

**Universidad Nacional
"José Faustino Sánchez Carrión"**

FACULTAD DE INGENIERIA QUÍMICA Y METALÚRGICA

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica



TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN LA
RECUPERACIÓN DE ORO, EN MINERA KAIROS CAPITAL SAC –
CHIMBOTE 2020”**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALURGICO

AUTOR:

Deivi Arlin DELAO LEZAMETA

ASESOR:

**Dr. Edwin Guillermo Gálvez Torres
Asociado D.E. Reg. CIP N°19027**

Ciudad Universitaria, Octubre del 2021

HUACHO - PERÚ

DEDICATORIA

A mis padres quienes me apoyaron todo el tiempo.

A mis Profesores quienes nunca desistieron al enseñarme, aun sin importar que muchas veces no ponía atención en clase, a ellos que continuaron depositando su esperanza en mí.

A los jurados de la Tesis quienes estudiaron mi tesis y la aprobaron.

A todos los que me apoyaron para escribir y concluir esta tesis.

A mi Asesor Dr. Edwin Guillermo Gálvez Torres por su asesoramiento oportuno y por su apoyo.

Para ellos es esta dedicatoria de tesis, pues es a ellos a quienes se las debo por su apoyo incondicional.

Deivi Arlin

AGRADECIMIENTO

El autor de la presente tesis, expresa su profundo agradecimiento a:

Mis queridos Padres que me han educado, me han proporcionado todo y cada cosa que he necesitado. Sus enseñanzas las aplico cada día; la verdad es que tengo mucho que agradecerles. Sus ayudas fueron fundamentales para la culminación de la presente tesis.

A los Directivos de la Empresa Minera KAIROS CAPITAL SAC, por la oportunidad brindada de pertenecer a ella, lo cual me ha permitido adquirir experiencia y sobre todo poder tomar datos para realizar la presente investigación.

Deivi Arlin

INDICE

	Pág.
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INDICE	iv
INDICE DE FIGURAS	ix
INDICE DE TABLAS	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN	xiii
CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	01
1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	01
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	02
1.2.1 Problema General	02
1.2.2 Problemas Específicos	03
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	03
1.3.1 Objetivo General	03
1.3.2 Objetivos Específicos	03
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	04
1.5 DELIMITACIÓN DEL ESTUDIO	04
1.6 VIABILIDAD DEL ESTUDIO	05
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	07

2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	07
2.1.1	Nacionales	07
2.2	BASES TEÓRICAS	16
2.2.1	Lixiviación por Agitación	16
2.2.2	Tanque Agitado	17
2.2.3	Tipos de Agitadores	20
2.2.3.1	Agitadores de Hélices	20
2.2.3.2	Agitadores de paletas	21
2.2.3.3	Agitadores de turbina	22
2.2.4	Patrones de Flujos en Tanques Agitados	23
2.2.5	Prevención de los remolinos	24
2.2.6	Balance de Masa en el Tanque Agitado	25
2.2.7	Transferencia de Masa en Partículas Sólidas	26
2.2.8	Suspensión de partículas sólidas	27
2.2.9	Correlaciones en sistemas de sólidos suspendidos	28
2.3	DEFINICIONES CONCEPTUALES	30
2.4	FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS	33
2.4.1	Hipótesis General	33
2.4.2	Hipótesis Específicas	33
	CAPITULO III: METODOLOGÍA	34
3.1	DISEÑO METODOLÓGICO	34
3.1.1	Tipo	34
3.1.2	Enfoque	34

3.2	POBLACIÓN Y MUESTRA	35
3.2.1	POBLACIÓN	35
3.2.2	MUESTRA	35
3.3	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES	36
3.4	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	37
3.4.1	Técnicas a Emplear	37
3.4.2	Descripción de los Instrumentos	37
3.5	TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN	38
	CAPITULO IV: RESULTADOS	38
4.1.	EL PROCESO DE PRODUCCIÓN DE PLANTA DE BENEFICIO	38
4.2.	PARÁMETROS DE CIANURACIÓN	40
4.2.1.	Determinación del flujo y volumen de los tanques.	40
4.3	DISEÑO DE PRUEBAS METALÚRGICAS.	42
4.3.1	Diseño Factorial	42
4.3.2	Condiciones de las variables en estudio.	44
4.3.3	Condiciones experimentales del diseño factorial	44
4.3.4	Análisis de varianza (ANOVA)	50
4.4	ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	51
4.4.1.	Curvas de estimación de las variables independientes	53
4.4.4.1.	Estimación del Tiempo de Lixiviación	53
4.4.4.2.	Estimación del Consumo de Cianuro	53
4.4.4.3.	Estimación de la Densidad	54
4.4.4.4.	Comparación de la Recuperación Real con la Recuperación Estimada	54

4.4.4.5.	Balance de la sección de Cianuración (CIP) Optimizado	54
4.4.4.6.	Comparativo de cianuración continua optimizada y convencional	55
4.5	PLAN DE MANEJO AMBIENTAL	55
4.5.1	Objetivos	56
4.5.2	Legislación	56
4.5.2.1	Constitución Política del Perú	56
4.5.2.2	Código Penal (Decreto Legislativo N° 365)	56
4.5.2.3	Ley General del Ambiente (Ley 28611)	57
4.5.3.	Situación actual del medio ambiente	57
4.5.4.	Residuos, tratamiento y su almacenamiento	58
4.5.5.	Descripción de la cancha de relaves	62
4.5.5.1.	Dique de arranque	63
4.5.5.2.	Muro de contención	63
4.5.5.3.	Sistema de drenaje	63
4.5.5.4.	Manejo de Efluentes	64
4.5.6.	Plan de cierre y rehabilitación del proyecto	64
4.5.7.	Consecuencias del uso del mercurio	65
4.5.8.	Efectos de exposición del cianuro de corta duración	66
	CAPITULO V: DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	67
5.1.	DISCUSIÓN	62
5.2.	CONCLUSIONES	63
5.3.	RECOMENDACIONES	64
	CAPITULO VI: FUENTES DE INFORMACIÓN	65

6.1	FUENTES BIBLIOGRÁFICAS	65
-----	------------------------	----

ANEXOS:

Anexo 1:	Matriz de Consistencia	67
----------	------------------------	----

Anexo 2:	Hoja de Recolección de datos	51
----------	------------------------------	----

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Tanque agitado comercial	19
Figura 2. Agitador de Hélice	20
Figura 3. Distintos tipos de agitadores: a) de hélice, b) de paleta plana	21
Figura 4. Desarrollo del Proceso de Investigación	33
Figura 5. Variable tiempo de lixiviación, consumo de cianuro y porcentaje de recuperación (CIP estimado)	47
Figura 6. Variables de tiempo lixiviación, densidad y % de recuperación (CIP estimado).	48
Figura 7. Estimación del tiempo de lixiviación en función del CIP	48
Figura 8. Estimación del consumo de cianuro en función de recuperación CIP	49
Figura 9. Estimación de la densidad en función del CIP	49
Figura 10. Comparación entre la Recuperación Real y la Recuperación Estimada	50
Figura 11. Balance de la sección de cianuración (CIP) optimizado	50
Figura 12. Cancha de relaves	53

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Diseño factorial de pruebas de tratamiento de minerales (CIP)	38
Tabla 2.	Porcentaje de recuperación	40
Tabla 3.	Combinaciones experimentales	40
Tabla 4.	Análisis residual del modelo matemático	43
Tabla 5.	Análisis de varianza	45
Tabla 6.	Cuadro comparativo de cianuración continua optimizada y convencional	51

RESUMEN

En la presente tesis Control de los factores operacionales en la Cianuración en Carbón en Pulpa para mejorar la recuperación de oro en la Minera Kairos Capital SAC se da a conocer el control de algunos factores operacionales como: consumo de cianuro, tiempo de lixiviación y densidad de pulpa.

En el primer capítulo se presentan los antecedentes nacionales e internacionales similares al presente trabajo, así como el marco teórico y los conceptos básicos, la problemática de la empresa, los objetivos, las hipótesis y la importancia que tiene el estudio sobre la situación actual de la empresa, su descripción del proceso de producción.

En el segundo capítulo se expone la metodología empleada para evaluar el desempeño de la organización en el desarrollo del trabajo de investigación.

En el tercer capítulo se realiza un análisis de la situación del proceso productivo de la empresa minera Kairos Capital SAC, así como el control de los factores operacionales objeto de esta investigación, arribando a una recuperación de oro en un 93.5%.

Se presentan las conclusiones a las que se llegaron con el estudio y se enuncian las recomendaciones para aumentar la recuperación de oro de la empresa.

Palabras clave: Consumo de cianuro, tiempo de lixiviación, densidad de Pulpa.

ABSTRACT

In the present thesis Control of operational factors in the Cyanidation in Coal in Pulp to improve the recovery of gold in the Minera Kairos Capital SAC, the control of some operational factors such as: cyanide consumption, leaching time and pulp density is disclosed.

In the first chapter, the national and international antecedents similar to the present work are presented, as well as the theoretical framework and the basic concepts, the problems of the company, the objectives, the hypotheses and the importance of the study on the current situation of the company, its description of the production process.

In the second chapter, the methodology used to evaluate the performance of the organization in the development of the research work is exposed.

In the third chapter, an analysis of the situation of the productive process of the Kairos Capital SAC mining company is carried out, as well as the control of the operational factors that are the object of this investigation, arriving at a gold recovery of 93.5%.

The conclusions reached with the study are presented and recommendations to increase the gold recovery of the company are stated.

Keywords: Cyanide consumption, leaching time, Pulp density.

INTRODUCCIÓN

El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa disolvente preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral.

La química involucrada en la disolución de oro en el proceso de cianuración en pilas es la misma aplicada en los procesos de cianuración por agitación.

El oxígeno, esencial para la disolución del oro, es introducido en la solución de cianuro mediante la inyección directa de aire al tanque solución de cabeza

La velocidad de disolución de los metales preciosos en soluciones de cianuro depende del área superficial del metal en contacto con la fase líquida, lo que hace que el proceso de disolución sea un proceso heterogéneo; la velocidad de disolución depende también de la velocidad de agitación lo que indica que el proceso sufre la presión de un fenómeno físico. Otros factores que influyen en la velocidad de disolución son las siguientes: tamaño de la partícula, oxígeno, concentración de la disolución del cianuro, temperatura, alcalinidad, densidad de la pulpa, pH.

Definimos el problema de la investigación de la siguiente manera: Nuestro país no está ajeno a la existencia de yacimientos minerales de oro de difícil tratamiento, son los retos actuales de los ingenieros metalúrgicos para desarrollar métodos eficientes de extracción, es decir optimizando las recuperaciones a partir de los minerales que los contienen.

El problema de la cianuración es que los elementos componentes de los minerales sulfurados y relaves, reaccionan con el cianuro y el oxígeno causando un excesivo consumo y reducen la velocidad de disolución del oro y no permiten una buena eficiencia en la recuperación del oro. Además, a esto se le agrega el manipuleo directo a los mismos y ocasionando mayor costo de producción.

Es necesario por ello mejorar la recuperación de oro en la minera Kairos Capital SAC y para ello se plantea este trabajo de investigación bajo el título: Optimización del Proceso de Lixiviación en la recuperación de oro en la Minera Kairos Capital SAC – Chimbote 2020, teniendo en cuenta el control de los variables operacionales la cianuración en carbón en pulpa para mejorar la recuperación de oro en la minera Kairos Capital SAC.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

Empresa Minera de capitales coreanos, se inició en el país con una pequeña planta de tratamiento de Minerales Auríferos, con capacidad instalada a 40 tm/día en la actualidad, sus instalaciones han crecido y su capacidad actual llega a 80 tm/día. Teniendo una Producción mensual superior a los 42.5 Kg. de oro.

MINERA KAIROS CAPITAL SAC, ha llevado desarrollo a los pueblos vecinos, sin contar el innumerable número de familias beneficiadas con la labor que se ejecuta en su Planta de Beneficio, la misma que se encuentra ubicada en el Distrito de Vesique – Chimbote, Provincia del Santa, Departamento de Ancash.

La cianuración del oro es una técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral baja calidad, que busca convertir el oro en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua, mediante un proceso denominado lixiviación. Es el proceso más comúnmente utilizado para la extracción de oro. Debido a la naturaleza venenosa del cianuro, el proceso es muy controvertido y su uso está prohibido en varios países y territorios.

El mineral es triturado y molido, y puede ser aún más enriquecidos por flotación de espuma o por fuerza centrífuga de concentración, en función de la mineralogía de la mena. El lodo mineral alcalina puede ser combinada con una solución de cianuro de sodio o de potasio, o calcio, sin embargo, muchas operaciones de utilizar el cianuro de calcio ya que esto es a menudo la forma más costo efectiva para el uso industrial.

Por una parte, el aumento de la temperatura aumenta la velocidad de la reacción, pero por otra reduce la solubilidad de oxígeno en agua. Por lo tanto, existen dos efectos contrapuestos que conducen a un valor óptimo (técnico) de 85°C.

El aumento de la concentración de cianuro conduce a la formación de ácido cianhídrico y a una subida del pH.

Es fundamental evitar la liberación (volatilización) de cianuro como ácido cianídrico y oxígeno ya que el agua saturada con estos gases ataca al oro con formación de cianuro de oro insoluble.

El Nitrato de plomo puede mejorar la velocidad de lixiviación del oro y la cantidad recuperada, en particular en el procesamiento de minerales oxidados parcialmente.

El oxígeno es uno de los reactivos consumidos durante la cianuración, y una deficiencia en el oxígeno disuelto en la solución puede disminuir la velocidad de lixiviación. Aire o gas oxígeno puro puede ser burbujeadado a través del material para aumentar la concentración de oxígeno disuelto (no olvidar que tiene que estar en constante agitación). Contactores material-oxígeno se utilizan para aumentar la presión parcial del oxígeno en contacto con la solución, aumentando así la concentración de oxígeno disuelto mucho más que el nivel de saturación a presión atmosférica. El oxígeno también puede ser añadido dosificando la pasta con solución de peróxido de hidrógeno.

En algunos minerales, en particular los minerales sulfurados parcialmente, la aireación (antes de la introducción de cianuro) del mineral en agua con un pH alto puede hacer a elementos como el hierro y el azufre menos reactivos al cianuro, y por lo tanto el proceso de cianuración de oro más eficiente.

El tratamiento de los minerales y relaves auríferos en molinos, tanques de agitación continua y carbón en pulpa (CIP) se realizan en la Planta de Beneficio Minera Colibrí.

El problema de la cianuración es que los elementos componentes de los minerales sulfurados y relaves, reaccionan con el cianuro y el oxígeno causando un excesivo consumo y reducen la velocidad de disolución del oro y no permiten una buena eficiencia en la recuperación del oro. Además a esto se le agrega el manipuleo directo a los mismos y ocasionando mayor costo de producción.

MINERA KAIROS CAPITAL SAC, implementa acciones con el fin de mantener condiciones laborales que garanticen el bienestar, la salud de los trabajadores y la productividad de la Organización.

MINERA KAIROS CAPITAL SAC, actualmente acopia mineral propio y de terceros para cumplir con su programación de producción.

MINERA KAIROS CAPITAL SAC, últimamente ha bajado su rendimiento en la recuperación de oro por la mala práctica y control de los factores operacionales en la cianuración en carbón en pulpa, como sabemos estas variables intervinientes como son: la fuerza de cianuro, temperatura, inyección de oxígeno y tiempo de residencia, inciden de manera directa en un mejor rendimiento en la recuperación de oro.

El mejor control de estas variables operacionales intervinientes en el proceso de cianuración, pasa por la decisión de realizar inmediatamente una automatización para mejorar su control y aumentar la recuperación de oro. Los procedimientos posteriores de control de estas variables tienen que formar parte de una metodología correcta y deben estar debidamente documentados y que formen parte de los instructivos de operación del proceso.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema General

¿En qué medida el control de los factores operacionales en el tratamiento de minerales auríferos por el Método de cianuración de Carbón en Pulpa (CIP) en tanques agitados nos permitirá obtener una mayor recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC?**

1.2.2 Problemas Específicos

- ¿Cómo influye el mejor control de la temperatura en el tratamiento del mineral aurífero por el método de Carbón en Pulpa (CIP) para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC?**
- ¿Cómo influye el mejor control de la inyección de oxígeno en el tratamiento del mineral aurífero por el método de Carbón en Pulpa (CIP) para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC?**
- ¿Cómo influye el mejor control de la fuerza del cianuro en el tratamiento del mineral aurífero por el método de Carbón en Pulpa (CIP) para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC?**
- ¿Cómo influye el mejor control del tiempo de residencia en el tratamiento del mineral aurífero por el método de Carbón en Pulpa (CIP) para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC?**

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1 Objetivo General

Proponer como innovación tecnológica al Proceso, la utilización del método de carbón en pulpa y un mejor control de sus variables operacionales para aumentar el porcentaje de recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**.

1.3.2 Objetivos Específicos

- Determinar las condiciones de operación de la fuerza de cianuro para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**.
- Determinar las condiciones de operación de la inyección de oxígeno para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**
- Determinar las condiciones de operación de la temperatura para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**
- Determinar las condiciones de operación del tiempo de residencia para incrementar la recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El Control de los factores operacionales en la cianuración en carbón en pulpa para mejorar la recuperación de oro en la Minera KAIROS CAPITAL SAC es necesaria debido a la deficiencia en la cianuración (CIP) en planta, por el excesivo consumo de cianuro y por ello el tiempo de lixiviación es mayor y la disolución del oro demora. Esto hace que haya pérdida de oro en el relave, también pérdidas de energía, mano de obra y por lo tanto se eleva el costo de producción.

Con el Control de los factores operacionales en la cianuración en carbón en pulpa para mejorar la recuperación de oro en la Minera KAIROS CAPITAL SAC, los problemas

existentes en el tratamiento de minerales auríferos serán mucho más rentables económicamente.

1.5. DELIMITACION DEL ESTUDIO

Los ensayos o pruebas de análisis del presente estudio de investigación se ha efectuado en las instalaciones de la empresa Minera KAIROS CAPITAL SAC y el posterior procesamiento de la recopilación de la información y desarrollo de la tesis se realizó en la ciudad de Huacho.

Por la naturaleza de la investigación, esta beneficiará a la minería que procesa la recuperación de oro a partir de minerales de oro de baja ley en el valle de la provincia del Santa en Ancash y porque no decir a toda la minería implicada en este rubro. Además, este trabajo servirá como una herramienta de consulta para los académicos que ingresen a este campo de la cianuración con carbón en pulpa.

1.6. VIABILIDAD DEL ESTUDIO

La abundante información bibliográfica, así como apoyo logístico de la empresa Minera KAIROS CAPITAL SAC han permitido la viabilidad de este estudio de investigación.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

A continuación, se citan algunos trabajos de investigación relacionados con el tema del problema planteado, es decir, investigaciones realizadas anteriormente y que guardan alguna vinculación con el objeto de estudio.

Explorando la documentación existente a nivel nacional e internacional, se puede constatar la existencia de tesis de grado con características afines, como se detalla a continuación:

2.1.2 Nacionales

Tesis 01: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica, Escuela de Ingeniería Metalúrgica. Perú 2006

Título: *PROYECTO DEL CIRCUITO DE FLOTACION FLASH EN MEJORA DE LA RECUPERACION DE ORO GRUESO.*

Autor: (HILARIO DAMASO GORVENIA GORVENIA)

Tipo de Investigación: Aplicada

Conclusiones:

- ✓ Los minerales opacos observados en el concentrado flash son: cobre gris, calcopirita, cobre nativo, electrum (oro nativo argentífero), esfalerita, galena, plata nativa, sulfosales de plata, sulfuros secundarios de cobre, arsenopirita, marcasita y pirita. En lo que se refiere a los minerales de plata en el concentrado de flotación flash se observa que la gran mayoría de los granos observados corresponden a especies del grupo proustita-pirargirita (“platas rojas”).

- ✓ La baja recuperación de oro y plata en la flotación convencional, sobre la malla 100 con 40.5% y 29.8% respectivamente, nos indican que esta malla no es la óptima para una buena eficiencia de flotación, observando que la óptima malla de flotación se da entre 37 y 53 micras, con recuperaciones de 93.2% de oro y 91.2% de plata. Pero en los tamaños menores a 37 micras la recuperación disminuye a 77.4% en oro y 88.1% en plata, producto de los metales preciosos perdidos en las lamas por sobremolienda de minerales densos.
- ✓ De acuerdo al análisis valorado en el hidrociclón se observa que el 30% del peso de mineral en la cabeza del ciclón reporta al rebose, y tan solo el 7.3% del oro y el 23.2% de la plata se reporta al rebose. También se aprecia una acumulación de oro y plata desde las mallas gruesas hasta las más finas; indicándonos la probable presencia de oro grueso.
- ✓ De acuerdo al corte D-50 del clasificador D-10 y D-15, de 8.6 y 13 micras, respectivamente, nos confirmaría la presencia de oro grueso.
- ✓ Tanto en el hidrociclón D-10 y D-15 observamos una carga circulante de oro en 1269% y 1223% respectivamente. En el caso de la plata fue de 312% y 262%, respectivamente; estas recirculaciones son muy altas comparadas con la del mineral 212%, lo cual evidencia que este exceso es lo que se estaría sobremoliendo.
- ✓ Asimismo, evaluando el incremento del oro en los hidrociclón D-10 desde 4.14 a 24.13 g/t, el ratio de incremento corresponde a 5.83; y para el caso del hidrociclón D-15 el incremento de 4.18 a 24.86, similarmente indica un ratio de 5.95; ambos ratios se encuentran dentro de la recomendación de Outokumpu, cuyo caso comprende el siguiente:

Arenas (Au g/t) > 5 x Rebose (Au g/t), recomienda la instalación de una planta piloto con una celda de flotación flash para estudiar resultados.

- ✓ La única desventaja de este proceso es el exceso de mineral arcilloso, debido al incremento de la viscosidad generando dificultades para producir una espuma estable, situación que no ha de presentarse en este mineral por tener altos niveles de cuarzo.
- ✓ Debido a que no existe una secuencia estándar en la flotación Flash, y de acuerdo a los análisis valorados de las arenas de los hidrociclones D-10 y D-15 y rebose del hidrociclón D-15; se realizaron 8 pruebas de flotación flash interaccionando varias variables del proceso, como limpiezas del concentrado, espumantes, remoliendas, configuración del circuito, etc. De acuerdo a una serie de análisis se seleccionó a las arenas del hidrociclón D-10, por reportar leyes de concentrado aceptables comercialmente.
- ✓ La prueba de flotación flash con arenas del hidrociclón D-10, fue realizado simulando un equipo a nivel industrial con 45% de sólidos y 100% -m30. Los reactivos más óptimos fueron Z-6 40 g/t, A-404 35 g/t, A-208 20 g/t y MIBC 44 g/t; a un pH natural de 7.73 y a una granulometría de 13.9% -m200.
- ✓ Para confirmar los resultados de concentración gravimétrica a nivel de laboratorio se evaluó a nivel piloto un concentrador falcón con muestra de las arenas del hidrociclón D-10. Los resultados indicaron un concentrado de plata entre 4217.6 g/t a 6350 g/t y de oro entre 682.7 g/t a 1477.04 g/t; para una cabeza de plata entre 337.63 a 443.2 g/t y cabeza de oro entre 8.5 a 13.24 g/t. Bajo las condiciones establecidas se obtienen recuperaciones de plata entre 3.5 a 5.46 % y de oro entre 22.9% a 33.22%; con un ratio de concentración entre 321.5 a 335.69. Con estas bajas recuperaciones de plata y oro

se descartó el proceso por concentración centrífuga con mineral de las arenas del hidrociclón D-10.

- ✓ La flotación flash solo ha sido probado a nivel de laboratorio, obteniendo recuperaciones del 93.1% de este oro que recircula, el cual es un resultado muy superior a la gravimetría de 27.55% del oro recirculante, la siguiente etapa se realizó mediante una prueba piloto de la Flotación Flash para confirmar el resultado obtenido a nivel de laboratorio. Debido a que no se contaba con la celda de pilotaje; para estimar este incremento se realizó un programa de simulación matemática con el método de recuperaciones parciales para predecir su efecto.
- ✓ La ley del concentrado flash en el equilibrio fue de 31148.9 g/t Ag y 823.1 g/t Au, considerando como base al contrato de comercialización, el cual establece leyes mínimas de 22000 g/t Ag y 250 g/t Au, lo cual se concluye en la colocación del reactor del concentrado flash en las arenas del hidrociclón D-10 y asimismo considerando una etapa adicional de limpieza.
- ✓ De acuerdo a la simulación matemática la alimentación al circuito secundario es el rebose del hidrociclón D-15 con una ley de cabeza de 390 g/t Ag y 3.82 g/t Au; y por efecto de la flotación flash disminuye su cabeza a 296.47 g/t Ag y 1.33 g/t Au y la recirculación de las arenas con 420.45 g/t Ag y 7.67 g/t Au, con un flujo de 24.27 t/h (tercera parte de las arenas del hidrociclón D-10), y una alimentación al concentrado flash con 23.91 t/h con una ley de 422.29 g/t Ag y 7.75 g/t Au. Bajo estas condiciones de equilibrio se obtuvo un concentrado flash de 0.10 t/h con una ley de concentrado de 31148.86 g/t Ag y 823.08 g/t Au.

- ✓ De acuerdo a esta simulación con datos de muestreo a nivel industrial y de laboratorio; la recuperación final de plata se incrementa de 89.4% a 91.97% y la recuperación de oro de 85.80% a 95.07% (dependiendo de la carga circulante de oro). Y un incremento en el porcentaje en peso del concentrado de 1% a 1.3%. Con un concentrado final de 27585 g/t Ag y 279 g/t Au.
- ✓ A medida que se incrementa la carga circulante del oro y plata, la ley del concentrado se incrementa de manera proporcional. Así también cuando se incrementa la recuperación de flotación flash y disminuye el porcentaje en peso del concentrado flash, se incrementa la ley del concentrado. Este incremento es mínimo en la plata comparado a los resultados de la recuperación del oro. Este incremento se debe mayormente a la mayor carga circulante de oro con respecto al de plata.
- ✓ En base a los resultados del balance metalúrgico de flotación en el hidrociclón D-10, el 55.01% de plata y 89.18% de oro es recuperado en la flotación flash y solamente el 18.48% de plata y 3.21% de oro es recuperado en el concentrado convencional de flotación. Estos resultados nos confirman el aporte benéfico de la flotación flash en la recuperación de oro grueso. Hay que considerar que estos resultados son obtenidos en un primer desbaste y que la ley de cabeza del oro y la plata irán disminuyendo a medida que la celda de flotación flash funcione de manera continua.
- ✓ La inversión del proyecto de flotación flash asciende a 54611.5 US \$. El proyecto considera el montaje de la celda flash, bombas, tuberías, muestreadores, energía, etc. Es necesario indicar que debido a la elevada abrasión del mineral será necesario considerar como reposición mensual la manga de la válvula pinch y de manera anual el rotor del mecanismo de la celda flash.

- ✓ La evaluación económica se analiza considerando una cabeza de 3.80 g/t Au y 390 g/t Ag, con 780 t/d, con y sin la implementación del proyecto, indicándonos 12050 US\$/t de concentrado, a condiciones actuales y de 12796 US\$/t de concentrado con la implementación del proyecto, lo que confirma la rentabilidad técnica y económica. Pero analizándolo desde un punto de vista conservador se simuló económicamente solamente el incremento de la recuperación de oro a 1, 2 y 3%, para evaluar la sensibilidad económica de la inversión, obteniendo un ingreso diario de 543 US\$ por cada de punto de incremento en la recuperación de oro; y ahora considerando el mínimo incremento de recuperación de 1% como un escenario pesimista, obtenemos una utilidad mensual de 16290 US\$, con un tiempo de retorno de la inversión de 3.35 meses.
- ✓ El caso base de la evaluación muestra un proyecto atractivo para la inversión, a pesar del carácter conservador que este consigna, tanto en los precios internacionales de los metales preciosos (500 y 7 \$/oz. oro y plata) como en su recuperación de oro y plata.
- ✓ Es prudente comentar que, al cierre de este informe los precios internacionales de los metales preciosos se ubicaban por el orden de los 606.7 y 11.00 US \$/oz de oro y plata, respectivamente.
- ✓ El costo total de instalación de un circuito de flotación flash, sería de 54 611 US\$, lo cual se paga con tan solo el 1% de mejora en la recuperación de oro durante 3.5 meses. Se espera una mejora mayor del 2% de recuperación de oro. La simulación determinó un incremento de hasta 92% en plata y a 95.1 en oro, dependiendo de la carga circulante del oro. El modelo representa con mucha precisión el circuito de molienda

y el circuito de flotación flash de la planta bajo condiciones normales de operación y equilibrio.

**Tesis 02: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica
Minera y Metalúrgica, Sección de PosGrado. Perú 2010**

Título: *APLICACIÓN DE MICROSCOPIA EN EL PROCESAMIENTO DE MINERALES
POR FLOTACIÓN.*

Autor: (JOSE REMIGIO MANZANEDA CABALA)

Tipo de Investigación: Aplicada

Conclusiones:

- ✓ El proceso de flotación es importante y trascendente porque hace posible que minerales valiosos de baja ley puedan ser recuperados de manera económica. Este proceso viene siendo explicado, cada vez mejor, con la aplicación de herramientas de análisis de regresión estadística y caracterización mineralógica con microscopía óptica o de barrido.
- ✓ El proceso de flotación tiene un conjunto de reglas prácticas de operación que, por experiencia de trabajo, establecen filosofías válidas para mejorar los resultados metalúrgicos. Este criterio práctico también viene siendo favorecido con la aplicación de herramientas estadísticas en el análisis de datos y caracterización mineralógica.
- ✓ El concepto del “Factor Metalúrgico” es un parámetro comparativo importante para analizar los resultados de flotación. El concepto contempla la obtención de mejores resultados mediante la mayor recuperación de valores a un elevado grado de espumas; y, mejor aún, si los resultados se obtienen a menores leyes en mineral de cabeza. El factor metalúrgico se explica mejor cuando se hace caracterización mineralógica que

confirma que en flotación no todo se debe a parámetros de tiempos de acondicionamiento y flotación, grado de liberación, calidad de reactivos y arreglo del circuito de flotación, sino también explica que podría haber causas mineralógicas determinantes, como en el caso de la presencia de esfalerita tipo 2 consistente en finas inclusiones de calcopirita en esfalerita, o la mayor presencia de pirrotita en lugar de pirita en un sistema de flotación selectiva a los sulfuros de hierro.

- ✓ En el proceso de flotación, el analizador en línea, Tipo Courier, es herramienta fundamental para la toma de decisiones y para hacer una mejor metalurgia a menor costo. El aspecto más relevante que se debe tomar en cuenta en la operación de este analizador es la ecuación de calibración que depende de la estadística básica de regresión lineal y que está muy ligada al criterio mineralógico que se logra con una aplicación previa y frecuente de microscopía óptica en los flujos que serán analizados.
- ✓ La regresión lineal de elementos químicos aplicada al criterio mineralógico constituye una herramienta preliminar importante para un posterior estudio de microscopía óptica, la cual se basa en el valor estadístico t-student que indica la significancia de una relación mineralógica. De esta forma, si el valor absoluto es mayor a 2 será estadísticamente significativo. Asimismo, si el número es positivo indicará una posible relación mineralógica, en tanto que si es negativo posiblemente explicará que sea un desplazamiento producto del proceso de flotación, que a medida que un valor crece, el otro disminuye. Este concepto se considera importante para interpretar el resultado de un proceso metalúrgico por flotación, así por ejemplo si se estudia el grado en plomo, en un concentrado de plomo, el zinc desplazado deberá tener t-student significativo y

con signo negativo, situación que explica que a mayor desplazamiento de zinc, será menor el grado de plomo en el concentrado de plomo.

- ✓ La microscopía óptica es una herramienta importante para el proceso de flotación porque el sistema de Grado de Liberación, creado y adaptado por el Dr. César Cánepa, permite aplicar estudios de caracterización en todas las operaciones unitarias alrededor del proceso de flotación, evaluando no sólo el grado de liberación de las distintas especies mineralógicas, sino también permite definir la relación entre partículas mixtas y libres estableciendo criterios como:
 - i) Sería posible mejorar la metalurgia con la aplicación de mayor o menor grado de molienda;
 - ii) Sería posible mejorar las recuperaciones y los grados de espumas de flotación con la aplicación de reactivos de flotación;
 - iii) Determinar la posibilidad de aplicar nuevos procesos, como la extracción de galena gruesa (PbS) desde el circuito de molienda-clasificación con el proceso de “flotación flash” aplicado en las cargas circulantes; y,
 - iv) Realizar cambios de circuitos de flotación aumentando tiempos de residencia y considerando criterios para remoler cargas circulantes.
- ✓ Las herramientas de regresión estadística y microscopía óptica actualmente son poco difundidas, pero se espera que a medida que se conozcan más aplicaciones se construyen nuevos enlaces en el puente lingüístico orientado a entender el concepto “Geometalúrgico”, que no es otro que el de aplicar criterios mineralógicos-metalúrgicos desde la etapa de exploración de proyectos mineros nuevos hasta los que

se encuentran en operación con la finalidad de producir concentrados de valor comercial.

3.2 BASES TEÓRICAS

2.2.1 Lixiviación por Agitación

La mena molida a tamaños menores a las 150 mallas (aproximadamente tamaños menores a los 105 micrones), es agitada con solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas. La concentración de la solución cianurada está en el rango de 200 a 800 ppm (partes por millón equivale a gramos de cianuro por metro cúbico de solución). El pH debe ser alto, entre 10 y 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, HCN, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena. Para evitar lo anterior se usa cal, para mantener el pH alcalino. Se adiciona lo necesario para mantener la concentración de CaO libre en la solución por encima 100 g/m. La velocidad de disolución del oro nativo depende, entre otros factores, del tamaño de la partícula, grado de liberación, contenido de plata etc. Es práctica común remover el oro grueso (partículas de tamaño mayores a 150 mallas o 105 μm), tanto como sea posible, mediante concentración gravitacional antes de la cianuración, de manera de evitar la segregación y pérdida del mismo en varias partes del circuito. Es de suma importancia, aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración. Esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esa manera la presencia de reactivos necesaria para llevar adelante la solubilización del oro.

Se realizan ensayos a escala de laboratorio, con el objeto de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena.

Las variables a determinar son las siguientes:

- Consumo de cianuro por tonelada de mineral tratado.
- Consumo de cal por tonelada de mineral tratado.
- Óptimo grado de molienda.
- Tiempo de contacto, ya sea en la lixiviación por agitación como en la lixiviación por percolación.
- Concentración más conveniente del cianuro en la solución.
- Dilución más adecuada de la pulpa.

2.2.2 Tanque Agitado

El estudio de la transferencia de masa se realiza mediante la superposición de dos contribuciones: difusión y convección. El transporte convectivo proviene del movimiento global de la mezcla; mientras que el transporte difusivo se debe al movimiento relativo de los componentes de una mezcla, con velocidades individuales diferentes en magnitud y dirección, cuyo propósito último es establecer un estado de uniformidad de potenciales químicos (equilibrio difusivo) en toda la extensión del sistema.

Esta separación de términos es de importancia fundamental, porque los mecanismos que originan la difusión y la convección son diferentes. La difusión, como se ha dicho, es el movimiento relativo de los componentes causado por los gradientes de potencial químico y puede considerarse como una transformación interna de la mezcla en procura de establecer un estado de equilibrio.

La convección, en cambio, tiene su origen en factores mecánicos o energéticos externos (por ejemplo: la acción de una bomba, gradientes de presión, diferencias de nivel) que ocasionan el movimiento de la mezcla "en bloque", tal como si fuera una sustancia pura.

En sistemas homogéneos, el proceso irreversible "natural" y más importante de este tipo de transferencia es la difusión molecular, que corresponde al movimiento de los componentes ocasionado por gradientes puros de composición, en ausencia de otros efectos que puedan influir sobre los potenciales químicos de los componentes de la mezcla. En este tipo de difusión, un gradiente de concentración tiende a mover el componente en una dirección tal que iguale las concentraciones y anule el gradiente. Cuando el gradiente se mantiene mediante el suministro continuo de los componentes de baja y alta concentración, el flujo del componente que se difunde es continuo.

Puesto que el potencial químico depende también de la presión y de la temperatura, los gradientes de estas propiedades pueden inducir gradientes de potencial, ocasionando la difusión por presión y la difusión térmica. También la acción de un campo de fuerzas externas, que crea gradientes de energía potencial (la cual se suma al potencial químico, constituyendo un potencial "ampliado"), da origen a la difusión forzada, empleada generalmente en la separación de mezclas por sedimentación o centrifugación.

En este sentido, se tiene que la transferencia de masa entre un fluido y partículas sólidas suspendidas generalmente se lleva a cabo en un recipiente agitado. McCabe señala que la agitación se refiere al movimiento inducido de un material en una forma específica, generalmente con un modelo circulatorio dentro de algún tipo de contenedor. Los líquidos se agitan con diversos fines, dependiendo de los objetivos de la etapa del proceso. Dichos fines comprenden:

- Suspensión de partículas sólidas.
- Mezclado de líquidos miscibles, por ejemplo, alcohol metílico y agua.
- Dispersión de un gas en un líquido en forma de pequeñas burbujas.
- Dispersión de un segundo líquido, inmiscible con el primero, para formar una emulsión o suspensión de gotas diminutas.
- Promoción de la transformación de calor entre el líquido y un serpentín o encamisado.
- Según McCabe, el tipo de tanques o recipientes que se usan para la agitación de líquidos suelen ser de forma cilíndrica y están provistos de un eje vertical. La parte superior del tanque puede estar abierta, pero normalmente se usa cerrada. Las proporciones del tanque varían bastante según el problema de agitación que se considere. Por otra parte, para evitar la formación de zonas muertas dentro del reactor, el tanque se suele diseñar con el fondo redondeado (no plano).

Una de las partes fundamentales de un tanque agitado es el agitador, el cual crea un cierto tipo de flujo dentro del sistema, dando lugar a que el líquido circule por todo el recipiente y vuelva de vez en cuando al agitador; éste dispositivo va instalado sobre un eje suspendido que es accionado por un motor que a veces se encuentra conectado directamente al mismo, pero comúnmente el motor está conectado a una caja reductora de velocidad la cual finalmente acciona el eje.

De igual modo, los tanques agitados pueden llevar accesorios tales como líneas de entrada y salida, serpentines, encamisados y pozos para termómetros u otros equipos de medición de la temperatura como el que se muestra en la figura 1.



Figura 1. Tanque agitado comercial.

Fuente: NTNU Norwegian University of Science and Technology, Reactor Technology Group.

2.2.3 Tipos de Agitadores

De acuerdo con lo expresado por McCabe, los agitadores se dividen en dos clases. Los que generan corrientes paralelas al eje del impulsor que se denominan impulsores de flujo axial; y aquellos que generan corrientes en dirección radial tangencial que se llaman impulsores de flujo radial.

Los tres tipos principales de agitadores son, de hélice, de paletas, y de turbina. A continuación, se describen brevemente:

2.2.3.1 Agitadores de Hélices.

Un agitador de hélice, es un agitador de flujo axial, que opera con velocidad elevada y se emplea para líquidos pocos viscosos. Las corrientes de flujo, que parten del agitador, se mueven a través del líquido en una dirección determinada hasta que son desviadas por el fondo o las paredes del tanque. La columna de remolinos de líquido de elevada turbulencia, que parte del agitador, arrastra en su movimiento al líquido estancado, generando un efecto considerablemente mayor

que el que se obtendría mediante una columna equivalente creada por una boquilla estacionaria (Fig.5.4).

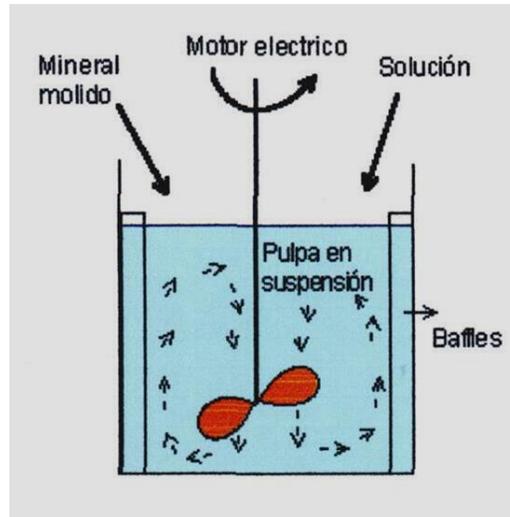


Figura 2. Agitador de hélice

Las palas de la hélice cortan o friccionan vigorosamente el líquido. Debido a la persistencia de las corrientes de flujo, los agitadores de hélice son eficaces para tanques de gran tamaño. En tanques de gran altura, pueden disponerse dos o más hélices sobre el mismo eje, moviendo el líquido generalmente en la misma dirección. A veces dos agitadores operan en sentido opuesto creando una zona de elevada turbulencia en el espacio comprendido entre ellos.

2.2.3.2 Agitadores de Paletas

Para problemas sencillos, un agitador eficaz está formado por una paleta plana, que gira sobre un eje vertical. Son corrientes los agitadores formados por dos y tres paletas (fig. 3 a).

Las paletas giran a velocidades bajas o moderadas en el centro del tanque, impulsando al líquido radial y tangencialmente, sin que exista movimiento vertical respecto del agitador, a menos que las paletas estén inclinadas. Las corrientes de

líquido que se originan se dirigen hacia la pared del tanque y después siguen hacia arriba o hacia abajo. Las paletas también pueden adaptarse a la forma del fondo del tanque, de tal manera que en su movimiento rascan la superficie o pasan sobre ella con una holgura muy pequeña (fig.3 b).

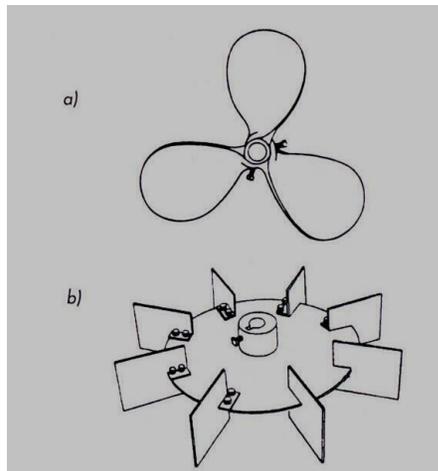


Figura 3. Distintos tipos de agitadores:

a) de hélice; b) de paleta plana.

A velocidades muy bajas, un agitador de paletas produce una agitación suave, en un tanque sin placas deflectoras o cortacorrientes, las cuales son necesarias para velocidades elevadas, ya que de lo contrario el líquido se mueve como un remolino que gira alrededor del tanque, con velocidad elevada pero con poco efecto de mezcla

2.2.3.3 Agitadores de Turbina

La mayor parte de ellos se asemejan a agitadores de múltiples y cortas paletas, que giran con velocidades elevadas sobre un eje que va montado centralmente dentro del tanque. Las paletas pueden ser rectas o curvas, inclinadas o verticales. El rodete puede ser abierto, semicerrado o cerrado.

Los agitadores de turbina son eficaces para un amplio intervalo de viscosidades; en líquidos poco viscosos, producen corrientes intensas, que se extienden por todo el tanque y destruyen las masas de líquido estancado. En las proximidades del rodete existe una zona de corrientes rápidas, de alta turbulencia e intensos esfuerzos cortantes. Las corrientes principales son radiales y tangenciales. Las componentes tangenciales dan lugar a vórtices y torbellinos, que se deben evitar por medio de placas deflectoras o un anillo difusor, con el fin de que el rodete sea más eficaz.

2.2.4 Patrones de Flujos en Tanques Agitados

El tipo de flujo que se produce en un tanque agitado, depende del tipo de rodete, de las características del fluido, tamaño y proporciones del tanque, placas deflectoras y agitador. La velocidad del fluido en un punto del tanque tiene tres componentes y el tipo de flujo global en el mismo, depende de las variaciones de estas tres componentes de la velocidad, de un punto a otro.

La primera componente de velocidad es radial y actúa en dirección perpendicular al eje del rodete. La segunda es longitudinal y actúa en dirección paralela al eje. La tercera es tangencial o rotacional, y actúa en dirección tangencial a la trayectoria circular descrita por el rodete.

Para el caso corriente de un eje vertical, las componentes radial y tangencial están en un plano horizontal y la componente longitudinal es vertical. Las componentes radial y longitudinal son útiles porque dan lugar al flujo necesario para que se produzca la mezcla. Cuando el eje es vertical y está dispuesto en el centro del tanque, la componente tangencial de velocidad es generalmente perjudicial para la mezcla. El flujo tangencial sigue una

trayectoria circular alrededor del eje y crea un vórtice en la superficie del líquido que debido a la circulación en flujo laminar, da lugar a una estratificación permanente en diferentes niveles, de sustancias sin mezclar, sin que exista flujo longitudinal de un nivel a otro.

Si están presentes partículas sólidas, las corrientes circulatorias tienden a lanzar las partículas contra la pared del tanque, debido a la fuerza centrífuga, desde donde caen acumulándose en la parte central del fondo del tanque. Por consiguiente en vez de mezcla, se produce la acción contraria, concentración.

En un tanque sin placas deflectoras, el flujo circulatorio es inducido por todos los tipos de rodete, tanto si el flujo es axial como radial. Si los remolinos son intensos, el tipo de flujo dentro del tanque es esencialmente el mismo, independientemente del diseño del rodete. Para velocidades de giro del rodete elevadas, la profundidad del vórtice puede ser tan grande que llegue al rodete mismo, dando lugar a que en el líquido se introduzca el gas que está encima de él, lo cual normalmente debe evitarse.

2.2.5 Prevención de los Remolinos

- Colocando el agitador fuera del eje central del tanque. En tanques pequeños se debe colocar el rodete separado del centro del tanque, de tal manera que el eje del agitador no coincida con el eje central del tanque. En tanques mayores el agitador puede montarse en forma lateral, con el eje en un plano horizontal, pero no en la dirección del radio.
- Instalando placas deflectoras. Estas son placas verticales perpendiculares a la pared del tanque. En tanques pequeños son suficientes 4 placas deflectoras, para evitar

remolinos y formación de vórtice. Si el eje del agitador está desplazado del centro o inclinado, no se necesitan placas deflectoras.

2.2.6 Balance de Masa en el Tanque Agitado

En los cálculos típicos que se realizan en el estudio de la transferencia de masa se suele definir un parámetro que agrupa todos los efectos convectivos y difusivos, éste es el coeficiente de transferencia de masa (k_c), de modo tal que el flujo total sea proporcional a un gradiente de concentraciones (o composiciones), el coeficiente de transferencia de masa k_c e inversamente proporcional al espesor de la capa en la cual se efectúa la transferencia. Es importante aclarar que si la transferencia ocurre entre dos fases, hay un coeficiente de transferencia de masa para cada una de ellas y si ocurre en una sola fase, sólo hay un coeficiente de transferencia de masa. Para efectos de la transferencia de masa estudiada en el tanque agitado un balance de masa en estado transitorio lleva a la siguiente relación¹:

$$V(dC/dt) = KcA(C_{sat} - C) \quad (1)$$

Donde:

V: Volumen del reactor, [L].

dC/dt: Variación de la concentración con respecto al tiempo.

Kc: Coeficiente de transferencia de masa, [m/s].

A: Área de transferencia de masa, [m²].

C_{sat}: Concentración de saturación del ácido benzoico, [mol/L].

C: Concentración del ácido benzoico en la solución, [mol/L].

¹ McCabe-Smith (1981). Obra citada. Pág. 254.

La concentración de saturación del ácido sulfúrico en agua reportada en la Ec. (1) viene dada por la siguiente expresión:

$$C_{\text{sat}}(T) = 0,13798 \cdot e^{(0,0382T)} \cdot \left\{ \frac{\text{gAcB}}{100\text{gAgua}} \right\} \quad (2)$$

Donde:

$C_{\text{sat}}(T)$: Concentración de saturación del ácido benzoico a la temperatura de operación, [mol/L].

T: Temperatura de operación, [°C].

Luego de separar variables en la Ec.(1) e integrar, se obtiene una nueva relación:

$$\ln \left(\frac{C_{\text{sat}}}{C_{\text{sat}} - C} \right) = (K_c \cdot A \cdot t) / V \quad (3)$$

Donde:

C_{sat} : Concentración de saturación del ácido benzoico, [mol/L].

C: Concentración del ácido benzoico en la solución, [mol/L].

K_c : Coeficiente de transferencia de masa, [m/s].

A: Área de transferencia de masa, [m²].

V: Volumen del reactor, [L].

t: Tiempo, [s].

2.2.7 Transferencia de Masa en Partículas Sólidas

Cuando partículas sólidas se suspenden en un líquido, tal como un tanque agitado, se obtiene una mínima estimación del coeficiente de transferencia k_c utilizando la velocidad terminal de la partícula en el líquido mediante la correlación que se muestra en la Ecuación (4). Es importante tener en claro que el coeficiente real de transferencia es mucho mayor que el estimado teóricamente, debido a que la frecuente aceleración y desaceleración de las partículas aumentan la velocidad media de deslizamiento y porque pequeños remolinos en

el líquido turbulento penetran cerca de la superficie de la partícula e incrementa la velocidad local de transferencia de materia.

2.2.8 Suspensión de partículas sólidas

La suspensión de sólidos en un tanque agitado es en cierto modo análoga a la fluidización de sólidos con líquidos, donde las partículas se separan y mantienen en movimiento por medio del fluido que pasa sobre ellas. Sin embargo, el patrón del flujo de fluidos creado por el agitador tiene regiones de flujo horizontal, ascendente y descendente, y para mantener los sólidos en suspensión en el tanque, generalmente se requieren velocidades medias de flujo mucho mayores que las que harían falta para fluidizar los sólidos en una columna vertical².

A continuación se describen brevemente las diferentes condiciones bajo las cuales se puede presentar la suspensión:

- **Suspensión prácticamente completa con fileteado:** la mayor parte del sólido está suspendido en el líquido, con un pequeño porcentaje de partes fileteadas estacionarias de sólido en la periferia exterior del fondo o de otras partes del tanque. La existencia de una pequeña cantidad de sólidos que no están en movimiento puede permitirse en un tanque de alimentación de una unidad de proceso, toda vez que estas partes fileteadas de sólidos no crezcan de espesor ni se aglomeren. Es importante recordar que la presencia de fileteado es indeseable para la cristalización o para una reacción química.

2 McCabe-Smith (1981) Obra citada. Pág. 262.

- **Movimiento completo de las partículas:** todas las partículas o bien están suspendidas, o se mueven a lo largo del fondo del tanque. Las partículas que se mueven a lo largo del fondo del tanque tienen un coeficiente de transferencia de masa mucho menor que las partículas suspendidas, lo cual afecta el funcionamiento de la unidad.
- **Suspensión completa o suspensión completa fuera del fondo:** todas las partículas están suspendidas fuera del fondo del tanque o bien no permanecen sobre el fondo más de uno o dos segundos. Cuando se alcanza justamente esta condición, en general habrá gradientes de concentración en la suspensión y puede existir una región de líquido sin alta concentración de sólido (líquido claro) cerca de la parte superior del tanque. El gradiente en la concentración de sólido tendrá poco efecto sobre el funcionamiento de una unidad y el coeficiente de transferencia de masa no aumentará mucho más al aumentar la velocidad de giro del agitador.
- **Suspensión uniforme:** para velocidades del agitador considerablemente superiores a las que se requieren para obtener una suspensión completa, ya no hay líquido claro cerca de la parte superior del tanque y la suspensión se hace uniforme. Sin embargo, todavía puede haber gradientes verticales de concentración, en especial si los sólidos tienen una amplia distribución de tamaños, y es preciso tener cuidado al tomar una muestra representativa del tanque.

2.2.9 Correlaciones en sistemas de sólidos suspendidos

La suspensión completa de sólido es conveniente para muchos fines prácticos, por lo que las correlaciones desarrolladas para predecir las condiciones de suspensión resultan fundamentales para dichos fines. La facilidad con que los sólidos se suspenden en un líquido depende de las propiedades físicas de las partículas y del líquido, así como de los

patrones de circulación en el tanque. A continuación, se presentan las correlaciones que se usaron durante el desarrollo de la actividad experimental:

En el estudio de la influencia de la agitación en la disolución, Hipson y colaboradores proponen la siguiente correlación:

$$Sh = K' Re^p Sc^q \quad (4)$$

Donde:

Sh: Número de Sherwood, [adimensional].

Re: Número de Reynolds, [adimensional].

Sc: Número de Schmidt, [adimensional].

K': Constante, [adimensional].

Los números adimensionales anteriormente mencionados se definen de la siguiente manera:

$$Re = \rho U D / \mu \quad (5)$$

$$Sh = K c D / D_{AB} \quad (6)$$

$$Sc = \mu / \rho D_{AB} \quad (7)$$

Donde:

Sh: Número de Sherwood, [adimensional].

Re: Número de Reynolds, [adimensional].

Sc: Número de Schmidt, [adimensional].

ρ : Densidad, [kg/m³].

U: Velocidad, [m/s].

D: Diámetro, [m].

μ : Viscosidad, [Pa·s].

K_c : Coeficiente de transferencia de masa, [m/s].

D_{AB} : Difusividad de masa, [m²/s].

Tomando en cuenta que la agitación se lleva a cabo a temperatura constante, la

Ec.(4) se puede simplificar para obtener una nueva correlación (26):

$$K_c = CN^P \quad (8)$$

donde:

K_c : Coeficiente de transferencia de masa, [m/s].

C' : Constante, [adimensional].

N : Número de revoluciones del agitador.

3.3 DEFINICIONES CONCEPTUALES

Celda de flotación

Equipo en donde se efectúa el proceso de flotación de minerales y que consta de un tanque y un agitador especial. El agitador está montado en un eje hueco para permitir el ingreso del aire.

Celdas de Electro-Deposición

Equipo compuesto de un tanque y dos electrodos (ánodo y cátodo) utilizado en la recuperación electrolítica de metales disueltos en una solución (electrolito). Esto se logra mediante el paso de un flujo de corriente entre los electrodos, causando que los metales se precipiten y depositen en el cátodo.

Cianuración

La cianuración del oro (también conocida como el proceso de cianuro o el proceso de MacArthur - Forrest) es una técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral baja calidad, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos

de aurocianida, solubles en agua, mediante un proceso denominado lixiviación. Es el proceso más comúnmente utilizado para la extracción de oro.

Flotación

Proceso metalúrgico que permite la separación de las especies valiosas contenidas en un mineral, del material estéril. Para lograr una buena separación, es necesario que estas especies valiosas sean liberadas del material estéril. Esto se logra moliendo el mineral en circuitos de molienda. La separación se realiza en agua formándose una pulpa y en donde las partículas sólidas se mantienen en suspensión por medio de unos agitadores especialmente diseñados para este caso.

A la pulpa se agrega una serie de reactivos químicos especiales que causan una condición de hidrofobicidad sobre las partículas valiosas de tal manera que, al introducir aire al sistema, se produce un conjunto de burbujas sobre las cuales se adhieren estas partículas. Las burbujas, a medida que van ascendiendo, se van enriqueciendo de estas partículas hasta que se alcanza la superficie y en donde son posteriormente retiradas. Mientras tanto, las partículas de material estéril no han sido afectadas por los reactivos químicos y permanecerán suspendidas dentro de la pulpa.

La flotación se realiza generalmente para la recuperación de metales que se encuentran en el mineral como sulfuros, aunque existen casos donde se usa para la recuperación de especies oxidadas o de no-metálicos.

Flotación Bulk

Recuperación de todas las especies valiosas (oro, plomo, plata, zinc, cobre, etc.) en un solo producto llamado Concentrado Bulk. En Julcani, se obtiene un concentrado de plata-

plomo-oro-cobre, mientras que en Uchucchacua se producen dos tipos de concentrado: un concentrado de plata-plomo (bulk) y otro de zinc.

3.4 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

3.4.1 Hipótesis General

Determinar en qué medida el tratamiento de minerales auríferos mediante el control de sus variables operacionales por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**.

3.4.2 Hipótesis Específicas

- Determinar si el control de las condiciones de operación de la fuerza de cianuro el tratamiento de minerales auríferos mediante el control de sus variables operacionales por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**.
- Determinar si el control de las condiciones de operación de la temperatura el tratamiento de minerales auríferos mediante el control de sus variables operacionales por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**.
- Determinar si el control de las condiciones de operación de la inyección de oxígeno el tratamiento de minerales auríferos mediante el control de sus variables operacionales por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC**.
- Determinar si el control de las condiciones de operación del tiempo de residencia el tratamiento de minerales auríferos mediante el control de sus variables operacionales

por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la **MINERA KAIROS CAPITAL SAC.**

CAPITULO III

METODOLOGIA

3.1 DISEÑO METODOLÓGICO

3.1.1 Tipo

De acuerdo al propósito de la investigación, naturaleza de los problemas y objetivos reúne las condiciones suficientes para ser calificado como **Investigación APLICADA**.

1. **Aplicada:** La investigación aplicada tiene por objetivo la generación de conocimiento con aplicación directa y a mediano plazo en la sociedad o en el sector productivo. Este tipo de estudios presenta un gran valor agregado por la utilización del conocimiento que proviene de la investigación básica. De esta manera, se genera riqueza por la diversificación y progreso del sector productivo. Así, la investigación aplicada impacta indirectamente en el aumento del nivel de vida de la población y en la creación de plazas de trabajo. La Figura 1 presenta el desarrollo del proceso investigativo.

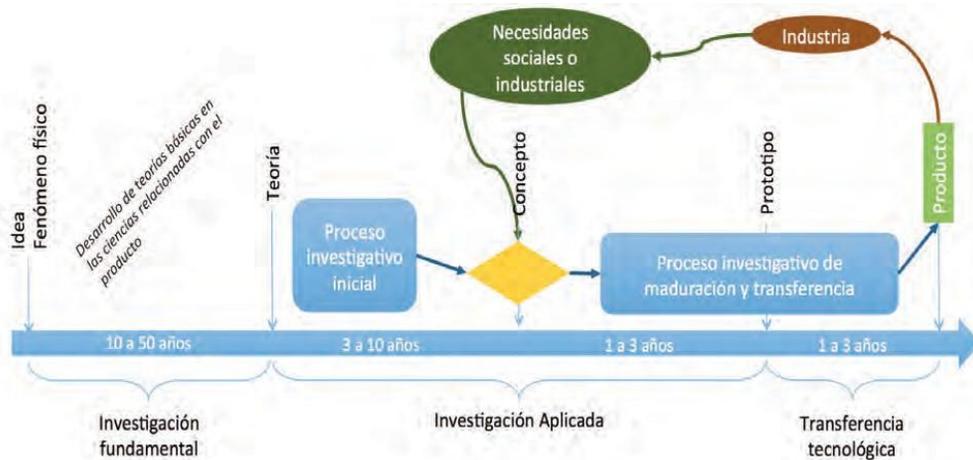


Figura 4. Desarrollo del Proceso de Investigación

2. Correlacional: Evalúa la relación que existe entre dos o más conceptos, categorías o variables en determinado contexto.

3.1.2 Enfoque

Mixto, cuantitativo-cualitativo.

Se tomará el enfoque cuantitativo porque se pretende obtener la recolección de datos para conocer o medir el fenómeno en estudio y encontrar soluciones para la misma; la cual trae consigo la afirmación o negación de la hipótesis establecida.

La investigación también será cualitativa, la cual consiste en utilizar la recolección de datos sin medición numérica para descubrir o afinar preguntas en el proceso del desarrollo de la tesis.

3.2 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.2.1 Población

La población de la investigación estará comprendida por 20 análisis de muestras de lixiviación método carbón en pulpa realizados diariamente.

3.2.2 Muestra

La muestra será determinada en base al método probabilístico estratificado y aplicando la fórmula estadística para poblaciones menores a 100 000.

$$n_0 = \frac{Z^2 * N * p * q}{e^2 * (N + 1) + Z^2 * p * q}$$

Sabiendo que:

p : Probabilidad de éxito (50%)

q : Probabilidad de fracaso (50%)

Z : Estadístico Z, a un 95% de confianza (1.96)

N = Tamaño de la población (20 análisis)

e = Precisión o error máximo admisible (5%)

n = Tamaño de la muestra

El tamaño de la muestra es la siguiente:

$$n_0 = \frac{(1.96^2 \times 20 \times 0.5 \times 0.5)}{[0.05^2 \times (20 + 1) + 1.96^2 \times 0.5 \times 0.5]} = 19 \text{ analisis}$$

Muestra ajustada:

$$n = \frac{n_0}{\left(1 + \frac{n_0}{N}\right)}$$

$$n = \frac{19}{\left(1 + \frac{19}{20}\right)} = 10 \text{ analisis}$$

3.3 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES

Indicadores de la variable independiente (X): Control de los factores operacionales en carbón en pulpa.

1. Fuerza de cianuro
 - Alta concentración
 - Mediana concentración
 - Baja concentración
2. Temperatura
 - Optima
 - No optima
3. Inyección de oxígeno
 - Optima
 - No óptima
4. Tiempo de residencia

- Óptimo
- No óptimo

Indicadores de la variable dependiente (Y): Aumentar la recuperación de oro

1. Recuperación:

- ✓ Alto
- ✓ bajo

TIPO VARIABLE	VARIABLE	INDICADOR
Dependiente	Aumentar la recuperación de oro	
	Control de los factores operacionales en la cianuración en carbón en pulpa	Recuperación
Independiente		

3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.4.1 Técnicas a Emplear

Las técnicas a emplear serán las siguientes:

- Análisis Químico – Metalúrgico
- Control operacional de las variables.
- Medición de las variables.

3.4.2 Descripción de los Instrumentos

Para lograr cumplir los objetivos de la tesis, se utilizará los siguientes instrumentos:

- **Tanques agitados;** Se realizaron pruebas adicionales de velocidad de agitación, tiempo de residencia, temperatura y concentración de cianuro.

- **Termómetro**
- **Rotámetro**
- **Hoja de recolección de datos:** también llamada hoja de registro, sirve para reunir y clasificar la información. Este instrumento nos ayudará a registrar toda la información obtenida de las diversas corridas experimentales.

3.5 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN

La técnica a utilizarse será la siguiente:

Hoja de Excel para el procesamiento de la base de datos tomada de los análisis químicos – metalúrgicos y su respectivo procesamiento.

CAPITULO IV

RESULTADOS

4.1. EL PROCESO DE PRODUCCIÓN DE PLANTA DE BENEFICIO

Se realiza en el proceso de cianuración de acuerdo al flow sheet de la planta, se utiliza dos pequeños tanques:

- Uno para la preparación de reactivos de cianuro TK N° 1 de 30"x 47" de tipo WEG 7.5HP 1730 RPM.
- Un TK-2 para la preparación de reactivo de soda (NaOH) de 36"x34" sin marca de 5 HP 1750 RPM.

Para iniciar este proceso se evalúan las condiciones de operación.

- pH natural del mineral (sulfuros pH 6-7-8-9 -10).
- pH inicial: 12
- malla al 80%: - 200.
- porcentaje de sólidos: 50 %
- TMS: 90 TN
- Horas de CN: 72 hrs. a mas.
- Ley de cabeza de proceso; 15, 16, 17 gr./TN.
- Ley de relave: 1 gr/TN.

Los reactivos a utilizar:

- Cianuro.
- Soda cáustica.

4.2. PARÁMETROS DE CIANURACIÓN

- pH = 12 (a la salida del molino 5x10 y molino 5x5).
- pH = 11 (en los tanques).
- Fuerzas de cianuro en el over = 0.50
- Fuerza de cianuro a la salida del tanque (TK) N°1 = 0.25-0.26
- Fuerzas de cianuro en el tanque (TK) N°12 (relave) = 0.17 - 0.18
- Tiempo de residencia de la pulpa = 4.2- 4.3 seg. (para un recipiente de 8 Lts).
- Densidad de pulpa del mineral = (1460 - 1510 gr/lit).

4.2.1. Determinación del flujo y volumen de los tanques.

Teniendo en cuenta la densidad, el porcentaje de sólidos que tiene el mineral a tratar, se puede calcular la cantidad del flujo de pulpa a trabajar y el tiempo de lixiviación en el proceso de los tanques Tk 1, 2, 3 hasta el tanque N° 12, de la siguiente manera:

Para un tanque para el proceso CIP de 20'x20' N° 1.

Formula: $V = (\pi \times d^2/4) \times h$

Datos : % Volumen ocupado = 90%

$$\delta = 1460\text{gr/l}$$

$$\% S = 50.035\%$$

$$D = 6.096\text{m.}$$

$$h = 6.096\text{m.}$$

Reemplazando: $V = (3.1416 \times (37.161)^2/ 4) \times 6.096$

$$V = 177.91 \times 0.9 = 160.12 \text{ m}^3$$

Entonces: $V = 160.12 \text{ m}^3 \times 1000 \text{ lt/1 m}^3 = 160120 \text{ lt}$

$$\theta = 160120 \text{ lt} \times 4.2 \text{ seg/lt} = 84063 \text{ seg.}$$

$\theta = 84063 \text{ seg} \times 1\text{hr}/3600\text{seg} = 23.35 \text{ hrs}$ lixiviación.

El tiempo de lixiviación para todos los tanques será:

TK – 1 tiempo de lixiviación = 23.35 hrs

TK – 2 tiempo de lixiviación = 13.13 hrs

TK – 3 tiempo de lixiviación = 5.033 hrs

TK – 4 tiempo de lixiviación = 5.033 hrs

TK – 5 tiempo de lixiviación = 5.033 hrs

TK – 6 tiempo de lixiviación = 2.919 hrs

TK – 7 tiempo de lixiviación = 2.919 hrs

TK – 8 tiempo de lixiviación = 1.53 hrs

TK – 9 tiempo de lixiviación = 1.53 hrs.

TK – 10 tiempo de lixiviación = 1.53 hrs

TK – 11 tiempo de lixiviación = 1.53 hrs

TK – 12 tiempo de lixiviación = 1.53 hrs

El tiempo total de lixiviación en los tanques es 65.067 hrs con un flujo de 4.2 seg./lt y una densidad de 1460.

Figura N° 4:

Tanques de agitación CIP



Fuente: Toma de imagen propia

La adición de soda a la pulpa con cianuro es indispensable para evitar pérdidas de cianuro y neutralizar cualquier constituyente ácido, que de otra manera liberaría ácido cianhídrico. La cantidad de soda que se añade es expresada en términos de kilogramos de hidróxido de sodio por toneladas de mineral tratado.

4.3. DISEÑO DE PRUEBAS METALÚRGICAS

4.3.1. Diseño Factorial

Un diseño factorial es un tipo de experimento diseñado que permite estudiar los efectos que pueden tener varios factores sobre una respuesta. Al realizar un experimento, el hecho de variar los niveles de todos los factores al mismo tiempo en lugar de uno a la vez permite estudiar las interacciones entre los factores.

Tabla 1. Diseño factorial de pruebas de tratamiento de minerales (CIP)

A. Variables.

VARIABLES	INDICADORES	ÍNDICES
<p>1. Variable Independiente (Xi)</p> <p>Parámetros del proceso de carbón en pulpa (CIP)</p>	<ul style="list-style-type: none"> ▪ tiempo de lixiviación ▪ consumo de cianuro. ▪ Densidad 	<p>12 a 72 hrs.</p> <p>2.5 a 6.6 kg/TM</p> <p>1450 a 1460 g/lt.</p>
<p>2. Variable dependiente (Yi)</p> <p>Optimización del tratamiento de minerales auríferos por el método carbón en pulpa (CIP) en la minera colibrí SAC.</p>	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Eficiencia de recuperación. ▪ Ley en la recuperación ▪ Ley en el relave. 	<p>> 95%</p>

Fuente: Minera Kairos Capital S.A.C.

B. Hipótesis

1) **H₀:** Las variables para el aumento de la recuperación de oro en el tratamiento de minerales auríferos por el método Carbón en pulpa (CIP) en la minera Kairos Capital SAC no tienen efectos diferentes.

H_a: Las variables para el aumento de la recuperación de oro en el tratamiento de minerales auríferos por el método Carbón en pulpa (CIP) en la minera Kairos Capital SAC tienen efectos diferentes.

Donde:

H₀: Hipótesis nula.

H_a: Hipótesis alterna.

2) **Nivel de confianza = 95%**

$$\alpha = 0.05$$

3) **Prueba estadística:** Diseño factorial.

4.3.2. Condiciones de las variables en estudio.

	Nivel (-)	a_1	Nivel (+)
A = tiempo de lixiviación:	12	40	72
	$\underbrace{\hspace{10em}}$ $b_1 = 28$		
B = consumo de cianuro:	2.5	3.5	6.6
	$\underbrace{\hspace{10em}}$ $b_1 = 1$		
C = Densidad :	1380	1400	1460
	$\underbrace{\hspace{10em}}$ $b_1 = 20$		

Los: Niveles, a_1 y b_1 son parámetros de planta.

Se aplicara el diseño factorial 2^3

Donde:

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

4.3.3. Condiciones experimentales del diseño factorial.

Tabla 2. Porcentaje de recuperación.

	CIP (Y_i)
1	87.1
2	90
3	89.50
4	92
5	90
6	91
7	89
8	91
	719,6
	89,875

Fuente: Minera Kairos Capital S.A.C.

Tabla 3. Combinaciones experimentales.

N°	Combinación	A	B	C	X1	X2	X3	Yi
1	1	12	2,5	1380	-	-	-	87,1
2	A	72	2,5	1380	+	-	-	90
3	B	12	6,6	1380	-	+	-	89,5
4	AB	72	6,6	1380	+	+	-	92
5	C	12	2,5	1460	-	-	+	90
6	AC	72	2,5	1460	+	-	+	91
7	BC	12	6,6	1460	-	+	+	89
8	ABC	72	6,6	1460	+	+	+	91

Fuente: Minera Kairos Capital S.A.C.

Determinación de los efectos:

$$A = \text{Efecto (Tiempo lixiviación)} = \frac{-87,1+90-89,5+92-90+91-89+91}{2^{3-1}}$$

$$A = \text{Efecto (Tiempo lixiviación)} = \frac{8,4}{4}$$

$$A = \text{Efecto (Tiempo lixiviación)} = 2,1$$

$$B = \text{Efecto (consumo cianuro)} = \frac{-87,1-90+89,5+92-90-91+89+91}{2^{3-1}}$$

$$B = \text{Efecto (consumo cianuro)} = \frac{3,4}{4}$$

$$B = \text{Efecto (consumo cianuro)} = 0,85$$

$$C = \text{Efecto (Densidad)} = \frac{-87,1-90-89,5-92+90+91+89+91}{2^{3-1}}$$

$$C = \text{Efecto (Densidad)} = \frac{2,4}{4}$$

$$C = \text{Efecto (Densidad)} = 0,6$$

Interacciones:

$$AB = 5,75$$

$$AC = - 5,6875$$

$$BC = 5,5625$$

$$ABC = - 5,62$$

En el cual se obtendrá la siguiente ecuación:

$$Y = \beta_0 + \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2 + \beta_3 X_3$$

Aquí se obtendrán los valores β_0 , β_1 , β_2 , y β_3 , los que son constantes de la regresión:

$$\beta_0 = \text{Promedio de Resultados} = \frac{719,6}{8} = 89.95$$

$$\beta_1 = \frac{1}{2} \text{ del efecto tiempo de lixiviación} = \frac{2,10}{2} = 1.05$$

$$\beta_2 = \frac{1}{2} \text{ del efecto del consumo cianuro} = \frac{0,85}{2} = 0.425$$

$$\beta_3 = \frac{1}{2} \text{ del efecto de la densidad} = \frac{0,60}{2} = 0.3$$

Modelo matemático con variables codificadas:

$$Y = 89.95 + 1.05X_1 + 0.425X_2 + 0.3X_3$$

La ecuación anterior se puede expresar en función de las variables experimentales:

$$X_1 = \frac{A-a_1}{b_1} = \frac{\text{Tiempo de lixiviación} - 40}{28}$$

$$X_2 = \frac{A-a_1}{b_1} = \frac{\text{Consumo de Cianuro} - 3,5}{1}$$

$$X_3 = \frac{A-a_1}{b_1} = \frac{\text{Densidad} - 1400}{20}$$

Notación: TL = Tiempo de lixiviación

CC = Consumo de cianuro

D = Densidad

Reemplazando X_1 ; X_2 ; X_3 en la ecuación lineal:

$$Y = 89,95 + 1,05 \left[\frac{TL-40}{28} \right] + 0,425 \left[\frac{CC-3,5}{1} \right] + 0,3 \left[\frac{D-1400}{20} \right]$$

$$Y = 89,95 + 0,0375 TL - 1,446 + 0,425 CC - 1,487 + 0,015 D - 21$$

El modelo matemático con variables reales es:

$$Y = 66,017 + 0,0375 TL + 0,425 CC + 0,015 D$$

Tabla 4. Análisis residual del modelo matemático

Tiempo Nº Lixiviación hrs.	Consumo Cianuro Kg/TM	Densidad gr/lt	Recuperación Real (%) CIP (Yi)	Recuperación Calculada \bar{Y}	Diferencia de Recuperación Residual R	$(Y - \bar{Y})^2$ R ²	
1	12	2,5	1380	87,1	88,2295	- 1,1295	1,2758
2	72	2,5	1380	90	90,4795	-0,4795	0,2299
3	12	66	1380	89,5	89,972	-0,472	0,2228
4	72	66	1380	92	92,222	-0,222	0,0493
5	12	2,5	1460	90	89,4295	0,5705	0,3255
6	72	2,5	1460	91	91,6795	-0,6795	0,4617
7	12	66	1460	89	91,172	-2,172	4,7176
8	72	66	1460	91	93,422	-2,422	5,8661
				89,95	90,82575	-0,87575	13,1486

Fuente: Minera Kairos Capital S.A.C.

$$\text{Media de cuadrados} = SSM_R = \frac{\sum(Y - \hat{Y})^2}{N - \bar{T}_M}$$

$$SSM_R = \frac{13.1486}{8 - 4}$$

$$SSM_R = 3.28715$$

Donde:

Y = Recuperación Real

\hat{Y} = Recuperación calculada

N = Número total de experimentos

T_M = Número de términos del modelo matemático

$N - T_M = g L_R$ Grados de libertad residual

$MS_{(error)}$ = Media de cuadrados del error

➤ **Cálculo de la Suma de Cuadrados.**

$$\text{Suma de Cuadrados} = S.C. = \frac{(2^{n-1} \times \text{Efecto } A_1)^2}{2^n}$$

A = Tiempo lixiviación.

B = Consumo de cianuro

C = Densidad

$$S.C.(\text{tiempo lixiviación}) = \frac{(2^{3-1} \times (2,1))^2}{2^3} = 8,82$$

$$S.C.(\text{consumo cianuro}) = \frac{(2^{3-1} \times (0,85))^2}{2^3} = 1,445$$

$$S.C.(\text{densidad}) = \frac{(2^{3-1} \times (0,60))^2}{2^3} = 0,72$$

Suma de Cuadrados de las Interacciones

$$S.C. (AB) = \frac{(2^2 \times (5,7500))^2}{2^3} = 66,125$$

$$S.C. (AC) = \frac{(2^2 \times (-5,6875))^2}{2^3} = 64,6953$$

$$S.C. (BC) = \frac{(2^2 \times (5,5625))^2}{2^3} = 61,8828$$

$$S.C. (ABC) = \frac{(2^2 \times (-5,62))^2}{2^3} = 63,1688$$

$$\Sigma = 255,8719$$

$$M_{S(\text{error})} = \frac{S.C.(\text{interacciones})}{\text{Grados de Libertad}} = \frac{255,8719}{4} = 63,9679$$

Para determinar estadísticamente si el modelo matemático deducido representa adecuadamente a los datos experimentales, se tiene que aplicar el estadístico (F_0) de acuerdo a la relación.

$$F_0 = \frac{SSM_R}{M_{S(\text{error})}} = \frac{3,28715}{63,9679} = 0,05138$$

➤ **Aceptación del Modelo**

El modelo es adecuado si: $F_0 < F(\alpha; g L_R; g L_e)$

$\alpha = 0.05$ Para un nivel de confianza del 95 %

$$g L_R = 4 \quad g L_e = 4$$

$F(0.05; 4; 4) = 6.39$ (por tablas tabla de Fisher)

$$F_0 < F_{(\text{tablas})} \Rightarrow 0.05138 < 6.39$$

De lo cual se deduce que el modelo es aceptado. Entonces el modelo matemático se ajusta adecuadamente a los datos experimentales.

4.3.4. Análisis de varianza (ANOVA)

Tabla 5. Análisis de varianza.

Fuente	Suma de Cuadrados S.C.	Grados de Libertad	Cuadrado Medio C.M.	F practico F ₀	F Tablas
A	8,82	1	8,82	0,137	7,71
B	1,445	1	1,445	0,0225	7,71
C	0,7200	1	0,7200	0,0112	7,71
AB	66,125	1	62,496		
AC	64,6953	1	63,168		
BC	61,8828	1	64,583		
ABC	63,1688	1	61,871		
	266,8569				

Fuente: Minera Kairos Capital S.A.C..

▪ Hallando F₀

$$F_0 = \frac{C.M.}{M_S(\text{Error})}$$

$$F_0 (\text{Tiempo Lixiviación}) = \frac{8,82}{63,9679} = 0,137$$

$$F_0 (\text{Consumo cianuro}) = \frac{1,445}{63,9679} = 0,0225$$

$$F_0 (\text{Densidad}) = \frac{0,7200}{63,9679} = 0,0112$$

Un factor es significativo (95 %) 0.05

O muy significantes (99 %) 0.01

Si su F_{PRACTICO} > F_{TABLAS}

❖ De la tabla de distribución FISHER.

$$95 \% : F (0.05)(1: 4) = 7.71$$

$$99 \% : F (0.01)(1: 4) = 21.20$$

4.4. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.

- Se rechaza la hipótesis nula.

Lo que quiere decir que la hipótesis alterna es aceptada y que el **tiempo de lixiviación** si tiene efecto en el modelo experimental de manera positiva, es decir: si F práctico es menor que F por tablas cumple la hipótesis alterna.

$$F_{\text{PRACTICO}} > F_{\text{TABLAS}}$$

$$0.137 > 7.71$$

- Se rechaza la hipótesis nula.

Lo que quiere decir que la hipótesis alterna es aceptada y que el **consumo de cianuro** si tiene efecto en el modelo experimental de manera positiva, es decir: si F práctico es menor que F por tablas cumple la hipótesis alterna.

$$F_{\text{PRACTICO}} > F_{\text{TABLAS}}$$

$$0.0225 > 7.71$$

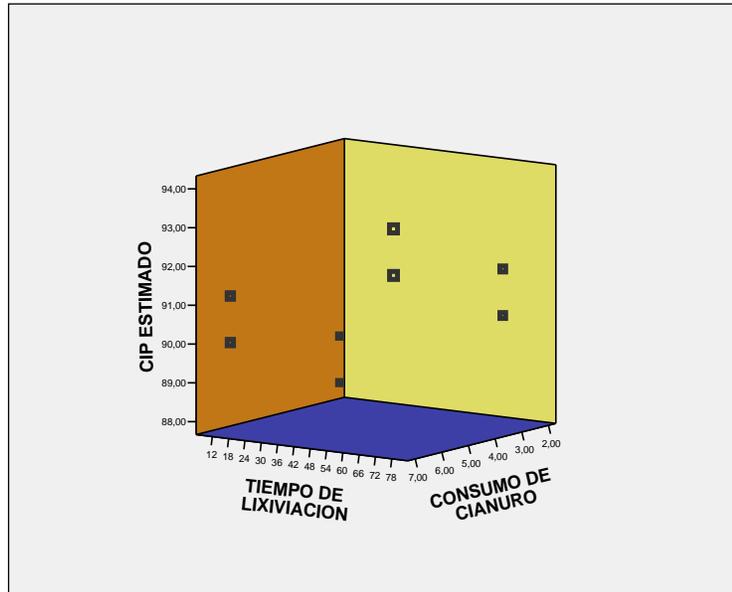
- Se rechaza la hipótesis nula.

Lo que quiere decir que la hipótesis alterna es aceptada y que la **densidad** si tiene efecto en el modelo experimental de manera positiva, es decir: si F práctico es menor que F por tablas cumple la hipótesis alterna.

$$F_{\text{PRÁCTICO}} > F_{\text{TABLAS}}$$

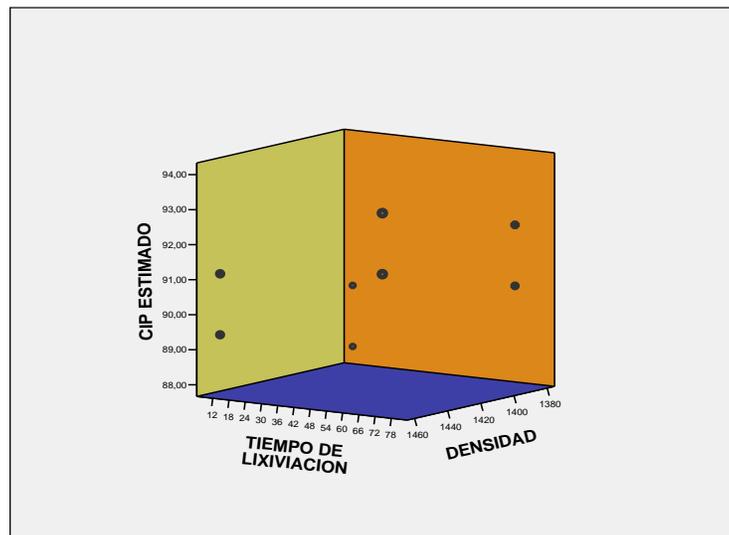
$$0.0112 > 7.71$$

Figura 5. Variable tiempo de lixiviación, consumo de cianuro y porcentaje de recuperación (CIP estimado).



Fuente: SPSS programa. (la comparación se hace con una ley de cabeza de 15gr/TM en 90 toneladas)

Figura 6. Variables de tiempo lixiviación, densidad y % de recuperación (CIP estimado).

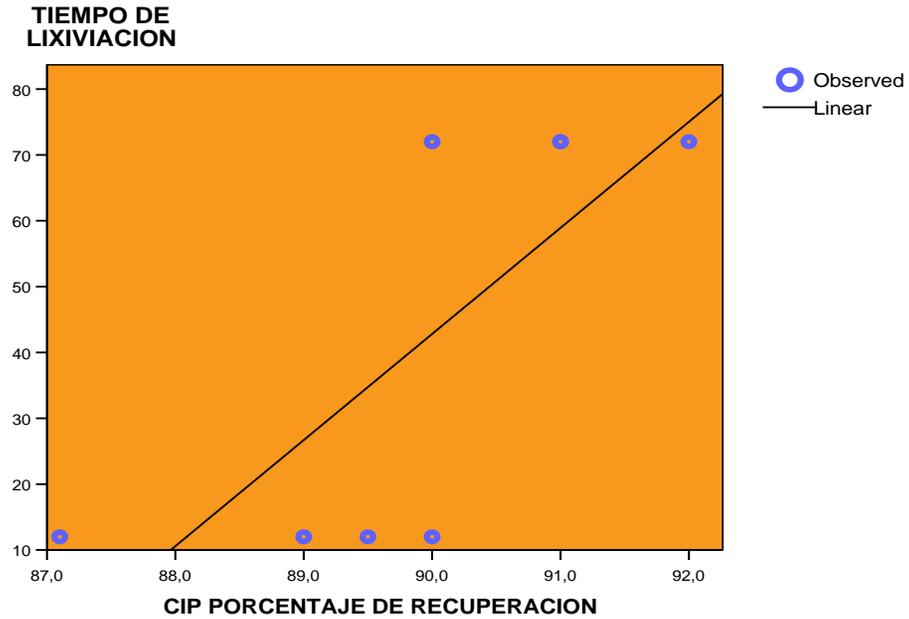


Fuente: Programa SPSS (la comparación se hace con una ley de cabeza de 15gr/TM en 90 toneladas).

4.4.1 Curvas de estimación de las variables independientes

4.4.1.1 Estimación del Tiempo de Lixiviación

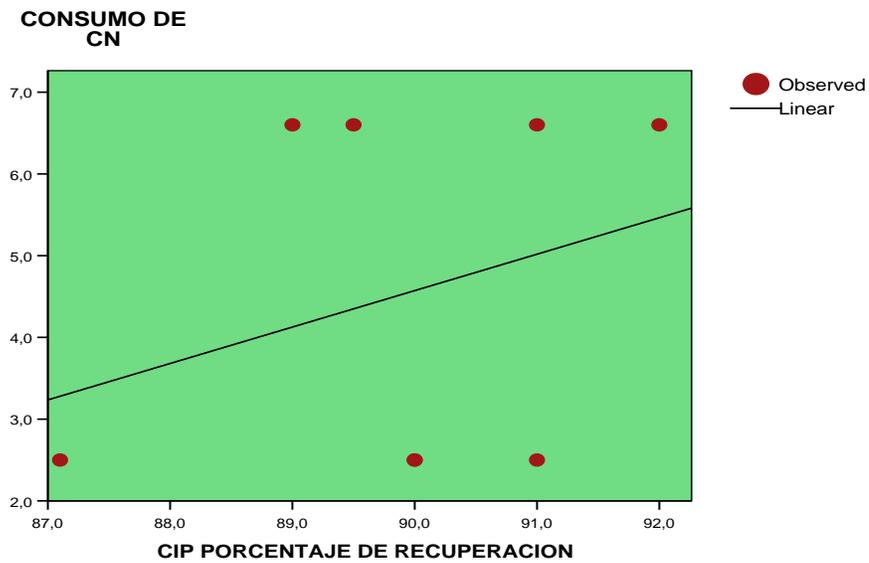
Figura 7. Estimación del tiempo de lixiviación en función del CIP.



Fuente: Programa SPSS

4.4.1.2 Estimación del Consumo de Cianuro

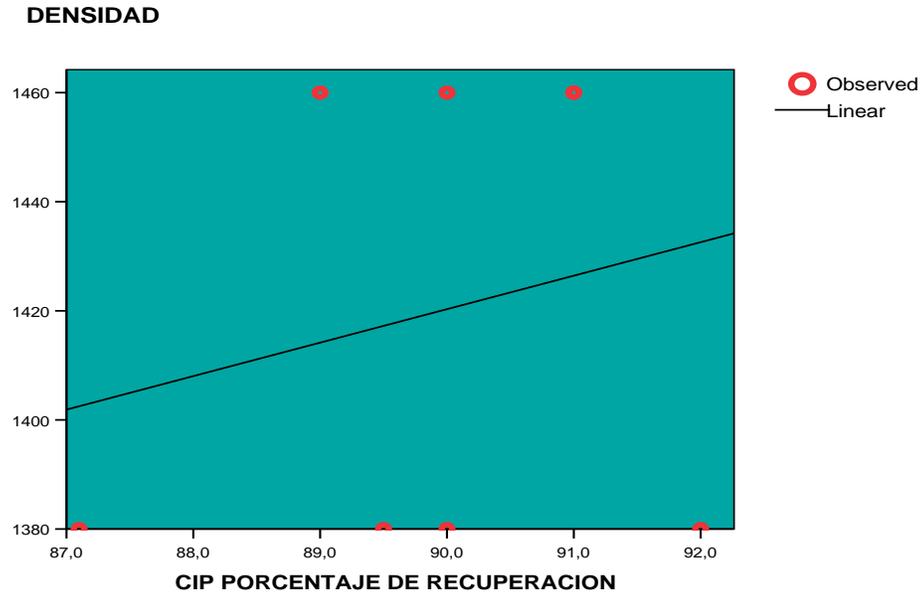
Figura 8. Estimación del consumo de cianuro en función de recuperación CIP.



Fuente: Programa SPSS

4.4.1.3 Estimación de la Densidad

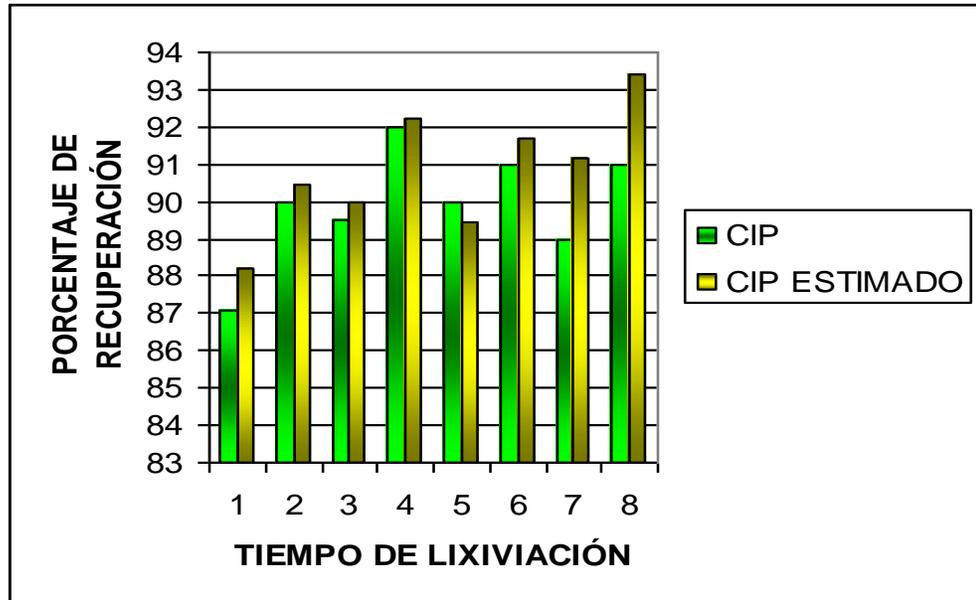
Figura 9. Estimación de la densidad en función del CIP.



Fuente: Programa SPSS.

4.4.1.4. Comparación de la Recuperación Real con la Recuperación Estimada

Figura 10. Comparación entre la Recuperación Real y la Recuperación Estimada



Fuente: Programa SPSS.

4.4.1.5. Balance de la sección de Cianuración (CIP) Optimizado.

Tabla 11. Balance de la sección de cianuración (CIP) optimizado.

Mineral Tratado = 90 TMD

Días Operación = 31

PRODUCTO	PESO TMS	LEY CALCULADA gr/Tn. Au.	Contenido Metal gr.	Distribución %
Cabeza	90,000	15,000	1350,00	100,00
CIP	150,000	8,172	1225,800	90,80
Sol. BARREN	90,000	0,280	25,20	1,87
Relave Final	90,000	1,100	99,00	7,33
				100,00

Fuente: Minera Kairos Capital S.AC..

4.4.1.6 Comparativo de cianuración continua optimizada y convencional

Tabla 6. Comparativo de Cianuración Continua Optimizada y Convencional

DESCRIPCIÓN	CONVENCIONAL CIANURACIÓN	OPTIMIZADO CIANURACIÓN CONTINUA
Capacidad TMS	8	2700
Tratamiento TM/D	0,67	90,00
Días de Operación	12	30
Nº Equipos/Producción	1	12
Control	Alto Riesgo	Protegido
Consumo Reactivos		
Mercurio Kg/TM	0,72	0,015
Hipoclorito Kg/TM	12,00	-
Hidróxido de sodio Kg /TM	0,19	54,0
Cal Kg/TM	15	
Detergente Kg/TM	4,94	-
Costo de Producción %	12,0	1,38
Recuperación %	62,89	90,825

Fuente: Minera Kairos Capital S.A.C..

4.5 PLAN DE MANEJO AMBIENTAL

El Plan de Manejo ha sido elaborado de conformidad con los más altos estándares de manejo ambiental según las leyes vigentes y los requerimientos legales y regulaciones aplicables vigentes.

La planta de cianuración trabaja conforme a las regulaciones del Ministerio de Energía y Minas del Perú (MEM). Los requerimientos aplicables de estas normas, a las que se hace referencia en el presente manejo ambiental, son los siguientes:

- 1) La planta de beneficio, no permitirá la descarga de sustancia alguna o descarga de agua con características que estén fuera de los límites permisibles establecidos según normas del MEM desde el Sistema de Manejo de efluentes hacia las aguas subterráneas y superficiales
- 2) La planta operará y mantendrá en forma adecuada los componentes del sistema de manejo de fluidos. Implementadas en las instalaciones de la minera Kairos Capital S.A.C.

4.5.1 Objetivos

El objetivo del Plan de Manejo de efluentes es identificar, prevenir, controlar y corregir posibles fugas de solución de las diferentes instalaciones de procesos componentes del proceso.

El plan de Manejo de Fluidos nos dará información oportuna para tomar decisiones oportunas para evitar contaminación a zonas de influencia.

4.5.2 Legislación.

Las Regulaciones y requerimientos aplicables al Plan de Manejo de Fluidos son:
Regulaciones del Ministerio de Energía y Minas.

4.5.2.1 Constitución Política del Perú

Art. 66: Los recursos naturales renovables y no renovables son patrimonio de la nación, el estado es soberano en su aprovechamiento.

Art. 67: El estado determina la política nacional del ambiente. Promueve el uso sostenible de los recursos naturales.

Art. 68: El estado está obligado a promover la conservación de la diversidad biológica y de las áreas naturales protegidas.

4.5.2.2 Código Penal (Decreto Legislativo N° 365).

Titulo XII. Delitos contra la Ecología.

Los artículos 304, 305, 306, 307, 308, 309, 310, 311, 313 y 314, establecen las penalidades del caso a los que contraviniendo las disposiciones vigentes deterioren el medio natural.

Los más importantes se mencionan a continuación:

El artículo 304. Hace referencia a la contaminación del medio ambiente y dice textualmente: El que infligiendo las normas sobre protección del medio ambiente, lo contamina vertiendo residuos sólidos, líquidos, gaseosos o de cualquier otra naturaleza por encima de los límites establecidos, y que causen o puedan causar perjuicio o alteraciones en la flora, fauna y recursos hidrológicos, será reprimidas con pena privativa de libertad no menor de uno ni mayor de tres años o con ciento ochenta a trescientos sesenta y cinco días multa.

Si el agente actuó por culpa, la pena será privativa de libertad no mayor de un año o prestación de servicio comunitario de diez a treinta jornadas.

El artículo 305. Hace referencia a la contaminación agravada del medio ambiente y dice que la pena será privativa de libertad no menor de dos ni mayor de cuatro años y trescientos sesenta y cinco a setecientos treinta días - multa cuando:

- Los actos previstos en el artículo 304°, ocasionan peligro para la salud de las personas o para sus bienes.
- El perjuicio o alteración ocasionados adquieren un carácter catastrófico.
- El agente actuó clandestinamente en el ejercicio de su actividad.
- Los actos contaminantes afectan gravemente los recursos naturales que constituyen la base de la actividad económica.

Si, como efecto de la actividad contaminante, se producen lesiones graves o muerte, la pena será:

- Privativa de libertad no menor de tres ni mayor de seis años y de trescientos sesenta y cinco a setecientos días-multa, en caso de lesiones graves.
- Privativa de libertad no menor de cuatro ni mayor de ocho años y de setecientos treinta a mil cuatrocientos sesenta días-multa, en caso de muerte.

El artículo 308. Hace referencia a la protección de las especies de flora y fauna protegidas, agravantes y dice lo siguiente: El que caza, captura, recolecta, extrae o comercializa especies de flora o fauna que están legalmente protegidas será reprimido con pena privativa de libertad no menor de uno ni mayor de tres años.

La pena será no menor de dos ni mayor de cuatro años y de ciento ochenta a trescientos sesenta y cinco días-multa cuando:

- El hecho se comete en período de producción de semillas o de reproducción o crecimiento de las especies.

- El hecho se comete contra especies raras o en peligro de extinción.
- El hecho se comete mediante el uso de explosivos o sustancias tóxicas.

El artículo 313. Hace referencia a la alteración ilegal del ambiente natural por construcción de obras y menciona lo siguiente: El que, contraviniendo las disposiciones de la autoridad competente, altera el ambiente natural o el paisaje urbano o rural, o modifica la flora o fauna, mediante la construcción de obras o tala de árboles que dañan la armonía de sus elementos, será reprimido con pena privativa de libertad no mayor de dos años y con sesenta a noventa días-multa.

El artículo 314. Es una medida cautelatoria y textualmente dice: "El Juez Penal ordenará, como medida cautelar, la suspensión inmediata de la actividad contaminante, así como la clausura definitiva o temporal del establecimiento de que se trate de conformidad con el artículo 105°, Inciso 1, sin perjuicio de lo que pueda ordenar la autoridad en materia ambiental.

De acuerdo a lo expresado en los artículos mencionados, el proyecto minero debe enmarcarse en el cumplimiento de la normatividad que sanciona los delitos contra la ecología.

4.5.2.3 Ley General del Ambiente (Ley 28611).

La presente Ley es la norma ordenadora del marco normativo legal para la gestión ambiental en el Perú. Establece los principios y normas básicas para asegurar el efectivo ejercicio del derecho a un ambiente saludable, equilibrado y adecuado para el pleno desarrollo de la vida, así como el cumplimiento del deber de contribuir a una efectiva gestión ambiental y de proteger el ambiente, así como

sus componentes, con el objetivo de mejorar la calidad de vida de la población y lograr el desarrollo sostenible del país.

4.5.3. Situación actual del medio ambiente

La relación del hombre y el medio ambiente laboral, el cual forma parte de su medio ambiente de vida, deben ser concebidas con relaciones básicas de hombre, la máquina y el medio ambiente.

Por lo cual también en este yacimiento la población se suma aproximadamente de 5,000 habitantes donde se abastecen del yacimiento Minero de la zona.

Según el estudio meteorológico e hidrología SENAMHI tiene el clima seco y caluroso con ausencia total de lluvias el cual se encuentra a y con una temperatura media anual de 22.2 C° y media anual mínima 17.9C° perteneciendo a la zona de vida desierto desecado subtropical, una altitud de 1300msn el cual implica que no se crea ninguna enfermedad y epidemias causados por los impactos de la planta de beneficio de Kairos Capital S.A.C.

Por tal caso también hacen estudios de contaminación ambiental y de aguas subterráneas las instituciones de CTAR–ANCASH, INRENA, UNIVERSIDAD, etc.

4.5.4. Residuos, tratamiento y su almacenamiento.

El principal residuo del procesamiento que genera la planta de beneficio de la Minera Kairos Capital S.A.C., es el relave, el mismo que es conducido a través de una tubería de 4” de diámetro hasta un depósito de relaves situado a 180 metros de la planta. En un volumen inicial de 90 TM/Día que será clasificado mediante un sistema por decantación, para la disposición de los gruesos en las partes perimétricas, que forman las crestas y los finos distribuidos en las partes posteriores, formando el espejo de agua y por rebose

aprovechando la gravedad son evacuados a la poza de sedimentación y finalmente de aquí al cuerpo receptor.

La cancha actual ha sido protegida en el pie del talud por el muro de concreto armado emplazado en roca. La vida útil que le resta a la relavera para el almacenamiento es aproximadamente de tres años y habiéndose iniciado la evaluación de una futura ampliación y / o instalación de una nueva cancha de relaves segura y eficiente.

Los desechos producidos en la planta de beneficio de la Minera Kairos Capital S.A.C. como consecuencia de las operaciones metalúrgicas son:

Relaves con contenido de cianuro proveniente de la planta de cianuración
Relaves con contenido mínimo de mercurio proveniente de la planta de cianuración.

Agua de decantación de la cancha de relaves.

4.5.5. Descripción de la cancha de relaves.

El proyecto ha sido realizado de acuerdo al Reglamento Nacional de construcciones del ITINTEC y Normas de ASTM, desarrollándose para ello los análisis de estabilidad estática y pseudo-estática del actual depósito, considerando el modelo geomecánico adecuado para superficies de falla con menores valores de factores de seguridad, estableciéndose el tipo de ruptura potencial y el mecanismo de falla del talud principal, lo cual permitió conocer la envergadura de la obra de estabilización que había que ejecutarse.

El material estéril del proceso de cianuración es derivado a la cancha de relaves por medio de ductos evacuadores de PVC hacia la relavera situado a 200 m de distancia, los cuales están constituidos por una poza de concreto de 10*12*3 mts. En el cual se realiza la primera sedimentación y tratamiento de relaves, de esta poza se deriva a la cancha de relaves

adecuadamente impermeabilizados para generar el espejo de agua que es recirculado a la planta.

Figura 12. Cancha de relaves



Fuente: Minera Kairos Capital S.A.C.

4.5.5.1. Dique de arranque.

El cual se construyó con material de préstamo eliminando el material de cobertura superficial, parte de la capa coluvial uniformizando en toda su extensión mediante compactación manual el cual se dispuso los relaves provenientes de la planta de beneficio cuidando de depositar los gruesos hacia el talud exterior de este modo el recrecimiento de la presa de relaves.

4.5.5.2. Muro de contención.

La arena gruesa proveniente de la clasificación natural `por gravedad de los relaves es la que conforma la presa de relaves que incrementa el muro de contención hasta una altura de 10m cuyo talud de reposo real está dado por la conformación y disposición de herramientas manuales por personal encargado del mantenimiento permanente, dicha presa se mantendrá con gradiente interior de 1:4

y una gradiente exterior de 36C° con factores de seguridad estática y pseudo estática de 3.76 y 2.982 respectivamente de los cuales se hallan encima de los límites permisibles.

4.5.5.3. Sistema de drenaje.

El agua clara decantada acumulada del pontaje de la taza decantada se drena a través de una tubería de polietileno de 3” por sistema de sifones de almacenamiento hacia un tanque de 40m³ ubicado en la planta de beneficio mediante una bomba de 1”1/2x2 con un motor de 5 Hp.

4.5.5.4. Manejo de efluentes.

El agua decantada de relaves viene a ser la solución barren captada y recirculada al proceso de planta en su totalidad por lo cual reconsidera que no se tiene efluentes de la operación planta.

Sin embargo se controla permanentemente la calidad de aguas de abastecimiento ubicado en la casa huerta, de acuerdo la resolución RM 011-96EM, como es el muro de sostenimiento definitivo de concreto armado provisto de drenajes ubicados detrás del muro, debajo de la materia de relave consistentes en tubos de PVC de 3” de diámetro para el dren longitudinal y de 2” para el dren transversal perforados en toda su longitud, y con orificios de 3 Mm. es su mitad superior forrados con geotextil, los mismos que han sido colocados a una inclinación mínima de 5 : 1000 conduciendo las aguas a una poza de descarga de la que serán evacuadas mediante una tubería de 6” a las pozas de sedimentación y finalmente de aquí al cuerpo receptor .

4.5.6 Plan de cierre y rehabilitación del proyecto.

El periodo de cierre se inicia cuando se cesan las actividades extractivas de la explotación minera, consecuentemente paralizada las actividades de procesamiento de la Planta de Beneficio y descargas de relaves, efectuarán las medidas necesarias para la estabilización física y química post clausura, tal que sean lo suficientemente estables para alcanzar el estado de abandono sin el requerimiento de posteriores monitoreos.

El tratamiento efectuado sobre estabilidad física (muro de contención anclado, drenaje para aguas superficiales, piezómetro instalado y poza de sedimentación, recomendado y ejecutado por la Empresa CONIMASA para soportar un volumen aproximado de 1 400 m³ de relaves en la actual cancha de relaves que dentro de aproximadamente de 3 años debe entrar en desuso al cumplir su vida útil al mismo ritmo que viene operando tiene como factor muy importante para la etapa de clausura la recuperación y o rehabilitación de la superficie del indicado depósito, evitando los efectos erosionantes del viento, de lo contrario sucederán adversos al librarse polución, por acción eólica transportándolo hacia el campamento minero y centros poblados más cercanos dado que la dirección del viento es muy variado. Por las características climatológicas de la zona la estabilización superficial de los relaves se hará con los fragmentos ligeros de rocas, desmonte minero limpio o grava cubriendo en capas delgadas con tierra de desbroce que permita la re vegetación natural inducida.

Por último, para el cierre definitivo de las demás instalaciones se prevé que los suelos disturbados por el desmantelamiento y remoción de equipos, serán rehabilitados de la misma manera previa limpieza procurando obtener el perfil inicial.

4.5.7 Consecuencias del uso del mercurio.

Durante el proceso de Gravimetría – amalgamación se introduce mercurio metálico al ambiente en:

1. Los relaves de amalgamación producidos durante el deslamado.
2. Durante la preparación de la amalgama hasta obtener la amalgama sólida.
3. Durante el proceso de refogado al sopletear la “bola”.

Tanto el mercurio líquido, como el vapor de mercurio condensado, terminan en los cursos de agua y por acción de los microorganismos acuáticos se transforman en compuestos altamente tóxicos uno de los cuales es el metilmercurio, que es fácilmente absorbido a través de la piel, vía respiratoria y vía gastrointestinal.

El mercurio ataca al sistema nervioso central de los seres humanos produciendo alteraciones motoras (ataxias) y sensoras (ceguera-sordera) de carácter irreversible. Generalmente el mercurio no mata inmediatamente, generalmente el envenamiento es gradual, crónico e irreversible.

Los síntomas de envenenamiento por el mercurio son los siguientes: cólicos, calambres abdominales, diarreas, falta de apetito, desgano, inflamación y sangramiento de las encías, disminución de la visibilidad hasta la ceguera, temblores musculares, irritabilidad, afectación del sistema nervioso y estado anímico depresivo.

4.5.8 Efectos de exposición del cianuro de corta duración

La sustancia irrita fuertemente los ojos, la piel y el tracto respiratorio, puede causar efectos en respiración celular, dando lugar a convulsiones y pérdida del conocimiento. La exposición puede producir la muerte. Se recomienda vigilancia médica.

El método más ampliamente usado para reducir el cianuro libre y la concentración de cianuro, involucra el uso del cloro y hipoclorito de calcio, $\text{Ca}(\text{OCl})_2$, aproximadamente una libra de hipoclorito oxida una libra de cianuro, el cloro es suministrado como una solución de hipoclorito.

CAPITULO V

DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. DISCUSIÓN

Armijos, Isabel en su trabajo de investigación ha logrado una recuperación de oro en los lixiviados de la cianuración del mineral por agitación mecánica con polvo de zinc, es de 98.98%.

Luzuriaga, Katia en el Procesamiento a Nivel Piloto de un mineral aurífero por el sistema de cianuración- CIP, ha encontrado una recuperación de oro mayor al 97%.

Castañeda, W. en su trabajo de recuperación de oro *en la Compañía Refinadora del Pacifico S.A.C.* es del 93% estas pruebas se corrieron con minerales sulfurosos.

Como se puede ver la recuperación del oro en la Minera Kairos Capital S.A.C. es del 93.5 %, lo que indica que el trabajo realizado va a servir para una optimización del proceso de recuperación en esta empresa minera.

Se puede observar cómo aumenta la recuperación de oro; a mayor concentración de NaCN; para una concentración de 1,25 g/L de NaCN se consigue una recuperación de 51,87%, manteniendo condiciones invariables de pH y tamaño de grano a malla 234,08 conseguida con un tiempo de molienda de 30 minutos. De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento de la cianuración por agitación mecánica podemos considerarlo bueno en comparación a resultados obtenidos en investigaciones realizadas al mineral de cabeza con el mismo método de ORENAS S.A. (concesión Santa Martha) Azuay que alcanzaron el 47.1% (**Barreto J., Morante F.y Sobral L., 2000**), sin embargo si la comparamos con la

cianuración por agitación mecánica al mineral del sector “El paraíso” Azuay que consiguió un rendimiento del 92% se la considera deficiente. (Flores J., 1992).

5.2. CONCLUSIONES

- Existe una mayor recuperación de Oro (87,57%), pero sensible a la mineralogía del mineral.
- Se ha determinado continuar la operación de 6 agitadores para dar el efecto soporte de recuperación al tonelaje actual del proceso.
- Los parámetros optimizados a 0.25 de fuerza CN, densidad 1380 g/lt. en el presente estudio para minerales oxidados y sulfuros y relaves, son una base sólida para el inicio de otras operaciones que tengan una mineralización similar. La recuperación de oro en un 92,2257 %.
- La práctica metalúrgica por método CIP es el más usado y tecnológicamente ambiental evitando contaminación al medio ambiente en la mediana minería.
- Se ha optimizado la adición de soda al mineral antes del proceso.

5.3. RECOMENDACIONES

- El presente trabajo también puede ser aplicado a minerales piríticos cuarseados; los cuales tienen que ser estudiados en función de la influencia de las variables en estudio.
- Es necesario que se difunda este tipo de operaciones metalúrgicas en la región de Puno, como tecnología de formalización de la minería artesanal.
- Desarrollar pruebas con otro tipo de minerales, en base a los resultados obtenidos en el presente estudio.

- Se recomienda utilizar agentes oxidantes en el proceso de lixiviación como el peróxido de hidrógeno, nitrato de plomo; el peróxido de calcio y el hidróxido de amonio en las posteriores investigaciones.

CAPITULO VI

FUENTES DE INFORMACION

6.1 FUENTES BIBLIOGRÁFICAS

1. Aguilar Revoredo Juan Francisco. “PREPARACIÓN MECANICA DE MINERALES” Editorial UNI 1989.
2. Andrew, L.; Mular, D.; Derek, J.; (2002). *Mineral processing plant design, practice, and control*, pág. 1663- 1666.
3. Barrios G., Importancia del control de molienda en minerales auríferos. Taller de metalurgia extractiva. Tepsup, Lima. 1992
4. Barsky, G.; Swaison, S.J. y Easley, N. (1935). “Dissolution of gold and silver in cyanide solutions”. *Tras. Am. Inst. Min.- Metal. Engrs.*112: 660-667,
5. Bermejo F., De la Torre G., Solorzano E., “Flotación en la descarga de la molienda primaria: una alternativa para mejorar la performance metalúrgica en la Compañía Minera Raura”, Trabajo Técnico XXVII Convención Minera.
6. Bray John L.; “Metalurgia extractiva de los metales no Ferrosos”, 2da. Edición, Editorial Blume 1988.
7. Carballo, F.; Santos, L.; Barreto, J.; Cobos, V.; Toala, J.; (2005). *Cianuración por agitación para la disolución de oro de las menas de Ponce Enríquez (provincia del Azuay - Ecuador)*, pág. 5.
8. CEPRODESMA Centro de Promoción Desarrollo Social y Medio Ambiente. “ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL CORPORACION MINERA ANANEA S.A.” 1996.

9. Curso Internacional del Oro. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, 2000.
10. Doyle, F.; Kelsall G.; Woods, R.; (2003). *Electrochemistry in mineral and metal processing*, pág. 376-377.
11. Gorvenia H., “Proyecto del circuito de flotación flash en mejora de la recuperación de oro grueso” Tesis de grado, Universidad Nacional de Ingeniería.
12. Gulbag, E.; (2009). *Heap Leaching of Gold*, pág. 29-34.
13. Hopp V.; (2005). *Fundamentos de tecnología química*, España, pág. 410-412.
14. Macassi, J. y Rivas, E. Nueva técnica hidrometalúrgica, para mejorar la extracción de oro en materiales piríticos. I Simposio Internacional de Metalurgia, Tepsup, Lima. 1989.
15. Manzaneda J., “Aplicación de microscopía en el Procesamiento de minerales por Flotación”, Tesis de Grado, Universidad Nacional de Ingeniería.
16. Manzaneda, Villegas, “Flotación rápida de Galena desde Molienda”, Informe Técnico Compañía Minera Atacocha.
17. Marsden, J.; House, C.; (2006). *The chemistry of gold extraction*, Estados Unidos, pág. 86.
18. Ministerio de Energía y Minas “OPERACIONES UNITARIAS” editorial CONCYTEC 2000. República del Perú.
19. Mundo Minero (2002). La microscopía electrónica en la búsqueda de minerales portadores de oro, Edición 211, 15 julio, pp. 38-39.
20. Quiroz Muñoz Iván. INGENIERIA METALURGICA “Operaciones Unitarias en Procesamientos de Minerales”, editorial UNI 2001.

21. Rivera Zevallos Juan H. “Compendio de Conminución”, Editorial e Imprenta UNMSN
2003.
22. Valdivia Infantas Zoilo “CURSO DE TECNOLOGIA DEL ORO” Editorial UNI
1998.

A N E X O S

Anexo 1: Matriz de Consistencia:

“OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN LA RECUPERACIÓN DE ORO, EN MINERA KAIROS CAPITAL SAC – CHIMBOTE 2020”

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES E INDICADORES	MÉTODOS/ TÉCNICAS	INSTRUMENTOS																																												
<p align="center">Problema general</p> <p>¿En qué medida la optimización del proceso de lixiviación en el tratamiento de minerales auríferos por el Método de cianuración de Carbón en Pulpa (CIP) en tanques agitados nos permitirá obtener una mayor recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC?</p>	<p>Objetivo General Proponer como innovación tecnológica al Proceso, la utilización del método de carbón en pulpa y un mejor control de sus variables operacionales para aumentar el porcentaje de recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC</p> <p>Objetivos Específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Determinar las condiciones de operación de la fuerza de cianuro para incrementar la recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC ▪ Determinar las condiciones de operación de la inyección de oxígeno para incrementar la recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC. ▪ Determinar las condiciones de operación de la temperatura para incrementar la recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC. ▪ Determinar las condiciones de operación del tiempo de residencia para incrementar la recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC 	<p>Hipótesis General Determinar en qué medida el tratamiento de minerales auríferos mediante el control de sus variables operacionales por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC.</p> <p>Hipótesis Específicas</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Determinar si el control de las condiciones de operación de la fuerza de cianuro en el tratamiento de minerales auríferos por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC. ▪ Determinar si el control de las condiciones de operación de la temperatura el tratamiento de minerales auríferos por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC. ▪ Determinar si el control de las condiciones de operación de la inyección de oxígeno el tratamiento de minerales auríferos por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC. ▪ Determinar si el control de las condiciones de operación del tiempo de residencia el tratamiento de minerales auríferos por el método de carbón en pulpa (CIP) en tanques agitados, influye significativamente en la mayor recuperación de oro en la MINERA KAIROS CAPITAL SAC. 	<p>Variable Independiente (X): Optimización del proceso de lixiviación en la cianuración en carbón en pulpa.</p> <p>Variable Dependiente (Y): Aumentar la recuperación de oro</p> <p>Indicadores: Recuperación</p>	<p>Tipo de investigación Tesis aplicada y correlacional.</p> <p>Diseño de investigación La investigación aplicada tiene por objetivo la generación de conocimiento con aplicación directa y a mediano plazo en el sector productivo minero - metalúrgico. Este tipo de estudios presenta un gran valor agregado por la utilización del conocimiento que proviene de la investigación básica. De esta manera, se genera riqueza por la diversificación y progreso del sector minero – metalúrgico. Así, la investigación aplicada impacta indirectamente en el aumento del nivel de vida de la población y en la creación de plazas de trabajo.</p> <p>Técnicas</p> <ul style="list-style-type: none"> • Análisis Químico – Metalúrgico. • Control de las variables en la cianuración. • Medición de las variables. 	<p>Se usará como instrumento la hoja de recolección de datos:</p> <p align="center">ANEXO 2 HOJA DE RECOLECCIÓN DE DATOS</p> <p>Análisis: _____ Lugar: _____ Nº Trabajo: _____ Fecha: _____ Realizado por: _____</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Mineral</th> <th>Variable Operacional</th> <th>Concentrado</th> <th>Recuperación</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td> </td><td> </td><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table> <p>Observaciones: _____ _____ _____</p>	Mineral	Variable Operacional	Concentrado	Recuperación																																								
Mineral	Variable Operacional	Concentrado	Recuperación																																														

