1.16	0.04
COL-B2 1000	MC202002617	20.04	46	0.0233	1.17	0.04
COL-B3 1000	MC202002618	20.00	35	0.0238	1.19	0.04
COL-B4 1000	MC202002619	20.01	42	0.0170	0.85	0.03
COL-B5 1000	MC202002620	20.03	45	0.0217	1.08	0.04
COL-A1 500	MC202002621	20.05	36	0.0400	2.00	0.07
COL-A2 500	MC202002622	20.06	27	0.0521	2.60	0.09
COL-A3 500	MC202002623	20.03	40	0.0329	1.64	0.06
COL-A4 500	MC202002624	20.00	38	0.0189	0.95	0.03
COL-A5 500	MC202002625	20.04	43	0.0173	0.87	0.03
COL-B1 500	MC202002626	20.01	38	0.0243	1.21	0.04
COL-B2 500	MC202002627	20.06	28	0.0247	1.23	0.04



COL-B3 500	MC202002628	20.03	44	0.0255	1.28	0.05
COL-B4 500	MC202002629	20.04	38	0.0189	0.95	0.03
COL-B5 500	MC202002630	20.01	29	0.0233	1.17	0.04

Fuente: laboratorio químico metalúrgico minera confianza SAC

Anexo 4

Tabla 47. Resultados obtenidos por análisis de ensayo al fuego para oro total en muestras sin preparación mecánica malla 75% -200# pasante.

RESULTADOS DE ANALISIS POR ENSAYO AL FUEGO						
CODIGO EXTERNO	CODIGO INTERNO	W MUESTRA	W REGULO	W Au mg	W Au Gr/tn	W Au Onz/Tc
CAB-A1	MC202002561	20.04	37	0.0543	2.72	0.10
CAB-A2	MC202002562	20.06	34	0.0632	3.16	0.11
CAB-A3	MC202002563	20.03	43	0.0433	2.17	0.08
CAB-A4	MC202002564	20.03	41	0.0281	1.41	0.05
CAB-A5	MC202002565	20.01	30	0.0233	1.17	0.04
CAB-B1	MC202002566	20.06	46	0.0323	1.62	0.06
CAB-B2	MC202002567	20.03	37	0.0309	1.55	0.05
CAB-B3	MC202002568	20.04	39	0.0348	1.74	0.06
CAB-B4	MC202002569	20.01	43	0.0254	1.27	0.05
CAB-B5	MC202002570	20.06	30	0.0326	1.63	0.06
COL-A1 1500	MC202002601	20.04	35	0.0395	1.97	0.07
COL-A2 1500	MC202002602	20.03	35	0.0519	2.59	0.09
COL-A3 1500	MC202002603	20.03	31	0.0313	1.56	0.06
COL-A4 1500	MC202002604	20.05	41	0.0157	0.79	0.03
COL-A5 1500	MC202002605	20.03	42	0.0172	0.86	0.03
COL-B1 1500	MC202002606	20.00	45	0.0243	1.21	0.04
COL-B2 1500	MC202002607	20.01	34	0.0246	1.23	0.04
COL-B3 1500	MC202002608	20.02	38	0.0244	1.22	0.04
COL-B4 1500	MC202002609	20.02	27	0.0179	0.90	0.03
COL-B5 1500	MC202002610	20.06	41	0.0225	1.12	0.04
COL-A1 1000	MC202002611	20.03	28	0.0390	1.95	0.07
COL-A2 1000	MC202002612	20.04	34	0.0532	2.66	0.09
COL-A3 1000	MC202002613	20.02	34	0.0324	1.62	0.06
COL-A4 1000	MC202002614	20.01	33	0.0172	0.86	0.03
COL-A5 1000	MC202002615	20.05	27	0.0172	0.86	0.03
COL-B1 1000	MC202002616	20.03	33	0.0248	1.24	0.04
COL-B2 1000	MC202002617	20.04	31	0.0248	1.24	0.04
COL-B3 1000	MC202002618	20.00	40	0.0245	1.23	0.04
COL-B4 1000	MC202002619	20.01	36	0.0178	0.89	0.03
COL-B5 1000	MC202002620	20.03	33	0.0227	1.13	0.04
COL-A1 500	MC202002621	20.05	43	0.0447	2.24	0.08
COL-A2 500	MC202002622	20.06	38	0.0565	2.83	0.10
COL-A3 500	MC202002623	20.03	35	0.0350	1.75	0.06
COL-A4 500	MC202002624	20.00	28	0.0199	1.00	0.04
COL-A5 500	MC202002625	20.04	46	0.0194	0.97	0.03
COL-B1 500	MC202002626	20.01	27	0.0276	1.38	0.05
COL-B2 500	MC202002627	20.06	37	0.0271	1.35	0.05
COL-B3 500	MC202002628	20.03	44	0.0270	1.35	0.05



COL-B4 500	MC202002629	20.04	32	0.0194	0.97	0.03
COL-B5 500	MC202002630	20.01	27	0.0244	1.22	0.04

Fuente: laboratorio químico metalúrgico minera confianza SAC

Anexo 5 Diagrama de distribución del circuito de beneficio minera confianza SAC

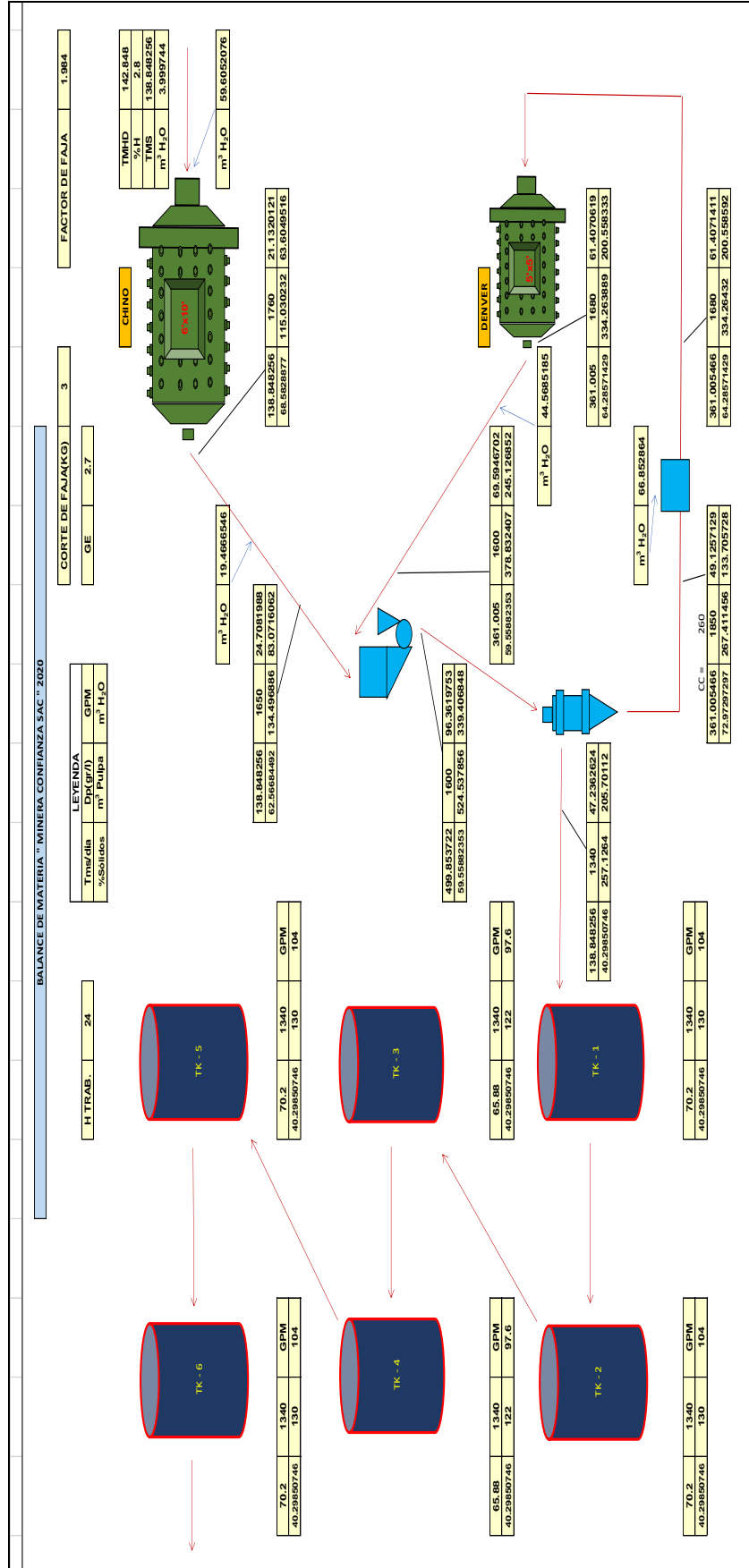


Figura 20. Balance de Materia actual Molienda y Lixiviación

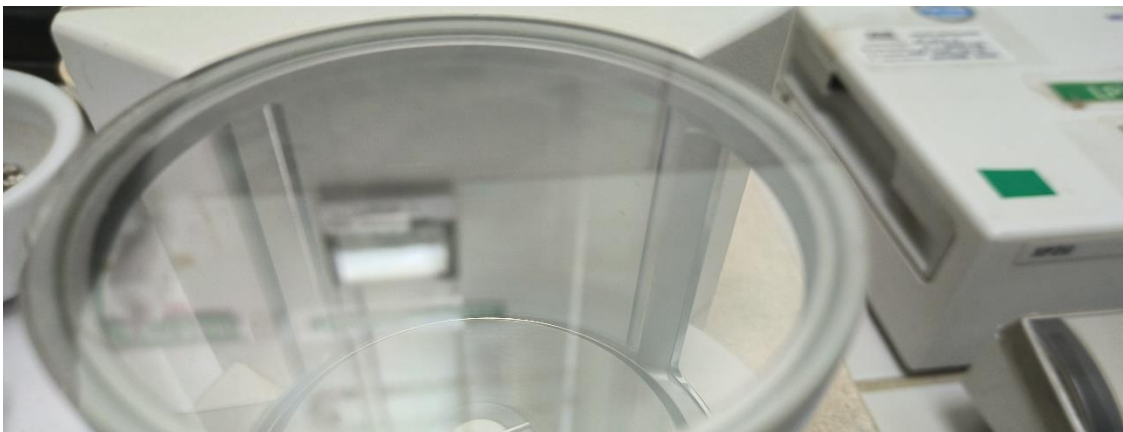
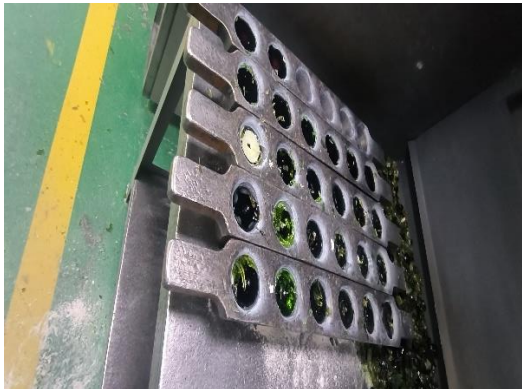
Fuente: jefatura planta minera confianza SAC.

Anexo 6

Ilustraciones en la elaboración y análisis del proyecto de tesis en Planta de Beneficio Minera Confianza SAC









DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo HAROLD ZELA HANCCO
, identificado con DNI 76447513 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA
, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

“EVALUACION DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACION DE ORO DE RELAVE AURÍFERO
MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACION EN LA UNIDAD MINERA CONFIANZA S.A.C. –
AREQUIPA”

Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 24 de ENERO del 2024

FIRMA (obligatoria)



Huella



AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo HAROLD ZELA HANCCO
identificado con DNI 76447513 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA

, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

“EVALUACION DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACION DE ORO DE RELAVE AURÍFERO
MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACION EN LA UNIDAD MINERA CONFIANZA S.A.C. –
AREQUIPA”

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los “Contenidos”) que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 24 de ENERO del 2024

FIRMA (obligatoria)



Huella