



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E
INGENIERÍA METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA



**“OPTIMIZACIÓN DE TRATAMIENTO DE MINERALES
AURIFEROS EN TANQUES DE CIANURACION EN LA PLANTA
GEZA MINERALES ASIS EIRL – PUNO”**

TESIS

PRESENTADA POR:

BACH. WILBER ZENON QUISPE MAMANI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO - PERÚ

2018



NOMBRE DEL TRABAJO

OPTIMIZACIÓN DE TRATAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS EN TANQUES DE CIANURACION- EN LA PLANTA GEZA MINERALES ASIS EIRL - PUNO

AUTOR

WILBER ZENON QUISPE MAMANI

RECUENTO DE PALABRAS

11845 Words

RECUENTO DE CARACTERES

59502 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

90 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

21.8MB

FECHA DE ENTREGA

Jan 12, 2024 9:53 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jan 12, 2024 9:54 AM GMT-5

● **11% de similitud general**

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

- 11% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 2% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de

● **Excluir del Reporte de Similitud**

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


A.Sc. Daluino Cornejo
02294279
Asesor




Dr. Hipólito Córdova Gutiérrez
DIRECCIÓN DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN DE LA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y METALÚRGICA



DEDICATORIA

A mi esposa Beatriz Díaz Coila, a mi hija Damaris Berenice Quispe Díaz, por ser la fuerza y el motor de todos mis logros, A todos aquellos quienes siempre creyeron en mí, A mi padre Pedro Quispe Calsin, a mi madre Faustina Mamani Nuñez, a mis hermanos Yimy Ruben Quispe Mamani y a mi hermana Genovia Gaby Quispe Mamani, por el apoyo moral, material e intelectual, que me brindaron en todo momento para que se haga realidad mis objetivos trazados.

Wilber Zenón.



AGRADECIMIENTO

En primera instancia a Dios por la vida que me ha dado quien me guía todos los días, por todas las cosas buenas que me ha dado y que me dará, A las empresas Mineras que Dios me brindó la oportunidad de trabajar: la Empresa “Minera PUMATOR S. A.”, a la Empresa “Minera Aurífera Cuatro de Enero S. A. (MACDESA)”, a la EMPRESA “MINERA GEZA MINERALES ASIS EIRL.” por la oportunidad que me brindaron para realizar mi Proyecto de Tesis.

A los ingenieros de la empresa:

Ing. Jaime Sarco Yampasi/Jefe de Planta de MACDESA y Jefe de Planta Geza Minerales Asis EIRL.

Ing. Alexander Tenorio Alva/Asistente de Jefe de PLANTA MACDESA.

Ing. Wilmer Manchego Peña Celestino/Asistente de Jefe de PLANTA GEZA MINERALES ASIS EIRL., quien me apoyo en las prácticas profesionales en las dos Empresas que tuve la oportunidad de trabajar.

Expreso mi sincero agradecimiento a todos los profesores del programa de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional del Altiplano por impartir sus conocimientos y compartir sus experiencias conmigo durante mi estancia en esta estimada institución. Su guía y enseñanzas han contribuido en gran medida a mi desarrollo académico y profesional, y estoy verdaderamente agradecido por su apoyo.

Wilber Zenón.



ÍNDICE GENERAL

Pág.

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

RESUMEN 12

ABSTRACT..... 13

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... 15

1.1.1. Problema general 15

1.1.2. Problemas específicos 15

1.2. JUSTIFICACION 16

1.3. OBJETIVOS..... 17

1.3.1. Objetivo general..... 17

1.3.2. Objetivos específicos 17

1.4. HIPOTESIS 17

1.4.1. Hipótesis general..... 17

1.4.2. Hipótesis específicas 17

CAPITULO II

REVISIÓN DE LA LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES 18

2.2. MARCO TEÓRICO 19



2.2.1. Métodos de cianuración	19
2.2.2. Método de cianuración tipo dump leaching	20
2.2.3. Método de cianuración tipo “heap leaching”	21
2.2.4. Método de cianuración tipo “vat leaching”	21
2.2.5. Método de cianuración por agitación, carbón en pulpa (CIP)	22
2.2.6. El proceso de cianuración convencional	22
2.2.7. Cinética de disolución del oro	23
2.2.8. Principales factores efectos aceleradores y retardadores en la disolución del oro.	23
2.2.9. Efecto del cianuro libre en la disolución de oro.	24
2.2.10. Efecto del tamaño de partícula en la disolución del oro.	25
2.2.11. Efecto de la alcalinidad sobre la disolución de oro.	26
2.2.12. Efecto de la temperatura	26
2.3. CAPACIDAD DE TRATAMIENTO DE LA PLANTA.....	27
2.3.1. Descripción del proceso.....	27
2.3.2. Sección chancada	27
2.3.3. Sección molienda	29
2.3.4. Sección de tanques de cianuración y carboneros	31
2.3.5. Área de clasificación.....	33
2.3.6. Área de desorción	34
2.3.7. Sección relaves.....	38
2.3.8. Equipos y maquinarias.....	39

CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1. ANTECEDENTES HISTORICOS DE LA EMPRESA	42
---	-----------



3.1.1.	Antecedentes de la planta	42
3.1.2.	Ubicación de la planta.....	42
3.2.	EQUIPOS Y MATERIALES.....	44
3.3.	DATOS RECOPIADOS DEL PROCESO.....	45
3.3.1.	Datos de Circuito de Lixiviación.....	45
3.3.2.	Insumos	55
CAPITULO IV		
RESULTADOS Y DISCUSION		
4.1.	MARCO EXPERIMENTAL	57
4.1.1.	Parametros y variables del proceso	57
4.1.2.	Preparación de la solución cianuración	57
4.1.3.	Resumen lixiviación en los tanques de agitación.....	65
4.2.	PRUEBAS A ESCALA DE LABORATORIO.....	66
4.2.1.	Pruebas a nivel laboratorio	66
4.2.2.	Preparación mecánica de las muestras.....	67
4.2.3.	Molienda en laboratorio.....	67
4.2.4.	Condiciones de operación.....	68
4.3.	ESTRATEGIA EXPERIMENTAL.....	68
4.3.1.	Parámetro	68
4.3.2.	Variable.....	68
4.4.	SELECCIÓN DE VARIABLES	68
4.5.	DISEÑOS EXPERIMENTALES.....	69
4.5.1.	Diseño factorial	69
4.5.2.	Niveles de las variables.....	70
4.6.	DISEÑO FACTORIAL 2ⁿ.....	71



4.7. OPTIMIZACION EN BASE AL TIEMPO DE RESIDENCIA EN LA CIANURACION DE ORO.....	73
4.8. COMPARACION DE LA RECUPERACION ANTES Y DESPUES DE LA OPTIMIZACION.....	76
4.9. BALANCE DE MATERIA EN CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACIÓN.	77
4.10. CONTROL DEL PROCESO DE DESORCIÓN.	79
4.11. BALANCE DE LEYES DE CARBÓN.....	80
V. CONCLUSIONES.....	82
VI. RECOMENDACIONES.....	83
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	84
ANEXOS.....	85

Área : Metalurgia Extractiva

Tema : Hidrometalurgia

Fecha de sustentación: 10 de setiembre del 2018



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución del oro.....	24
Tabla 2. Cantidad de oro disuelto en una hora.....	25
Tabla 3. Capacidad de los molinos.	31
Tabla 4. Equipo y Maquinaria de la Planta de Cianuración con la modificación.....	39
Tabla 5. Vértices del proyecto Planta de Cianuración de carbón en Pulpa CIP UTM WGS-84	43
Tabla 6. Equipos y Materiales.....	44
Tabla 7. A-78	45
Tabla 8. Resultados A-78.....	45
Tabla 9. A-79	46
Tabla 10. Resultados A-79.....	47
Tabla 11. A-80	47
Tabla 12. Resultados A-80.....	48
Tabla 13. A-82	48
Tabla 14. Resultados A-82.....	49
Tabla 15. A-77	50
Tabla 16. Resultados A-77.....	50
Tabla 17. A-83	51
Tabla 18. Resultados PA-83.....	51
Tabla 19. A-79	52
Tabla 20. Resultados A-79.....	53
Tabla 21. A-82	54
Tabla 22. Resultados A-82.....	54



Tabla 23. Insumos	55
Tabla 24. Lixiviación en tanques	65
Tabla 25. Variables a nivel laboratorio.....	68
Tabla 26. Variables experimentales	70
Tabla 27. Pruebas experimentales.....	70
Tabla 28. Resumen de las pruebas Metalúrgicas.....	71
Tabla 30. Resumen de las pruebas Metalúrgicas.....	72
Tabla 30. Factorial porcentaje de recuperación	73



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Chancado primario y secundario.	29
Figura 2. Molienda Primaria M 5`X8`	30
Figura 3. Molienda secundaria o de remolienda M 4`X4`	30
Figura 4. Sección de lixiviación y adsorción.	33
Figura 5. Capacidad de los molinos.	36
Figura 6. Producto de la refinación de ORO (99.9%) y PLATA (98%)	36
Figura 7. Diagrama de flujo. `	41
Figura 8. Mapa vial de acceso al Proyecto	43
Figura 9. Balance en circuito de chancado de minerales	76
Figura 10. Balance de materia em circuito molienda y clasificación.....	77
Figura 11. Balance en circuito de lixiviación.....	78
Figura 12. Inicio de Proceso.....	79
Figura 13. Fin de proceso	79
Figura 14. Ingreso de carbón de desorción.....	80
Figura 15. Balance metalúrgico con leyes.....	81
Figura 16. Flow sheet planta geza minerales asis.....	86
Figura 17. Flow sheet desorcion.....	87
Figura 18. Planta GEZA MINERALS ASIS	88
Figura 19. Area de Molienda	88
Figura 20. Molinos.....	89
Figura 21. Tanques de agitación	89
Figura 22. Área de laboratorio.....	90



RESUMEN

EL estudio de investigación es para fomentar y divulgar los diferentes conocimientos que existen con respecto a la extracción de oro con cianuro en las industrias En la actualidad la planta viene tratando minerales auríferos de una variada complejidad, procedente de las diferentes labores de la Mina Rinconada producto del acopio que se realiza. La razón de tratamiento es de 30 - 40 TMSPD el tipo de tratamiento que se realiza es el de lixiviación por agitación mediante el método CIP (carbón en pulpa). El principal objetivo del presente trabajo es la optimización del tratamiento de minerales auríferos en tanques de cianuración de la planta y cómo influirá la concentración de NaCN en la extracción de oro y el tiempo de residencia en los tanques de agitación en el proceso de cianuración. En esta etapa la Molienda juega un papel muy importante en el que se alcanza el 85% -200 malla (Parámetro mínimo que se controla), se extrae 60% de los valores de oro, la pulpa regulada a un pH 10.5 con 0.10 % de cianuro libre es alimentada a la etapa complementaria de lixiviación adsorción, el cual se produce en los seis agitadores. El incremento del tiempo de 100 o más horas de residencia en el tratamiento de oro en la planta, optimizara el proceso de recuperación de oro a 90% - 96% en beneficio de la Empresa Minera lo que permite la Instalación dos tanques de agitación de 20' x 20'. Los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-82 REMUESTREADO. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 96.43 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 47.26 gr/tn, solución rica de 19.32 gr/m³ y un relave de 1.45 gr/tn. Determinando que la optimización en la planta de cianuración GEZA es factible según las pruebas realizadas.

Palabras Clave: Auríferos, cianuración, minerales, Optimización y planta.



ABSTRACT

The research study is to promote and disseminate the different knowledge that exists regarding the extraction of gold with cyanide in the industries. Currently the plant is treating gold ores of varying complexity, coming from the different workings of the Rinconada Mine as a result of the stockpiling that is carried out. The treatment ratio is 30 - 40 TMSPD and the type of treatment is agitation leaching using the CIP (carbon in pulp) method. The main objective of the present work is the optimization of the treatment of gold ores in cyanidation tanks of the plant and how the NaCN concentration will influence the gold extraction and the residence time in the agitation tanks in the cyanidation process. In this stage the Grinding plays a very important role in which 85% -200 mesh (Minimum parameter to be controlled) is reached, 60% of the gold values are extracted, the pulp regulated to pH 10.5 with 0.10 % free cyanide is fed to the complementary stage of adsorption leaching, which occurs in the six agitators. Increasing the residence time of the gold treatment plant to 100 or more hours will optimize the gold recovery process to 90% - 96% for the benefit of the mining company, which allows the installation of two 20' x 20' agitation tanks. The results of the cyanidation test with the A-82 REMOVED mineral. It was obtained as percentage of gold extraction 96.43 % in the direct cyanidation test, with a head grade of 47.26 gr/tn, rich solution of 19.32 gr/m³ and a tailing of 1.45 gr/tn. Determining that the optimization of the GEZA cyanidation plant is feasible according to the tests carried out.

Keywords: Aurifers, cyanidation, minerals, optimization and plant.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Pongo a vuestra consideración el presente proyecto de Tesis realizado en las instalaciones de la planta de Cianuración GEZA Minerales ASIS EIRL.

En la cual lleva por título “OPTIMIZACIÓN DE TRATAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS EN TANQUES DE CIANURACION EN LA PLANTA GEZA MINERALES ASIS EIRL – PUNO”.

En el presente trabajo de tesis se describe el problema que viene causando la presencia de minerales mixtos de baja ley al momento de su tratamiento, a razón de que las condiciones de operación y el diseño mismo de la planta, hace; dificultoso su tratamiento y se genere pérdidas de valores, haciendo que su recuperación no sea tan eficiente como se espera.

Para el desarrollo del presente trabajo se realiza análisis para optimizar el tratamiento de estos minerales, se hicieron pruebas metalúrgicas de.

- Molienda y clasificación.
- Pruebas de agitación.
- Cinética de cianuración (consumo de reactivos vs tiempo vs recuperación)

Estas pruebas nos dieron una mejor visión del cómo mejorar el proceso de estos materiales sin generar pérdidas y haciendo más rentable su tratamiento.



1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Una proporción significativa de las explotaciones mineras de Perú se clasifican actualmente como minería metalúrgica artesanal e informal. El resultado es una extracción de oro progresivamente mejorada mediante el uso de procesos metalúrgicos avanzados.

Aumentar el tiempo de permanencia en los tanques de agitación durante la cianuración del oro mejora la recuperación del oro y permite optimizar el proceso.

Es un hecho ampliamente reconocido que la mayoría de las actividades mineras metalúrgicas destinadas a la recuperación de oro son llevadas a cabo por mineros artesanales que poseen conocimientos y experiencia limitados sobre los procesos y su aplicación a los minerales. A menudo, estas operaciones se llevan a cabo sin las medidas de seguridad adecuadas, lo que repercute negativamente en la salud de los mineros artesanales y en el medio ambiente.

El problema de la cianuración surge de la interacción entre el cianuro, el oxígeno y los componentes de los minerales sulfurosos y los relaves, lo que provoca un mayor consumo y una disminución de la velocidad de disolución del oro.

1.1.1. Problema general

- ¿Será posible la optimización del tratamiento de minerales auríferos en tanques de cianuración en la planta GEZA Minerales Asis para obtener mejores % de recuperación?

1.1.2. Problemas específicos

- ¿Cómo influirá la concentración de NaCN en la cianuración de oro?



- ¿Cómo influirá la granulometría y el tiempo de residencia en la optimización del proceso de conurbación para mejorar la recuperación?

1.2. JUSTIFICACION

La planta de Cianuración GEZA es la única que cuenta con inicio de operaciones en la región Puno la misma que actualmente recupera por encima de 75% siendo necesario optimizar el proceso metalúrgico por la inversión que tiene la planta y la posibilidad de procesar mayor mineral de la zona de Rinconada y Sandia.

Siendo GEZA una empresa que trata mineral de acopio (adquiridos a terceros) y mineral de su propio denunció las cuales se presenta en su mayor proporción mineral sulfurado.

La particularidad de este tipo de mineral es que no se ha realizado considerando molienda fina (la granulometría), tiempo de residencia en agitadores, fuerza de cianuro y el pH.

Por tal razón el propósito del presente trabajo tiene como finalidad principal, ampliar el tiempo existente, de tal manera que el peso de toneladas de minerales que se mantenga, para una recuperación de valores de oro altas y optimizar el proceso metalúrgico.

Por tal razón el propósito del presente trabajo tiene como finalidad principal: Ampliar el tiempo existente.

Mejorar la Granulometría del mineral que entrega la molienda hacia los Tanques de agitación.



Manejar la concentración óptima del CN libre, para así reducir el consumo de cianuro, que actualmente viene consumiendo una buena cantidad.

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo general

- Determinar los parámetros de optimización en el tratamiento de minerales auríferos en tanques de cianuración en la Planta GEZA Minerales Asís – Puno para mejorar la recuperación de oro.

1.3.2. Objetivos específicos

- Optimizar la fuerza de cianuro y el pH.
- Determinar la granulometría y el tiempo de residencia en la cianuración en tanques de agitación para mejorar la recuperación.

1.4. HIPOTESIS

1.4.1. Hipótesis general

- La optimización de los parámetros de operación en el tratamiento de minerales en la cianuración en tanques determinará la mejor recuperación de oro.

1.4.2. Hipótesis específicas

- La Optimización del proceso de cianuración en tanques de agitación posibilitará incrementar la producción y el porcentaje de recuperación.
- Conocer los parámetros óptimos en los tanques de cianuración determinará la mejor recuperación de oro.



CAPITULO II

REVISIÓN DE LA LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES

Munive et al, (2011). Se realizó un estudio para comparar la lixiviación de un mineral refractario que contiene sulfuros, pirita y pirrotita. El proceso de lixiviación implicó el uso de cianuro y tiosulfato, con el objetivo de recuperar oro (Au) y plata (Ag) durante un período de 48 horas. El pH de la solución se ajustó por debajo de 9,6 utilizando hidróxido de sodio (NaOH) y solución de hidróxido de calcio (Ca(OH)₂). De lo anterior se desprende que existe un gran interés por sugerir sustancias alternativas al cianuro para la adsorción de oro, que sean menos tóxicas, y por explorar métodos viables para lograr la máxima adsorción de determinados metales.

Medina (1999). Investigó la tasa de adsorción de oro en carbón activado. La evaluación de los fenómenos de adsorción se llevó a cabo con este método. Para lograr este objetivo, se utilizó el sistema de ácido acético (adsorbato)-carbón activado (adsorbente), manipulando al mismo tiempo las concentraciones de ácido y las cantidades de carbono a temperaturas constantes. Por último, generó las isothermas de Freundlich para el sistema en diversas circunstancias de concentración de ácido y carbono. “Al evaluarse la cinética de la adsorción se utilizó un modelo de orden 1, lo que indica que la velocidad aumenta al aumentar la concentración de ácido de manera lineal, lo que se refleja en un aumento en el valor de θ (q) (mg de ácido en Kg de carbón), encontrándose la siguiente velocidad de adsorción: $4 \text{ l r.} = 3.67 \times 10^{*}(1-\theta)^{*}C$ – Los resultados de las pruebas de adsorción posteriores, permiten concluir que mediante el incremento de la dosis de carbón, se incrementa la velocidad de adsorción de oro sobre carbón activado. Además, con la



aplicación de la ecuación de Freundlich a los mismos se obtuvieron una constante de equilibrio igual a 4.1776×10^{-6} , encontrándose luego de análisis, que un sistema de tres etapas teóricas sería el adecuado para operar con las condiciones de las pruebas”.

Saraza, (2014). “Comprobó si se realizaron correctamente el muestreo, preparación de muestras y análisis por vía clásica durante el periodo de tratamiento, los despachos (Producto de tratamiento) que se realizaron de concentrados Pb, Ag, Au y Zn deben dar leyes que deben acercarse al acumulado teórico; en el mes de mayo del 2014 se produjeron 07 despachos de concentrado Pb, dando un promedio de leyes: 41,50 %Pb, 131,97 Oz/TC Ag, 5,99 g/TM Au, 12,76 %Zn, este composito de despachos se acerca en un mínimo a las leyes en concentrado de Pb teórico; el acumulado en despacho para concentrado de Zn, dan como promedio: 5,64 %Pb, 18,06 Oz/TC Ag, 0,69 g/TM Au y 43,94 % Zn, este promedio de despacho de acerca al promedio acumulado teórico”.

Afenva, (1991). La técnica CIP (carbón en pulpa), pionera en Sudáfrica en la década de 1970, se considera un avance técnico muy importante en el campo de las tecnologías de recuperación de oro. El proceso de cianuración por agitación requiere la liberación óptima del mineral para conseguir recuperaciones de oro favorables. La descomposición del oro será mayor si está más expuesto a las soluciones de cianuro. La técnica del carbón activado (CIP) se utiliza para recuperar el oro de soluciones que tienen una alta concentración del metal.

2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Métodos de cianuración

La selección del proceso de cianuración para la recuperación de oro a partir de minerales se basa principalmente en consideraciones económicas, tras una



evaluación metalúrgica. Para cada escenario específico, se dispone de los siguientes enfoques:

- Método de cianuración tipo DUMP LEACHING.
- Método de cianuración tipo HEAP LEACHING.
- Método de cianuración tipo VAT LEACHING.
- Método de cianuración tipo AGITACIÓN CARBÓN EN PULPA (CIP).

Los procedimientos de cianuración del oro siempre proporcionan una solución enriquecida en oro. La recuperación o extracción de oro de una solución se realiza mediante dos métodos: el uso de carbón activado en procesos CIC (carbón en columna) o CIP (carbón en pulpa).

Un método alternativo para extraer oro de una solución es el proceso Merrill-Crowe, que implica la precipitación del oro utilizando polvo de zinc.

2.2.2. Método de cianuración tipo dump leaching

Esta técnica consiste en apilar el mineral directamente desde la mina sin mucha manipulación. A continuación, el mineral se procesa en grandes cantidades, normalmente millones de toneladas, con lechos que pueden alcanzar alturas de más de 80 metros. El sistema de riego utilizado es por goteo, con soluciones de cianuro de muy baja concentración. El contenido de oro en los minerales es relativamente bajo, aproximadamente 1 gramo por tonelada de mineral. La recuperación del oro en solución se realiza mediante el método Merrill Crowe, y el cemento de oro y plata resultante se funde y se pone a la venta.



2.2.3. Método de cianuración tipo “heap leaching”

Este método tiene semejanzas con la técnica de lixiviación en vertedero, incluida la disposición del mineral en montones que luego se tratan con soluciones de cianuro mediante un sistema de goteo o aspersion.

El volumen del material es menor que el de la escombrera, pero contiene una mayor cantidad de oro, superior a 1 gramo por tonelada. Esta elevada concentración de oro permite que la mayoría de las operaciones de Heap incluyan una etapa de trituración, reduciendo el tamaño del material a $\frac{1}{4}$ de pulgada a una tasa del 100%.

2.2.4. Método de cianuración tipo “vat leaching”

El método se denomina lixiviación en cuba porque consiste en colocar el mineral en un recipiente parecido a una cubeta. Este recipiente puede estar formado por fosas de hormigón o mantas transportables. A continuación, se añaden soluciones de cianuro inundando el recipiente. El tamaño de las operaciones puede variar, pero la ley del oro debe ser suficiente para justificar el proceso de molienda. Antes de añadir las soluciones de cianuro, se aglomera el material molido.

El uso de este método se limitaba sobre todo a los relaves de amalgamación de la región, ya que ofrecía ventajas económicas y empleaba una forma muy sencilla y tradicional que incluía mantas móviles para su transporte.



2.2.5. Método de cianuración por agitación, carbón en pulpa (CIP)

La cianuración por agitación es una técnica que requiere la liberación completa del mineral para conseguir recuperaciones óptimas de oro. Una mayor exposición del oro a las soluciones de cianuro conduce a un aumento proporcional de su disolución del oro.

En cuanto a los lodos que se descargan de la cianuración por agitación, se procesan en muchas fases y a contracorriente sin sufrir separación sólido/líquido, todo ello dentro de tanques separados.

Para obtener oro de gran pureza, es necesario utilizar varios procedimientos, como la desorción con carbón activado, la electrodeposición de oro y la fundición y refinado de oro.

El oro se extrae de soluciones concentradas utilizando dos métodos. Se utilizan dos métodos: el carbón activado (CIP) y la precipitación de polvo de zinc (Merrill Crowe).

2.2.6. El proceso de cianuración convencional

- Mecanismo electroquímico.

Ecuación fundamental de la Cianuración

Elsner (1846), Examinó el proceso de disolución del oro a partir de soluciones de cianuro expuestas al aire, centrándose específicamente en la participación del oxígeno en el mecanismo. La reacción hipotetizada es la siguiente:





2.2.7. Cinética de disolución del oro

Una reacción fisicoquímica en el cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida se consume en las etapas siguientes:

Fenómenos heterogéneos en la Interfase Sólido- Líquido.

- Adsorción de oxígeno en una solución líquida.
- El transporte de cianuro y oxígeno en estado disuelto a las interfaces entre sólidos y líquidos.
- La superficie del sólido sufre el proceso de adsorción, en el que los reactivos disueltos (CN y O₂) son atraídos y se adhieren a su superficie.
- Reacción electroquímica.
- El proceso de eliminación del cianuro de Au complejo y otros productos de reacción de la superficie sólida se denomina desorción.

Fenómeno que controla la cinética de Cianuración.

- Difusión.

2.2.8. Principales factores efectos aceleradores y retardadores en la disolución del oro.

Efecto del oxígeno en la disolución de oro.

El oxígeno es esencial para la disolución del oro en los entornos típicos de cianuración.

En el pasado se han utilizado peróxido de sodio, dióxido de manganeso, cloro y otros agentes oxidantes, aunque con distintos grados de eficacia. Sin



embargo, su uso se ha interrumpido debido al elevado coste de estos reactivos y a las complejidades inherentes asociadas a su gestión. Por el contrario, varias investigaciones han demostrado que una aireación suficiente produce resultados comparables a los de los oxidantes químicos antes mencionados.

Barsky, Swainson y Hedley midieron la velocidad a la que se disuelve el oro en soluciones de NaCN al 0,10% a una temperatura de 25°C utilizando oxígeno, nitrógeno y una combinación de ambos gases.

Tabla 1.

Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución del oro

Oxígeno	Disolución del Oro
%	mg/cm ² / hora
0	0.04
9	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

Nota: Proceso de cianuración TECSUP

2.2.9. Efecto del cianuro libre en la disolución de oro.

La fuerza de la solución que conduce a la mayor velocidad de disolución del oro varía significativamente, quizás debido a la diversa gama de procedimientos utilizados.

La concentración de oxígeno en la solución en contacto con el oro suele determinar la velocidad de disolución del oro. Barsky, Swalson y Heddley determinaron mediante experimentación que la concentración óptima para una



disolución rápida de la solución es de 0,05% de NaCN. Como se muestra en la tabla.

Tabla 2.

Cantidad de oro disuelto en una hora

NaCN en solución	Au disuelto en 1 hora
%	mg/cm ²
0.500	2.943
0.250	3.007
0.100	2.986
0.050	3.251
0.025	2.513
0.010	0.338

Nota: Procesos de Cianuración TECSUP

Normalmente, la mayoría de las instalaciones de cianuración de mineral de oro utilizan soluciones con concentraciones de NaCN en torno al 0,05%. Es probable que el rango típico para la concentración media general de NaCN se sitúe entre el 0,02% y el 0,03%, dependiendo de los resultados de los exámenes metalúrgicos.

2.2.10. Efecto del tamaño de partícula en la disolución del oro.

El tamaño de partícula es determinante en el tiempo de disolución, a mayor diámetro, mayor será el tiempo de disolución, el denominado oro grueso, si asumimos una reducción de 3.36 micrones por hora (datos encontrados por Barsky), un grano de oro de 44 micrones de espesor (malla 325) tomaría no menos de 13 horas para disolver, otro grano de 119 micrones (malla 100) tomaría no



menos de 44 horas para su disolución. Si la asociación es con plata metálica es mayor el tiempo. Cuando el oro grueso libre ocurre en los minerales.

2.2.11. Efecto de la alcalinidad sobre la disolución de oro.

El uso de cal (en forma líquida) con el fin de mantener un nivel de pH entre 10,5 y 11,5 (que se considera una alcalinidad protectora) sirve para los siguientes propósitos:

- Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis:
 $(\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O} = \text{HCN} + \text{NaOH})$, haciendo que la reacción sea favorecida hacia la izquierda.
- Prevenir o evitar las pérdidas de cianuro por acción de dióxido de carbono del aire: $2\text{NaCN} + \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O} = 2\text{HCN} + \text{Na}_2\text{CO}_3$.
- Neutraliza los componentes ácidos que surgen de la descomposición de ciertos minerales en la solución de cianuro.
- Antes de introducirlas en el circuito de cianuración, el agua se somete a un proceso de neutralización para contrarrestar la presencia de sustancias ácidas, incluidas las sales ferrosas y férricas, así como el sulfato de magnesio.
- Permite la sedimentación de pequeñas partículas, lo que posibilita la separación de la solución clara y concentrada del mineral cianurado.

2.2.12. Efecto de la temperatura

La aplicación de calor a la solución de cianuro en contacto con el oro metálico da lugar a fenómenos opuestos que repercuten en la velocidad de disolución. El aumento de la temperatura incrementa la actividad de la solución,



acelerando así la velocidad de disolución del oro. Simultáneamente, la concentración de oxígeno en la solución disminuye debido a la reducción de la solubilidad del gas causada por el aumento de la temperatura.

En la práctica, el uso de soluciones calientes para la extracción de oro no es favorable debido a su naturaleza cara, por lo que a menudo se lixivia a temperatura ambiente.

2.3. CAPACIDAD DE TRATAMIENTO DE LA PLANTA

La modificación de la planta de Cianuración de Carbón en Pulpa (CIP) GEZA tiene una capacidad de procesamiento de 38 TM/día.

2.3.1. Descripción del proceso

El Mineral será transportado desde la boca mina (CUTM WGS 84 E: 541924 N: 8383289); en un volquete de una capacidad efectiva de 8 TM; a la tolva de gruesos.

El mineral proveniente para los molinos amalgamadores y trapiche, viene del que obtienen los trabajadores mineros de Rinconada por el trabajo que realizan denominado Cachorro, esto incluye a los trabajadores de la Contrata Minera Asís EIRL., los que son transportados por camiones de 3 T de capacidad, que prestan servicios en la zona.

2.3.2. Sección chancada

- Chancado en el área de acopio.

En la zona de acopio existirán dos chancadoras una chancadora 8` x 10` Fundesa y otra chancadora cónica Traylor que ya estaba trabajando en la planta



de Marca Traylor de 1`x8` para reducir el mineral a menos de 1`. Este circuito permitirá una reducción homogénea su representación en el muestreo y garantizar los ensayos químicos.

- **Sección de chancado en la Planta**

El mineral procedente de la mina llega a la tolva de gruesos de una capacidad de 26 TM, con una parrilla formada con rieles de 80 Lbs. con una abertura de 8", en la parte superior y entrega su material al Aprofier de 3` x 24` Pulg. la cual descargara el mineral a un grizzli fijo con aberturas de 2 ½`. Las partículas mayores de 2 ½` se alimentan a la chancadora primaria de mandíbulas de 10` X 16`.

El producto de chancado primario y las partículas menores de 2 ½` procedentes del grizzli se transportan por medio de la faja transportadora N° 2 de 24` de ancho hacia una zaranda vibratoria de 4` x 8`. Los gruesos pasan a una chancadora Hidrocono de 2`. Los finos de la zaranda son derivados a la tolva de finos de 65TM.

El over de la zaranda actúa como carga circulante con la chancadora hidrocono y under es almacenado en la tolva de finos que es transportada por la faja No 4.

Figura 1.

Chancado primario y secundario.



2.3.3. Sección molienda

El mineral proveniente del chancado secundario almacenado en una tolva de finos de 70 TM de capacidad, se alimenta al molino de bolas de 5` x 8` a través de una faja alimentadora N° 5.

La descarga del molino de bolas de 5` x 8` alimenta dos hidrociclones de D4, que trabajan en circuito cerrado con un molino de bolas de 4` x 4`, el over de los hidrociclones son bombeados a un tanque de lixiviación de 20` x 20`. El under flow de los hidrociclones es la carga circulante con el molino 4` x 4`.

En el molino 5` x 8`, se le adicionara cianuro de sodio al 0.2% e hidróxido de sodio al 0.45 % para la obtención del pH de trabajo (10 min - 11.5 max), con el objetivo de comenzar la Cianuración desde la etapa de la molienda.

Figura 2.

Molienda Primaria M 5`X8`



Figura 3.

Molienda secundaria o de remolienda M 4`X4`





Tabla 3.

Capacidad de los molinos.

MOLINO DE BOLAS						
TAMAÑO Diam.*Long	45% (Lbs)	CAP TC/24HRS		VELOC. D OPERAC (RPM)	POTENCIA MOTOR (Hp)	45% (TN)
Pies * Pies	Vol. Interno (Carga de bolas)	65%- m200	80% -m 200			VOL. INTERNO (CARGA DE BOLAS
3*5	3700	33	23	44	25	1.678291769
4*4	5600	50	35	271/2	40	2.540117272
4 1/2*6	10500	95	65	35	75	4.762719885
5*5	11000	100	70	301/2	75	4.98951607
5 1/2*8	22000	200	140	28	150	9.97903214
6*6	19500	180	125	261/2	125	8.845051215
9*8	26000	240	170	261/2	175	11.79340162
6 1/2*6	23000	215	150	25	150	10.43262451
6 1/2*8	30000	290	205	25	200	13.6077711
7*6	26000	250	175	231/2	175	11.79340162
7*8	35000	335	235	231/2	225	15.87573295
7*10	44000	420	300	231/2	275	19.95806428
8*6	35000	340	240	211/2	225	15.87573295
8*8	47000	460	325	211/2	300	21.31884139
8*10	58000	560	395	211/2	375	26.30835746
9*7	52000	525	370	191/2	325	23.58680324
9*8	60000	605	425	191/2	375	27.2155422
9*9	68000	685	480	191/2	425	30.84428116
9*12	90000	910	635	191/2	600	40.8233133
9 1/2*8	665000	665	460	181/2	400	301.6389261
9 1/2*10	83000	830	575	181/2	300	37.64816671
9 1/2*12	99500	1000	695	181/2	500	45.13244082
10 1/2*8	82000	850	600	17	500	37.19457434
10 1/2*10	102000	1070	755	17	650	46.26642174
10 1/2*12	123000	1275	900	17	750	55.79186151

Nota: Elaboración propia.

2.3.4. Sección de tanques de cianuración y carboneros

La Cianuración comienza desde la etapa de **molienda**; pero más intensamente se lleva a cabo en los **tanques agitadores**. El circuito cuenta con siete tanques 01 de 20` x 20` y 06 tanques de 10` X 15`, en los cuales se efectuara



las siguientes etapas de tratamiento de la pulpa. Es necesario indicar que en la modificación se considera otro tanque de 20`x20` para que posteriormente en una reingeniería del proceso trabajen dos tanques 20` x 20` y descartar los tanques 10` x15` cianuradores.

- **Tanques: No 1 (20`x 20`), No 2 (10`x 15`), y No 3 (10`x 15`),** Se trata de tanques utilizados para la cianuración. Para lograr este objetivo, se introducirá una corriente de aire en los tanques para crear un efecto de cascada y favorecer una oxigenación eficaz. Los tanques 1, 2 y 3 se tratan con cianuro sódico a una concentración del 0,1% para disolver el oro que queda sin disolver tras el proceso de molienda.
- **Tanques N° 4 al N° 7 (de 10`x 15`),** Los tanques recibirán el flujo de alimentación por fuerza gravitatoria. El último tanque liberará la pulpa sobre una criba dúplex de 2 pies x 4 pies. Esta criba está equipada con dos mallas, numeradas 20 y 35, que se utilizan para recuperar el carbón fino que se ha descompuesto a lo largo del proceso.
- El carbón se introduce en el último depósito y se transporta mediante un sistema de elevación neumática en sentido contrario hasta el depósito número 7. En este punto, se expulsa al exterior. En este punto, se expulsa a través de una criba de 2 pies x 4 pies con un tamaño de malla del N° 20..

Figura 4.

Sección de lixiviación y adsorción.



Nota: Elaboración propia.

2.3.5. Área de clasificación

- Hidrociclones. Existen dos operativos y dos en stand by para la clasificación de la pulpa.
- Bombas: Se tiene una Bomba vertical que bombea el producto de la zaranda que clasifica de la malla 25 y entrega a la zaranda de la malla 50 el producto es derivado al tanque 20`x20`. Y el grueso retorna al molino 4x4 de remolienda.
 - Tanque repulpador: cumple la función de recuperar mercurio y material grueso de oro en el circuito de remolienda.
 - Espesador 25`x10` con un motor de 7.5 hp : cumple la función de clarificar el agua del circuito de relave para uso de planta en la actualidad se encuentra en un proceso de experimentación y prueba.
 - Pozas de solución Barren: La solución recuperada es el agua que recircula al proceso es almacenada en pozas de concreto y geomembrana.



2.3.6. Área de desorción

La tecnología de desorción permite una recuperación eficaz y pragmática del oro y la plata. Los objetivos y propósitos principales de la etapa de desorción son maximizar la recuperación de los valores metálicos cargados.

- Minimizar la cantidad de oro y plata que queda en el carbón tras la desorción.
- Preparar el carbón para su reactivación en el sistema de adsorción.

Los factores cruciales que determinan la desorción del carbón activado son la temperatura y la presión, la concentración de cianuro, la fuerza iónica, el impacto del pH, los disolventes orgánicos, el caudal del eluyente y el contenido de oro en la solución. La técnica prevista es el proceso de reextracción con alcohol..

- **Procedimiento con Alcohol**

La planta emplea un circuito de desorción y electroobtención simultánea que utiliza una solución compuesta por un 1% de hidróxido de sodio (NaOH) y un 0,2% de cianuro de sodio (NaCN), a la que se añade un 15-20% de alcohol en volumen. La solución eluyente se someterá a una operación a una temperatura comprendida entre 70 y 80 °C y a una presión de 0,68 °C. Se dirigirá a dos tanques de desorción (strippers) antes de ser transferida a un intercambiador de calor. De ahí, pasará a la celda de electroobtención para la electrólisis. Por último, la solución será bombeada por una bomba de solución caliente de vuelta al reactor o al decapador. El procedimiento incluirá 1800 kg de carbón y su correspondiente tanque de almacenamiento para la solución estéril, que se reutilizará posteriormente.



- **Electrodeposición**

Durante esta fase, el oro sufrirá una reducción de electrones sin necesidad de productos químicos, facilitada por un rectificador de corriente de 1000 amperios. La electrólisis tendrá lugar en una célula de 2,20 x 0,6 x 0,8 metros, con una tensión de 2,5-3 voltios. Esta célula estará equipada con 14 ánodos y 15 cátodos.

- **Área de refinación**

Durante esta fase, se llevarán a cabo dos procedimientos para obtener oro purificado: la primera operación incluirá la eliminación de todos los metales excepto la plata, seguida del proceso de refinado que implica la separación de estos dos metales.

Para extraer el mineral, utilizaremos el método de disolución mediante agua regia, ya que la plata de nuestro mineral constituye menos del 7% debido a la presencia de cobre. Además, dispondremos de una campana extractora equipada con un neutralizador de óxido nitroso (NOx). Los insumos específicos figuran en el cuadro 4.

Figura 5.

Capacidad de los molinos.

ETAPAS	INSUMOS	DOSIFICACION
Disolución de Lana	Acido Clohidrico o Sulfurico	0.8 l/100g de lana al 28%
Disolucion de Au Con Agua Regia	Acido Clohidrico(HCL) al 28%	10.2 l/kg Au al 28%
	Acido Nitrico(HNO3) al 68.2%	1.15 l/kgAu al 68.2%
Precipitacion de Au	Urea ($\text{CO}(\text{NH}_2)_2$)	0.76 gr/g Au
	Bisulfito de Sodio (NaHSO_3)	0.64 gr/g Au
Lavado	Acido Nitrico(HNO3) al 68.2%	0.1l/kg Au
Refinacion de Plata	Acido Clohidrico o Sal Comun	0.3l /Kg de Ag o 4600g/kg Ag
	Polvo de Zinc	216g/kg Ag

Figura 6.

Producto de la refinación de ORO (99.9%) y PLATA (98%)



Nota: Elaboración propia.



- **Fundición**

El procedimiento consiste en utilizar un horno de crisol de gas equipado con un motoventilador de 0,5 caballos de potencia. Además, se utilizará una campana extractora para dirigir los gases producidos por el precipitado de oro.

En esta fase, el precipitado de oro se mezcla con un fundente compuesto por diez partes de bórax y dos partes de carbonatos..

- **Reactivación del carbón activado.**

Lavado Acido Químico de Carbón.

Este procedimiento implica un enjuague directo con agua para eliminar cualquier resto de sosa de la desorción y los lodos, seguido de una operación de lixiviación con una solución de HCl al 3% para eliminar los carbonatos, la sílice y los sulfatos cálcicos. En este procedimiento, se utilizará una columna de acero inoxidable para alojar 1500 kg de carbón deshidratado.

Reactivación Térmica

Esta técnica es muy eficaz y permite activar los carbones, dejándolos en circunstancias muy parecidas a las de los carbones frescos. Elimina eficazmente los productos acumulados y restaura la estructura porosa y la actividad del carbón con pocos daños. El carbón se someterá a una oxidación selectiva a una temperatura de 800 oC, seguida de una filtración para eliminar las partículas pequeñas. El resultado será un carbón apto para su reutilización en los tanques de agitación mediante el proceso CIP.



2.3.7. Sección relaves

La pulpa procedente del ultimo tanque, así como del espesador, será bombeado a la cancha de relaves, en la cancha de relaves los sólidos se asentaran y el líquido en suspensión será bombeado con una bomba estacionaria de acero inoxidable a un tanque de recuperación de solución barren.

La balsa de residuos n° 3 se ha ampliado en este proyecto de modificación para mejorar su estabilidad. Se ha excavado el suelo y se ha construido una presa en la parte inferior. La presa utiliza bombas de acero inoxidable montadas en balsas flotantes para evacuar eficazmente las soluciones clarificadas. A continuación, estas soluciones se bombean a un tanque para su posterior procesamiento y, posteriormente, se recirculan de vuelta a la planta. El fondo se rellenó densamente con arcilla, tras lo cual se instaló un revestimiento de geomembrana de polietileno de alta densidad (HDP) para evitar posibles fugas. Además, se colocaron piezómetros estratégicamente alrededor de la presa de estériles para controlar y gestionar cualquier posible fuga de cianuro, en caso de que se produjera.

- **Ubicación:**

La cancha de relaves se ubica a un costado de la planta de Cianuración, Este: 450388.99 Norte: 8381872.3 con un área de 3080.49m² y una distancia de 8m aproximadamente de la planta.

- **Sistema:**

El relave final saldrá del tanque carbonero 7, luego es enviado mediante una bomba horizontal 1 ½" x 1 ¼" a la cancha de relave, a una densidad de 1360



gr/cc con un porcentaje de sólidos de 42.04% de sólidos. En la relavera se produce una separación natural sólido – líquido, el sólido sedimenta y el líquido claro se coloca en la parte superior. La solución clara será bombeada a un tanque de solución barren para luego ingresar al proceso de la planta. El agua recuperada es del 55%.

La estabilidad de los taludes de las pozas de relave está garantizada de acuerdo al estudio geotécnico, que forma parte del presente estudio.

2.3.8. Equipos y maquinarias

A continuación, se describen los equipos y materiales requeridos para la instalación de la modificación de planta proyecto planta de Cianuración por agitación con carbón en pulpa GEZA Minerales ASIS, para una capacidad de 38 TM/Día.

Tabla 4.

Equipo y Maquinaria de la Planta de Cianuración con la modificación

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	HP
1	Parrilla de rieles con una abertura de 8”	1	
2	Tolva de gruesos de 6m x 6m x 7m con capacidad de 45 TM	1	
3	Faja alimentadora de 24” de ancho por 4.50 m de largo	1	
4	Parrilla estacionaria con una abertura de 2 ½” de 16” x 3 ft	1	5.00
5	Chancadora de quijada 10” x16” con todos sus accesorios	1	
6	Faja transportadora # 1 de 24” x 15 m	1	25.00
7	Zaranda vibratoria de 4x6 con cedazo de ¾”	1	7.50
8	Faja Transportadora #2 de 24” x 27”	1	10.00
9	Electroimán permanente para faja de 24”	1	
10	Faja Transportadora #3 de 14” x 5m	1	2.5
11	Faja Transportadora #4 de 14” x 13m	1	5.00
12	Trituradora hidrocono	1	40

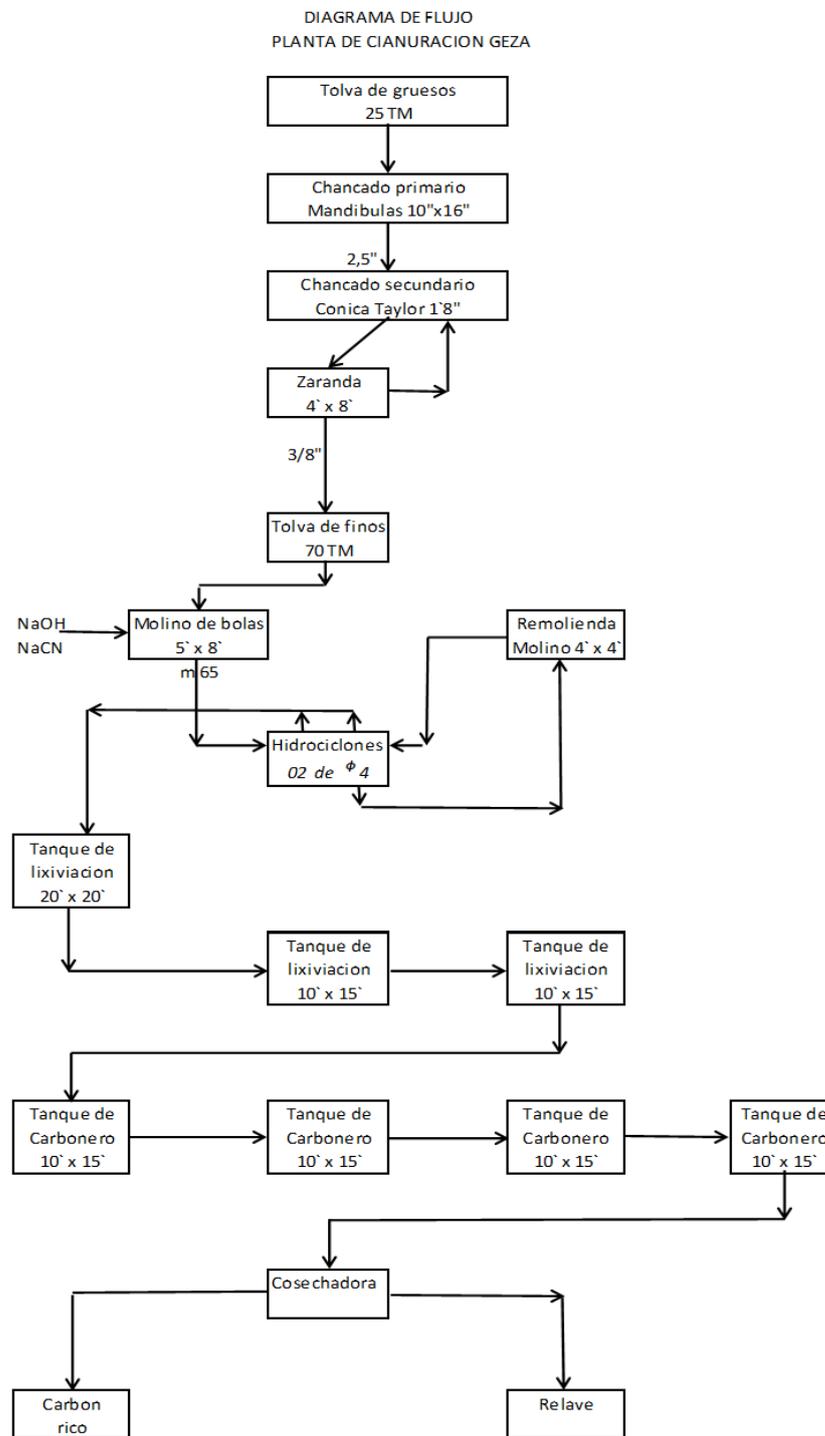


13	Tolva de finos de 3.10 m de diámetro x 5.9 m de alto para 75 TM	1	
14	Acondicionador para el cianuro de 6 ft x 6ft	1	5.00
15	Acondicionador para Hidróxido de sodio de 6ft x 6ft	1	5.00
16	Molino de bolas de 5'' x 8'' con todos sus accesorios y control	1	80.00
17	Hidrociclón D-6	1	
18	Bomba de sello seco 1 ½'' x 1 ¼''	1	10.00
19	Zaranda vibratoria para limpiar la basura	1	3.00
20	Tanque de agitación tipo TUBE DRAFT AGITATOR 10ft x 15ft	2	20.00
21	Tanques agitadores CARBONEROS 10'' x 15''	4	40.00
22	Tanque 20'' x 20'' ft.	2	40.00
23	Zaranda vibratoria 3ft x 6ft con cedazos malla 20	1	4.80
24	Zaranda de seguridad de 3ft x 6 ft de 02 niveles	1	4.80
25	Zaranda de carbón fresco	1	4.80
26	Espesador para recuperar solución con cianuro 25 ft x 10ft	1	20.00
27	Bomba vertical de 2.5'' x 48'' para limpieza de la zona de molienda	1	7.50
28	Bomba vertical de 2.5'' x 48'' para limpieza de la zona de agitación	1	7.50
29	Lote de carbón activado de 08-10 TM	1	
30	Tanque de agua de 300 m ³	1	
31	Compresora de 130 Ft ³ /min de 50 psi con motor	1	25
32	Elementos de interconexión de flujos como chutes de carga y descarga, tolva de paso, stop box para molinos, canaletas, cajas de bomba tuberías, válvulas, líneas de agua, etc.	1	
33	Plataforma de interconexión entre agitadores, tanques y protección para los mecanismos de estos, equipos y motores	1	
34	Suministros eléctricos para toda la planta, considerar tableros sub-tableros arrancadores, cableadores, cajas de paso, artefactos para iluminación	1	
35	Lote de repuestos recomendables para la operación anual de la planta (bolas de molino, forros de molino y clasificador, etc.)	1	
TOTAL			460.00

Nota: Elaboración propia.

Figura 7.

Diagrama de flujo.



Nota: Elaboración propia



CAPITULO III

MATERIALES Y METODOS

3.1. ANTECEDENTES HISTORICOS DE LA EMPRESA

3.1.1. Antecedentes de la planta

El presente Proyecto cuenta con aprobación de instrumento ambiental con resolución directoral n° 042-2014-GRP-GRP-DREM-PUNO/D el mismo que consideraba el proceso metalúrgico mediante molinos amalgamadores y Cianuración en tanque. Actualmente cuenta con la instalación de un tanque 20`*20`. Así mismo un circuito cerrado con molino 5`X10` y 4`X4` que permite mejorar el proceso metalúrgico y al mismo tiempo un manejo de las soluciones en circuito cerrado y la posterior refinación de oro.

3.1.2. Ubicación de la planta

La Planta de Cianuración CIP de GEZA Minerales ASIS se encuentra ubicado en el Paraje denominado Antahuila en el centro poblado de la Rinconada, Distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina y Departamento de Puno. Está ubicado en las coordenadas UTM. Dichas coordenadas ya fueron aprobadas en el IGAC. La modificación se realiza en las poligonales ya aprobadas mediante resolución directoral.

Tabla 5.

Vértices del proyecto Planta de Cianuración de carbón en Pulpa CIP UTM

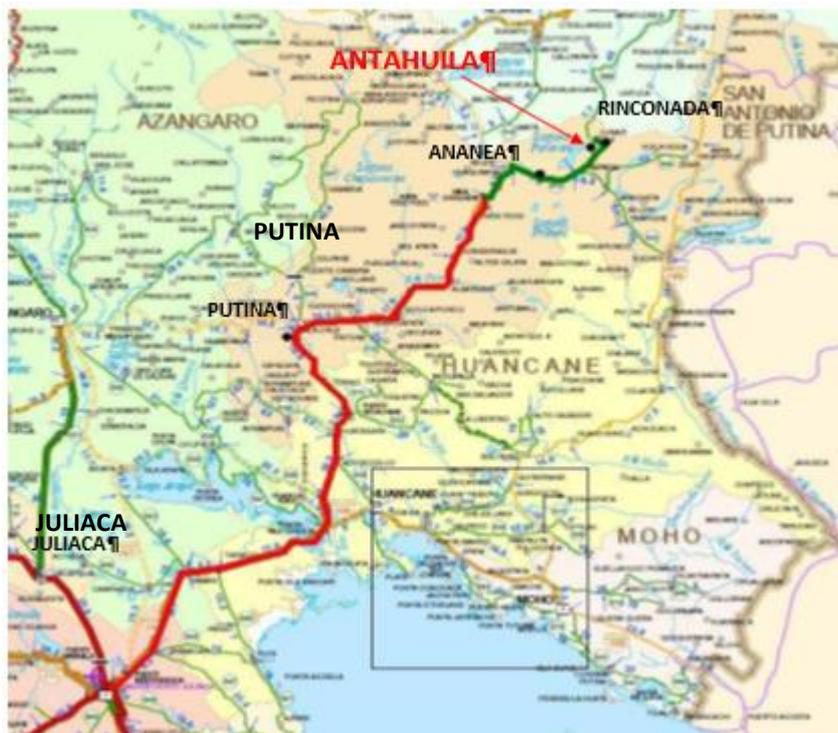
WGS-84

VERTICE	COORDENADAS UTM	
	ESTE	NORTE
1	450284.61	8381814.43
2	450385.56	8381925.62
3	450532.00	8381723.00
4	450468.87	8381645.43

Área = 3.0860 Has Perímetro = 750 ml

Figura 8.

Mapa vial de acceso al Proyecto





- **Superficie del proyecto**

El área del proyecto es de 3 ha. El mismo que será ampliado mediante una modificación de planta.

- **Vida útil del proyecto**

La vida útil del proyecto dependerá del tiempo durante el cual se extienda la capacidad de extracción de minerales provenientes de mina, y de la disponibilidad de relaves existentes en la zona a procesar en planta. Sin perjuicio de lo anterior, el plan de operación de planta es de 25 años.

3.2. EQUIPOS Y MATERIALES

Para realiza el trabajo de investigación sobre proceso de optimización, se utilizaron los siguientes equipos y materiales:

Tabla 6.

Equipos y Materiales

Equipos	Materiales	Reactivos
- Balanza marcy.	- Vasos.	- $\text{NH}_4(\text{OH})$
- Balanza electrónica.	- Balde con tapa.	- HCl .
- Rotap.	- Copelas.	- HNO_3 .
- Cocina eléctrica.	- Crisoles.	- NaCl .
- Balanza analítica.	- Probeta.	- NaCN .
- Estufa.	- Luna de reloj.	- KI .
- Mufla.	- Bolsas.	- AgNO_3
- Amperímetro.	- Sobre A-4.	- Acetato de plomo
- Reloj.	- Marcado.	- Polvo de zinc.
	- Fuego de malla.	- Litargirio.
	- Matraz.	- Bórax
	- Muestreador de copa.	- Plata Metálica.

Nota: Elaboración propia.



3.3. DATOS RECOPIRADOS DEL PROCESO.

3.3.1. Datos de Circuito de Lixiviación.

Las pruebas realizadas para la optimización del presente estudio

A.- CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 7.

A-78

PRUEBA	UNID	P - 1
MUESTRA		A-78
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.51
% - 200 Mallas	%	91.32
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.1
pH inicial	pH	11.01
pH final	pH	11.1
Consumo de Soda	Kg/t	1.0
Consumo de CnNa	Kg/t	3.089

Nota: Elaboración propia

A. RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 8.

Resultados A-78

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	16.64
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	12.01
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	1.7
Ley de Au en Solución final	g/m3	5.287
RECUPERACIÓN	%	85.85

Nota: Elaboración propia



Se detalla los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-78. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 85.85 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 16.64 gr/tn, solución rica de 5.287 gr/m³ y un relave de 1.7 gr/tn.

A1.-CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 9-

A-79

PRUEBA	UNID	P - 1
MUESTRA		A-79-81
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.52
% - 200 Mallas	%	92.41
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.06
pH inicial	pH	11.1
pH final	pH	11.19
Consumo de Soda	Kg/t	1.0
Consumo de CnNa	Kg/t	3.816

Nota: Elaboración propia



A1- a RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 10.

Resultados A-79

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	3.18
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	3.04
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	0.85
Ley de Au en Solución final	g/m ³	1.087
RECUPERACIÓN	%	72.03

Nota: Elaboración propia

A2. CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 11.

A-80

PRUEBA	UNID	P - 1
MUESTRA		A-80
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.41
% - 200 Mallas	%	94.1
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.06
pH inicial	pH	11.20
pH final	pH	11.28
Consumo de Soda	Kg/t	1.0
Consumo de CnNa	Kg/t	3.834

Nota: Elaboración propia.



A2-a RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 12.

Resultados A-80

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	11.70
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	8.94
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	2.0
Ley de Au en Solución final	g/m ³	3.50
RECUPERACIÓN	%	77.64

Nota: Elaboración propia

CONCLUSIONES

Se detalla los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-80. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 77.64 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 11.7 gr/tn, solución rica de 3.50 gr/m³ y un relave de 2.0 gr/tn.

A3. CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 13.

A-82

PRUEBA MUESTRA	UNID	P - 1
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.52
% - 200 Mallas	%	92.1
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.07
pH inicial	pH	11.30
pH final	pH	11.38



Consumo de Soda	Kg/t	1.0
Consumo de CnNa	Kg/t	3.643

Nota: Elaboración propia.

A3-a RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 14.

Resultados A-82

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	44.967
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	29.82
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	1.65
Ley de Au en Solución final	g/m3	14.24
RECUPERACIÓN	%	94.47

Nota: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

Se detalla los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-82. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 94.47 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 44.967 gr/tn, solución rica de 14.24 gr/m3 y un relave de 1.65 gr/tn.



A4. CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 15.

A-77

PRUEBA	UNID	P - 1
MUESTRA		A-77
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.60
% - 200 Mallas	%	90.32
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.07
pH inicial	pH	11.40
pH final	pH	11.43
Consumo de Soda	Kg/t	0.8
Consumo de CnNa	Kg/t	3.811

Nota: Elaboración propia.

A4 – a RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 16.

Resultados A-77

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	7.59
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	5.96
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	1.65
Ley de Au en Solución final	g/m3	2.477
RECUPERACIÓN	%	72.30

Nota: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

Se detalla los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-77. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 72.30 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 7.59 gr/tn, solución rica de 1.477 gr/m³ y un relave de 1.65



gr/tn.

A5. CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 17.

A-83

PRUEBA	UNID	P - 1
MUESTRA		A-83
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.0
% - 200 Mallas	%	93.12
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.09
pH inicial	pH	11.50
pH final	pH	11.55
Consumo de Soda	Kg/t	1.0
Consumo de CnNa	Kg/t	3.218

Nota: Elaboración propia.

A5.a RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 18.

Resultados PA-83

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	1.37
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	1.42
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	0.5
Ley de Au en Solución final	g/m3	0.455
RECUPERACIÓN	%	64.77

Nota: Elaboración propia.



CONCLUSIONES

Se detalla los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-83. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 64.77 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 1.37 gr/tn, solución rica de 0.455 gr/m³ y un relave de 0.5 gr/tn.

A6. CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 19.

A-79

PRUEBA	UNID	P - 1
MUESTRA		A-79
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.35
% - 200 Mallas	%	94.25
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.08
pH inicial	pH	11.60
pH final	pH	11.65
Consumo de Soda	Kg/t	1.0
Consumo de CnNa	Kg/t	3.416

Nota: Elaboración propia.



A6-a RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 20.

Resultados A-79

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	26.51
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	21.7
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	2.45
Ley de Au en Solución final	g/m3	9.527
RECUPERACIÓN	%	88.71

Nota: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

Se detalla los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-84. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 88.71 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 26.51 gr/tn, solución rica de 9.527 gr/m3 y un relave de 2.45 gr/tn.



B. CONDICIONES PRINCIPALES DE OPERACIÓN.

Tabla 21.

A-82

PRUEBA	UNID	P - 1
MUESTRA		A-82 REMUESTREADO
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7
pH Natural	pH	9.50
% - 200 Mallas	%	94.20
CIANURACIÓN		
Tiempo	h	48
Densidad	g/L	1265.6
% Sólidos	%	33.3
REACTIVOS		
Fuerza Inicial CnNa	Gr/Lt	0.25
Fuerza Final CnNa	Gr/Lt	0.095
pH inicial	pH	11.10
pH final	pH	11.30
Consumo de Soda	Kg/t	0.8
Consumo de CnNa	Kg/t	3.111

Nota: Elaboración propia.

B-1 RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION.

Tabla 22.

Resultados A-82

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	47.26
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	40.64
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	1.45
Ley de Au en Solución final	g/m ³	19.32
RECUPERACIÓN	%	96.43

Nota: Elaboración propia.



B-2 CONCLUSIONES

Se detalla los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-82 REMUESTREADO. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 96.43 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 47.26 gr/tn, solución rica de 19.32 gr/m³ y un relave de 1.45 gr/tn.

3.3.2. Insumos

Los materiales o insumos a usarse en el proceso son los siguientes:

- Cianuro de Sodio
- Hidróxido de Sodio
- Carbón Activado
- Petróleo
- Nitrato de Potasio
- Nitrato de Plomo
- Nitrato de Plata

La tasa de consumos se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla 23

Insumos

FECHA	INGRESO DE CIANURO (NaCN)	SALDO MES ANTERIOR	PLANTA	DESORCION	TOTAL DE SALIDA EN EL DIA
			KGS.	KGS.	KGS.
1 - OCTUBRE		4817	250		250
2 - OCTUBRE			200		200
3 - OCTUBRE			200		200
4 - OCTUBRE			200		200
5 - OCTUBRE			250		250
6 - OCTUBRE			300		300



7 - OCTUBRE		100	50	150
8 - OCTUBRE		300	10	310
9 - OCTUBRE		250	5	255
10 - OCTUBRE		200	8	208
11 - OCTUBRE		200		200
12 - OCTUBRE		250		250
13 - OCTUBRE		250		250
14 - OCTUBRE		250		250
15 - OCTUBRE		250		250
16 - OCTUBRE		250		250
17 - OCTUBRE		250		250
18 - OCTUBRE	10000	250		250
19 - OCTUBRE		250		250
20 - OCTUBRE		250		250
21 - OCTUBRE		270		270
22 - OCTUBRE		270		270
23 - OCTUBRE		350		350
24 - OCTUBRE		250		250
25 - OCTUBRE		300		300
26 - OCTUBRE		340		340
27 - OCTUBRE		345		345
28 - OCTUBRE		325		325
29 - OCTUBRE		400		400
30 - OCTUBRE		140		140
31 - OCTUBRE		400		400
TOTAL INGRESO	10000	8090	73	8163



CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. MARCO EXPERIMENTAL

4.1.1. Parametros y variables del proceso

Tratamiento del mineral

La cantidad de mineral a tratar se estima según la capacidad de Cianuración en toneladas, la reserva de relave o mineral de cabeza.

4.1.2. Preparación de la solución cianuración

Hidróxido de sodio (soda):

La densidad es de 0,500 kg/m³. Se utiliza agua para alcanzar un nivel de pH que oscila entre 10,5 y 11,5, con una capacidad de 90 toneladas métricas. Se necesita un volumen de 40 metros cúbicos de solución de lixiviación y, posteriormente, utilizamos 0,22 kilogramos por tonelada de mineral durante la activación o primera etapa del proceso de lixiviación. Esta cifra es una aproximación, ya que fluctúa en función del tipo específico de mineral durante el procesamiento.

Concentración de cianuro

Soda = 1.0 Kg/t

CNNa= 3.08Kg/t

Cálculo del tiempo de residencia

a) TANQUE N° 1:

Dimensiones: 10'x10'

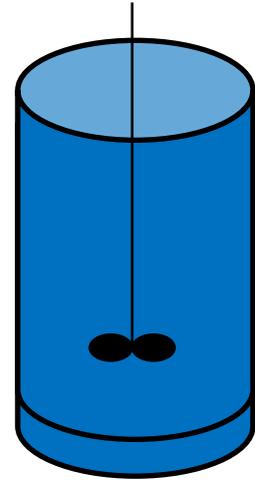
DATOS

D=10 pies

H=10 pies

D=3m

H=3m



$$V = \pi R^2 H \quad \& \quad \%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$V = 3.1416(1.5m)^2(3m)$$

$$V = 21.20m^3$$

$$\%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$\%S = \frac{(1.31 - 1)2.6}{1.31(2.6 - 1)} \times 100$$

$$\%S = 38.5$$

Se tiene:

$$Qp = TMS \times \left(R \frac{l}{s} + \frac{1}{Ge} \right) \quad \& \quad R \frac{l}{s} = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

Qp = caudal de pulpa (m³/hora)

TMSH= Tonelaje métrico horario seco

R l/s = Relación líquido sólido

ρ = Densidad de pulpa (TM/m³) (1310)

%S = Porcentaje de sólidos

Ge=Gravedad específica (2.6)



$$R \frac{l}{s} = \frac{100 - 38.5}{38.5}$$

$$R \frac{l}{s} = 1.6 \frac{m^3}{Tn}$$

Luego:

$$Q_{pulpa} = 24.6 \times \left(1.6 + \frac{1}{2.6}\right)$$

$$Q_p = 48.8 \frac{m^3}{dia}$$

Por último:

Tiempo de Residencia en Lixiviación

$$T_{residencia} = \frac{21.20m^3}{48.8 \frac{m^3}{dia}} = 0.43 dia$$

$$T_{residencia} = 0.43 dia \times \frac{24Hr}{1día} = 10.32Hr$$

$$T_{residencia} = 10.32Hr \times \frac{60min}{24Hr} = 25.8min$$

b) TANQUE N° 3:

Dimensiones: 10'x10'

DATOS

D=10 pies

H=10 pies

D=3m

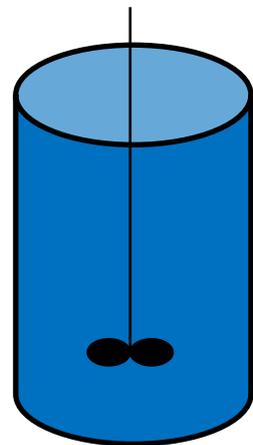
H=3m

$$V = \pi R^2 H \quad \& \quad \%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$V = 3.1416(1.5m)^2(3m)$$

$$V = 21.20m^3$$

$$\%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$





$$\%S = \frac{(1.3 - 1)2.6}{1.3(2.6 - 1)} \times 100$$

$$\%S = 37.5$$

Se tiene:

$$Qp = TMS \times \left(R \frac{l}{s} + \frac{1}{Ge} \right) \quad \& \quad R \frac{l}{s} = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

Qp = caudal de pulpa (m³/hora)

TMSH= Tonelaje métrico horario seco

R l/s = Relación líquido sólido

ρ = Densidad de pulpa (TM/m³) (1300)

%S = Porcentaje de sólidos

Ge=Gravedad específica (2.6)

$$R \frac{l}{s} = \frac{100 - 37.5}{37.5}$$

$$R \frac{l}{s} = 1.6 \frac{m^3}{Tn}$$

Luego:

$$Qp_{pulpa} = 24.6 \times \left(1.6 + \frac{1}{2.6} \right)$$

$$Qp = 48.8 \frac{m^3}{dia}$$

Por último:

Tiempo de Residencia en Lixiviación

$$T_{residencia} = \frac{21.20m^3}{48.8 \frac{m^3}{dia}} = 0.43dia$$

$$T_{residencia} = 0.43dia \times \frac{24Hr}{1día} = 10.32Hr$$

$$T_{residencia} = 10.32Hr \times \frac{60min}{24Hr} = 25.8min$$

c) **TANQUE N° 4:**

Dimensiones: 10'x10'

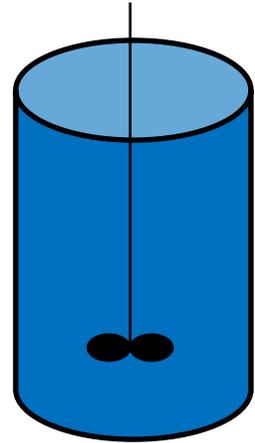
DATOS

D=10 pies

H=10 pies

D=3m

H=3m



$$V = \pi R^2 H \quad \& \quad \%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$V = 3.1416(1.5m)^2(3m)$$

$$V = 21.20m^3$$

$$\%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$\%S = \frac{(1.3 - 1)2.6}{1.3(2.6 - 1)} \times 100$$

$$\%S = 37.5$$

Se tiene:

$$Qp = TMS \times \left(R \frac{l}{s} + \frac{1}{Ge} \right) \quad \& \quad R \frac{l}{s} = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

Qp = caudal de pulpa (m³/hora)

TMSH= Tonelaje métrico horario seco

R l/s = Relación líquido sólido

ρ = Densidad de pulpa (TM/m³) (1300)

%S = Porcentaje de sólidos

Ge=Gravedad específica (2.6)

$$R \frac{l}{s} = \frac{100 - 37.5}{37.5}$$



$$R \frac{l}{s} = 1.6 \frac{m^3}{Tn}$$

Luego:

$$Q_{pulpa} = 24.6 \times \left(1.6 + \frac{1}{2.6}\right)$$

$$Q_p = 48.8 \frac{m^3}{dia}$$

Por último:

Tiempo de Residencia en Lixiviación

$$T_{residencia} = \frac{21.20m^3}{48.8 \frac{m^3}{dia}} = 0.43 dia$$

$$T_{residencia} = 0.43 dia \times \frac{24 Hr}{1 día} = 10.32 Hr$$

$$T_{residencia} = 10.32 Hr \times \frac{60 min}{24 Hr} = 25.8 min$$

d) TANQUE N° 5:

Dimensiones: 10'x10'

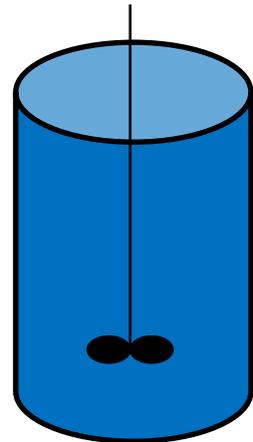
DATOS

D=10 pies

H=10 pies

D=3m

H=3m



$$V = \pi R^2 H \quad \& \quad \%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$V = 3.1416(1.5m)^2(3m)$$

$$V = 21.20m^3$$

$$\%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$\%S = \frac{(1.29 - 1)2.6}{1.29(2.6 - 1)} \times 100$$

$$\%S = 36.5$$



Se tiene:

$$Qp = TMS \times \left(R \frac{l}{s} + \frac{1}{Ge} \right) \quad \& \quad R \frac{l}{s} = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

Qp = caudal de pulpa ($m^3/hora$)

TMSH= Tonelaje métrico horario seco

R l/s = Relación líquido sólido

ρ = Densidad de pulpa (TM/m^3) (1290)

%S = Porcentaje de sólidos

Ge=Gravedad específica (2.6)

$$R \frac{l}{s} = \frac{100 - 36.5}{36.5}$$

$$R \frac{l}{s} = 1.7 \frac{m^3}{Tn}$$

Luego:

$$Q_{pulpa} = 24.6 \times \left(1.7 + \frac{1}{2.6} \right)$$

$$Qp = 51.28 \frac{m^3}{dia}$$

Por último:

Tiempo de Residencia en Lixiviación

$$T_{residencia} = \frac{21.20m^3}{51.28 \frac{m^3}{dia}} = 0.41dia$$

$$T_{residencia} = 0.41dia \times \frac{24Hr}{1día} = 9.84Hr$$

$$T_{residencia} = 9.84Hr \times \frac{60min}{24Hr} = 24.6min$$

e) TANQUE N° 6:

Dimensiones: 10'x10'

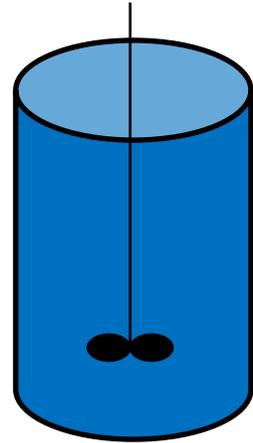
DATOS

D=10 pies

H=10 pies

D=3m

H=3m



$$V = \pi R^2 H \quad \& \quad \%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$V = 3.1416(1.5m)^2(3m)$$

$$V = 21.20m^3$$

$$\%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$\%S = \frac{(1.29 - 1)2.6}{1.29(2.6 - 1)} \times 100$$

$$\%S = 36.5$$

Se tiene:

$$Qp = TMS \times \left(R \frac{l}{s} + \frac{1}{Ge} \right) \quad \& \quad R \frac{l}{s} = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

Qp = caudal de pulpa (m³/hora)

TMSH= Tonelaje métrico horario seco

R l/s = Relación líquido sólido

ρ = Densidad de pulpa (TM/m³) (1290)

%S = Porcentaje de sólidos

Ge=Gravedad específica (2.6)

$$R \frac{l}{s} = \frac{100 - 36.5}{36.5}$$



$$R \frac{l}{s} = 1.7 \frac{m^3}{Tn}$$

Luego:

$$Q_{pulpa} = 24.6 \times \left(1.7 + \frac{1}{2.6}\right)$$

$$Q_p = 51.28 \frac{m^3}{dia}$$

Por último:

Tiempo de Residencia en Lixiviación

$$T_{residencia} = \frac{21.20m^3}{51.28 \frac{m^3}{dia}} = 0.41 dia$$

$$T_{residencia} = 0.41 dia \times \frac{24Hr}{1dia} = 9.84Hr$$

$$T_{residencia} = 9.84Hr \times \frac{60min}{24Hr} = 24.6min$$

4.1.3. Resumen lixiviación en los tanques de agitación

Tabla 24.

Lixiviación en tanques

Nº TANQUE	DIAMETRO DE TANQUES	VOLUMEN POR CADA TANQUE M ³	CAUDAL PULPA M ³ /dia	DIA DE REBOSE	TIEMPO DE LIXIVIACION HRS
TK-1	10`X10`	21.2	50.3	0.42	10.12
TK-2	10`X10`	21.2	50.3	0.42	10.12
TK-3	10`X10`	21.2	50.3	0.42	10.12
TK-4	10`X10`	21.2	50.3	0.42	10.12
TK-5	10`X10`	21.2	50.3	0.42	10.12
TK-6	10`X10`	21.2	50.3	0.42	10.12
TOTAL		127.2			60.72

Nota: Elaboración propia

$$127.2 \longrightarrow 100\%$$

$$X \longleftarrow 15\%$$

$$X = 19.08 m^3$$

$$127.2 - 19.08 = 108.12m^3 \text{ VOLUMEN DE TANQUES PULPA}$$



Tiempo de residencia en 6 tanques en lixiviación

$$= \frac{127.2\text{m}^3}{50.3 \text{ m}^3 / \text{día}} = 2.32 \text{ día} \times \frac{24\text{Hr}}{1 \text{ día}} = 55.75\text{Hrs}$$

4.2. PRUEBAS A ESCALA DE LABORATORIO

La definición de un determinado proceso metalúrgico depende de la realización de pruebas de diversas índoles y a diferente escala. Para la determinación del número de pruebas necesarias para optimizar una operación tomaremos tres variables para nuestro caso: granulometría, pH, Fuerza de cianuro.

4.2.1. Pruebas a nivel laboratorio

La realización de experimentos de cianuración proporciona información útil sobre las ventajas metalúrgicas y económicas del mineral. La importancia de esta tarea exige un planteamiento sistemático, utilizando conocimientos, competencias y, lo que es más importante, ingenio y creatividad para hacer frente a los retos y obstáculos que se presentan a lo largo de su ejecución.

Para agilizar su crecimiento, es esencial seguir una progresión sistemática de la información y las pruebas, documentando y registrando meticulosamente los descubrimientos dignos de mención.

La secuencia de pasos a seguir debe estar determinada por el perfil antes mencionado, que puede ajustarse en función del alcance, el objetivo, la fiabilidad del experimento y, lo que es más importante, la pericia del investigador.

- Muestreo
- Preparación de la Muestra malla -200
- Reconocimiento del Mineral



- Características Físicas
- Composición Mineralogía
- Análisis Químico
- Determinar el pH natural

Las etapas para básicas para el desarrollo de pruebas metalúrgicas son:

- Pruebas preliminares

4.2.2. Preparación mecánica de las muestras

Utilizando la trituradora, se redujo gradualmente el tamaño de la muestra de trabajo hasta alcanzar un tamaño de -200%. A continuación, se produjeron muestras representativas mediante los procesos de homogeneización y despiece.

4.2.3. Molienda en laboratorio

Se utilizó un molino de bolas convencional de 6'' x 6'' de forma cilíndrica.

Especificaciones de operaciones de molienda (adicionar a molino 6'' x 6'')

El tiempo de molienda 48 horas para lograr malla -200.

Utilizando una muestra de mineral y una carga de bolas adecuadas, se procedió a la molienda con distintas duraciones. Posteriormente, se realizó un análisis granulométrico utilizando mallas Tyler con los siguientes tamaños: 28, 48, 65, 100, 150, 200, 270, 325 y 400.



4.2.4. Condiciones de operación

Tabla 25.

Variables a nivel laboratorio.

- pH	11.19 – 11.65
- Fuerza de cianuro	0.06 – 0.095
- % malla -200	92.10 – 94.25
- Tiempo de residencia	48

Nota: Tesista.

4.3. ESTRATEGIA EXPERIMENTAL

4.3.1. Parámetro

En el contexto de un modelo matemático o físico, son entidades que permanecen constantes durante todo el periodo de validez del modelo. Se representan como valores fijos en las ecuaciones matemáticas.

4.3.2. Variable

Son aquellos que asumen más de un valor o estado durante el rango de validez del modelo por ejemplo dosificación de reactivos de cianuración, son normalmente clasificadas dentro de un número de categorías.

4.4. SELECCIÓN DE VARIABLES

En la investigación para optimizar un proceso a nivel laboratorio se investiga la influencia de 3 variables:

- Granulometría.
- pH



- Fuerza de cianuro.

Cada variable utilizada en una investigación tiene un espectro de usos, que incluye el punto focal, el límite superior y el límite inferior. La distancia del centro a cada extremo se denomina "radio". Se utilizan los valores codificados de -1, 0 y +1.

4.5. DISEÑOS EXPERIMENTALES

Son herramientas fundamentales en la investigación, el diseño y análisis de experimentos, no es otra cosa que la planificación racional de las experiencias a realizar de manera que podamos obtener de sus resultados el máximo de información y con el número mínimo de pruebas y el análisis de los resultados se hace por métodos estadísticos, por cuanto cualquier dato está sujeto a un error experimental, cuyo valor nos permitirá analizar la influencia real de parámetros efectos e interacciones sobre la respuesta .

Un experimento o conjunto de experimentos se lleva a cabo para manipular intencionadamente las variables de entrada de un proceso con el fin de observar y determinar los factores que conducen a cambios en los criterios de optimización. Un diseño experimental es una metodología sistemática y científica que permite a un investigador conocer en profundidad un proceso y determinar el impacto de los factores de entrada en una respuesta o variable de salida.

4.5.1. Diseño factorial

Se trata de un modelo en el que se examinan todas las combinaciones posibles de niveles de factores en cada ensayo o repetición. Estos modelos se consideran modelos de primer orden, en los que los niveles representan los múltiples valores que pueden asumir los factores o variables.



Por lo tanto, viene definido por la siguiente relación:

$$N = 2^n$$

Donde: n = número de variables

N = número de experimentos

4.5.2. Niveles de las variables

Son distintos valores de las variables, luego podrían estimar valores máximos o mínimos

Tabla 26

Variables experimentales

VARIABLES	MINIMO	CENTRO	MAXIMO
Granulometría	90.30	92.00	94.25
pH	11.19	11.30	11.65
Fuerza de cianuro	0.06	0.08	0.095

Nota: Tesista.

Tabla 27.

Pruebas experimentales

Código	Fuerza de cianuro	pH Final	% -200 malla	t / horas	% Recuperación
A-72	0.06	9.51	91.32	48	85.85
A79-81	0.06	11.19	92.41	48	72.03
A80	0.06	11.28	94.1	48	77.64
A82	0.06	11.38	92.1	48	94.47
A77	0.07	11.43	90.32	48	72.30
A83	0.09	11.55	93.12	48	64.77
A79	0.08	11.65	94.25	48	88.71
A82	0.095	11.30	94.20	48	96.43
Remuestreado					

Nota: Tesista.



4.6. DISEÑO FACTORIAL 2ⁿ

Tenemos = 2³

Son formas ordenadas en las cuales se distribuyen las pruebas las variables se mueven a través de un rango

Para tres variables.

$N = 2^3$ $N = 8$

$N = 8 + 3 = 11$ pruebas

Tabla 28.

Resumen de las pruebas Metalúrgicas.

Codigo	Fuerza de cianuro	pH Final	% -200 malla	t / horas	% Recuperación
A-72	0.06	9.51	91.32	48	85.85
A79-81	0.06	11.19	92.41	48	72.03
A80	0.06	11.28	94.1	48	77.64
A82	0.06	11.38	92.1	48	94.47
A77	0.07	11.43	90.32	48	72.30
A83	0.09	11.55	93.12	48	64.77
A79	0.08	11.65	94.25	48	88.71
A82	0.095	11.30	94.20	48	96.43

Remuestreado

Nota: Tesista.

Rango de Parámetros:

Fuerza de cianuro: 0.06 – 0.095

pH: 11.30 – 11.65

% Mallas-200: 90.30 – 94.20

- **DISEÑO FACTORIAL DE PRUEBAS DE TRATAMIENTO DE MINERALES (CIP)**



A. Variables

Tabla 29.

Resumen de las pruebas Metalúrgicas.

VARIABLES	INDICADORES	ÍNDICES
1. Independientes (Xi) Parámetros del proceso de carbón en pulpa (CIP)	- Fuerza de cianuro - pH - Granulometria	0.06 – 0.095. 11.30 a 11.65 90.30 – 94.20l.
2. Dependientes (Yi) Optimización del tratamiento de minerales auríferos por el método carbón en pulpa (CIP)	- Optimización - Eficiencia de recuperación - Ley en la recuperación	> 95%

Nota: Tesista.

B. CONDICIONES DE LAS VARIABLES EN ESTUDIO

	Nivel (-)	a1	Nivel
(+) A = Fuerza de Cianuro :	0.06	0.095	
	b1 = 0.035		
B = pH :	11.30	11.65	
	b1 = 0.35		
C = Malla :	90.30	94.20	
	C1 = 3.9		

Se aplicara el diseño factorial 2^3

Dónde:

$2^3 = 8$ serán los ensayos a efectuarse.



C. Combinaciones experimentales del diseño

Tabla 30.

Factorial porcentaje de recuperación

	CIP (Yi)
1	85.85
2	72.03
3	77.64
4	94.47
5	72.30
6	64.77
7	88.71
8	96.43

Nota: Tesista.

4.7. OPTIMIZACION EN BASE AL TIEMPO DE RESIDENCIA EN LA CIANURACION DE ORO.

El éxito del proceso de cianuración del oro se atribuye a la gestión y manipulación eficaces de los parámetros clave que influyen en el proceso, como la concentración de cianuro libre, la temperatura, el oxígeno y el tiempo de residencia.

El objetivo principal de este estudio es mejorar la duración del tiempo de residencia.

GEZA es una empresa que procesa mineral obtenido de acopios, que compra a terceros, así como mineral extraído de su propia mina.

Este tipo de mineral es único en el sentido de que requiere un meticuloso proceso de molienda (90% m-200) en agitadores, con una duración mínima de residencia de 100 horas.



El objetivo de este estudio es prolongar la duración actual para sostener el peso de las toneladas de mineral, lo que conduce a una tasa de recuperación de oro superior al 93%.

Dimensiones: 20'x20'

DATOS

D=20pies

H=20 pies

$$V = \pi R^2 H \quad \& \quad \%S = \frac{(\rho-1)Ge}{\rho(Ge-1)} \times 100$$

$$V = 3.1416(2.745m)^2(5.49m)$$

$$V = 129.96m^3$$

$$\%S = \frac{(\rho - 1)Ge}{\rho(Ge - 1)} \times 100$$

$$\%S = \frac{(1.3 - 1)2.6}{1.3(2.6 - 1)} \times 100$$

$$\%S = 37.5$$

Se tiene:

$$Qp = TMS \times \left(R \frac{l}{s} + \frac{1}{Ge} \right) \quad \& \quad R \frac{l}{s} = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

Qp = caudal de pulpa (m³/hora)

TMSH= Tonelaje métrico horario seco

R l/s = Relación líquido sólido

ρ = Densidad de pulpa (TM/m³) (1300)

%S = Porcentaje de sólidos



$G_e =$ Gravedad específica (2.6)

$$R \frac{l}{s} = \frac{100 - 37.5}{37.5}$$

$$R \frac{l}{s} = 1.66 \frac{m^3}{Tn}$$

Luego:

$$Q_{pulpa} = 24.6 \times \left(1.66 + \frac{1}{2.6}\right)$$

$$Q_p = 50.3 \frac{m^3}{dia}$$

Por último:

Tiempo de Residencia en Lixiviación

$$T_{residencia} = \frac{129.96 m^3}{50.3 \frac{m^3}{dia}} = 2.58 dia$$

$$T_{residencia} = 2.58 dia \times \frac{24 Hr}{1 dia} = 62.0 Hr$$

$$T_{residencia} = 62.0 Hr \times \frac{60 min}{24 Hr} = 155 min$$

$$246.81 \quad \longrightarrow \quad 100\%$$

$$X \quad \longleftarrow \quad 15\%$$

$$X = 37.02 m^3$$

$246.81 - 37.02 = 209.79 m^3$ VOLUMEN TOTAL DE TANQUES PULPA

⇒ Total de Tiempo de residencia en 7 tanques en lixiviación

$$\text{TOTAL T. RESIDENCIA} = \frac{209.79 m^3}{50.3 m^3/dia} = 4.17 dia \times \frac{24 Hr}{1 dia} = 100 Hr$$

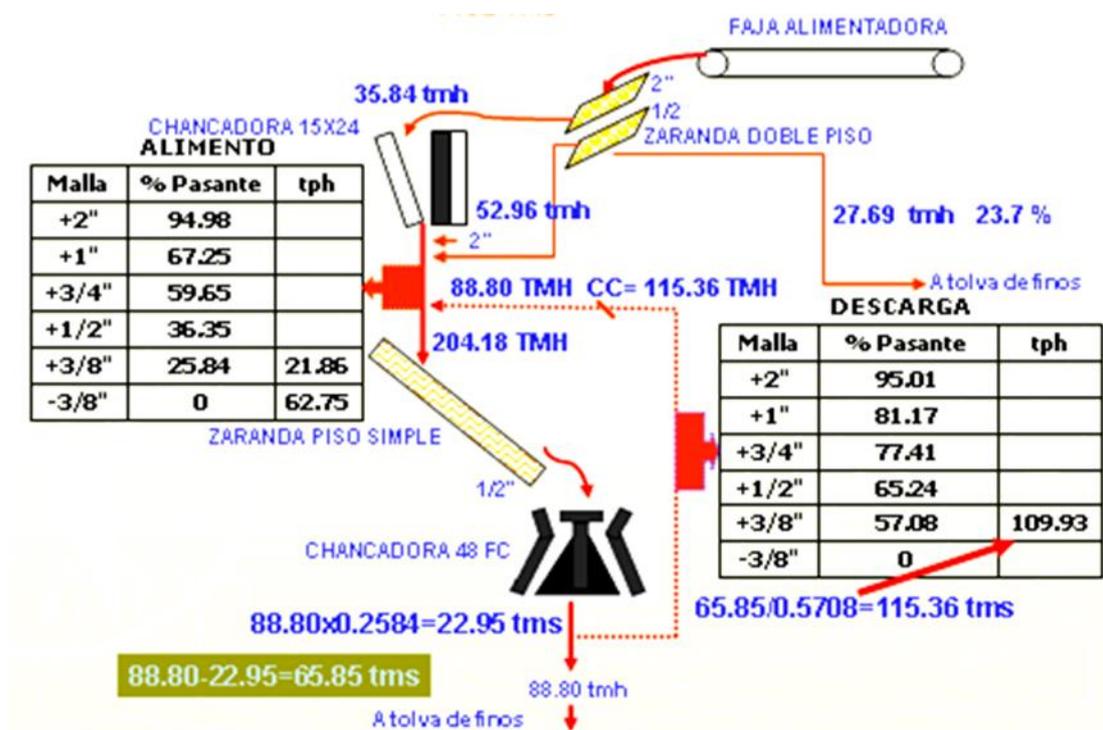
4.8. COMPARACION DE LA RECUPERACION ANTES Y DESPUES DE LA OPTIMIZACION.

La optimización de la recuperación se consigue ampliando el tanque para prolongar el periodo de retención, lo que se traduce en una mayor duración en el tanque de lixiviación. Esto aumenta la eficacia de la recuperación en el tratamiento de minerales.

- BALANCE EN CIRCUITO DE CHANCADO DE MINERALES.

Figura 9.

Balance en circuito de chancado de minerales



4.10. CONTROL DEL PROCESO DE DESORCIÓN.

Figura 12.

Inicio de Proceso

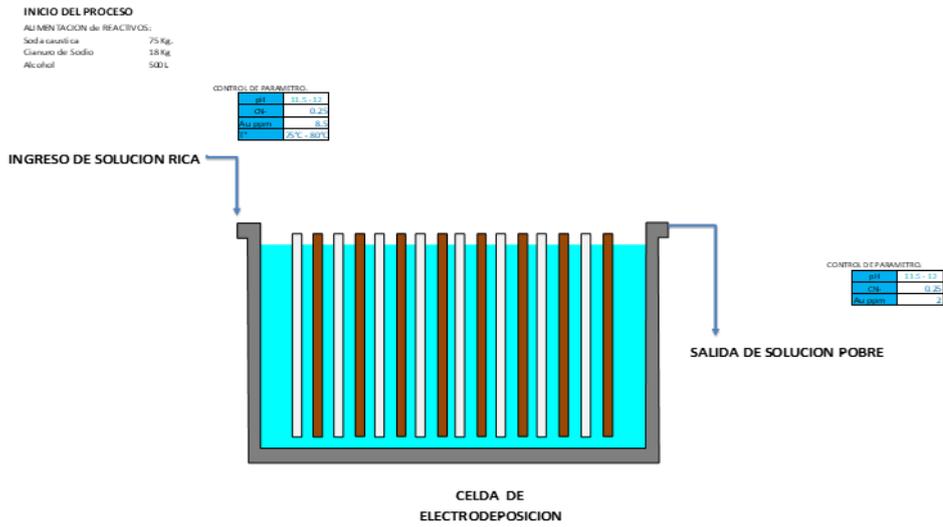
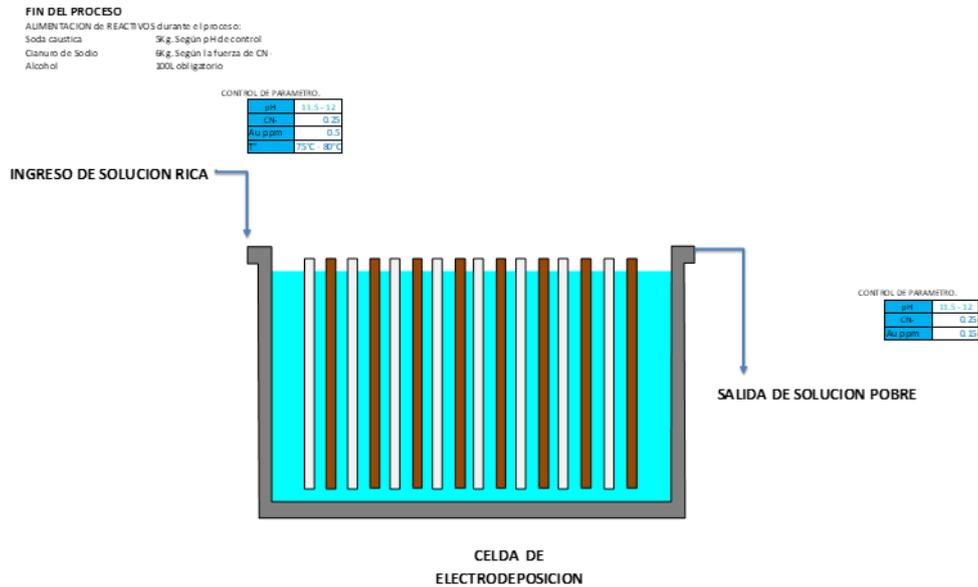


Figura 13.

Fin de proceso





4.11. BALANCE DE LEYES DE CARBÓN.

Figura 14.

Ingreso de carbón de desorción

INGRESO DE CARBON A DESORCION

INGRESO	6-Ene					
HORA DE INGRESO	14:00					
DESORCION	CAM7-COS01	LEY DE CABEZA (g/kg)	8.200	2.589	-	
TK 5 HUMEDAD	42.229%	% impurezas	3.59%			5.3945
TK 6	46.789%		3.85%			

PESOS DE CARBON DE LOS TANQUES

ITEM	TK 5		TK 6		TK 6		TK		TK	
	PCH kg.	PCS kg.								
1	176.60	102.02	180.00	95.78		0.00		0.00		0.00
2	182.70	105.55	163.60	87.05		0.00		0.00		0.00
3	184.45	106.56	182.10	96.90		0.00		0.00		0.00
4	179.45	103.67	182.00	96.84		0.00		0.00		0.00
5	182.80	105.61		0.00		0.00		0.00		0.00
6	177.45	102.51		0.00		0.00		0.00		0.00
7	166.95	96.45		0.00		0.00		0.00		0.00
8		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
9		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
10		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
11		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
12		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
13		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
14		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
15		0.00		0.00		0.00		0.00		0.00
TOTAL	1250.4	722.4	707.7	376.6	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
									0.0	0.0

TOTAL CARBON PROCESADO	LEY DE Au g/KgC	FINO SEGÚN LEY (g)	FINO AL 99.5% R	PESO S. REST.	ORO A RECUP.	merg. +/-
1098.943	6.277	6898.373	6894.92	0.00	0.00	-

Figura 15.

Balance metalúrgico con leyes

Fecha	Tiempo Operación Hrs	CABEZA GENERAL				OVER GENERAL				BALANCE METALÚRGICO				RELAVE				RECUP. %	
		TMS	Ley Au g/FTM	Fino Au (gr)	DENSIDAD (g/L)	G.E.	SOLIDOS gr/AU/FTM	Filos gr. Au	Vol. (m3)	gr. Au/m3	LÍQUIDOS gr. Au/m3	Filos gr. Au	Vol. (m3)	gr. Au/m3	LÍQUIDOS gr. Au/m3	Filos gr. Au	Vol. (m3)		gr. Au/m3
28-nov.	24.000	33.669	22.591	760.617	1383.333	2.800	33.669	3.225	108.583	44.439	6.309	280.365	33.669	1.350	45.453	44.439	0.464	20.620	91.31%
29-nov.	23.000	32.107	6.396	205.356	1381.705	2.800	32.107	3.600	115.585	42.607	3.218	137.109	32.107	1.267	30.679	40.877	0.478	20.366	70.27%
30-nov.	19.000	26.232	7.022	184.130	1387.727	2.800	26.232	3.425	89.810	34.111	3.123	106.930	26.232	1.267	33.233	34.111	0.412	14.054	74.32%
2-dic.	7.000	9.780	6.396	62.553	1372.857	2.800	9.780	3.600	35.208	13.369	3.218	43.022	9.780	1.267	12.391	13.369	0.478	6.391	69.97%
3-dic.	24.000	33.330	7.460	248.565	1377.917	2.800	33.330	5.000	166.599	44.779	3.648	171.309	33.330	1.133	37.751	44.779	0.421	18.852	77.23%
4-dic.	23.000	30.735	9.979	306.708	1384.167	2.800	30.735	2.850	87.596	40.455	2.127	86.048	30.735	1.367	42.015	40.455	0.481	19.459	79.26%
5-dic.	24.000	33.426	6.468	216.200	1385.000	2.800	33.426	3.400	113.649	43.876	2.100	92.139	33.426	1.150	38.440	43.876	0.401	17.594	74.08%
6-dic.	24.000	33.377	7.362	245.719	1383.750	2.800	33.377	3.325	110.978	43.992	1.845	81.166	33.377	1.167	38.951	43.992	0.345	15.177	77.97%
7-dic.	24.000	33.784	9.327	315.104	1385.833	2.800	33.784	3.425	115.710	44.224	1.996	86.270	33.784	1.250	42.230	44.224	0.398	17.601	81.01%
8-dic.	24.000	33.638	14.800	497.837	1385.000	2.800	33.638	4.025	135.391	44.153	2.724	120.274	33.638	1.317	44.301	44.153	0.403	17.794	87.53%
9-dic.	24.000	28.253	6.953	252.991	1380.833	2.800	28.253	4.400	124.314	37.602	1.505	56.591	28.253	1.283	36.249	37.602	0.369	13.675	80.18%
10-dic.	24.000	33.477	5.663	189.579	1377.500	2.800	33.477	4.000	133.907	45.053	1.123	50.594	33.477	1.483	49.646	45.053	0.364	16.399	65.16%
11-dic.	24.000	33.636	8.122	275.192	1326.625	2.800	33.636	2.975	100.067	54.189	3.181	172.575	33.636	1.117	37.572	54.189	0.610	33.055	74.15%
12-dic.	23.000	32.142	4.556	146.439	1379.318	2.800	32.142	2.925	94.015	42.994	1.223	52.582	32.142	1.050	33.749	42.994	0.604	25.968	59.22%
13-dic.	24.000	33.411	4.022	134.379	1390.000	2.800	33.411	2.750	91.890	44.590	4.320	192.628	33.411	1.050	35.081	44.590	0.193	6.822	68.82%
14-dic.	24.000	34.058	7.329	249.614	1382.917	2.800	34.058	2.000	68.117	45.015	3.468	156.112	34.058	1.017	34.637	45.015	0.139	6.257	83.62%
15-dic.	23.000	32.700	5.757	188.254	1379.697	2.800	32.700	2.000	65.400	43.685	4.030	176.051	32.700	0.967	31.631	43.685	0.139	6.072	79.98%
16-dic.	23.000	32.423	10.019	324.847	1383.626	2.800	32.423	2.050	66.467	42.725	3.645	155.731	32.423	1.150	37.287	42.725	0.115	4.913	87.01%
17-dic.	19.000	27.600	4.685	129.308	1378.036	2.800	27.600	2.175	60.031	37.078	3.465	128.475	27.600	1.050	28.981	37.078	0.126	4.872	73.98%
18-dic.	24.000	35.195	15.587	548.579	1383.750	2.800	35.195	2.725	95.905	48.368	4.560	211.531	35.195	1.067	37.553	48.368	0.165	7.654	91.76%
20-dic.	24.000	27.411	6.034	165.401	1386.667	2.800	27.411	2.975	81.549	35.783	3.650	130.610	27.411	1.067	29.248	35.783	0.170	6.083	78.64%
21-dic.	24.000	26.786	3.068	82.118	1376.333	2.800	26.786	1.475	39.480	35.921	2.252	80.894	26.786	1.167	31.236	35.921	0.149	5.352	55.44%
22-dic.	19.000	24.766	7.094	175.692	1383.452	2.800	24.766	3.225	79.871	32.876	3.600	117.632	24.766	1.083	26.822	32.876	0.170	5.555	81.57%
23-dic.	24.000	34.498	8.208	283.160	1383.750	2.800	34.498	3.775	130.230	45.470	3.050	138.684	34.498	1.217	41.984	45.470	0.162	7.366	82.37%
24-dic.	24.000	30.942	6.509	201.403	1382.500	2.800	30.942	2.750	85.091	40.953	2.200	90.097	30.942	1.267	39.204	40.953	0.140	5.733	77.69%
25-dic.	24.000	32.517	7.157	232.727	1387.083	2.800	32.517	3.175	103.243	42.391	4.632	196.353	32.517	1.267	41.200	42.391	0.105	4.451	80.38%
26-dic.	24.000	32.793	6.447	211.416	1381.667	2.800	32.793	2.650	86.901	43.523	2.500	108.807	32.793	1.380	45.254	43.523	0.124	5.397	76.04%
27-dic.	24.000	34.390	11.552	397.271	1383.333	2.800	34.390	3.600	123.803	45.390	3.050	138.440	34.390	1.183	40.683	45.390	0.130	5.901	88.27%
28-dic.	24.000	19.951	3.333	66.498	1389.091	2.800	19.951	3.575	71.327	25.838	1.850	47.801	19.951	1.167	23.283	25.838	0.195	5.038	57.41%
29-dic.	23.000	28.256	6.305	178.152	1378.750	2.800	28.256	2.625	74.171	37.867	1.470	55.665	28.256	1.133	32.014	37.867	0.184	6.968	78.12%
30-dic.	19.000	36.041	4.500	171.183	1387.917	2.800	36.041	2.300	87.493	49.455	1.231	60.879	36.041	1.333	50.708	49.455	0.179	8.952	65.21%
31-dic.	14.000	22.972	13.110	301.161	1388.333	2.800	22.972	3.475	79.827	29.824	2.224	66.328	22.972	1.133	26.027	29.824	0.181	5.398	89.57%
1-ene.	10.000	16.283	13.110	213.467	1384.000	2.800	16.283	3.850	62.689	21.444	2.987	64.033	16.283	1.083	17.634	21.444	0.272	5.833	89.01%
2-ene.	24.000	36.538	6.782	247.800	1381.667	2.800	36.538	3.425	125.142	48.493	2.123	102.951	36.538	1.050	38.365	48.493	0.421	20.416	76.28%
3-ene.	22.000	33.953	8.347	283.402	1382.917	2.800	33.953	3.100	105.253	44.875	3.450	154.819	33.953	1.250	42.441	44.875	0.259	11.623	80.92%
4-ene.	24.000	36.017	5.692	205.008	1386.667	2.800	36.017	3.325	119.756	47.017	1.975	92.859	36.017	1.300	46.822	47.017	0.278	13.071	70.79%
5-ene.	22.000	34.651	5.813	201.423	1384.500	2.800	34.651	3.525	122.143	45.558	1.650	75.171	34.651	1.375	47.644	45.558	0.296	13.485	69.65%
TOTAL	773.000	1061.69	7.904	8564.32	1381.15	2.800	1061.69	3.525	3278.51	1413.33	1.919	4095.90	1061.69	1.19	1256.79	1413.33	0.279	396.67	77.09%

ORO SEGUN FAJA 6910.87
ORO SEGUN OVER 5720.95



V. CONCLUSIONES

- El incremento de tiempo desde 100 o más horas de residencia en el tratamiento de oro en la planta, optimiza el proceso de recuperación de oro a 90% - 96% en beneficio de la Empresa Minera.
- La Instalación de un o dos tanques de agitación de 20' x 20' y el incremento de tiempo en 142 minutos, permite optimizar el tiempo de residencia y recuperación, incrementando la producción mayor a 90% de recuperación.
- Los resultados de la prueba de cianuración con el mineral A-82 REMUESTREADO. Se obtuvo como porcentaje de extracción de oro 96.43 % en la prueba de cianuración directa, con una ley de cabeza de 47.26 gr/tn, solución rica de 19.32 gr/m³ y un relave de 1.45 gr/tn.



VI. RECOMENDACIONES

- En el incremento de tiempo de residencia se sugiere mantener el parámetro en 100Hrs. Ya que nos da los resultados óptimos a 96% de recuperación en minerales mixtos.
- Se recomienda mejorar las instalaciones del circuito del proceso de lixiviación en tanques de agitación y dar mantenimiento a 15 días en circuito chancado, molienda y agitación.
- Es necesario la optimización de los procesos metalúrgico para incrementar la producción implementando tecnologías limpias y sostenibles.
- Es necesario la mejora en uso de los EPP's en cualquier lugar de trabajo para la seguridad y bienestar de los trabajadores en la Planta.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Arenas F.A. (1984) “Apuntes de la hidrometalurgia del oro y la plata Universidad del norte de Antofagasta. 1ra Edición.
- Esteban M. Domic M. (2001) “Hidrometalurgia” fundamentos procesos y aplicaciones, Santiago de Chile primera Edición
- Misari F.S. (1994) “Hidrometalurgia del oro” Centro de Estudios y promoción en Ciencias de la Tierra, Lima 2da Edición
- Merello R. (1986) “Cianuración en pilas de Minerales de oro y plata: Una nueva herramienta para la pequeña minería” Revista Minerales Vol. 38 N° 164
- Porras Castillo Procesamiento de minerales 2da edición
- Samasahi. K. “Anión Exchange Studies of Radioactive trace Elements in Sulfuric Acid. Solution” Aktiebolgel Atomenergi Report AE-103-1999.
- Shendy Mivhael. (2001) “Case Studies in Applying RECOFLO for Exchange Technology”. “. Of Metaels, vol. 50, n” pág. 66-69, Octubre.
- Tecsup (2005) Proceso químico y metalúrgico Tomo IV 4ta Edición.
- Vanzyt Dirk Editor “Cynide and the enveanment” 1989.selección de trabajos de la conferencia de la Universidad de Arezona: Cynide and the Environment” Tucson, AZ., ed. U. of Az. EEUU.



ANEXOS

Anexo 1. flow sheet planta Geza Minerales asis

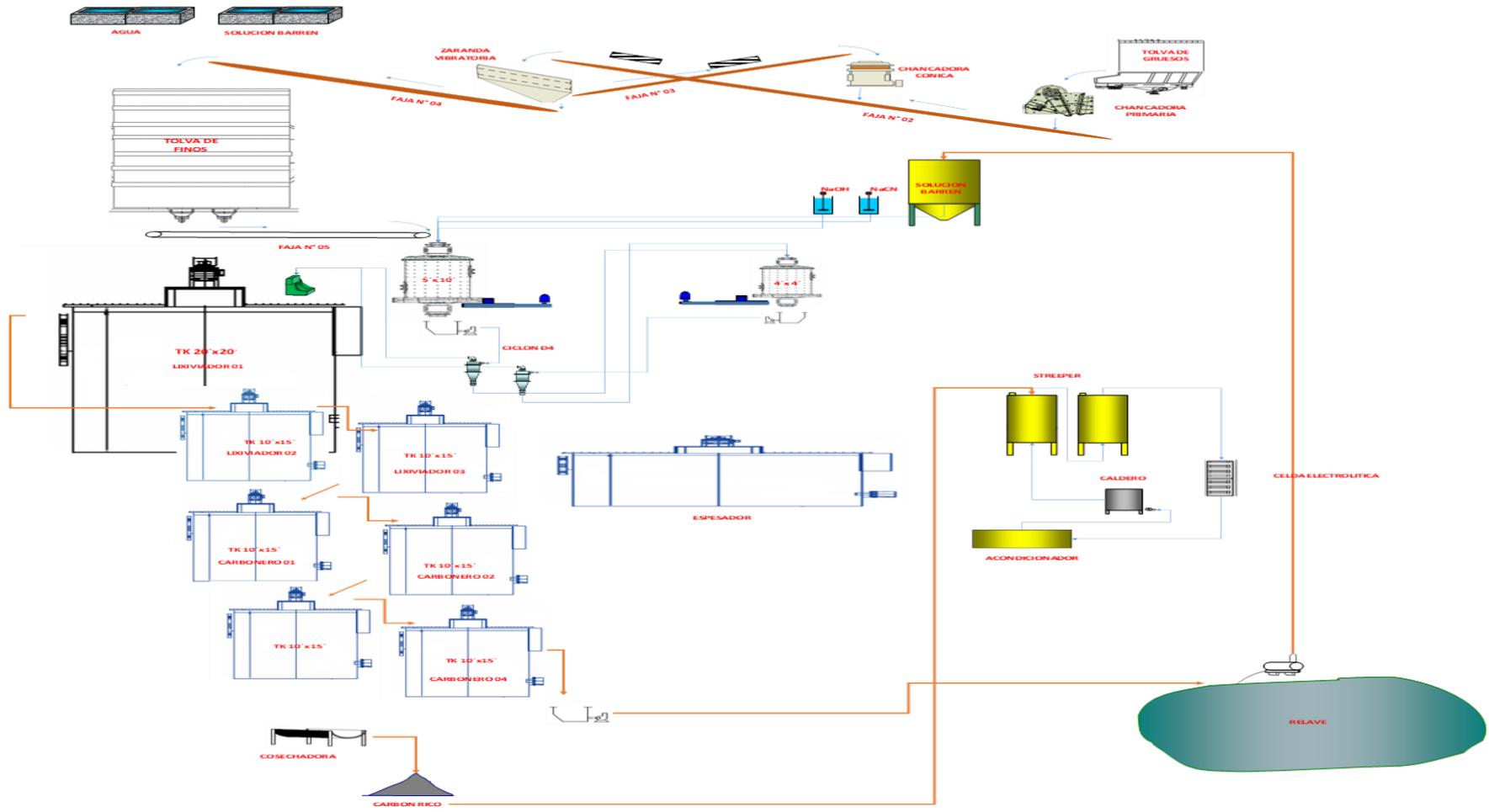


Figura 16. Flow sheet planta geza minerales asis

FLOW SHEET DESORCIÓN

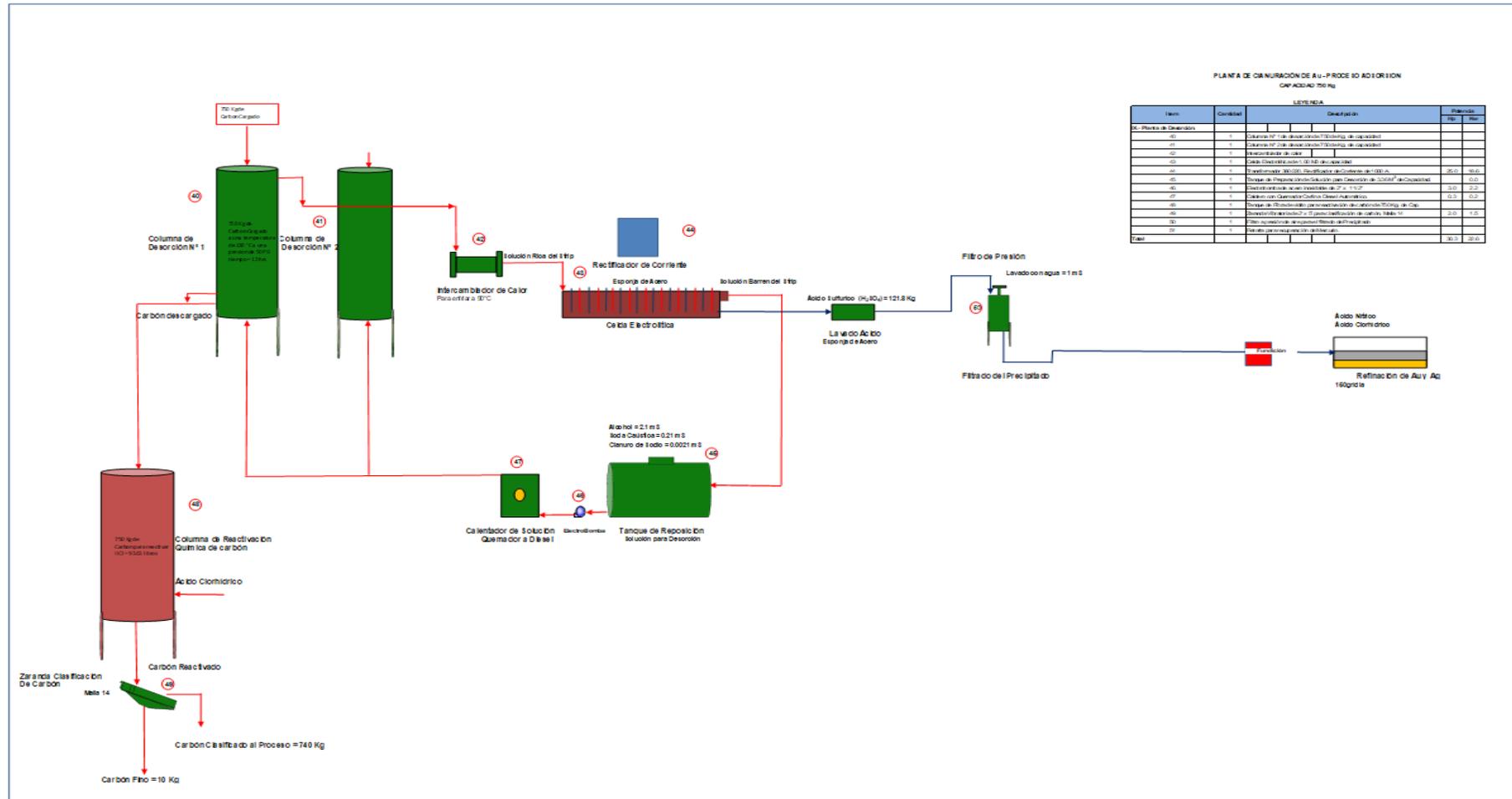


Figura 17. Flow sheet desorción

Anexo 2. Fotografías



Figura 18. Planta GEZA MINERALS ASIS



Figura 19. Area de Molienda



Figura 20. Molinos



Figura 21. Tanques de agitación



Figura 22. Área de laboratorio



DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Wilber Zenón Quispe Mamani
, identificado con DNI 43599201 en mi condición de egresado de:

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

de Ingeniería Metalúrgica.

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

“OPTIMIZACION DE TRATAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS EN TANQUES DE CIANURACION
EN LA PLANTA GEZA MINERALES ASIS EIRL – PUNO”

” 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 12 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 Wilber Zenón Quispe Mamani, identificado con DNI 43599201 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
Ingeniería Metalúrgica.

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

“OPTIMIZACION DE TRATAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS EN TANQUES DE CIANURACION EN LA PLANTA GEZA MINERALES ASIS EIRL – PUNO”

” Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el 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 12 de enero del 2024

FIRMA (obligatoria)



Huella