

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y
AGROINDUSTRIA**

**DISEÑO DE UNA PLANTA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO DE
MINERALES SULFURADOS CON DITIOXAMIDA COMO
LIXIVIANTE DE BAJA-TOXICIDAD**

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERO
QUÍMICO**

JUAN PABLO SERRANO CAMPUZANO
jpscscdq@gmail.com

DIRECTOR: ING. ERNESTO HALE DE LA TORRE CHAUVÍN
ernesto.delatorre@epn.edu.ec

Quito, enero 2014

© Escuela Politécnica Nacional (2014)
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo, Juan Pablo Serrano Campuzano, declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual, por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

Juan Pablo Serrano Campuzano

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Juan Pablo Serrano Campuzano, bajo mi supervisión.

Ing. Ernesto de la Torre MSc.
DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del Proyecto PIS 10-01 de la Escuela Politécnica nacional, que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

AGRADECIMIENTOS

Muchas gracias principalmente a mi padre que quizás fue la única persona que confió en mí desde el primer día de mi carrera hasta ahorita, por su desinteresado apoyo durante estos casi 7 años que cumplí mi meta.

A mi mamá y mi hermana que fueron pilares en este tiempo, gracias por darme fuerzas, alientos pero sobretodo su amor.

Agradezco de sobremanera al decano de Ingeniería Química y mi tutor de tesis Ernesto que me brindo su confianza, su sabiduría para desarrollar este tema conmigo que espero no muera en una simple tesis de pre-grado.

A Evelyn Criollo, la Sra. Verito, doña Maggy, don Klever, que me apoyaron las veces que necesite, que sin ser su meta me ayudaron a cumplirlo con la gentileza que a estas personas les caracteriza.

No me puede faltar la Ingeniera Alicia Guevara que nos enseñó que las cosas se hacen con paciencia y que todo parecería difícil al comienzo pero que con entrega y sacrificio todo se puede lograr a la larga y la Dra. Endara que estuvo presta a ayudarte sin reclamos.

Agradezco a mi compañero y amigo José Emilio Ricaurte, con el que fue un gusto y un reto cruzar toda la carrera, estoy seguro que seremos de los mejores profesionales.

A mis amigos lagarteros les agradezco que cada uno estuviera ahí en su momento ayudándome tanto adentro como afuera de la Universidad en la que pasamos buenos momentos. Mis compañeros tesistas del DEMEX, como les exprese hace algún tiempo, les agradezco sobretodo porque siempre logramos que todos ganáramos.

DEDICATORIA

A mi madre y a mi padre que aguantaron tantos años de espera para cumplir con esta meta.

A mi hermana, que me auxilió cada vez que se lo pedí desinteresadamente.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

	PÁGINA
RESUMEN	xi
INTRODUCCIÓN	xiii
1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	1
1.1. Lixiviantes no cianurados del oro	1
1.1.1. Termodinámica	3
1.1.1.1. Constantes de estabilidad	3
1.1.1.2. Reacciones de desproporción de Au(I)	4
1.1.1.3. Solubilidad de las sales de Au(I/III) y diagramas de Eh-pH	6
1.1.1.4. Solubilidad de oro metálico con sales oxidantes	8
1.1.2. Cinética y mecanismos de reacción	11
1.1.2.1. Comparación entre diferentes lixiviantes	11
1.1.2.2. Mecanismo de la superficie de reacción	13
1.1.2.3. Lixiviantes del mineral de oro	15
1.2. Química de la lixiviación del oro con ditionamida	18
1.2.1. Complejos formados por ditionamida	19
1.2.2. Complejos de oro formados en medio alcalino: $A[Au(C_2S_2N_2H_2)_2]$	21
1.2.3. Complejos de oro formado en medio ácido	24
1.2.3.1. Complejos de oro formado en medio ácido de la forma $[Au(DMDTO-H)X_2]$	25
1.2.3.2. Complejos de oro formado en medio ácido de la forma $[Au(C_4S_2N_2H_8)Br_2]Br$	26
1.2.3.3. Complejos de oro formado en medio ácido de la forma $[Au(C_4S_4N_4H_7)]Cl_2$	27
1.3. Toxicidad de la ditionamida	29
2. MATERIALES Y MÉTODOS	32
2.1. Caracterización del mineral sulfurado auríferos	34
2.1.1. Determinación de la composición química y mineralógica	35
2.1.1.1. Determinación de oro y plata del mineral de Agroindustrial por ensayo al fuego	35
2.1.1.2. Determinación de metales del mineral de Agrocorazón por disgregación ácida	37
2.1.1.3. Identificación de los compuestos mineralógicos por difracción de rayos X	38
2.1.2. Análisis granulométrico del mineral	38
2.1.2.1. Determinación Granulométrica del mineral molino de Agroindustrial “El Corazón”	38
2.1.2.2. Análisis del d_{80} en función del tiempo	39

2.2.	Determinación del comportamiento de un mineral sulfurado aurífero en la lixiviación con ditionamida	39
2.2.1.	Ensayo de lixiviación con cianuro	39
2.2.2.	Ensayo para recuperación de oro con ditionamida	41
2.3.	Evaluación de la eficiencia de los procesos de adsorción del oro disuelto con ditionamida mediante carbón activado	43
2.3.1.	Isoterma de adsorción del complejo $Au(C_2S_2N_2H_2)_2$ en carbón activado	43
2.3.2.	Adsorción del complejo oro-ditionamida con carbón activado	44
2.4.	Evaluación de la eficiencia de los procesos de recuperación de oro disuelto con ditionamida mediante cementación con polvo de cinc	45
2.5.	Evaluación de la toxicidad de los efluentes generados en la lixiviación con ditionamida y en la cianuración	47
2.6.	Definición del diagrama de flujo y del dimensionamiento de los equipos de una planta de 10 ton/día para recuperar oro mediante lixiviación con ditionamida	49
2.7.	Evaluación de la pre-factibilidad económica para la implementación de una planta a nivel industrial	51
3.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	54
3.1.	Caracterización del mineral	54
3.1.1.	Determinación de la composición química	54
3.1.2.	Identificación de los compuestos mineralógicos	55
3.1.3.	Análisis de d_{80} en función del tiempo	56
3.2.	Ensayo para recuperar oro mediante la cianuración	58
3.3.	Ensayo para recuperar oro mediante lixiviación con ditionamida	59
3.3.1.	Ensayo para recuperar oro mediante lixiviación con ditionamida para las variables: pH, % sólidos presentes en solución, concentración de ditionamida [DTO], reguladores de pH y tamaño de partícula (d_{80})	59
3.3.1.1.	Efecto del pH en la recuperación de oro	59
3.3.1.2.	Efecto del porcentaje de sólidos	61
3.3.1.3.	Efecto de la concentración de ditionamida	62
3.3.1.4.	Efecto de los reguladores de pH	63
3.3.1.5.	Efecto del tamaño de partícula	65
3.3.2.	Recuperación de metales preciosos mediante la lixiviación con ditionamida	67
3.3.3.	Ensayo de oxidantes en la recuperación de oro con ditionamida como lixivante	68
3.3.4.	Comparación entre la cianuración y la lixiviación con ditionamida	70
3.3.4.1.	Efecto de la lixiviación de ditionamida contra la cianuración con aire como oxidante	70

3.3.4.2.	Efecto de la lixiviación de ditionamida contra la cianuración con permanganato de potasio como oxidante	72
3.4.	Ensayo para recuperar oro mediante carbón activado	72
3.4.1.	Recuperación de oro en el carbón activado	72
3.4.2.	Isoterma de adsorción del complejo Au-DTO en el carbón activado Quimicarb granular (2,36-0,85) mm de 800 m ² /g	75
3.5.	Ensayo para recuperar oro mediante la cementación con polvo de cinc	75
3.5.1.	Efecto de la concentración de cinc para recuperación de oro	75
3.5.2.	Efecto de la concentración de [DTO] para recuperar oro	78
3.5.3.	Efecto del pH en la recuperación de oro	78
3.6.	Determinación de la toxicidad de la ditionamida y el cianuro de sodio	79
3.6.1.	Control negativo de la sensibilidad de las semillas de lechuga	79
3.6.2.	Control de la sensibilidad de las semillas de lechugas (control positivo)	80
3.6.3.	Ensayo para determinar la toxicidad entre la ditionamida y la cianuración	81
3.6.3.1.	Toxicidad entre la ditionamida y la cianuración al mismo pH	81
3.6.3.2.	Toxicidad entre los efluentes de la ditionamida y la cianuración	83
3.7.	Definición del diagrama de flujo y dimensionamiento de los equipos de una planta de 10 ton/día para recuperación de oro con ditionamida como lixivante	84
3.7.1.	Dimensionamiento de la planta y especificaciones de la infraestructura para el procesamiento del mineral de Agroindustrial “El Corazón”	85
3.7.2.	Condiciones de operación para la recuperación de oro con ditionamida como lixivante	88
3.7.3.	Balance de Masa para la planta de recuperación de oro con ditionamida como lixivante	89
3.7.4.	Balance de energía para la planta de recuperación de oro con ditionamida como lixivante	98
3.8.	Evaluación de la pre-factibilidad económica para la implantación de la planta diseñada	99
3.8.1.	Réditos de la implementación de la planta	100
3.8.2.	Gastos de la implementación de la planta	100
3.8.3.	Sensibilidad de evaluación de la pre-factibilidad económica para la implementación de la planta de recuperación de oro con ditionamida como lixivante	104
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	109
4.1.	Conclusiones	109

4.2. Recomendaciones	113
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	114
ANEXOS	120

ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
Tabla 1.1.	Oxidantes y lixiviantes no cianurados para procesos de recuperación de oro	2
Tabla 1.2.	Constantes de estabilidad de los complejos de Au(I) y Au(III) ($\log \beta_n$ para $n=1-4$) a 25°C.	4
Tabla 1.3.	Constantes de equilibrio de desproporción (K_d), hidrólisis (K_h) y disociación ácida (K_a) en medio acuoso a 25 °C	6
Tabla 1.4.	Solubilidad de las sales de oro	7
Tabla 1.5.	Solubilidad del oro disuelto de oro metálico, aleación con plata o coloidal	11
Tabla 1.6.	Efectos de la temperatura en el equilibrio de la disolución del oro en medio no-cianurado	11
Tabla 1.7.	Parámetros cinéticos en la ecuación de velocidad $r = k [\text{Oxidante}]^a [\text{Lixiviante}]^b$, de los sistemas O_2/CN^- , $\text{Cu}^{2+}/\text{S}_2\text{O}_3^{2-}/\text{NH}_3$, $\text{Fe}^{3+}/\text{SC}(\text{NH}_2)_2/\text{H}_2\text{SO}_4$	13
Tabla 1.8.	Condiciones de lixiviación y constantes de velocidad aparente (k_{ss}) para extracción de oro de diferentes tipos de minerales de oro usando lixiviantes no cianurados	16
Tabla 1.9.	Descripción de minerales y condiciones usados en pruebas de lixiviación	17
Tabla 1.10.	Porcentajes de los átomos en las estructuras de los complejos ditióxamida oro	21
Tabla 3.1.	Concentración de minerales que componen el mineral de Agroindustrial “El Corazón”	55
Tabla 3.2.	Concentración de los compuestos que componen el mineral de Agroindustrial “El Corazón”	56
Tabla 3.3.	Tiempo de molienda para un determinado tamaño de partícula (d_{80})	57
Tabla 3.4.	Determinación del porcentaje de germinación del lote de las semillas de lechuga	80

Tabla 3.5.	Promedio del tamaño de la radícula en las 3 réplicas en el control negativo	80
Tabla 3.6.	Promedio del tamaño del hipocotilo en las 3 réplicas en el control negativo	80
Tabla 3.7.	Condiciones de operación para el tamizado del mineral	88
Tabla 3.8.	Condiciones de operación en el horno de crisol	88
Tabla 3.9.	Condiciones de operación para lixiviación	88
Tabla 3.10.	Equipo presentes en planta en vista lateral	96
Tabla 3.11.	Balance de Energía de todos los equipos al día	99
Tabla 3.12.	Reactivos para el arranque de la planta	100
Tabla 3.13.	Costo de los equipos principales de la planta de recuperación de oro	101
Tabla 3.14.	Inversión Fija	102
Tabla 3.15.	Sueldo de empleados administrativos y extras para la planta	102
Tabla 3.16.	Sueldo de operarios para la planta	102
Tabla 3.17.	Costos anuales proporcionales a la inversión fija	103
Tabla 3.18.	Costos de los insumos por tonelada de producto	104
Tabla 3.19.	Tabla de amortizaciones al capital prestado	105
Tabla 3.20.	Gastos anuales de la planta	106
Tabla 3.21.	Indicadores económicos para la implementación de la planta	107
Tabla 3.22.	Flujo de fondos de la implementación de la planta	108
Tabla AI.1.	Cantidad de carga fundente que se debe añadir para realizar el ensayo al fuego para los diferentes análisis	121
Tabla AII.1.	Determinación de d_{80} a diferentes tipos de molienda en el molino de bolas	122
Tabla AIII.1.	Volumen de ditioxamida que se tituló con diferentes concentraciones de nitrato de plata a diferentes concentraciones de ditioxamida	123

ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
Figura 1.1.	Diagrama Eh-pH para sistemas Au(III), OH ⁻ , Cl ⁻ a 25 °C	8
Figura 1.2.	Rapidez de la difusión de la capa líquida de los iones cloro	10
Figura 1.3.	Diagrama log-log de la velocidad de disolución del oro contra la concentración de oxidante en sistemas O ₂ /CN ⁻ , Cu(II)/S ₂ O ₃ ²⁻ /NH ₃ , Fe(III)/SC(NH ₂) ₂ /H ₂ SO ₄ .	12
Figura 1.4.	Curvas de extracción de oro con Cu(II) / NH ₃ / S ₂ O ₃ ²⁻ y la aplicabilidad del modelo de la esfera reaccionante para las pruebas N11 y J12	15
Figura 1.5.	Curvas de extracción de oro de diferentes minerales descritos en la tabla 1.8 y 1.9 usando diferentes lixiviantes a 20, 60 y 200 °C	18
Figura 1.6.	Estructura molecular de ditionamida	19
Figura 1.7.	Estructura molecular del DMG-Ni	20
Figura 1.8.	Estructura moleculares de la ditionamida con grupos R	20
Figura 1.9.	Estructuras moleculares de la ditionamida con metales de valencia +2	20
Figura 1.10.	Las 4 posibles maneras de coordinación en el ión [Au(C ₂ S ₂ N ₂ H ₂) ₂] ⁻	22
Figura 1.11.	Estructura más probable del complejo oro-ditionamida en medio básico regulando el pH con NaOH	23
Figura 1.12.	Las 2 formas de resonancia de la función tiamida	23
Figura 1.13.	Estructura propuesta por Bobtelsky a pH 1-3 Au ₁ R ₁	24
Figura 1.14.	Estructura propuesta por Bobtelsky a pH 4-7 Au ₂ R ₃	25
Figura 1.15.	Las formas tautoméricas de una simple deprotonación de la ditionamida	25
Figura 1.16.	Estructura del complejo oro-ditionamida en medio ácido regulado el pH con ácido clorhídrico	26
Figura 1.17.	Estructura de los complejos [Au(C ₄ S ₂ N ₂ H ₈)Br ₂]Br	27
Figura 1.18.	Estructura de los complejos [Au(C ₄ S ₄ N ₄ H ₇)]Cl ₂	28

Figura 1.19.	Código de Wrinkler para la seguridad en el manejo de la ditionamida	31
Figura 2.1.	Esquema del proceso para recuperación de oro mediante ditionamida como lixiviante junto con los procesos de post-lixiviación	33
Figura 2.2.	Diagrama del circuito cerrado de molienda para realizar ensayos metalúrgicos	34
Figura 2.3.	Diagrama del circuito cerrado de molienda para realizar ensayos metalúrgicos	46
Figura 2.4.	Semillas de lechuga en las cajas petri	48
Figura 3.1.	Curva de molienda para el mineral de Agroindustrial “El Corazón” en el molino de bolas	57
Figura 3.2.	Recuperación de oro con las mejores condiciones en la cianuración (33 % de sólidos, [CN] = 1 g/L, pH 10,5; con aire como oxidante)	58
Figura 3.3.	Recuperación de oro con ditionamida (10% sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con aire como oxidante) en medio básico (con NaOH 4M como regulador de pH) y en medio ácido (con HCl como regulador de pH) contra el tiempo	60
Figura 3.4.	Recuperación de oro con ditionamida (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, [DTO] = 0,9 g/L, dp = 74 μm) contra el tiempo	61
Figura 3.5.	Recuperación de oro con ditionamida (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, con 10% de sólidos, dp = 74 μm) contra el tiempo	62
Figura 3.6.	Recuperación de oro con ditionamida (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, con 10% de sólidos, dp = 74 μm) contra el tiempo	65
Figura 3.7.	Recuperación de oro con ditionamida (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, con 10% de sólidos, [DTO] = 0,9 g/L) contra el tiempo	66
Figura 3.8.	Recuperación de oro, plata, cobre, cobalto y hierro con ditionamida (15% sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con NaOH 4M para regular el pH) contra el tiempo	68
Figura 3.9.	Recuperación de oro con ditionamida (10 % sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, como agentes oxidantes aire 3L/min, permanganato de potasio 0,38 [N], solo con agitación y H ₂ O ₂ al 10%) contra el tiempo	68

Figura 3.10.	Recuperación de oro con las mejores condiciones en la cianuración (33% de sólidos, 1 g/L, pH 10,5; con aire como oxidante) y de la ditionamida (10% sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con aire como oxidante) contra el tiempo	70
Figura 3.11.	Recuperación de oro con las mejores condiciones en la cianuración (33 % de sólidos, 1 g/L, pH 10,5; con aire como oxidante) y de la ditionamida (10 % sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con permanganato de potasio como oxidante) contra el tiempo	71
Figura 3.12.	Adsorción del complejo Au-DTO con carbón activado Quimicarb (8x20) con una superficie de 800 m ² /g	73
Figura 3.13.	Linealización de la isoterma de Freundlich del complejo Au-DTO para el carbón activado Quimicarb (2,36-0,85) mm con una superficie de 800 m ² /g	74
Figura 3.14.	Recuperación de oro mediante cementación en polvo de cinc, variando la concentración de cinc entre 3 y 6 g/L ([DTO] = 0,9 g/L, pH = 12, [Pb(C ₂ H ₃ O ₂) ₂] = 0,2 g/L)	76
Figura 3.15.	Recuperación de oro mediante cementación en polvo de cinc, variando la concentración de ditionamida, ([Zn] = 3 g/L, [Pb(C ₂ H ₃ O ₂) ₂] = 0,2 g/L, pH = 12, tiempo=15 min)	77
Figura 3.16.	Recuperación de oro mediante cementación en polvo de cinc, variando el pH en diferentes concentraciones de ditionamida ([Zn] = 3 g/L, [Pb(C ₂ H ₃ O ₂) ₂] = 0,2 g/L)	78
Figura 3.17.	Control positivo de las semillas de lechuga con sulfato de cinc como tóxico	81
Figura 3.18.	Determinación del LC ₅₀ para la ditionamida y el cianuro (pH = 12, dosificador NaOH 2M)	82
Figura 3.19.	Determinación del LC ₅₀ para la ditionamida y el cianuro (efluentes de lixiviación)	83
Figura 3.20.	Diagrama de bloques del proceso de recuperación de oro con ditionamida como lixivante	87
Figura 3.21.	Diagrama de flujo del proceso de recuperación de oro con ditionamida como lixivante de baja toxicidad	93
Figura 3.22.	Vista superior del plano de la implementación de la planta	94
Figura 3.23.	Vista lateral del plano de la implementación de la planta	95

Figura 3.24. Vista general para la implementación de la planta de recuperación de oro	97
Figura AVI.1. Silo de almacenamiento de 500 ton de capacidad	128
Figura AVI.2. Trituradora primaria de mandíbulas Jaw crusher 250*400	129
Figura AVI.3. Trituradora secundaria de cono Spring Cone Crusher PYB600	129
Figura AVI.4. Molino de bolas SBMA Φ 1200×2400	130
Figura AVI.5. Tamiz clasificador Xuanshi 2YA1237	131
Figura AVI.6. Banda transportadora Nordberg	132
Figura AVI.7. Tanques de lixiviación Jixiang	133
Figura AVI.8. Compresor de aire Denair	134
Figura AVI.9. Bomba para lodos Metso	134
Figura AVI.10. Horno de Fusión Denair rongdongsheng	135
Figura AVI.11. Tanques de elusión y celdas electrolíticas Chang Tan	136

ÍNDICE DE ANEXOS

	PÁGINA
ANEXO I	
Cantidad de carga fundente para los distintos ensayos	121
ANEXO II	
Tamaño de partículas a diferentes tiempos de molienda	122
ANEXO III	
Determinación de la ditionamida libre gas	123
ANEXO IV	
Cementación con polvos de cinc y los factores que afectan su aplicación	124
ANEXO V	
Interferencias que pueden afectar el proceso de la germinación de las lechugas	127
ANEXO VI	
Dimensionamiento y selección de equipos para la planta	128
ANEXO VIII	
Fichas técnicas de la obtención de las mejores condiciones de lixiviación, adsorción en carbón activado, cementación en polvo de cinc y toxicidad	137

RESUMEN

Se estudió la recuperación de oro de un mineral sulfurado aurífero del yacimiento ubicado en el sector de “El Corazón” mediante ditionamida como lixiviante del oro, que en medio básico forma el complejo $A[Au(DTO)_2]$ donde (A es Li, Na o K) y en medio ácido de la forma $[Au(DTO-H)X_2]$ donde (X es Cl o Br).

La caracterización del mineral aurífero sulfurado se realizó mediante ensayo al fuego, disgregación ácida, espectrofotometría de absorción atómica y difracción de rayos X, donde se obtuvo que la concentración de oro es de 10,9 g/ton, la de plata 25,9 g/ton, 0,9% de Fe, 0,95% de K, 0,05% Cu y 115 g/ton Co y los minerales constituyentes son 75% de silicatos, 12% de arcillas y el 1% de pirita.

Se establecieron curvas cinéticas de recuperación de oro disuelto a pH básico (12,5-13). Se varió el porcentaje de sólidos (10-20) % y la concentración de ditionamida entre (0,7-1,1) g/L, con un tamaño de partícula de 74 μm en un tiempo de lixiviación de 75 horas, donde se determinó que con 10% de sólidos; 0,9 g/L de ditionamida se recuperó 82,26% de oro. Se redujo el tamaño de partícula hasta 53 μm donde se obtuvo una recuperación de oro de 82,86%, muy similar a la obtenida a 74 μm .

La recuperación de oro con ditionamida como lixiviante en medio básico aumenta en presencia de un fuerte oxidante de acuerdo con Burguer (2011), por lo que, se utilizó permanganato de potasio a una concentración de 0,38 N, con el que se obtuvo una mejora en la recuperación de oro en un tiempo de lixiviación de solo 50 horas, se utilizó también peróxido de hidrógeno al 10% y a las mismas condiciones de lixiviación, donde se obtuvo solo un 67,8% (p.5).

La recuperación de oro en medio ácido (pH=1,5) a las condiciones más favorables, fue de 30%, muy por debajo de la obtenida en medio básico. Se utilizó como regulador de pH cal en vez de hidróxido de sodio, donde se obtuvo un menor porcentaje de recuperación de oro (68%).

Se utilizó carbón activado como proceso de post-lixiviación de oro, con concentraciones entre 10 y 25 g/L, donde se obtuvieron recuperaciones por encima del 80% del complejo Au-DTO.

Con el proceso de cementación con polvo de cinc se obtuvieron recuperaciones de oro muy bajas entre 1 - 2,3%, donde se varió el pH entre 11,5 – 12,12, y la concentración de ditionamida entre 0,9 – 1,1 g/L, con una concentración de 3 g/L de cinc y 0,2 g/L de acetato de plomo. La máxima recuperación de oro obtenida con este proceso se logró al aumentar la cantidad de cinc hasta 8 g/L, donde se obtuvo 11%.

Para determinar la toxicidad de los efluentes cianurados y de los resultados por la lixiviación con ditionamida se obtuvo el LC_{50} para semillas de lechuga. La concentración de la solución de ditionamida que resulta mortal para el 50% de las semillas fue de 3,29 g/L, mientras que para el cianuro de sodio fue de tan solo 0,08 g/L a las mismas condiciones de pH. Los efluentes de la ditionamida fueron más tóxicos por el uso de NaOH como regulador de pH por lo que su LC_{50} fue de 1,04 g/L, mientras que para el cianuro fue de 0,15 g/L.

INTRODUCCIÓN

Los precios récords del kilogramo de oro alcanzaron valores de 56 325 \$/kg en Londres a finales del año 2010, la fuerte demanda del metal y el agotamiento progresivo de los yacimientos más ricos pone a la industria minera a utilizar cianuro para lixiviarlo, por su bajo costo que permite el procesamiento de yacimientos que contienen el metal precioso en bajas concentraciones (Laitos, 2012, p.34). Los desechos que se generan al lixiviar el mineral con cianuro representan un riesgo innegable para los ecosistemas y la salud pública. En Europa se llevó a cabo el parlamento europeo para aprobar una resolución en contra del uso del cianuro en la minería de oro, debido a que en los últimos años ha habido una gran cantidad de accidentes producidos por las industrias al usar este reactivo (Sacher, 2010, p.5).

El consumo de cianuro puede alcanzar hasta 1 250 kg por cada kg de oro, en dependencia del tipo de roca, lo que lleva a un consumo diario de más de 30 ton. La industria minera es un gran consumidor de cianuro de sodio, pues absorbe el 18 % de la producción mundial, lo que a escala mundial representa un consumo de 252 000 toneladas por año (Sacher, 2010 p.6).

En el caso de las dosis letales, el cianuro impide la respiración de las células y del transporte de oxígeno a través de la sangre, llevando pronto a la muerte por paro respiratorio o cardíaco. Para un adulto, inhalar cantidades de 50 mg de vapor de cianuro de hidrógeno, o la ingestión de 200 a 300 mg de cianuro de sodio puede ser letal. La exposición durante largos periodos de dosis pequeñas, tiene efectos considerables sobre la salud como la pérdida de apetito, migrañas, nauseas, irritación de los ojos, puede atacar las fibras musculares del corazón o afectar al funcionamiento de la tiroides (Sacher, 2010, p.20). Una concentración máxima de 50 mg/L de cianuro en solución ingerida por animales vertebrados es la dosis letal por consecuencia en la vida acuática es mil veces más sensible al cianuro (Burger, Smith y Schmuhl, 2011, p. 3).

A pesar de que en términos de impacto ambiental o aceptabilidad hay poca información disponible acerca de la ditionamida, se conoce que la toxicidad oral aguda para las ratas el LD_{50} es 500 mg/kg, lo que hace poco probable la intoxicación por la ingestión accidental. Por otra parte está bien documentado el uso de ditionamida como alimento para cabras y ovejas (Miner, Ragsdale, y Takacs, 2003, p.1). La ditionamida también es aplicada al suelo para matar nematodos, se utiliza alrededor de 0,56 a 11,2 g/ton. La solubilidad limitada de la ditionamida en agua y la falta de una forma gaseosa en condiciones medioambientales restringe el potencial de accidentes adversos que ocasionen daños a la salud, por lo que el uso de ditionamida aparece como un riesgo manejable (Burger et al, 2011, p. 7).

El orden de estabilidad de los complejos de Au (I) con diferentes agentes lixiviantes son: $DTO^{2-} > CN^{-} > HS^{-} > S_2O_3^{2-} > SC(NH_2)_2 > SCN^{-} > Br^{-} > Cl^{-} > CH_3CN$, la ditionamida doble deprotonada es el complejo más estable que lo transforma en un lixivante ideal para la recuperación de oro. La ditionamida es un agente lixivante que trabaja a condiciones que son fáciles de reproducirlas debido a que las máximas recuperaciones de oro se dan a condiciones ambientales (Burger et al, 2011, p. 8).

El objetivo de este proyecto es utilizar ditionamida para lixiviar minerales auríferos y para abordar los problemas de contaminación. Estos procesos consisten en poner en contacto el mineral aurífero con una solución acuosa lixivante, en presencia de un fuerte oxidante, con ditionamida como lixivante y evaluar su toxicidad.

1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

Más del 90 % de toda la extracción del oro en todo el mundo, se basa en el uso del cianuro. Más de 1,1 millón de toneladas de ácido cianhídrico (HCN) son producidas anualmente y solo el 6 % es convertido en cianuro de sodio para su reutilización en la industria de minería, la diferencia se pierde en la atmósfera, por lo que el uso del cianuro puede ser prohibido, regulado, limitado y condicionado. Estos métodos incluyen iniciativas voluntarias de estados y regulaciones locales, al incluir prohibiciones absolutas, leyes federales internacionales y acuerdos multinacionales (Laitos, 2012, p. 34).

1.1. LIXIVIANTES NO CIANURADOS DEL ORO

Existe un creciente interés en el desarrollo de sistemas lixiviantes no cianurados para la recuperación de oro, debido a los problemas medioambientales y a la poca extracción de oro con cianuración de los minerales con materiales de carbono en minerales auríferos. Los problemas relacionados con la sílica encapsulada y la asociación de oro con minerales sulfurados hacen que los minerales de oro refractarios resistan a la cianuración, aunque se haya realizado una molienda fina (Sananayake, 2004, p. 786).

En algunos casos se debe dar al mineral pre-tratamientos como la tostación, oxidación por presión y bioquímica para degradar el material carbonoso u oxidar el material sulfurado, sin embargo la neutralización de residuos ácidos para un tratamiento de pre-oxidación no es rentable debido a los problemas del manejo del material (Wan, Brierly, Acar y Levier, 2003, p. 245).

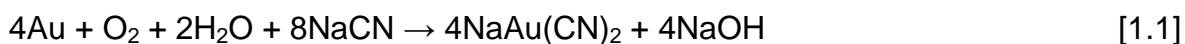
El oro es disuelto al usar una cantidad de oxidante en presencia de un lixiviante para producir especies solubles de oro. Los lixiviantes y oxidantes que se estudiaron se encuentran nombrados en la tabla 1.1 (Ritchie, Nicol y Satunton 2001, p. 427).

Tabla 1.1. Oxidantes y lixiviantes no cianurados para procesos de recuperación de oro

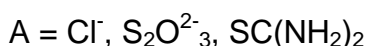
Oxidantes	Lixiviantes
NH_4^+	NH_3
H_2S	HS^-
H_2O o OH^-	OH^-
H_2SO_3	SO_3^{2-}
O_2 o H_2O_2	Cl^- , OH^- , $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, HSO_3^- , NH_3
S o S_x^{2-}	HS^- , S^{2-}
X_2 , X_3 o OX^-	X^- ($\text{X}=\text{Cl}, \text{Br}, \text{I}, \text{SCN}$)
Fe(III) , Cu(II)	Cl^- , $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, SCN^- , $\text{SC(NH}_2)_2$, $\text{NH}_2(\text{CH}_2)\text{COO}^-$, $\text{NH}_2\text{CH}(\text{CH}_3)\text{COO}^-$

Sennayake, Perera y Nicol 2003, p.520

Las ecuaciones de los principales lixiviantes de oro estudiados hasta la actualidad y que nos han arrojado mejores resultados son los siguientes:



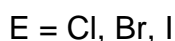
Siendo:



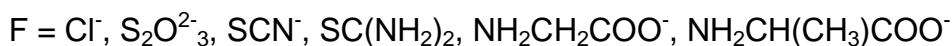
Siendo:



Siendo:



Siendo:



1.1.1. TERMODINÁMICA

1.1.1.1. Constantes de estabilidad

Cuando un complejo está en disolución, existe un equilibrio entre el complejo y los iones o moléculas que lo componen, así la constante de estabilidad es la siguiente:

$$\beta_n = [AuL_n]/[Au^{z+}][L]^n \quad [1.6]$$

Siendo:

β_n = La constante de estabilidad del complejo que forma el oro con cualquier lixivante

L = Cualquier lixivante que se encuentra enumerado en la tabla 1.1

z = Valores de las valencias de los distintos estados de oxidación del oro

n = Cantidad de iones oxidantes

Se denomina constante de estabilidad, debido a que cuanto mayor es su valor, más desplazado está el equilibrio hacia el complejo, por lo que este será más estable. En la tabla 1.2 se puede observar la constante de estabilidad de los diferentes complejos que forma el oro, así se puede determinar los posibles compuestos para la recuperación de oro.

Para la reacción del oro del tipo $Au^{z+} + nL \rightarrow AuL_n$, donde L es cualquier lixivante, z puede tomar valores entre 1 y 3; y que n tomaría valores para z=1 de 1 y 2; y para valores de z=3 de 3 y 4, los valores de las constantes de equilibrio son diversas y se las calcula a partir de la ecuación 1.6.

Las constantes de equilibrio también son calculadas mediante la reducción del potencial electroquímico y/o la solubilidad saturada de cloruros, cianuros, sulfuros e hidróxidos, véase los valores de β_n para las diferentes reacciones en la tabla 1.2 (Senanayake, 2004, p. 787).

Tabla 1.2. Constantes de estabilidad de los complejos de Au(I) y Au(III) ($\log \beta_n$ para $n=1-4$) a 25°C

Lixiviantes	Complejos	Log β_n
Cloruros	AuCl_2	9,71
	AuCl_4^-	25,3
Bromuros	AuBr_2^-	12,7
	AuBr_4^-	32,8
Yoduros	AuI_2^-	19,2
	AuI_4^-	47,7
Hidróxidos	Au(OH)^0	10,2
	Au(OH)_2^-	24
	Au(OH)_4^-	45,6
Amonio	$\text{Au(NH}_3)_2^+$	18
	$\text{Au(NH}_3)_4^+$	13
Tiocianato	Au(SCN)_2^-	17,2
	Au(SCN)_4^-	43,9
Cianuro	Au(CN)_2^-	38,3
	Au(CN)_4^-	85
Acetonitrilo	$\text{Au(CH}_3\text{CN)}_2^+$	1,6
Tiourea	$\text{Au(SC(NH}_2)_2)^+$	23,3
Glicinato	$\text{Au(NH}_2\text{CH}_2\text{COO)}_2^-$	18
Bisulfuro	AuHS^0	24,5
	Au(HS)_2^-	30,1
Sulfuro	AuS^-	38,9
	$\text{Au}_2\text{S}_2^{2-}$	41,1
Tiosulfato	$\text{Au(S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	26
Sulfito	$\text{Au(SO}_3)_2^{3-}$	16

Sennayake, 2004, p.788

1.1.1.2. Reacciones de desproporción de Au(I)

Las reacciones de desproporción son un tipo especial de redox, donde un mismo elemento se oxida y se reduce al mismo tiempo. En este tipo de reacción, un

reactivo está en un estado de oxidación intermedio, es decir que pueden existir estados superior y se puede reducir el mismo elemento en la misma reacción (Brown, 2009, p. 5).

En la tabla 1.3 se enlistan las reacciones de desproporción del oro con los lixiviantes no-cianurados.

Tabla 1.3. Constantes de equilibrio de desproporción (K_d), hidrólisis (K_h) y disociación ácida (K_a) en medio acuoso a 25 °C

Número	Reacción de Equilibrio	Constante de equilibrio (adimensional)
<i>Reacciones de desproporción (K_d)</i>		
Rx1	$3\text{Au}(\text{OH})_2^- \rightarrow 2\text{Au} + \text{Au}(\text{OH})_4^- + 2\text{OH}^-$	10^{-11}
Rx2	$\text{Au}(\text{OH})_2^- \rightarrow \text{Au} + \text{OH}^- + 0,25\text{O}_2 + 0,5\text{H}_2\text{O}$	$10^{-0,2}$
Rx3	$3\text{Au}(\text{SCN})_2^- \rightarrow 2\text{Au} + \text{Au}(\text{SCN})_2^- + 2\text{SCN}^-$	$10^{0,3}$
Rx4	$\text{AuOH} \rightarrow \text{Au} + 0,25\text{O}_2 + 0,5\text{H}_2\text{O}$	$10^{1,2}$
Rx5	$3\text{AuBr}_2^- \rightarrow 2\text{Au} + \text{AuBr}_4^- + 2\text{Br}^-$	10^5
Rx6	$3\text{AuCl}_2^- \rightarrow 2\text{Au} + \text{AuCl}_4^- + 2\text{Cl}^-$	10^8
Rx7	$3\text{Au}^+ \rightarrow 2\text{Au} + \text{Au}^{3+}$	10^9
Rx8	$3\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+ \rightarrow 2\text{Au} + \text{Au}(\text{NH}_3)_4^+$	10^{12}
<i>Reacciones de hidrólisis (K_h)</i>		
Hx1	$\text{AuCl}_2^- + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Au}(\text{OH})_2^- + 2\text{H}^+ + 2\text{Cl}^-$	10^{-15}
Hx2	$\text{AuCl}_2^- + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{AuOH} + \text{H}^+ + 2\text{Cl}^-$	$10^{-2,5}$
Hx3	$\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+ + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Au}(\text{OH})_2^- + 2\text{NH}_4^+$	$10^{-0,6}$
Hx4	$\text{Au}(\text{NH}_3)_4^{3+} + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Au}(\text{NH}_3)_3\text{OH}^{2+} + \text{NH}_4^+$	$10^{-0,2}$
Hx5	$\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+ + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{AuOH} + \text{NH}_3 + \text{NH}_4^+$	$10^{2,8}$

Skibsted y Bjerrum, 1987, p.155

Se puede observar que los valores de las constantes de disociación son muy altos en un rango de $10^{1,2}$ - 10^{12} , exceptuando los valores correspondientes a las reacciones Rx1, Rx2 y Rx4 pertenecientes al hidróxido de oro, por lo que estos complejo son altamente estables. La baja estabilidad del complejo $\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$, produce una hidrolización a AuOH y $\text{Au}(\text{OH})_2^-$ que se desproporcionan nuevamente en Au y O_2 como se puede notar en las ecuaciones Hx3, Hx5, Rx2 y

Rx4, por su baja estabilidad. La reacción de desproporción de AuCl_2^- , por tener una constante de equilibrio muy alta ($K_d=10^8$), es muy lenta logrando estabilizarse en tiempos superiores a 1 mes, caso contrario ocurre con la reacción AuBr_2^- ($K_d=10^6$), que se desproporciona rápidamente a pesar de su alto valor de constante (Skibsted y Bjerrum, 1987, p. 156).

La tabla 1.3 muestra que el complejo AuCl_2^- es más estable para hidrolizarse (HR1 y HR2) que el complejo $\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$ (HR3 y HR5), al notar que las constantes de hidrolización de AuCl_2^- están en un rango de 10^{-15} a $10^{-2,5}$.

1.1.1.3. Solubilidad de las sales de Au(I/III) y diagramas de Eh-pH

La solubilidad de sales en hidrometalurgia provee de información útil en la especificación química y es un factor importante en la lixiviación selectiva, separación y recuperación de metales por precipitación.

La solubilidad de las sales complejas como $\text{KAu}(\text{CN})_2$, $\text{Na}_3\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2$, NaAuCl_4 y KAuCl_4 son relativamente altas comparadas con las sales Au_2S y $\text{Au}(\text{OH})_3$ como se observa en la tabla 1.4. El orden descendente de las constantes de estabilidad (tabla 1.2) de los lixiviantes: $\text{OH}^- > \text{NH}_3 > \text{Cl}^-$ no es observado en la solubilidad de las sales como muestra la tabla 1.4: $\text{NaAuCl}_4 > \text{Au}(\text{NH}_3)_4(\text{NO}_3)_2 > \text{Au}(\text{OH})_3$.

La solubilidad de los complejos de oro depende de factores como el pH y el contenido de lixiviante como es caso del Au_2S . La solubilidad sube de 3 $\mu\text{g}/\text{kg}$ a 4 y 3 mg/kg al variar el pH de 2 a 7 y 11,6 respectivamente a una concentración de sulfuro de 0,01 M. Si se fija el pH a 12 y al variar la concentración de sulfuro de 0,01 a 0,4 M se incrementa de 3 a 256 mg/kg (Renders y Seward, 1989, p. 245).

Los diagramas de estabilidad (Eh-pH), son representaciones termodinámicas del sistema que permiten visualizar de una manera global las zonas de estabilidad de los elementos y compuestos basándose en el pH y el potencial del proceso de oxidación y reducción.

Tabla 1.4. Solubilidad de las sales de oro

Sales	T(°C)	Medio	[S ²⁻] (mol/kg)	pH	Solubilidad de oro mg/kg / g/kg	
AuCN	25	0,4 M KCN				70
Au ₂ S ₂ O ₃		Agua				6,6
Au ₂ S	25	H ₂ S	0,008	2	0,003	
			0,009	7,3	4,1	
			0,01	11,6	2,7	
			0,2	11,6	39	
			0,02	12	14	
			0,4	12	256	
NaAuCl ₄	30	Agua				967
KAuCl ₄	30	Agua				495
AuCl ₃		Agua				441
Au(NH ₃) ₄ (NO ₃) ₃	25	Agua				13
Au(OH) ₃	25	0,41 M NaOH				0,21
Au(OH) ₃	25	0,1 M NaOH			20	
Au(OH) ₃	25	Agua			6	

Renders y Seward, 1989, p.246

Los diagramas de estabilidad son herramientas muy valiosas para el estudio de los procesos de lixiviación. El conocimiento real de las variables permite tener una visión muy clara de lo que está ocurriendo en el proceso desde el punto de vista de las especies que están presentes en el medio.

Como se puede observar en la figura 1.1, el oro forma complejos de cloruro e hidróxido en el rango de pH ácido. Las altas concentraciones de ion cloruro forman la especie AuCl₄⁻, que es la más estable; así mismo, es convertida a AuCl₃ a bajas concentraciones de este ión. La especie neutra Au(OH)₃ es muy estable comparada con otras especies de oro, tomando en cuenta el rango amplio de pH y de la concentración de ion cloruro en el cual predomina (Dutrizac, 2002, pp. 2-3).

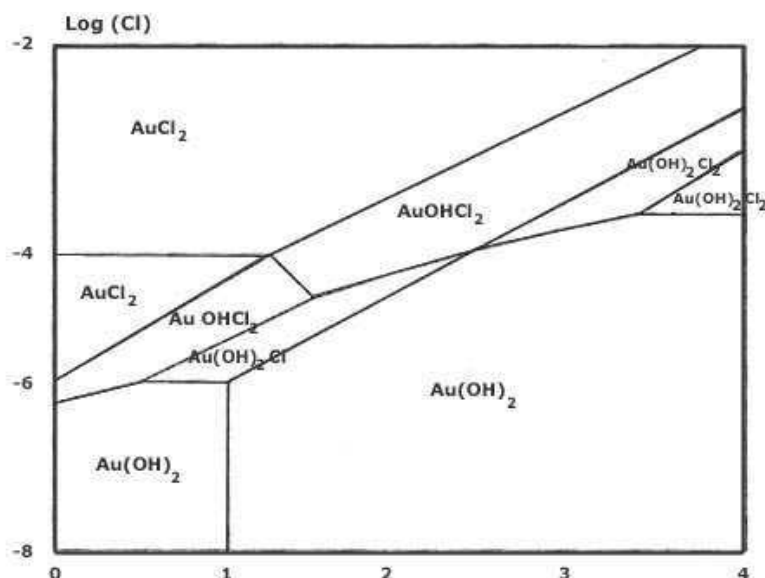


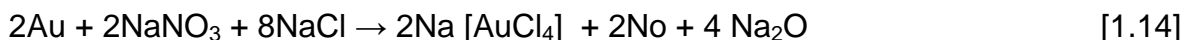
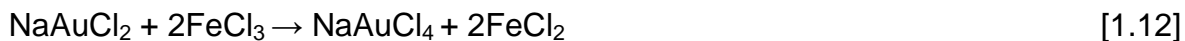
Figura 1.1. Diagrama Eh-pH para sistemas Au (III), OH; Cl a 25 °C.
(Dutrizac, 2002, p.2)

1.1.1.4. Solubilidad de oro metálico con sales oxidantes

La disolución del oro en medio ácido con sales oxidantes es una reacción heterogénea que ocurre en la interfase sólido-líquido. La velocidad de disolución no depende solamente de la velocidad de reacción química en la interfase, sino de la velocidad de transferencia de masa reactante desde la fase líquida, otro factor importante es el área de la interfase en reacción el cual se reduce constantemente durante la disolución del oro.

La velocidad de disolución se incrementa con la concentración del lixiviante, pero el oro puede llegar a pasivarse por la presencia de plata-insoluble en el medio, esto debido a que parte del lixiviante disuelto interactúa con la plata por lo que disminuye su velocidad de disolución (Winand, 2001, p. 287).

La solubilidad de oro metálico en diferentes medios oxidantes, la influencia de la temperatura, la naturaleza del lixiviantes y del oxidante, la cantidad de ácido y el tiempo se muestran en la tabla 1.5 de las reacciones de 1.10 a la 1.13.



Para el estudio de la influencia en la solubilidad de oro de los diferentes factores se toma como referencia la ecuación 1.14.

Las variables importantes del proceso son las concentraciones de ácido sulfúrico, nitrato y cloruro de sodio, los cuales tienen la función de generar cloro nascente y agua regia in situ. A bajas concentraciones de nitrato de sodio, el cloruro de sodio tiene efecto sobre la velocidad de disolución del oro, mientras que a elevadas concentraciones de nitrato de sodio, la velocidad de reacción depende del cloruro de nitrosilo (NOCl).

La presencia del ion cloruro permite la formación cloruro de nitrosilo in situ (agua regia) que a su vez forma el complejo aniónico tetracloroaurato e incrementa la solubilidad del oro, que está limitada por la dosificación adecuada de sales oxidantes y el ácido sulfúrico. Es posible restablecer el poder oxidante del medio incrementando sustancialmente las sales oxidantes y regulando el pH.

La lixiviación de minerales auríferos con sales oxidantes es controlada por la difusión. La rapidez de reacción involucra difusión en la capa líquida, de los iones cloro, que sirve a su vez para capturar al ion oro y formar el complejo con el cloro. La alta concentración de ion cloruro (como cloruro de sodio) produce un aumento exponencial de cloruro de nitrosilo, como se puede ver en la figura 1.2 (Palacios y Severo, 2002, pp.3-4).

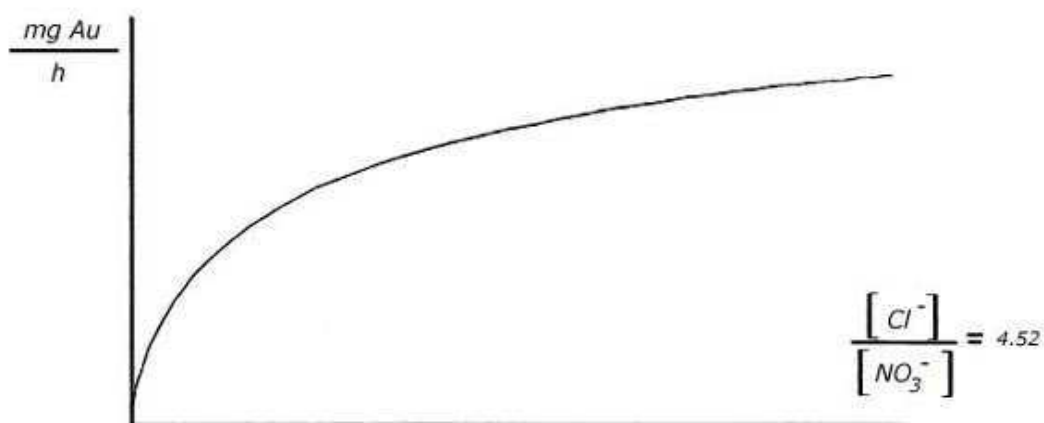


Figura 1.2. Rapidez de la difusión de la capa líquida de los iones cloro
(Palacios y Severo, 2002, p.2)

La disolución de oro de los diferentes sistemas lixiviantes como se muestra en la tabla 1.5 muestra una tendencia en la velocidad de disolución de oro que sigue el orden: cianuro > cloruro > tiourea > tiosulfato.

Tabla 1.5. Solubilidad del oro disuelto de oro metálico, aleación con plata o coloidal

Sistema	Oxidante (mM)	Lixivante (mM)	Acido (M)	T (°C)	Tiempo (h)	Solubilidad de oro (mg/L)
Au/O ₂ /KCN	7	0,15		18	1	4100
Au/Fe(III)/NaCl	100	2,4		40	185	23
Au/Cu(II)/NaCl	100	3,4	0,1 HCl	102	2-3	45
Au/H ₂ O ₂ /SC(NH ₂) ₂	600	3,4	0,1 HCl	104	1	170
	0	8,6		^a	6	0
	0	8,6	0,1 H ₂ SO ₄		6	3
	17,6	8,6	0,1		6	9,5
	8,8	8,6	0,05		14	41
	8,8	8,6	0,2		14	41

Linkey y Seidell, 1998, p.12

^a Condiciones ambientales

^b Eh = 0,3 V

Un aumento en la temperatura de 25 a 100-150°C incrementa el valor de la constante de equilibrio en ordenes de 10⁴ a 10⁵ en un rango fijo de oxidantes como se muestra en la tabla 1.6.

Tabla 1.6. Efectos de la temperatura en el equilibrio de la disolución del oro en medio no-cianurado

Equilibrio de Disolución	K (25°C)	K (150°C)
$\text{Au} + \text{H}_2\text{S} + \text{HS}^- \rightarrow \text{Au}(\text{HS})_2^- + 0,5\text{H}_2$	10^{-6}	$10^{-1,6}$
$\text{Au} + \text{H}_2\text{S} \rightarrow \text{AuHS} + 0,5\text{H}_2$	$10^{-11,5}$	$10^{-7,1}$
$\text{Au} + \text{CuCl}^+ + 3\text{Cl}^- \rightarrow \text{AuCl}_2^- + \text{CuCl}_2^-$	10^{-12}	10^{-8}
$\text{Au} + \text{H}^+ + 2\text{Cl}^- \rightarrow \text{AuCl}_2^- + 0,5\text{H}_2$	10^{-19}	10^{-12}
$\text{Au} + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{AuOH} + 0,5\text{H}_2$	10^{-22}	10^{-13}

Stefánsson y Seward, 2003, p.1678

1.1.2. CINÉTICA Y MECANISMOS DE REACCIÓN

1.1.2.1. Comparación entre diferentes lixiviantes

La velocidad de solubilidad de oro es la rapidez con que se disuelve en un medio, por lo general constan de un lixiviante y un oxidante. Mientras más amplio es el tiempo de lixiviación requerido para alcanzar la recuperación deseada de un mineral aurífero mayor será el volumen de lixiviación requerido y por lo tanto mayor será el costo operacional de la planta (Ortiz et al., 2009, p.49).

Se realizará la comparación entre los diferentes tipos de lixiviantes, basándonos en la velocidad de disolución o solubilidad que se la puede expresar en la ecuación 1.15:

$$R = k[\text{Oxidante}]^a[\text{Lixivante}]^b \quad [1.15]$$

Siendo:

R = velocidad de reacción expresada en mol/L.s

k es la constante de velocidad que depende de los diferentes sistemas lixiviantes.

a y b son los órdenes de reacción con respecto al oxidante y lixiviante que se obtuvieron de las pendientes que se muestran en la tabla 1.7 y se las calculó en la figura 1.3.

La velocidad de disolución de oro contra la concentración de los oxidantes en los sistemas O_2/CN^- , $Cu(II)/S_2O_3^{2-}/NH_3$, $Fe(III)/SC(NH_2)_2/H_2SO_4$, se la puede observar en la tabla 1.7.

Tabla 1.7. Parámetros cinéticos en la ecuación de velocidad $r=k[Oxidante]^a[Lixiviante]^b$, de los sistemas O_2/CN^- , $Cu^{2+}/S_2O_3^{2-}/NH_3$, $Fe^{3+}/SC(NH_2)_2/H_2SO_4$

Lixiviantes	Oxidantes (mM)	Ligandos (mM)	Base o ácidos (mM)	a (pendiente)	K [lixiviante] ^b
O_2/CN^-	0,15-1,3	5		0,6	2,7
$Cu^{2+}/S_2O_3^{2-}/NH_3$	1-25	400	840	0,9-0	2,72
$Fe^{3+}/SC(NH_2)_2/H_2SO_4$	7,2-43	140	5	0,9	2,8

Sennanayake, 2004, p.796

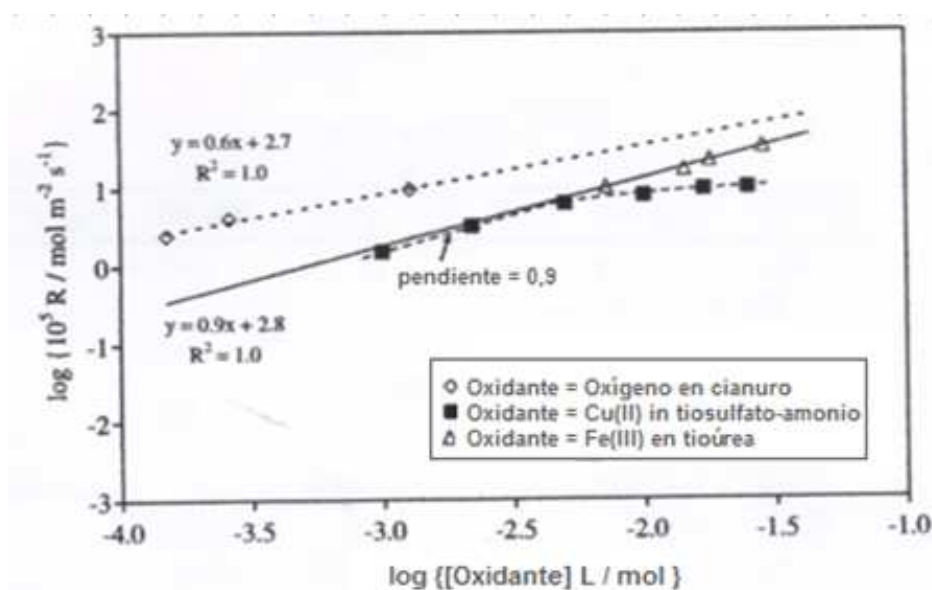


Figura 1.3. Diagrama log-log de la velocidad de disolución del oro contra la concentración de oxidante en sistemas O_2/CN^- , $Cu(II)/S_2O_3^{2-}/NH_3$, $Fe(III)/SC(NH_2)_2/H_2SO_4$. (Senanayake, 2004, p.795)

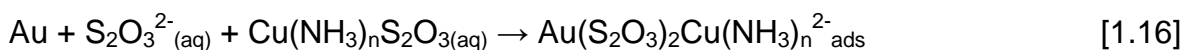
El valor de k es comparable (2,7-2,8) en los 3 casos a pesar de las bajas concentraciones de cianuro (5 mM) comparado a los altos valores registrados por

los complejos $S_2O_3^{2-}$ y $SC(NH_2)_2$, que bordean cifras como 400 mM y 140 mM respectivamente, demuestra la alta eficiencia de la cianuración en la recuperación de oro. Tanto para los oxidantes como el $[O_2]$ y el $[Fe(III)]$, las constantes de reacción son 0,6 y 0,9 respectivamente pero en el caso del $Cu(II)$ en concentraciones muy altas puede ser llegar a 0, llevando al sistema a un equilibrio.

1.1.2.2. Mecanismo de la superficie de reacción

La oxidación de oro es electroquímica en estado natural por lo que la cinética puede ser modelada al usar la teoría de la corrosión por metales. Para el sistema lixiviante de $Cu(II)/S_2O_3^{2-}$, se encontró que a concentraciones muy altas de estos reactivos la concentración inicial de extracción de oro es independiente de la concentración de $[Cu(II)]$ y $[S_2O_3^{2-}]$, por lo que la velocidad de disolución de oro es de orden 0, debido a lo cual puede ser usado para proponer el mecanismo de la superficie de reacción (Nicol y Malley, 2001, p.469).

La reacción 1.16 muestra el equilibrio de la adsorción de $S_2O_3^{2-}$ y la mezcla del complejo $Cu(NH_3)_nS_2O_3$ sobre la superficie de oro para formar $Au(S_2O_3)_2Cu(NH_3)_n^{2-}$. La fracción de la superficie sobre la cual $S_2O_3^{2-}$ y $Cu(NH_3)_nS_2O_3$ son adsorbidos es denotado por θ y puede ser expresado conjuntamente con la constante de equilibrio de adsorción por las ecuaciones 1.17 y 1.18.

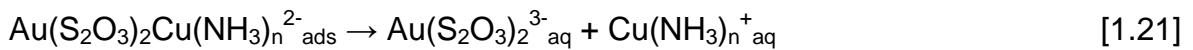
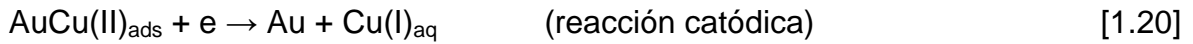


$$K_{ads} = \theta \{ (1 - \theta) [Cu(II)] [S_2O_3^{2-}] \}^{-1} \quad [1.17]$$

$$\theta = K_{ads} [Cu(II)] [S_2O_3^{2-}] \{ 1 + K_{ads} [Cu(II)] [S_2O_3^{2-}] \}^{-1} \quad [1.18]$$

Debido a la reacción redox natural, la superficie de reacción del oro por $Cu(II)$ puede ser representada por la oxidación de $Au \rightarrow Au_{(l)} + e$ y reducción

$\text{Cu}_{(\text{II})} + e \rightarrow \text{Cu}_{(\text{I})}$ por lo que la reacción descrita en la ecuación 1.21 es la suma de las ecuaciones 1.19 y 1.20.



En el modelo cinético electroquímico, las velocidades anódicas y las catódicas son dependientes de las constantes de velocidad (k_a y k_b). Las concentraciones de las especies electroactivas pueden ser representadas por θ , lo que nos lleva a $R_a = k_a\theta$ y $R_b = k_b\theta$, pero como las velocidades anódicas y catódicas son iguales ($R = R_a = R_b$) conducen a la ecuación 1.22. La combinación de la teoría de adsorción con las ecuaciones de velocidad nos otorga una relación entre la velocidad de oxidación del oro y la superficie de reacción (k_{RDS}). Se reemplaza θ de la ecuación 1.18 a la 1.22.

$$R^2 = k_a k_c \theta^2 \quad [1.22]$$

$$R = (k_a k_c)^{0.5} \theta = k_{\text{RDS}} \theta \quad [1.23]$$

Si la concentración de los reactivos es baja $1 + K_{\text{ads}}[\text{Cu(II)}][\text{S}_2\text{O}_3^{2-}] \approx 1$, lo que muestra en la ecuación 1.24 que la reacción de disolución es de pseudo primer orden con respecto a $[\text{Cu(II)}]$. En contraste a altas concentraciones de Cu(II) y/o $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ donde $1 + K_{\text{ads}}[\text{Cu(II)}][\text{S}_2\text{O}_3^{2-}] \ll 1$ por lo que la ecuación 1.25 se simplifica a 1.26 por lo que se explica que a estas condiciones la velocidad inicial no es dependiente de la concentración de Cu(II) y/o $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ (Senanayake, 2004, pp. 796-797).

$$R = k_{\text{RDS}} K_{\text{ads}} [\text{Cu(II)}] [\text{S}_2\text{O}_3^{2-}] \{1 + K_{\text{ads}} [\text{Cu(II)}] [\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]\}^{-1} \quad [1.24]$$

$$R = k_{\text{RDS}} K_{\text{ads}} [\text{Cu(II)}] [\text{S}_2\text{O}_3^{2-}] = k_p [\text{Cu(II)}] \quad [1.25]$$

$$R = k_{RDS} \quad [1.26]$$

Con este método se demostró que la velocidad de disolución de oro no depende de la concentración del oxidante.

1.1.2.3. Lixiviantes del mineral de oro

La descripción de los minerales a ser comparados como su mineralogía constituyente, ley de oro y plata, tamaño de partícula, densidad de pulpa, las condiciones de pH, presión, temperatura y las cantidades de oxidante y lixiviante son descritas en la tabla 1.8 y 1.9, en el que constan minerales sulfurados como el N11 y el Z8, concentrados de flotación como el J4, J11 y J12.

Las pruebas de recuperación de oro del mineral J12 y N11 obedecen al modelo de la esfera reaccionante que responden a la reacción 1.27, donde k_{ss} es la constante de velocidad aparente controlado por la superficie de reacción química, y son las pendientes del gráfico figura 1.4. Para estos 2 casos k_{ss} esta en un rango de 10^{-5} s^{-1} (Sennayake, 2004, p.799).

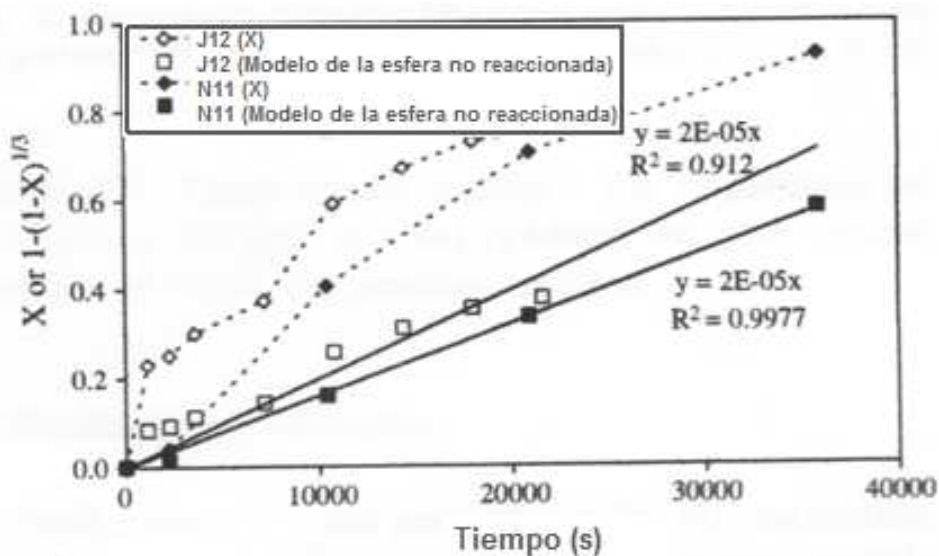


Figura 1.4. Curvas de extracción de oro con $\text{Cu(II)/NH}_3/\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ y la aplicabilidad del modelo de la esfera reaccionante para las pruebas N11 y J12 (Senanayake, 2004, p.797)

$$1 - (1 - X)^{1/3} = k_{ss}t \quad [1.27]$$

Siendo:

X = Conversión

k_{ss} = Constante de velocidad aparente controlado por la superficie de reacción química

t = Tiempo de reacción (s)

Tabla 1.8. Condiciones de lixiviación y constantes de velocidad aparente (k_{ss}) para extracción de oro de diferentes tipos de minerales de oro usando lixiviantes no cianurados

Lixivante/Prueba/Materiales	pH	T (°C)	Oxidante (mM)	Lixivante (M)	[NH ₃] (M)	10 ⁵ k_{ss} (s ⁻¹)
<i>Cu(II)/S₂O₃²⁻/NH₃</i>						
Z8/conc.	10	60	46,5	0,34	0,67	
Z4/Mn mineral		60	94	1,96	4,12	
K4/oro conc.	10	60	63	0,71	4,41	
A3/mineral aurífero	8,5-10,5	60	100	2	4	
N11/conc.	10	25	12	17	pH 10	2
<i>O₂/S₂O₃²⁻</i>						
J11/mineral oxid.	11	60	^b	0,1		
J12/mineral oxid.	12	40		0,1		2
<i>Fe(III)/S₂O₃²⁻</i>						
K3/FeAsS conc.	6	20	15	0,5		0,8
<i>Fe(III)/SCN</i>						
K2/FeAsS conc.	2,2	20	15	0,4		3
<i>Fe(III)/SC(NH₂)₂</i>						
K1/FeAsS conc.	^c	20	15	0,2		4
K4/mineral oxid.	1	20	0,14 kg/t	100 g/kg		
<i>Cu(II)/O₂/NH₃</i>						
H1/sulfuro/refractario		200	38	5,5	1	

^a Refs: (Sennayake, 2004, p.797) Porcentaje de sólidos=20%, pO₂=600kPa

^b pO₂=100 psig

^c 0,2 M H₂SO₄

El porcentaje de oro lixiviado con diferentes minerales al usar el rango de lixivantes descritos en la tabla 1.8 y 1.9, se muestra en la figura 1.5. Los sistemas en los cuales la velocidad inicial de extracción de oro es más alta fueron en las pruebas realizadas a los minerales A3 y J11, en los cuales cerca del 80% de oro fue recuperado en 6 horas.

Los sistemas que utilizan hierro como oxidante muestran relativamente bajas velocidades iniciales de extracción de oro, una razón puede ser que fueron realizadas a bajas temperaturas (20-25°C) comparado con otros sistemas (60°C).

Las pruebas que se realizaron a los minerales Z4 y B8 lograron una recuperación de oro del 90% en 1 hora al usar $\text{Cu(II)-NH}_3\text{-S}_2\text{O}_3^{2-}$ como lixivantes de oro, al mostrar el efecto positivo de las altas concentraciones de cobre, plata y de la temperatura 60 °C (Ji, Fleming, Wescr-Sells y Hackl, 2003, pp.229-231).

Tabla 1.9. Descripción de minerales y condiciones usados en pruebas de lixiviación

Materiales de prueba	Compuestos mineralógicos	Au g/t	Ag g/t	Cu g/t	Cu (%)	S (%)	Fe (%)	Tamaño (μm)	Porcentaje de sólidos (%)
B8/conc.	CuFeS ₂ , FeS ₂ , ZnS, FeS	4,76	113		24,3			44	40
Z4/Mn mineral	Riolita, andesita	3	113 ^c					74	40
K4/conc. Flotación	^a	154	^a		4,7			^a	^a
A3/mineral aurífero	SiO ₂ (K, Na, Al, MgSiAlOOH)	51,6	1					74 ^b	40
N11/conc.	FeS, FeS ₂ , CuFeS ₂ , (Cu,Fe) ₁₂ As ₄ S ₁₃	95	235		3,7		40,4	37-74	40
J11-J12/mineral oxidado	SiO ₂ , Al ₂ O ₃ , Fe ₂ O ₃ , MgO, CaO	9-10	<0,5	50		0,39		75	33
K1-K3/conc.	FeAsS	110						^a	10-20
U1/mineral oxidado	SiO ₂ , CaO, Fe ₂ O ₃ , Al ₂ O ₃	4,1	3	17		0,18	3,82	74	20

^a Refs: (Sennayake, 2004, pp.799-800)

^b No reportado

^c 80% pasado (P₈₀)

^d Mas de Plata asociada a MnO₂

El mineral H1 fue sometido a altas condiciones de presión y temperatura (100 kPa/200°C) con $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ como lixivante del oro y oxígeno como oxidante, donde la velocidad inicial fue mucho más baja que en los minerales Z4 y Z8 donde se utilizó tiosulfato como lixivante, sin embargo en 2-3 horas las recuperaciones de oro fueron comparables en la prueba Z4 destacando el éxito con lixiviantes $\text{Cu}(\text{II})/\text{NH}_3/\text{O}^{2-}$ a presión (Navarro, Vargas, Villarroel, Alguacil, 2002, pp.37-39).

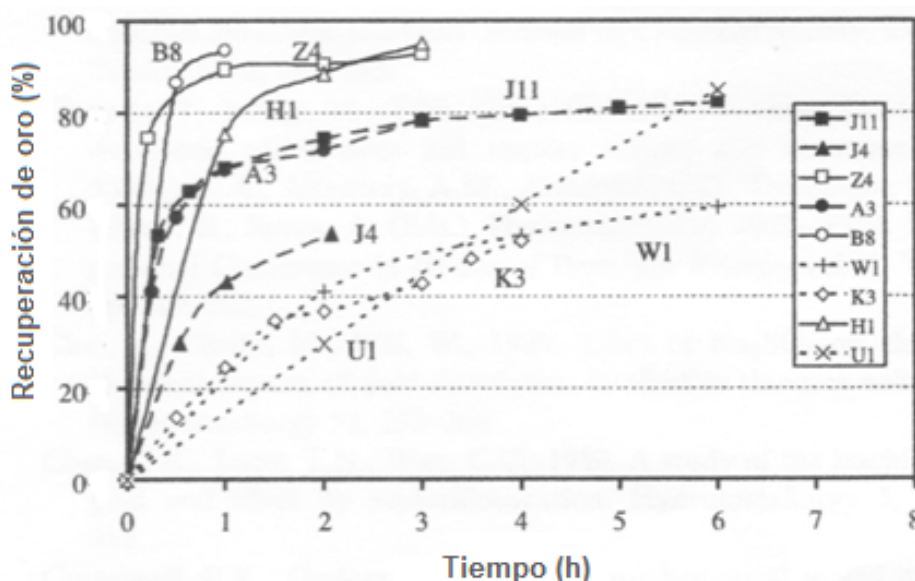


Figura 1.5. Curvas de extracción de oro de diferentes minerales descritos en la tabla 1.8 y 1.9 usando diferentes lixiviantes a 20, 60 y 200 °C (Senanayake, 2004, p.799)

1.2. QUÍMICA DE LA LIXIVIACIÓN DEL ORO CON DITIOXAMIDA

La ditionamida es un compuesto orgánico que actúa como el homólogo de la oxamida y su principal función es de ser un compuesto quelante con metales (principalmente con metales de transición de valencia +2), debido a su poder de atracción del nitrógeno y del azufre presentes como se puede observar en la figura 1.6 (Martí, Conde, Jimeno, Mendez, 2006, p. 534).

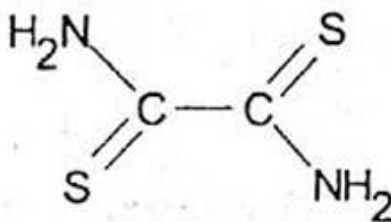


Figura 1.6. Estructura molecular de ditionamida

1.2.1. COMPLEJOS FORMADOS POR DITIONAMIDA

Cada metal tiene 2 tipos de valencia, la primaria que corresponde al número de oxidación y puede satisfacerse por iones negativos o por moléculas neutras. La valencia secundaria corresponde al número de coordinación y se basa en la disposición geométrica que reduce al mínimo la fuerza de repulsión en las nubes de electrones.

Los aceptores de electrones (átomo central), actúan como cationes y son los que combinan la capacidad para atraer electrones en sus capas electrónicas. Los electrones son atraídos fuertemente hacia el núcleo positivo del catión, así como los orbitales externos vacantes que dejan espacio para alojar a los electrones. El tamaño pequeño y la carga catiónica elevada favorecen la atracción electrónica por lo que los elementos que con mayor facilidad forman complejos son los metales de transición en contraste con los alcalinos y alcalinotérreos que por su gran tamaño, pequeña carga y al no poseer orbitales "d" incompletos casi no forman complejos.

Los ligandos actúan como donadores de pares electrónicos y pueden ser moléculas o aniones que tengan al menos un par de electrones no compartidos en su estructura, estos pueden donar cuantos se requiera de pares de electrones y de acuerdo a esto se los clasifica en monodentados y polidentados. Un ejemplo de ligando polidentado se muestra en la figura 1.7 (Fernandez, 2004, p. 4)

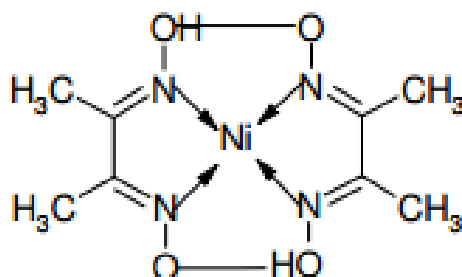


Figura 1.7. Estructura molecular del DMG-Ni

Los complejos de ditióxamida han sido ampliamente estudiados debido a que presentan 4 sitios de coordinación potenciales (2 átomos de nitrógeno y los 2 átomos de azufre) acordando con las figuras 1.8 en donde se observa que cada R es independiente de H y en la que no necesariamente los grupos R puedan ser los mismo (Albin y Boston, 1991, p.2).

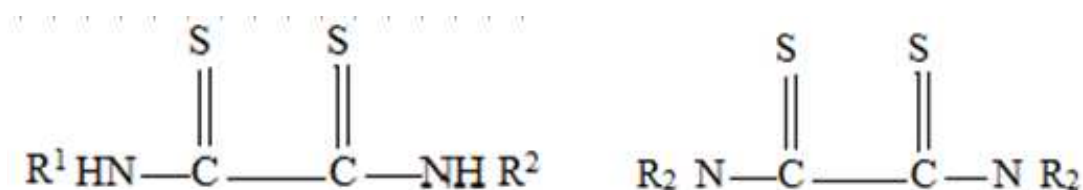


Figura 1.8. Estructuras moleculares de la ditióxamida con grupos R

La ditióxamida es un ligando conocido para la coordinación de cationes de los metales de transición tales como Ni^{+2} , Zn^{+2} , Pd^{+2} , Pt^{+2} , Fe^{+2} , Cu^{+2} , and Co^{+2} que al formar complejos adoptan la forma $\text{M}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_2)_2$, donde M es el metal de transición que tiene un estado de oxidación de +2, como muestra la figura 1.8 que tiene una carga total de -1 debido a eliminación de hidrógeno. Este complejo es representado por la figura 1.9 (Furlong, Lokken, Mader, 1991, p.2).

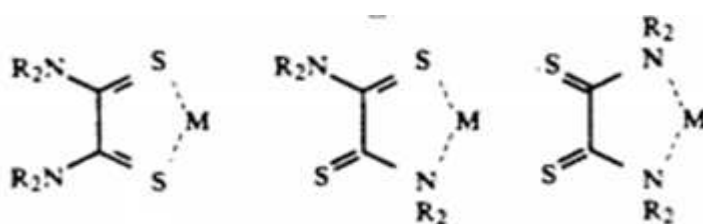


Figura 1.9. Estructuras moleculares de la ditióxamida con metales de valencia +2

Las reacciones de ácido rubeánico con oro han sido estudiadas solo en base cualitativa y de los cuales solamente 3 complejos han sido reportados como $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_2)(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_3)]\text{Cl}_2$, $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_3)\text{Cl}_2]$, $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H})\text{Br}_2]\text{Br}$, por lo que se sabe que la ditionamida en medio ácido actúa solamente como lixivante del sulfuro (Slootmaekers, Perlepes y Desseyne, 1994, p.1211). La formación en medio alcalino da un nuevo tipo de complejo con fórmula $\text{A}[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_2)_2]$ donde (A es Li, Na o K). La tabla 1.10 muestra los datos analíticos de los complejos encontrados.

Tabla 1.10. Porcentajes de los átomos en las estructuras de los complejos ditionamida-oro.

Complejos	Au %	K %	X %	Lixivantes %	C %	N %	H %	Color
$\text{Li}[\text{Au}(\text{DTO}-2\text{H})_2]$	40,9			53,4	18,6	10,8	2,3	Amarillo
$\text{Na}[\text{Au}(\text{DTO}-2\text{H})_2]$	38,2			49,1	18,3	10,2	2,4	Amarillo pálido
$\text{K}[\text{Au}(\text{DTO}-2\text{H})_2]$	38,1	8,0		46,9	17,8	10,0	2,3	Amarillo pálido
$[\text{Au}(\text{DTO}-\text{H})\text{Cl}_2]$	46,6		16,9	34,4	11,9	6,8	1,8	Rosado pálido
$[\text{Au}(\text{DTO}-\text{H})\text{Br}_2]$	38,8		30,9	29,9	9,8	5,6	1,4	Ocre
$[\text{Au}(\text{DTO}-\text{H})\text{Br}_2]\text{Br}$	33,78		38,4	26,4	8,6	4,9	1,4	Anaranjado rojizo
$[\text{Au}(\text{DTO})(\text{DTO}-\text{H})]\text{Cl}_2$	38,2		12,8	44,1	9,4	10,0	1,8	Anaranjado gris

Slootmaekers, Manessi-Zoupa, Perlepes, y Desseyne 1996, p.1258

1.2.2. COMPLEJOS DE ORO FORMADOS EN MEDIO ALCALINO: $\text{A}[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_2)_2]$

A finales de los años 60's Bobtelsky mediante métodos heterométricos estudio la naturaleza y composición de los complejos de oro con ditionamida y determinó la gran influencia que tiene el pH en estos.

En un medio básico a un pH de 8 a 10 se consideró que la más probable configuración que tendría el complejo de oro y ditionamida sería Au_3R_2 pero debido a que la estructura de estos complejos no varían al adicionar ditionamida,

no estaba seguro que este complejo previamente descrito sea un rubeanato o un sulfuro (Bobtelsky, 1968, p.584).

Los complejos de oro-ditioxamida estudiados por Sloodmaekers, por medio del espectro infrarrojo en medio alcalino, demostraron que tienen la forma $A[Au(C_2S_2N_2H_2)_2]$ debido a que en las regiones de $1500-1300\text{ cm}^{-1}$ y $800-500\text{ cm}^{-1}$ que pertenecen a δNH y πNH respectivamente, las bandas no fueron observadas, esto indica que el lixivante es doble deprotonado y posee la forma escrita con anterioridad (Sloodmaekers et al., 1995, p.1264).

Los complejos de Au(III) tienen 4 coordenadas cuadradas planas por lo que se tiene 4 estructuras posibles para el anión $[Au(C_2S_2N_2H_2)_2]^-$, como se observa en la figura 1.10. Los complejos de Au(III) en medio básico forma el anión $[Au(C_2S_2N_2H_2)_2]^-$, debido a las fuertes atracciones entre el azufre y el oro como entre el nitrógeno y el oro.

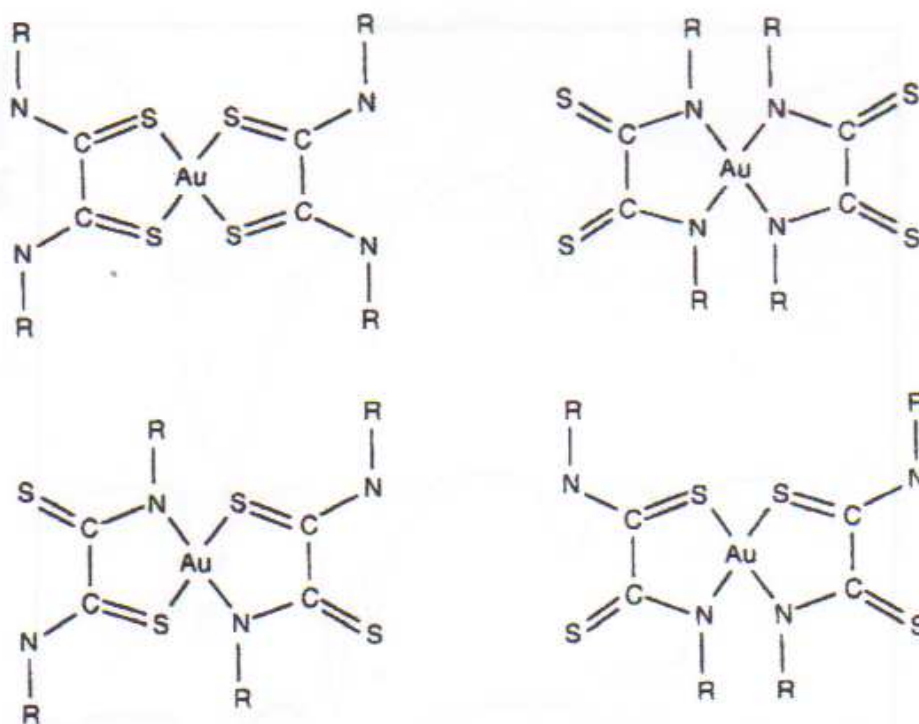


Figura 1.10. Las 4 posibles maneras de coordinación en el ión $[Au(C_2S_2N_2H_2)_2]^-$

En la figura 1.11 se muestra el complejo más probable que formaría la ditióxamida con el oro al utilizar NaOH como regulador de pH el ion de carga positiva (en este caso el Na^+) están localizados muy cerca de los átomos de nitrógeno donde desestabiliza su forma de resonancia polar, esta desestabilización es más grande cuando el ión de carga positiva disminuye de tamaño, así se favorece una forma de resonancia no-polar que cuenta con una fuerza de unión C-N más débil (Slootmaekers et al., 1995, p.1264).

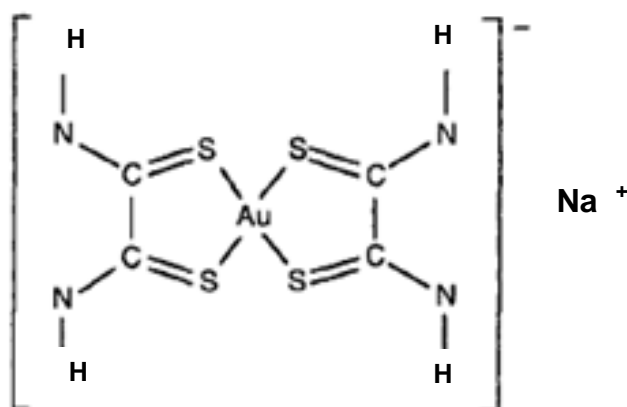


Figura 1.11. Estructura más probable del complejo oro-ditióxamida en medio básico regulando el pH con NaOH

El movimiento en la distribución electrónica de la función tiamida por el ión contrario es confirmado por el movimiento opuesto de la unión C-S, cuya posición es enlazado con la posición de la unión C-N debido a la estructura de la resonancia de la función tioamida como se muestra en la figura 1.12 (Slootamekers et al., 1994, 1212).



Figura 1.12. Las 2 formas de resonancia de la función tiamida

Debido al efecto de “Simbiosis”, el anión $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_2)_2]^-$ es más estable por el ión contrario (carga positiva) más grande, este efecto en la estabilización del complejo hace que la unión Au-S se vuelva más fuerte resultando en un debilitamiento en la unión C-S y debido a la estructura de resonancia de la función tioamida en un incremento de la fuerza de unión C-N, por lo que un enlace entre Au-S es dativo del azufre (Slootmaekers et al., 1995, p.1264).

La reacción más probable que se plantea para la disolución de oro en medio básico, teniendo como dato el complejo oro-ditioxamida propuesto por Slootmaekers et al. (1995), sería la siguiente (p.1264):



1.2.3. COMPLEJOS DE ORO FORMADO EN MEDIO ÁCIDO

Como se acotó en la sección 1.2.1, el pH es el gran responsable que los complejos ditioxamida-oro sean distintos. Bobtelsky (1968), predijo por métodos heterométricos que a pH's ácidos entre 1-3 la estructura de estos compuestos sería Au_1R_1 y que a pH's entre 5-7 la estructura sería Au_2R_3 (como se puede observar en las figuras 1.13 y 1.14).

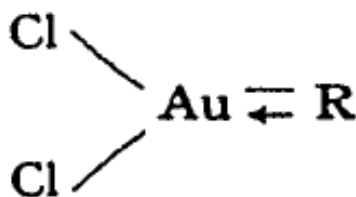


Figura 1.13. Estructura propuesta por Bobtelsky a pH 1-3 Au_1R_1

Slootmaekers et al. (1995) descubrió mediante espectrofotometría de infrarrojo que los complejos de Au(III) formados en medio ácido dependían del haluro (Br, Cl) utilizado y que estos complejos la ditioxamida es individualmente deprotonada,

por lo cual propuso 3 tipos de complejos de la forma: $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_3)\text{X}_2]$, $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_3)\text{Br}_2]\text{Br}$ y $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_3)\text{Cl}_2]\text{Cl}$ (1267).

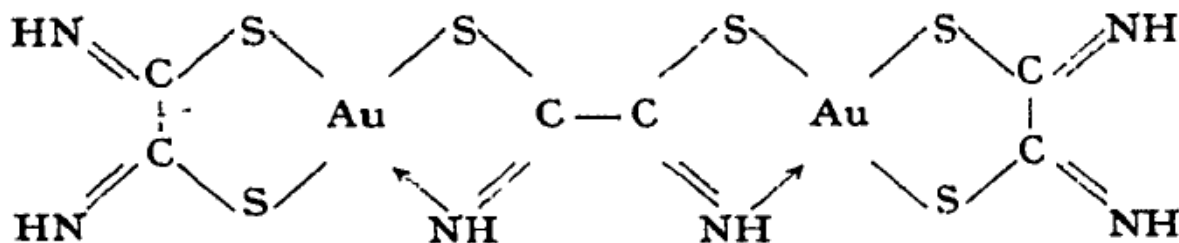


Figura 1.14. Estructura propuesta por Bobtelsky a pH 4-7 Au_2R_3

1.2.3.1. Complejos de oro formado en medio ácido de la forma $[\text{Au}(\text{DMDTO-H})\text{X}_2]$

El complejo oro-ditioxamida en medio ácido difiere del que se formaría en medio básico debido a las fuertes uniones que existen entre el oro y los compuestos halogenados como el bromo y el cloro, el complejo oro-ditioxamida se conforma tan solo con una molécula de ditioxamida y este tiene una conformación *S-cis* con una unión hidrógeno intramolecular $\text{NH-N}^{\delta-}$, este efecto se da por la posición de νNH y πNH , presentes en todos los complejos, es independiente de la posición de los iones halógenos, esto significa que el hidrógeno de la tioamida no está exactamente localizado pero se puede unir a uno u otro átomo de nitrógeno derivando en que ese átomo que sobra pasa a la unión S-Au formando un enlace dativo, la figura 1.15 muestra las formas tautoméricas de la ditioxamida simple deprotonada.

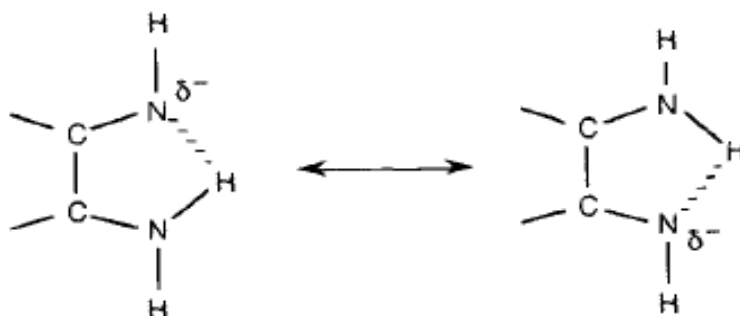


Figura 1.15. Las formas tautoméricas de una simple deprotonación de la ditioxamida.

Las características de esta molécula es que el átomo de oro se junta con 2 átomos halogenados y con 2 átomos de azufre y que solo se deprotona 1 hidrógeno de un grupo amida haciendo que un mismo hidrógeno se una por enlace covalente a un nitrógeno y por enlace dativo al subsiguiente (Saitoh, Mori y Itoh, 1992, p.160-161).

El complejo que se forma al utilizar un medio ácido con HCl como regulador de pH es el que se muestra en la figura 1.16.

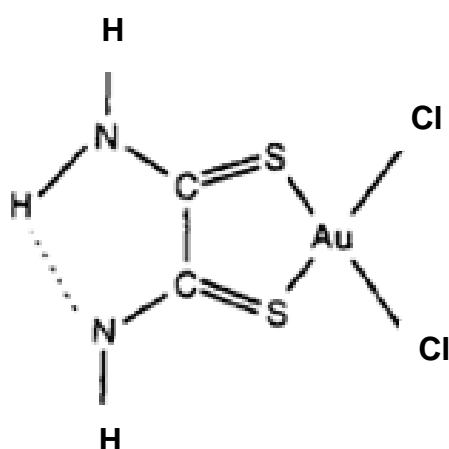
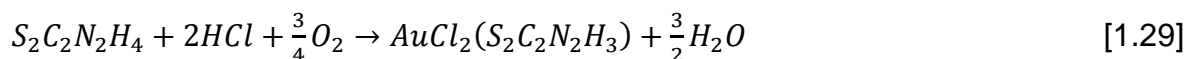


Figura 1.16. Estructura del complejo oro-ditioxamida en medio ácido regulado el pH con ácido clorhídrico

La reacción más probable que se plantea para la disolución de oro en medio ácido, al tener como dato el complejo oro-ditioxamida propuesto por Sloodmaekers et al. (1995) y tomando en cuenta que en la mayoría de reacciones interviene en la reacción el oxígeno y produce agua, sería la siguiente, (p.1268):



1.2.3.2. Complejos de oro formado en medio ácido de la forma $[Au(C_4S_2N_2H_8)Br_2]Br$

La estructura de este complejo se diferencia de la estructura del capítulo 1.2.2.1 por la fuerte unión que tiene el ión de hidrógeno con el bromo debido a la fuerte atracción que tiene el complejo $\nu(NH-Br)$ (Saitoh et al., 1992, p.161).

La ditionamida planar no-deprotonada con alta posición de δNH es característica de una conformación *S-cis* por lo que el lixivante tiene una coordinación triple con el ión Au^{3+} y posee un ión negativo Br^- para estabilizar la resonancia polar (Sloomaekers et al., 1995, p.1269).

La presencia geométrica de *cis*- S_2Br_2 alrededor del ión de oro, junto con la estructura *S-cis* de la ditionamida y la fuerte unión del ión hidrógeno con el ión bromuro, son parte de la estructura del complejo oro-ditionamida, como se muestra en la figura 1.16. La estructura que se representa en la figura 1.16, muestra el complejo que forma el oro con la ditionamida al regular el pH con ácido bromhídrico (HBr).

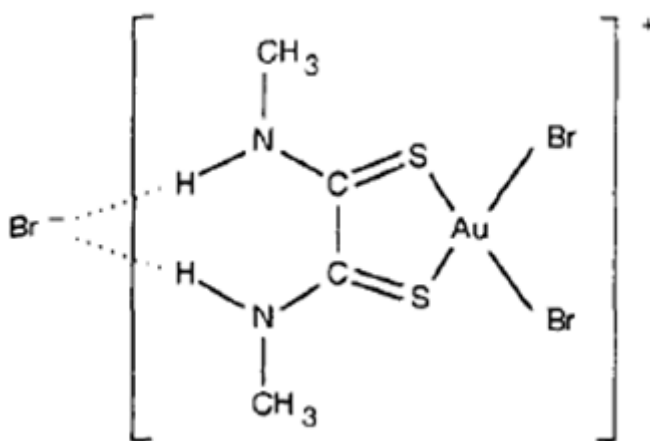


Figura 1.17. Estructura de los complejos $[\text{Au}(\text{C}_4\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_8)\text{Br}_2]\text{Br}$ (Slootmaekers et al., 1995, p.1272)

1.2.3.3. Complejos de oro formado en medio ácido de la forma $[\text{Au}(\text{C}_4\text{S}_4\text{N}_4\text{H}_7)]\text{Cl}_2$

Esta estructura al igual que la estudiada en la sección 1.2.2.2 tiene una fuerte unión entre el ión hidrógeno y el cloruro por la fuerte atracción que existe entre el el complejo $\nu(\text{NH}-\text{Cl})$.

La fuerte atracción del azufre con el oro en este tipo de compuestos hace que la unión entre el oro y el cloro sea improbable por lo que, los 4 sitios coordinados del

ión Au^{3+} se ocupan por los 4 azufres como ocurre en la estructura propuesta en el capítulo 1.2.1. La estructura que se propone en la figura 1.17 conserva la fuerte unión entre el complejo NH-Cl y la coordinación de los azufres (S_4) alrededor del metal (Slootmaekers et al., 1995, p. 1273).

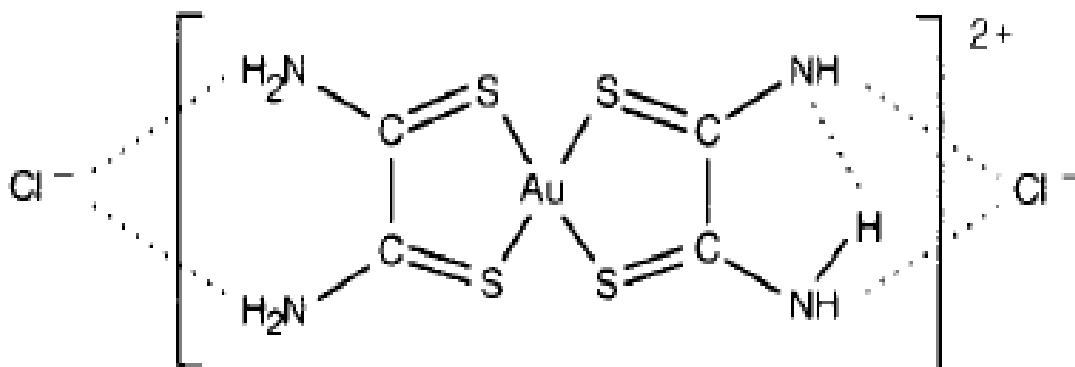


Figura 1.18. Estructura de los complejos $[\text{Au}(\text{C}_4\text{S}_4\text{N}_4\text{H}_7)]\text{Cl}_2$

1.3. TOXICIDAD DE LA DITIOXAMIDA

A pesar de que en términos de impacto ambiental o aceptabilidad hay poca información disponible acerca de la ditioxamida, se conoce que la toxicidad oral aguda para las ratas (LD_{50}) es 500 mg/kg, lo que hace poco probable la intoxicación por la ingestión accidental. Por otra parte está bien documentado el uso de ditioxamida como alimento para cabras y ovejas. La solubilidad limitada de la ditioxamida en agua y la falta de una forma gaseosa en condiciones medioambientales restringe el potencial de accidentes adversos que ocasionen daños a la salud, por lo que el uso de ditioxamida aparece como un riesgo manejable (Burger et al, 2011, p. 7).

La ditioxamida también sirve para inhibir la dopamina y el alcoholismo en el metabolismo cual comprende la administración de dosis por unidad de 0,05 mg/kg a 5 mg/kg (Porter, 1972, p.1). La ditioxamida es usada para tratar suelos infestados de nematodos, se ejerce una acción nematocida por aplicación del compuesto en la cantidad suficiente que varía entre 5 a 100 lb por acre tratado. Generalmente el uso de la ditioxamida es satisfactorio para control de nematodos por lo cual es aplicada para la protección de cultivos agrícolas y tierras cultivadas (Luckenbaugh, 1971, p.1).

La ditioxamida es usada para combatir la especie de insectos "Lepidoptera", particularmente en especies de la familia Noctuidae, por lo que se prepara una solución de 10 mg/ml de acetona, de la cual 1 ml es aplicado directamente a 10 larvas (*Heliothis zea*), que en 48 horas y a 80 °F, se obtuvo una mortalidad del 90% de las larvas. La ditioxamida es usada como insecticida lo que representa que también es una sustancia tóxica (Gerhard, 1972, p.1).

Las características del crecimiento de las plantas puede ser modificado por la acción de una cantidad de ditioxamida que, controla la maduración de muchos cultivos de plantas y a sus cosechas sin un daño sustancial a estas debido a su composición sólida o de líquido viscoso muy soluble en componentes orgánicos y no en agua. La ditioxamida puede ser aplicada como tóxico activo de contacto

herbicida y como madurante de planta. La acción de la ditióxamida como herbicida da diferentes respuestas dependiendo de la naturaleza de las plantas, esta acción suprime el crecimiento de la mala hierba pero también el ancho de las plantas (Fisher, 1978, p.1).

La ditióxamida es conocida por formar complejos con los metales pesados por sus 4 sitios de coordinación potenciales que lo transforman en un compuesto que forma complejos quelantes. Los complejos quelantes evitan la toxicidad de los metales pesados en los seres vivos, debido a que estos no se presentan en forma de iones. La ditióxamida es un compuesto muy selectivo para formar compuestos quelantes con el cobre al utilizar las cualidades quelantes de sus átomos de azufre, esto sirve para inhibir el efecto corrosivo del cobre en agua hervida en las tuberías (Lin y Sibert, 1988, p.1).

La ditióxamida es un compuesto de riesgo moderado tal y como lo detalla el código de Winkler de la figura 1.20, en la cual se observa que hay un riesgo de inflamabilidad, de contacto y de salud ligero y un riesgo nulo de reactividad. La ditióxamida tiene una temperatura de ebullición de 170 °C que nos indica que a temperatura ambiente la presencia de forma gaseosa es muy mínima (Winkler, 2007, p.2).

No hay evidencias de que la ditióxamida sea un compuesto cancerígeno, mutágeno, teratógeno, pero si la persona se sobreexpone a este compuesto puede haber una ligera irritación en los ojos, en las fosas nasales y si hay ingestión puede producir trastorno gastrointestinal leve (Winkler, 2007, p.2).

Según el control de exposición de la ficha de seguridad de Winkler, se estableció que el límite permisible ponderado para la concentración de ditióxamida en el agua es 8 mg/m³ y el límite permisible es 40 mg/m³. El principal riesgo que posee la ditióxamida es que produce productos peligrosos al descomponerlo con calor como son el monóxido de carbono, dióxido de carbono, óxidos de azufre y nitrógeno (Winkler, 2007, p.3).



Figura 1.19. Código de Winkler para la seguridad en el manejo de la ditionamida (Winkler, 2007, p.2)

En literatura abierta no hay mucha información acerca de la toxicidad de la ditionamida, ni existe una comparación entre esta y la toxicidad del cianuro para una misma especie de una sensibilidad específica (Burguer et al., 2011, p.3).

2. MATERIALES Y MÉTODOS

El mineral que fue utilizado para estudiar la lixiviación de oro con ditionamida es el de la mina de Agroindustrial "El Corazón". Este depósito aurífero está localizado en la parroquia García Moreno, cantón Cotacachi, provincia de Imbabura, consta de una superficie de 880 hectáreas.

Para la caracterización del mineral aurífero sulfurado, se redujo el tamaño del mineral a un d_{100} de 2 mm. Después mediante el ensayo al fuego, disgregación ácida y espectrofotometría de adsorción atómica se determinó los contenidos de oro, plata, cobre, hierro, cobalto, magnesio, sodio y potasio.

Se realizó una lixiviación con cianuro de sodio del mineral a nivel de laboratorio en las condiciones sugeridas por Jurado (2008), para obtener la cinética de recuperación de oro mediante los balances metalúrgicos, como referencia del comportamiento del mineral (p.52).

Se realizaron lixivaciones con ditionamida a diferentes tiempos (24, 50 y 75) h y variando parámetros como el porcentaje de sólidos (10-20) %, agentes oxidantes (peróxido de hidrógeno, oxígeno, permanganato de potasio), concentración de ditionamida (0,9-1,1) g/L y el tamaño de partícula (53-123) μm , con lo cual se obtuvieron las condiciones más favorables para la recuperación de oro.

Para la recuperación de oro disuelto se usaron 2 métodos de post-lixiviación: adsorción mediante carbón activado y cementación con polvo de cinc. Se determinó la isoterma de adsorción, las constantes de la curva y se obtuvo las condiciones más favorables para la recuperación del complejo ditionamida-oro. Se efectuaron ensayos de cementación con polvos de cinc para evaluar la factibilidad de dicho proceso en la lixiviación con ditionamida.

Por último se realizó un ensayo toxicológico para comparar el LC_{50} entre los efluentes de cianuro y los de la lixiviación con ditionamida para una misma

especie (lechuga), para cuantificar la toxicidad de cada uno y determinar cuál de estos es más tóxico.

En la figura 2.1 se muestra los pasos que se debió seguir para cumplir con este proyecto.

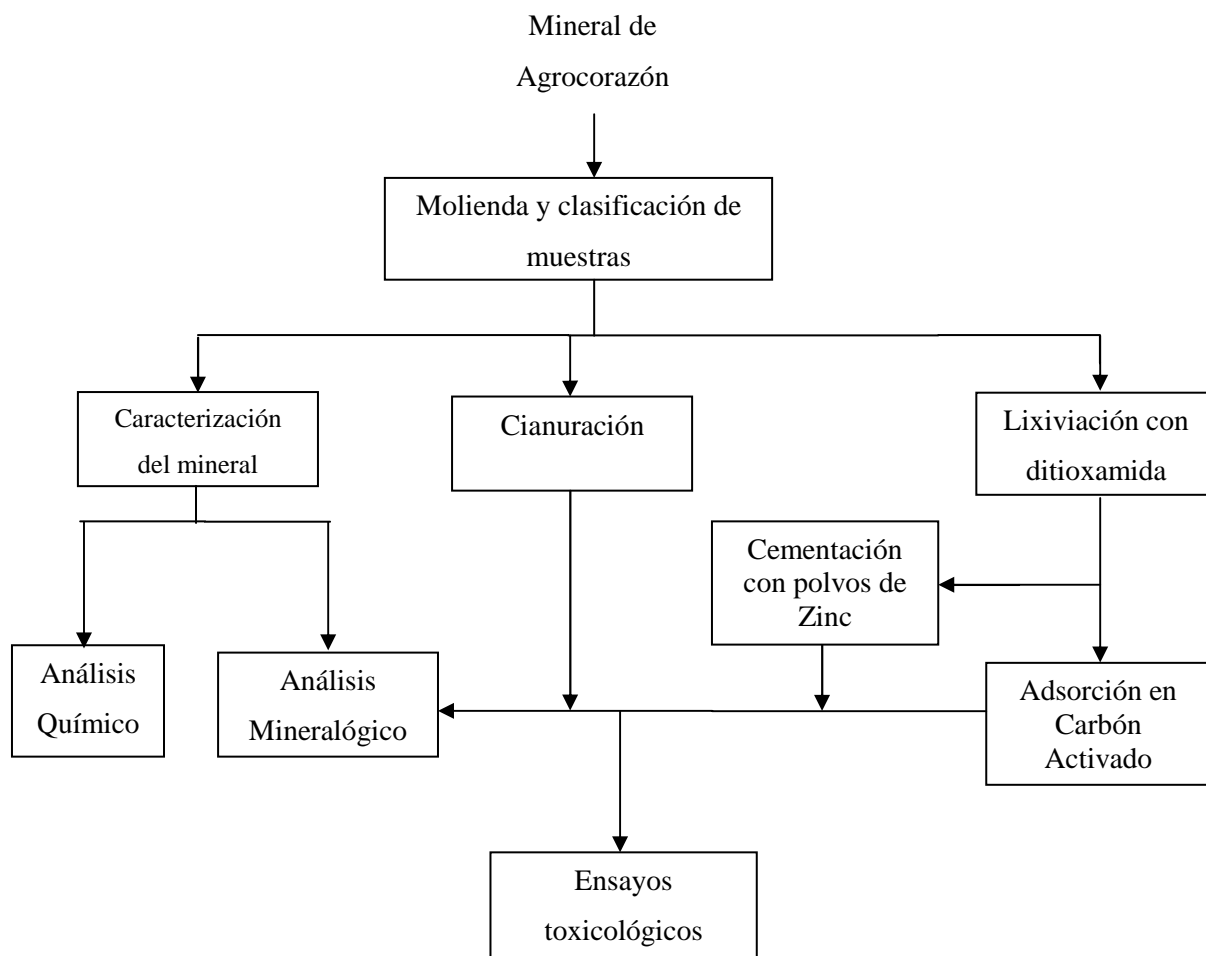


Figura 2.1. Esquema del proceso para recuperación de oro mediante ditioamida como lixiviante junto con los procesos de post-lixiviación

2.1. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL SULFURADO AURÍFERO

El mineral fue preparado a un tamaño de partícula (d_{100}) inferior a 2 mm, para lo cual este fue molido desde un tamaño de partícula (d_{80}) de 0,5 cm por medio de un molino de rodillos de 2237 W de potencia que trabajó en un circuito cerrado de molienda y clasificación, (como se muestra en la figura 2.2), que constó también de un tamiz vibratorio con motor Lenoy Samar tipo LS8011 de 0,25 kW. Se realizó el homogeneamente del mineral por el método del cuarteo, para luego empaquetarlo en fundas de 2 kg.

El tamaño de partícula (d_{80}) del mineral obtenido en el circuito cerrado de molienda fue de 1130 μm .

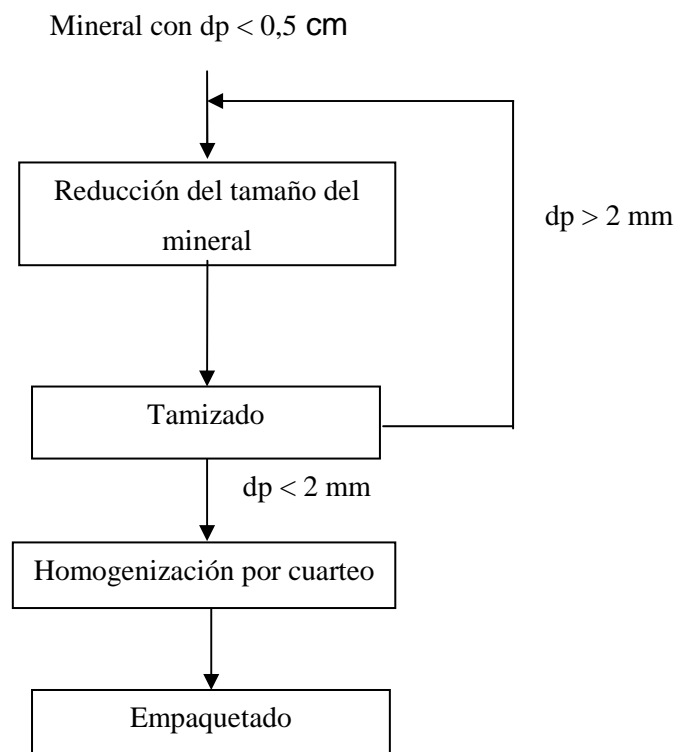


Figura 2.2. Diagrama del circuito cerrado de molienda para realizar ensayos metalúrgicos

2.1.1. DETERMINACIÓN DE LA COMPOSICIÓN QUÍMICA Y MINERALÓGICA

Para determinar la composición química se debió determinar la concentración de los elementos como el oro, plata, cobre, cobalto, hierro, magnesio, sodio y potasio, para lo cual se utilizará el ensayo al fuego, la disgregación ácida y el ensayo al fuego, en cambio para analizar la composición mineralógica se utilizó la difracción de rayos X.

2.1.1.1. Determinación de oro y plata del mineral de Agroindustrial por ensayo al fuego

En el ensayo al fuego se determinó la cantidad de oro y plata que contiene el mineral, este ensayo consta de operaciones como la tostación, fundición, la copelación y la dilución del oro. Para las 3 primeras operaciones se utilizó una mufla eléctrica Sepor que posee una cámara de 0,61 x 0,61 x 0,66 m que trabaja en un rango de temperatura de (0 - 1 100) °C.

Para realizar el ensayo al fuego fue necesario reducir el tamaño de partícula del mineral en el molino de rodillos con un porcentaje de sólidos del 62,5 %, hasta obtener un d_{80} de 132 μm , posteriormente se secó el mineral en la estufa durante 1 día. Una vez que el mineral este seco se le homogenizó y se tomó una muestra representativa de 30 g.

El molino de rodillos de fabricación nacional posee las siguientes condiciones de operación:

- La velocidad es de 65 RPM.
- Carga del mineral de 1-2 kg.
- La carga de bolas de acero de cada molino es de 12 kg.
- El porcentaje de sólidos es de 62,5 %.

- Posee un control automático que sirve para programar el tiempo en el que se requiere moler de 0-30 min.
- Las dimensiones de la rodela del molino de bolas son (Largo*diámetro) = 76 x 6,5 cm.
- Las dimensiones del molino de bolas son (Largo*diámetro) = 29 x 17 cm.

Se colocó la muestra dentro de la mufla a 840°C por 2 h para tostar el mineral, este proceso sirve como tratamiento previo a la fundición del mineral. Una vez tostado se lo debe dejar enfriar durante 15 min.

Al mineral tostado se lo fundió en la mufla eléctrica a 950 °C alrededor de 2 h en un crisol de arcilla de 270 g al utilizar la mezcla fundente que se detalla en el Anexo I, previamente homogenizado.

La muestra fundida se la coló en una lingotera para separar la fase metálica de la fase escoria (por diferencia de densidades la fase metálica estará al fondo de la lingotera) y se la dejó enfriar. Se retiró de la lingotera la muestra fundida separando la fase metálica, (régulo), de la escoria al golpearla con un martillo hasta formar un prisma rectangular.

Se colocó el régulo sobre la copela previamente calentada en la mufla eléctrica a 950 °C, la copela absorbe el plomo dejando en la parte superior únicamente el doré (formado de oro y plata). Se pesan los dorés en la balanza analítica con una precisión de $\pm 0,00001$ gramos.

El doré fue atacado por una solución de HNO_3 1:1 caliente para disolver la plata, posteriormente se agregó agua destilada para lavar los residuos de dicho metal. Se preparó agua regia caliente, que consta de ($\text{HNO}_3 + \text{HCl}$ 1:3), para disolver el oro. La solución con oro disuelto se la aforó a 10 mL para ser analizado por absorción atómica en un equipo AAnalyst 300.

El equipo de Absorción atómica tiene un límite de detección de 0,01 mg/L para Au, Ag, Fe, Zn y Cu y de 0,1 mg/L para As, Al y Pb. El error asociado con esta

técnica es de 0,1 % para Au, Ag, Al, Pb, Zn y Cu y de 1% para Fe y As a bajas concentraciones.

2.1.1.2. Determinación de metales del mineral de Agrocorazón por disgregación ácida.

La disgregación ácida fue utilizada para la determinación de metales que no se pueden determinar por ensayo al fuego.

Se debió pulverizar durante 1 min. 100 g. de mineral con un tamaño de partícula (d_{100}) > 2mm, que esté previamente homogenizado. Se escogió una muestra de 200 mg del mineral pulverizado para colocarlo en los reactores de teflón, luego se realizaron los pasos que se detallan a continuación:

- Se añadió 3 mL de HNO_3 y 3 mL de HF analíticos en el reactor de teflón.
- Se colocó los reactores de teflón en el microondas a potencia media (2,5 min/muestra).
- Se retiraron los reactores del microondas y se los colocó en el refrigerador al menos 20 min.
- Se retiró los reactores del refrigerador y se les colocó 5 mL de HCl analítico.
- Se puso nuevamente los reactores de teflón en el microondas a potencia media (2,5 min/muestra).
- Se retiró los reactores del microondas y se los colocó en el refrigerador al menos 20 min.

A la muestra totalmente disgregada y fría se la aforó a un volumen de 100 mL con agua destilada, se tomó una muestra de unos 20 mL y se envió a analizar por absorción atómica.

2.1.1.3. Identificación de los compuestos mineralógicos por difracción de rayos X

Para identificar los compuestos mineralógicos que existen en el mineral de Agroindustrial “El Corazón”, se debió analizar la muestra en un equipo de difracción de rayos X, para lo cual el mineral solo debe estar pulverizado antes de ser analizado.

Para realizar este análisis se utilizó un equipo de difracción de rayos x (XRD) de Brukers AXS, modelo D8 Advance, con un límite de detección de 1%. Este equipo tiene las siguientes características:

- Software Diffrac Plus y con la base de datos ICDD.
- Ángulo de 3 a 90°.
- Velocidad de 0,02° por segundo.

2.1.2. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MINERAL

2.1.2.1. Determinación Granulométrica del mineral molido de Agroindustrial “El Corazón”

Cuando el mineral ha pasado el circuito cerrado de la figura (2.2), su tamaño de partícula llega a ser inferior a 2 mm, por lo que al mineral triturado se lo clasifica en tamices ordenados así: # 16 (1180) μm , #20 (850) μm , #30 (600) μm , #40 (425) μm , #60 (250) μm , #80 (180) μm y el #100 (150) μm .

Los tamices fueron colocados en orden de menor a mayor número de malla, donde fueron agitados para que todo el mineral de tamaño superior al de la malla quede por encima. Cada tamiz con mineral fue pesado, luego se lo limpió y se lo volvió a pesar.

2.1.2.2. Análisis del d_{80} en función del tiempo

Se debió construir una curva que nos indique el tiempo que se debe moler para obtener un determinado tamaño de partícula (d_{80}), en un molino y mineral preestablecidos.

El análisis del tamaño de partícula en función del tiempo se realizó en el molino de bolas de bolas, para lo cual el mineral debió ser molido durante 10, 20, 27 y 30 min, cada muestra se la debió secar en la estufa a 100 °C durante 24 h para posteriormente homogenizar y tamizar en una serie ordenada de tamices.

Para cada tiempo de molienda, el tamaño de partícula iba a ser diferente por lo cual los tamices tuvieron que estar de acuerdo a este, como se puede ver en el Anexo II.

2.2. DETERMINACIÓN DEL COMPORTAMIENTO DE UN MINERAL SULFURADO AURÍFERO EN LA LIXIVIACIÓN CON DITIOXAMIDA

2.2.1. ENSAYO DE LIXIVIACIÓN CON CIANURO

La cianuración es la técnica más utilizada en el mundo para recuperación de oro debido a su bajo costo y alto rendimiento por lo que sirve para evaluar el proceso de lixiviación con ditioximida como lixivante.

Los equipos utilizados para la lixiviación con cianuro de sodio del mineral de Agroindustrial “El Corazón” son:

- Agitador, Junke&Kunkel de GMBH y Co, 100 a 2 000 rpm.
- Filtro a presión de aire, Junke&Kunkel de GMBH y Co, 5 L.
- Recipiente de 5 L de capacidad

Para realizar el ensayo de cianuración se debió moler el mineral con un porcentaje de sólidos de 62,5% (1 kg de mineral y 600 mL de agua), durante 27 min, según (Jurado, 2008, p.21). Se recogió todo el mineral del molino y se añadió el agua suficiente (1 400 mL) para obtener un porcentaje de sólidos del 33,33%.

El pH se debe regular a 11,5 cada vez que se toma una muestra (Jurado, 2008, p.34). A la solución se la dejó acondicionar durante media hora con agitadores mecánicos metálicos con una velocidad de agitación de 1 250 RPM.

- Se añadió la cantidad de cianuro para que la concentración sea de 1 g/L.
- Se tomaron 2 muestras a las 1/2, 1, 2, 4, 7, 24 h. del proceso de 10 y 25 mL.
- A la muestra de 10 mL se la filtró en papel whatman 1, en un recipiente para realizar el análisis de oro en el equipo de absorción atómica.
- A la muestra de 25 mL se le filtró y se tituló con una solución de 4,33 g/L de AgNO_3 .

Con la cantidad de AgNO_3 que se tituló y la relación de $1 \text{ mL } \text{AgNO}_3 \rightarrow 0,1 \frac{\text{g CN}^-}{\text{L}}$ se obtuvo la concentración de cianuro de sodio libre para lograr determinar la cantidad de cianuro de sodio que se debió reponer para mantener la concentración de cianuro de sodio en 1 g/L.

Al tomar una alícuota se debió reponer con agua la cantidad tomada y se controló el pH y la temperatura de la solución, añadiendo cal si el pH disminuiera.

Una vez que se hayan cumplido las 24 horas de lixiviación la solución preñada (contiene el complejo cianuro-oro), fue recuperada en el filtro a presión. Se recogió toda la solución en 2 bureta de 1 000 mL para cuantificarla, a esta se la denominó solución fuerte. Posteriormente se agregó al filtro 1 L más de agua, el cual al mezclarse con el remanente de solución en la torta (relave de la cianuración) acarreó todo el oro en solución, esta se denominó solución de lavado.

Se debieron tomar alícuotas de 10 mL de la solución fuerte y de la de lavado, para analizar el oro mediante absorción atómica. La torta que quedo en el filtro se la secó en una estufa a 100 °C durante 24 h, para determinar el oro en el relave mediante ensayo al fuego como esta descrito en la sección 2.1.1.1, con estos resultados se realizará el balance metalúrgico.

2.2.2. ENSAYO PARA RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIOXAMIDA

Se conoce que la ditionamida por efecto de la doble deprotonación de sus hidrógenos y la fuerte atracción de los átomos de azufre con los metales forma complejos con estos (Burger et al, 2011, p.3). El complejo ditionamida-oro es muy estable siendo una buena alternativa para recuperar oro.

El ensayo de lixiviación con ditionamida fue realizado a nivel laboratorio en un recipiente de 3 litros de capacidad y un agitador con los siguientes reactivos:

- Ditionamida, 98%, (Spectrocrom)
- Hidróxido de sodio, técnico, (Casa de los químicos)

Para realizar el ensayo de lixiviación del mineral con ditionamida se debió moler el mineral en el molino de bolas con un porcentaje de sólidos de 62,5%.

- Se recogió todo el mineral del molino en un recipiente y se lo dejó secar.
- Se homogenizó la muestra y se la colocó en una funda etiquetada.

Se efectuaron ensayos para diferentes porcentajes de sólidos como son al 10, 15 y 20%, se agregó la cantidad correspondiente del mineral a cada porcentaje y se lo mezcló con 1 L de agua.

La ditionamida se deprotona a un pH 13 (Burguer, Kunene, Padayachee y Phala, 2011, p.3), por lo que a la solución se la dejó acondicionar durante media hora

con agitadores mecánicos metálicos con una velocidad de agitación de 1 500 RPM.

- Se añadió la cantidad necesaria de ditionamida para que la concentración en la solución de este sea de 0,7; 0,9 y 1,1 g/L (para realizar ensayos a diferentes concentraciones).
- Se tomaron 2 muestras a la 1, 2, 4, 7, 24, 27, 30, 48, 51, 54, 72 y 75 horas, de 10 mL y de 25 mL.
- A la muestra de 10 mL se la filtró y se la colocó en un recipiente para realizar un análisis de oro en el equipo de absorción atómica.
- A la muestra de 25 mL se la filtró y se la colocó en un recipiente para realizar la titulación con una solución de 0,1 g/L de AgNO_3 como se detalla en el Anexo III.

A la muestra de 25 mL se le añadió nitrato de plata 0,1 g/L, con la ayuda de una pipeta de 25 mL, hasta que la solución de ditionamida cambie a un leve color negro.

Con el volumen de AgNO_3 que se tituló y la relación que se determinó en el Anexo III de $1 \text{ mL } \text{AgNO}_3 \rightarrow 200 \frac{\text{g DTO}^-}{\text{m}^3}$, se obtuvo la concentración de ditionamida libre y la cantidad que se debió reponer para mantener la concentración de 0,7; 0,9 y 1,1 g/L (dependiendo de la prueba).

Cada vez que se tomó una alícuota se debió:

- Reponer con agua la cantidad que se retiró para la toma de alícuotas.
- Añadir la cantidad de ditionamida que se debe reponer pesando en la balanza analítica.
- Controlar el pH y la temperatura de la solución.
- Añadir hidróxido de sodio 4 M si el pH disminuyera de 13 o cal (dependiendo del análisis).

Una vez que se cumplió las 75 h de lixiviación, la solución preñada (contiene el complejo ditionamida-oro), es recuperada en un filtro a presión. Se recogió toda la solución en una bureta para cuantificarla, posteriormente se agregó al filtro entre 200 y 300 mL más de agua (dependiendo de la concentración de sólidos de la solución), para recuperar el remanente del complejo. Se debió repetir los pasos realizados en la sección 2.2 y en la sección 2.1.2.1., para cada análisis.

Las condiciones de todos los análisis junto con los resultados de los mismos se encuentran detallados en el Anexo VII.

2.3. EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE LOS PROCESOS DE ADSORCIÓN DEL ORO DISUELTO CON DITIOXAMIDA MEDIANTE CARBÓN ACTIVADO

2.3.1. ISOTERMA DE ADSORCIÓN DEL COMPLEJO $\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_2)_2$ EN CARBÓN ACTIVADO

Luego que concluyó el proceso de lixiviación se recogió la solución clara (contiene el complejo oro-ditionamida) con una concentración de oro conocido y se tomó una muestra de al menos 600 mL.

Para efectuar estos análisis, se realizaron los siguientes pasos:

- Se pulverizó 100 g de carbón activado durante 1 min.
- Se tomaron 3 muestras iguales de 200 mL de la solución clara en vasos de precipitación de 250 mL con agitadores magnéticos.
- Se añadió a cada uno de estas muestras, carbón activado Quimicarb pulverizado en cantidades de 0,01; 0,1 y 1 g.
- Se lixivió las 3 muestras durante 24 h en una plancha magnética.
- Se filtró la solución para extraer solo el lixiviado y el carbón activado pulverizado se quedó en el papel filtro.

Se tomó una alícuota de 10 mL de cada muestra para analizar el oro que no se absorbió en cada solución en un espectrofotómetro de absorción atómica. Con estos valores se construyó la isoterma de adsorción para el sistema.

2.3.2. ADSORCIÓN DEL COMPLEJO ORO-DITIOXAMIDA CON CARBÓN ACTIVADO

Para realizar el ensayo de adsorción de oro con carbón activado se debió realizar los pasos descritos en la sección 2.2.1, a este ensayo se lo realizó a las siguientes condiciones de lixiviación:

- Porcentaje de sólidos del 10%.
- Concentración de 0,9 g/L de ditioximida en la solución.
- Tiempo de lixiviación de 72 h.

A las 72 horas de lixiviación se agregó el carbón activado Quimicarb granular, (2,36-0,85) mm de 800 m²/g, previa activación física proveniente del cuesco de palmiste, para adsorber el complejo ditioximida-oro de la solución preñada.

El carbón activado se agregó en cantidades de (5, 10 y 25) g/L. Se tomaron muestras a la 1, 2, 3 y 4 h. después de haber empezado el proceso de post-lixiviación, estas fueron filtradas y colocadas en recipientes para posteriormente analizar el oro por absorción atómica.

La solución barren (pobre en complejo oro-ditioximida) con carbón activado fue filtrada en un tamiz de malla #40 (425 µm), donde se aseguró que todo el carbón activado se quedara atrapado y pasara únicamente la solución y el mineral.

Se realizó el filtrado de la solución para obtener la solución fuerte y la de lavado. El mineral que fue filtrado se lo secó en la estufa a 100 °C y se realizó ensayo al fuego como se detalla en la sección 2.1.2.

A continuación se dará a conocer el proceso que se realizó para determinar el análisis del carbón activado cargado del complejo oro-ditioxamida por ensayo al fuego

Para cuantificar el oro que se adsorbió en el carbón activado de la solución preñada con el complejo ditioxamida-oro se debió usar el ensayo al fuego, donde se debió realizar los siguientes pasos:

- Se secó el carbón activado en la estufa a 100 °C durante 1 hora.
- Se calcinó el carbón activado utilizando la mufla a 860 °C.
- Se pesó las cenizas y se las mezcló con la carga fundente como consta en el Anexo I.
- Se colocó la mezcla en un crisol de 270 g y se la introdujo en la mufla a 950 °C para que se funda.
- Seguir los pasos para realizar el ensayo al fuego que se detallan en la sección 2.1.2.1.

2.4. EVALUACIÓN DE LA EFICIENCIA DE LOS PROCESOS DE RECUPERACIÓN DE ORO DISUELTO CON DITIOXAMIDA MEDIANTE CEMENTACIÓN CON POLVO DE CINCO

La cementación con polvo de cinc es un proceso para recuperar oro que está en solución, debido a que en la reacción química entre el cinc y el complejo oro-cianuro libera el oro al formarse el complejo cianuro-cinc. La cementación con cinc es una técnica muy utilizada debido a que no necesita energía eléctrica como es el caso de la electrodeposición.

Para que el proceso de cementación con polvo de cinc sea más eficiente se debió realizar primero una desoxigenación que evite la redisolución del complejo oro-ditioxamida (véase en el Anexo IV), en el tanque T-100, como se observa en la figura 2.3.

Se efectuó la precipitación con polvo de cinc en el reactor herméticamente cerrado V-102, que evitó la entrada de oxígeno. Se mezcló la solución rica del complejo oro-ditioxamida junto con polvo de cinc y acetato de plomo 0,2 g/L (como catalizador), a un pH básico de 12, hasta que los reactivos reaccionen y precipite el cemento.

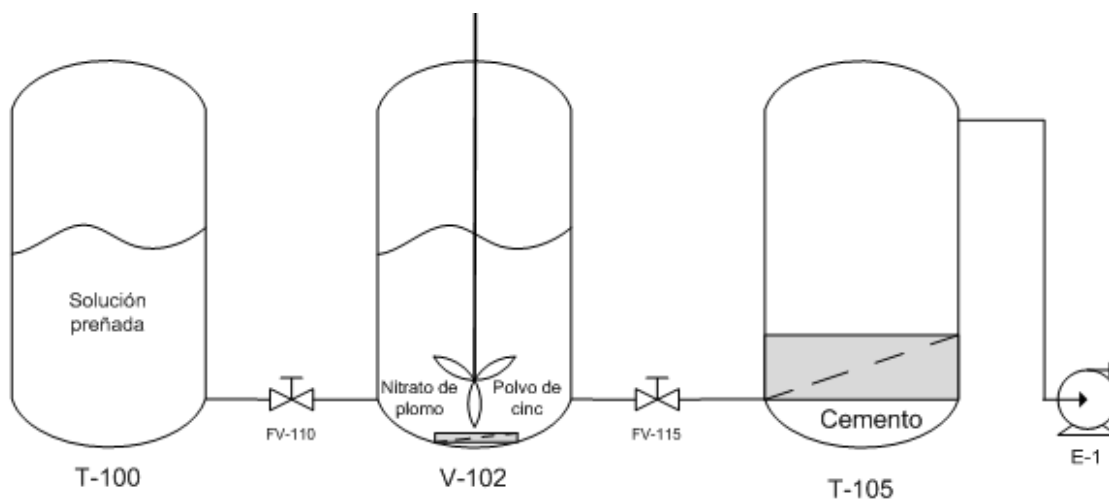


Figura 2.3 Esquema del equipo utilizado para el ensayo de cementación con polvo de cinc

Se efectuaron varios ensayos al variar la concentración de ditioxamida de 0,9; 1 y 1,1 g/L, la cantidad de polvo de cinc 3, 6 y 8 g/L y el pH de la solución entre 11 y 12.

La solución se filtró, en el tanque T-105, donde se obtuvo el cemento cargado con oro y la barren solution. Al cemento se le realizó un ensayo al fuego como se detalla en el capítulo 2.1.1.1. Se tomó una muestra de 10 mL de la barren solution para determinar el contenido de oro mediante absorción atómica (Vargas, 2010, p.2).

2.5. EVALUACIÓN DE LA TOXICIDAD DE LOS EFLUENTES GENERADOS EN LA LIXIVIACIÓN CON DITIOXAMIDA Y EN LA CIANURACIÓN

El bioensayo de toxicidad con semillas de lechuga es una prueba estática de toxicidad aguda (120 h de exposición) en la que se evaluaron los efectos letales (inhibición en la germinación) del cianuro y de la ditioxamida a diferentes concentraciones por medio del proceso de germinación de las semillas.

El objetivo de esta prueba es realizar la curva dosis-respuesta que consiste en graficar las concentraciones del compuesto en el eje de las abscisas (X) en mg/L y en el eje de las ordenadas (Y) el porcentaje de mortalidad y se la realiza para determinar el LC_{50} , (la concentración letal para el 50% de la especie en mg/L) (Castillo, 2004, pp.2-3).

Para realizar el ensayo de toxicidad se utilizó una incubadora con las siguientes características:

- Rango de temperatura 273-343 °K.
- Voltaje, Amperaje y Potencia: 110-127 V; 7,34-8,5 A; 0,81-1,08 kW.
- Dimensiones de la incubadora (LongitudxAlturaxAncho): 0,76x0,89x0,66 m.

El ensayo se lo realizó en la incubadora donde se mantuvo la temperatura a 293 °K. Las condiciones del ensayo fueron:

- La duración de la prueba fue de 120 horas.
- Se utilizaron 20 semillas de lechuga por cada concentración del compuesto tóxico a estudiar y se realizaron 3 réplicas de cada una.
- Se utilizó papel whatman 3 por su capacidad de retención de líquidos y la resistencia de la fibra del papel

Se debió obtener las semillas de lechuga con buen poder germinativo y baja variabilidad en la elongación de la radícula e hipocotilo. Las semillas seleccionadas se almacenaron a 4°C, en oscuridad y en ambiente seco para mantener su vigor y vitalidad.

Se debió preparar el agua dura reconstituida que consistió en colocar en un recipiente de 5 L, 4,75 L de agua destilada, 0,6 g de $MgSO_4$; 0,96 g de $NaHCO_3$ y 0,04 g de KCl, agitar hasta que se disuelvan completamente las sales. Paralelamente, se disolvieron 0,6 g de $CaSO_4$ en 0,25 L de agua destilada, posteriormente se mezclaron las 2 soluciones (APHA, 1992, p.46). Las pruebas de toxicidad se las realizaron de la siguiente manera:

- Se colocó en cada cápsula Petri de 100 mm de diámetro un disco de papel filtro de 90 mm de diámetro.
- Se marcó cada caja con la dilución correspondiente al tóxico que se vaya a utilizar (cianuro o ditionamida).
- Se saturó el papel filtro con 4 mL de la dilución (dependiendo del tóxico y de la concentración que se quiere evaluar), evitando que se formen bolsas de aire.
- Se colocaron 20 semillas en cada caja petri con el espacio suficiente entre ellas para permitir la elongación de las raíces como se observa en la figura 2.3.



Figura 2.4. Semillas de lechuga en las cajas petri

- Se evaluó el efecto generado en las semillas. Con estos valores se determinó la mortalidad de cada ensayo.

Los pasos previamente descritos se los realizó para determinar el poder germinativo de las semillas de lechuga. Si la sobrevivencia es inferior al 90% o existe una alta variabilidad en la elongación de la radícula ($CV > 30\%$) se deberá repetir el ensayo debido a que las semillas no tienen el poder germinativo que se requiere.

Para controlar la sensibilidad de las semillas se debió realizar un control positivo que constó en utilizar sulfato de cinc ($ZnSO_4$) como tóxico de referencia en solución con agua dura reconstituida, donde se determinó el LC_{50} de dicho tóxico.

Para realizar el ensayo de toxicidad del cianuro y de la ditionamida se recomienda preparar un mínimo de cinco o seis diluciones de la muestra aleatoriamente que permita evaluar la toxicidad en un intervalo entre 10 y 90% de la mortalidad de las semillas. Para la preparación de cada dilución se utilizó agua dura reconstituida (Castillo, 2004, pp.4-6).

2.6. DEFINICIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO Y DEL DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS DE UNA PLANTA DE 10 TON/DÍA PARA RECUPERAR ORO MEDIANTE LIXIVIACIÓN CON DITIOXAMIDA

Para la definición del diagrama de flujo del proceso de recuperación de oro con ditionamida como lixiviante, se tiene como materia prima el mineral aurífero sulfurado localizado en la parroquia García Moreno, cantón Cotacachi, provincia de Imbabura, por lo que la planta debe estar situado en ese lugar.

La planta que se pensó diseñar era de 10 ton/d, pero debido al sobredimensionamiento innecesario de algunos equipos que se iban a utilizar, se

tomó como referencia la mitad de la capacidad utilizada en la planta construida en la mina de Agroindustrial “El Corazón” que opera actualmente con 100 ton/d, la razón principal fue que el resto siga operando bajo las condiciones de cianuración, como medida preventiva, si es que la recuperación de oro con ditioamida no es rentable.

Se consideró una planta similar a la instalada en la mina de Agroindustrial “El Corazón”, para el diseño del diagrama de flujo debido a la eficiencia de esta para los procesos de reducción de tamaño de partícula, la alta eficiencia obtenida en los tanques de lixiviación y sobre todo por la alta recuperación del oro por el proceso de carbón en pulpa (CIP), en comparación con la baja eficiencia obtenida a escala laboratorio de la cementación con polvos de cinc (Merrill-Crowe).

Para definir el diagrama de flujo del proceso (PFD) se partió de las condiciones más favorables para la recuperación de oro obtenidas en las pruebas a nivel laboratorio, donde se definieron los parámetros y operaciones indispensables que permitan las mayores recuperaciones de oro, con el mínimo gasto de lixivante posible.

Las trituradoras tanto primaria y secundaria se seleccionaron por su capacidad operacional y por el tamaño de partícula de descarga que ofrecían, a partir de los datos que se obtuvieron del diagrama de flujo escogido. La trituradora primaria se diseñó con un sobredimensionamiento del 100%, para que trabaje toda su capacidad antes de entrar en mantenimiento y exista el stock suficiente para que la planta siga operando.

Se seleccionó el molino de bolas a partir de la potencia que se calculó para moler el mineral que va a producir la planta a un determinado tamaño de partícula. Se determinó el consumo de bolas de acero y del blindaje por la abrasión que tiene el mineral.

Para determinar las dimensiones y la cantidad de tanques de lixiviación que se utilizaran en la planta se partió de las condiciones más favorables para la

recuperación de oro obtenidas en las pruebas a escala laboratorio. Otro factor importante es el material que se escogió para los tanques de lixiviación, por lo abrasivos que son los reactivos que se utilizaron, como el hidróxido de sodio 4 M.

Los tanques de elusión se los dimensionaron por la capacidad, basándose en el volumen de solución con carbón activado que se obtuvo de las condiciones más favorables de adsorción. El compresor de aire y las celdas electrolíticas fueron seleccionados por su capacidad operacional.

Con el plano de la vista superior y las dimensiones de los equipos se obtuvieron las dimensiones de la planta, con el plano general las dimensiones del terreno. Se realizó un plano del corte lateral de la planta para determinar las separaciones de cada equipo y la altura a la que estarán ubicados.

2.7. EVALUACIÓN DE LA PRE-FACTIBILIDAD ECONÓMICA PARA LA IMPLEMENTACIÓN DE UNA PLANTA A NIVEL INDUSTRIAL

La factibilidad de la instalación de la planta depende de los indicadores económicos del proyecto, en este caso se considera el Valor Actual Neto (VAN), Tasa Interna de Retorno (TIR) y el tiempo de pago de la inversión.

Para obtener los indicadores económicos descritos anteriormente se debe determinar la inversión, los costos fijos, variables de operación y el flujo de caja.

La inversión fija es el costo de los equipos principales, secundarios, cimientos, tuberías, instalación de equipos, instrumentación y terreno, mientras que, el capital de trabajo es la cantidad de dinero que se debe utilizar para realizar el arranque de la planta, la suma de estos capitales se los conoce como inversión (Peter, 1991, p.2).

Los costos de los equipos primarios se los toma de catálogos, mientras que el resto de costo de la inversión fija se los calcula por factores a partir del equipo puesto en la planta. El capital de trabajo también se lo calcula por factores pero en este caso es con base en la inversión fija (Peter, 1991, p.3).

Se realizará un préstamo al banco por la totalidad de la inversión fija y el capital de trabajo a un plazo de 10 años (que es el horizonte de operación de la planta) a una tasa de amortización del 10%. Se pagará el crédito por anualidades.

Los costos de la depreciación se los calcula a partir de un factor que se aplica al valor de todos los equipos instalados, mientras que los sueldos se los calculó con base en lo que pagan las empresas mineras más los servicios que tienen los empleados ecuatorianos. Los costos de las materias primas más los servicios se calcularon con base al flujo anual (ton/año) por el costo unitario de cada uno (kg/ton).

El flujo de caja es el ingreso que se percibe por la venta del único producto que es el oro. El horizonte de evaluación de la planta será de 10 años.

El yacimiento de la planta localizada en el cantón Cotacachi, tiene aún mineral aurífero para explotar 15 años más por lo que la producción está justificada. La amplia demanda del oro por las aplicaciones informáticas y por el aumento en la adquisición de joyas justifica el mercado para la planta.

El VAN es el valor actual neto de ganancias que se obtiene al hacer una inversión. La fórmula que nos permite calcular el Valor Actual Neto es:

$$\text{VAN} = \sum_{t=1}^n \frac{V_t}{(1+k)^t} - I_0 \quad [2.1]$$

V_t = Representa los flujos de caja en cada periodo t.

I_0 = Valor del desembolso inicial de la inversión.

n = número de períodos considerado.

Para asegurar que el proyecto es viable se cambió el interés (k) por la tasa mínima aceptable de rendimiento (TMAR), que no es más que la suma entre el punto de inflación más el premio riesgo país. La tasa interna de retorno (TIR), indica la rentabilidad que tiene el proyecto y es igual a interés cuando VAN es 0 (Lopez, G., 2006, pp.12-14).

El tiempo de pago de la inversión se lo calculará cuando en el flujo de fondo acumulado tenga el valor de 0, este es el momento en el cual la empresa comienza a tener ganancias. Si los ingresos de la planta son menores a los costos de operación por el elevado precio de la ditioamida, se determinará el costo de este por unidad de peso que deberá tener para obtener un TIR del 25%. Se determinará el VAN, tiempo de retorno de la inversión para estas nuevas condiciones.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

El presente estudio tiene como propósito la determinación de las condiciones más favorables de recuperación de oro con ditionamida como lixiviante de baja toxicidad a escala laboratorio para el mineral aurífero sulfurado ubicado en el cantón Cotacachi. Con ese fin se analizarán los resultados obtenidos de la caracterización química y mineralógica, las recuperaciones de oro logradas al variar los parámetros como el porcentaje de sólidos, la concentración de ditionamida y el tamaño de partícula, la comparación entre las curvas cinéticas de oro con la cianuración, la recuperación de metales como plata, hierro, cobre y cobalto, la adsorción del oro con carbón activado, la recuperación con cementación con polvo de cinc y la determinación de la toxicidad del cianuro de sodio y de la ditionamida en una misma especie.

3.1. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

La mineralogía del mineral tanto como la composición elemental es un factor importante a estudiar, debido a que estos son aspectos críticos para establecer si el proceso extractivo de oro es aplicable favorablemente al mineral, por lo que este es el primer paso para el desarrollo de este proyecto de investigación.

3.1.1. DETERMINACIÓN DE LA COMPOSICIÓN QUÍMICA

Se realizó un análisis químico por ensayo al fuego, donde se determinó que la cantidad de oro presente en el mineral aurífero sulfurado fue de 10,93 g/t que es un contenido representativo a nivel industrial, la plata fue de 25,98 g/t, esta no forma complejos con la ditionamida a las condiciones de lixiviación para recuperación de oro, por lo que la cantidad de plata no es importante.

Tabla 3.1. Concentración de minerales que componen el mineral de Agroindustrial “El Corazón”

Elemento	Concentración
Au (g/ton)	10,93
Ag (g/ton)	25,98
Mg (g/ton)	55
Co (g/ton)	115
Fe (%)	0,89
Na (%)	2,58
K (%)	0,95
Cu (%)	0,05

De acuerdo con la información obtenida a partir del método de absorción atómica previa una disgregación ácida del mineral, los contenidos de Fe, Mg, Na, K, Cu, Co, indicados en la tabla 3.1, no son los suficientes como para la aplicación de un proceso de extracción, como si ocurre con el oro, pero estos datos también son importantes para determinar los elementos que formarán complejos con la ditionamida.

Aunque la cantidad de cobre sea muy baja en este mineral, es uno de los compuestos que causan grandes problemas para lixiviar con ditionamida ya que forma complejos de gran estabilidad con este a las mismas condiciones en las que se forma el complejo oro-ditionamida.

3.1.2. IDENTIFICACIÓN DE LOS COMPUESTOS MINERALÓGICOS

El análisis por difracción de rayos X precisó el contenido de los principales minerales presentes en el mineral aurífero sulfurado, como son los silicatos, la arcilla y los sulfuros, esto se muestra en la tabla 3.2.

Tabla 3.2. Concentración de los compuestos que componen el mineral aurífero sulfurado ubicado en el cantón de Cotacachi

Grupo	Compuesto	Fórmula	Contenido (%)
Silicatos	Cuarzo	SiO ₂	75
Minerales de comportamiento arcilloso	Caolinita	Al ₂ (Si ₂ O ₅)(OH) ₄	12
	Poligoskita	(Mg,Al) ₅ (Si,Al) ₈ O ₂₀ (OH) ₂ ·8H ₂ O	5
	Muscovita	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₈	5
	Clinocloro	(Mg,Fe) ₅ Al(Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	2
Sulfuros	Pirita	FeS ₂	1

La gran mayoría de compuestos que conforman el mineral de Agroindustrial “El Corazón” son silicatos entre ellos el cuarzo con un 75%, que son los responsables de que el material sea muy abrasivo.

Existe gran cantidad de arcillas en este mineral, que corresponden a un 24%, que influyen directamente con la viscosidad de la pulpa. Los minerales sulfurados ocupan en este mineral solo el 1%.

3.1.3. ANÁLISIS DE d_{80} EN FUNCIÓN DEL TIEMPO

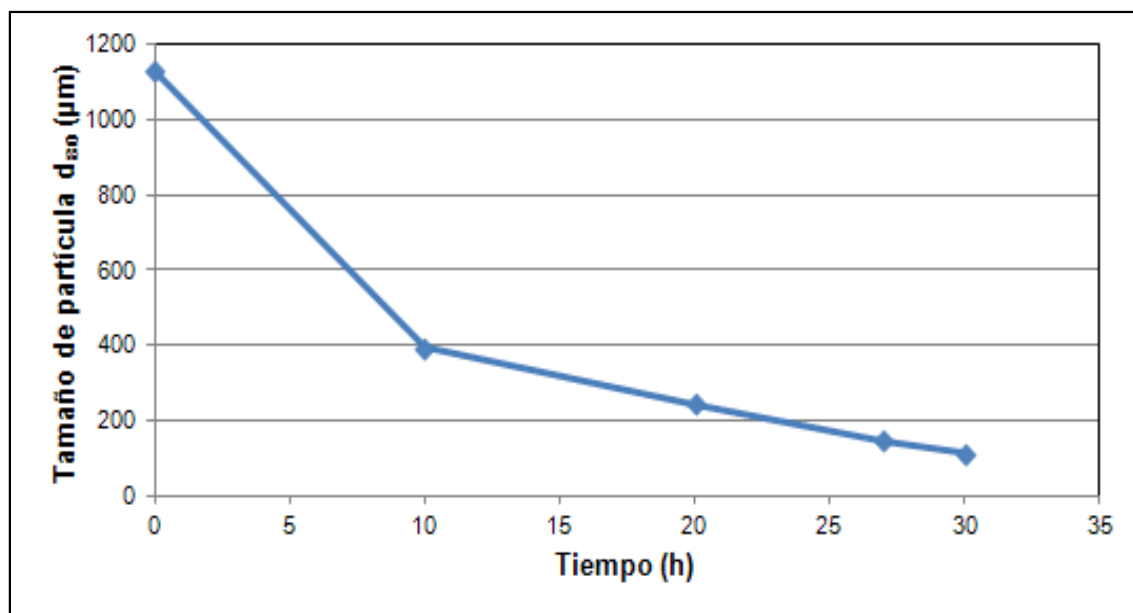
La reducción de tamaño en el presente trabajo es muy importante, por lo que, se debe establecer la relación entre el tiempo de molienda y el tamaño de partícula (d_{80}).

Esta curva de molienda sirve para un determinado molino y para un mineral, esta fue realizada en el molino de rodillos de dimensiones (Largo*diámetro) 29x17 cm y para el mineral de Agroindustrial “El Corazón”.

La curva de molienda se la realizó con los tamaños de partícula obtenidos entre los 10-30 min en el molino de rodillos, donde se determinó la ecuación de la curva d_{80} en función del tiempo de molienda. Con los datos obtenidos del tamaño de partícula que se molió en el intervalo de tiempo propuesto se obtuvo:

Tabla 3.3. Tiempo de molienda para un determinado tamaño de partícula (d_{80})

Tiempo (min)	Tamaño de partícula (μm)
0	1130
10	395
20	245
27	148
30	114

**Figura 3.1.** Curva de molienda para el mineral aurífero sulfurado en el molino de rodillos

La ecuación de la curva de molienda que nos da el tiempo que debemos moler este mineral:

$$d_{80} = 1002 * e^{-0,07t} \quad [3.1]$$

El tamaño de partícula (d_{80}) deberá estar en micrómetros (μm) y el tiempo (t) deberá estar en minutos (min). La curva de molienda tuvo un comportamiento exponencial, el tamaño de partícula se redujo en un 65% en los primeros 10 minutos, mientras que en los siguientes 20 tan solo se redujo un 20% adicional.

3.2. ENSAYO PARA RECUPERAR ORO MEDIANTE LA CIANURACIÓN

La cianuración es el proceso más estudiado para la recuperación de oro a lo largo de la historia por su gran eficiencia, la alta estabilidad del complejo Au-CN y su bajo costo de operación, por eso se lo toma como referencia cuando se estudia la recuperación de oro con otro compuesto.

En el proceso de recuperación de oro por cianuración para el mineral aurífero se obtuvo un 85% en apenas 24 h de lixiviación, describiendo una curva exponencial casi perfecta, denotando la gran estabilidad del complejo Au-CN y que casi todo el oro del mineral es lixiviable, como se puede observar en la figura 3.2.

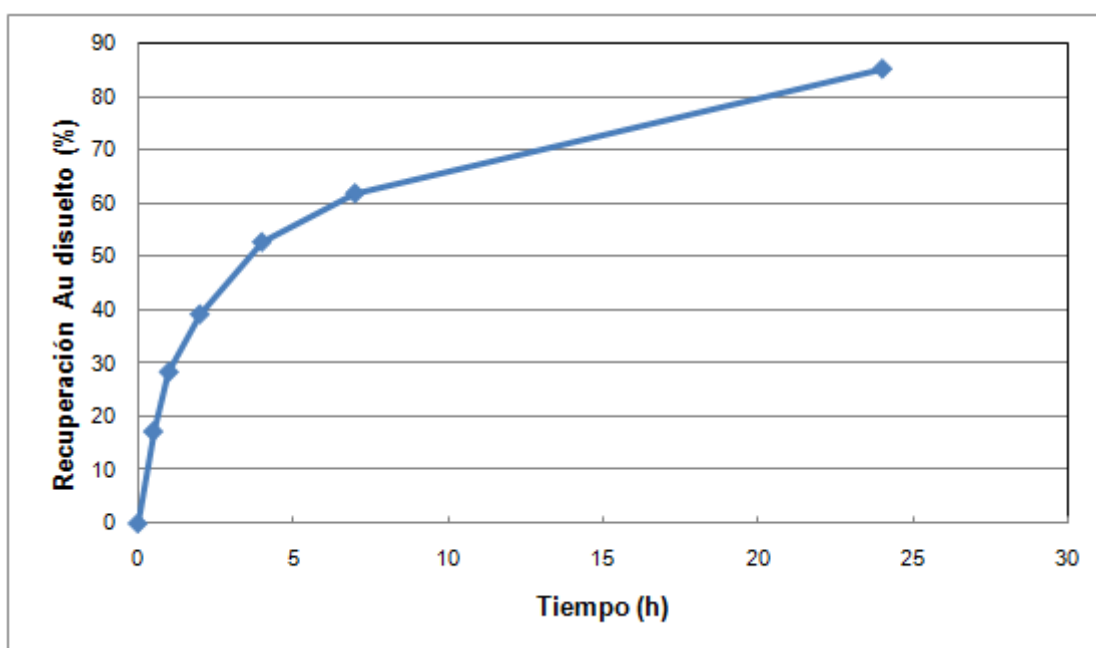


Figura 3.2. Recuperación de oro con las mejores condiciones en la cianuración (33 % de sólidos, [CN] = 1 g/l, pH 10,5; con aire como oxidante)

El consumo de cianuro de sodio en las 24 h de lixiviación fue de 6,18 kg/ton de mineral, también se utilizó 3,5 kg de cal/ton de mineral. El pH que se utilizó para este análisis fue de 11,5.

3.3. ENSAYO PARA RECUPERAR ORO MEDIANTE LIXIVIACIÓN CON DITIOXAMIDA

Para disolver el oro mediante la lixiviación con ditioxamida se probaron condiciones básicas de pH mediante el uso de diferentes compuestos como hidróxido de sodio (NaOH), cal y ácido clorhídrico para regular en medio ácido, se prepararon los ensayos a diferentes concentraciones de ditioxamida (0,7; 0,9 y 1,1 g/L), porcentajes de sólidos (10, 15 y 20%), tamaños de partícula (tiempo de molienda entre 25 a 40 minutos) y agentes oxidantes (permanganato de potasio 0,38 N, peróxido de hidrógeno 10% y flujo de aire 3 L/min).

Los ensayos se desarrollaron conforme la metodología de la sección 2.2.2.

3.3.1. ENSAYO PARA RECUPERAR ORO MEDIANTE LIXIVIACIÓN CON DITIOXAMIDA PARA LAS VARIABLES: pH, PORCENTAJE DE SÓLIDOS CONCENTRACIÓN DE DITIOXAMIDA [DTO], REGULADORES DE pH Y TAMAÑO DE PARTÍCULA (d_{80})

3.3.1.1. Efecto del pH en la recuperación de oro

La finalidad del presente análisis es determinar a qué pH se alcanza una mayor recuperación de oro debido a la capacidad de deprotonarse de la ditioxamida en medio básico y ácido.

Los ensayos fueron realizados en 2 niveles de pH: 1,5 y 12,5. Las condiciones bajo las cuales fueron ejecutados los presentes ensayos que se detallan en el Anexo VII.

La recuperación de oro del mineral sulfurado al utilizar ditioxamida fue evaluada tanto en medio básico como en medio ácido, los resultados se presentan en la figura 3.3, donde se puede observar que la recuperación de oro disuelto en medio

ácido fue de 30% a las 75 h de lixiviación, mientras que con ditionamida en medio básico se obtuvo un 82%, al mismo tiempo.

El gasto de ditionamida al lixiviar el mineral en medio ácido es baja, 11,09 kg DTO/ton de mineral, debido a que se conoce que en este medio la ditionamida con el oro forma complejos de la forma $[\text{Au}(\text{C}_2\text{S}_2\text{N}_2\text{H}_3)\text{X}_2]$, al utilizar solo una molécula de ditionamida, mientras que el complejo que forma en medio básico por cada 2 moléculas se enlaza a una de oro, por lo que su consumo aumenta hasta 19,76 kg DTO/ton mineral.

En medio básico la recuperación de oro es mayor a la obtenida en ácido, la ditionamida al deprotonarse el doble capta las moléculas de oro, mientras que en medio ácido la unión se da por la fuerte atracción de la molécula halogenada con el oro.

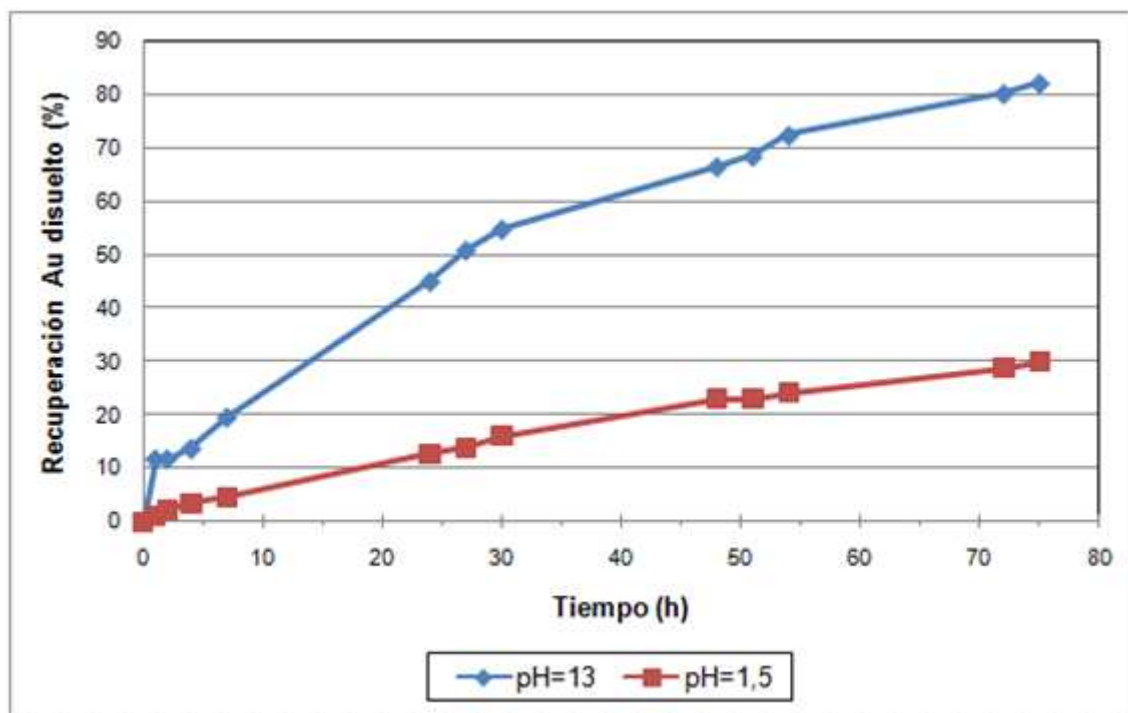


Figura 3.3. Recuperación de oro con ditionamida (10% sólidos, $[\text{DTO}] = 0,9 \text{ g/L}$, pH 13, con aire como oxidante) en medio básico (con NaOH 4M como regulador de pH) y en medio ácido (con HCl como regulador de pH) contra el tiempo

3.3.1.2. Efecto del porcentaje de sólidos

El objetivo del estudio de estos ensayos es establecer el porcentaje de sólidos en solución al cual se adquiere el más alto porcentaje de recuperación de oro disuelto, en una solución con ditionamida como lixivante.

Se realizan estos ensayos para establecer la relación que tiene el porcentaje de sólidos y el tamaño de partícula con el nivel de contacto entre las fases sólidas y líquidas. Para un tamaño de partícula de 74 μm se logra una recuperación de oro mayor cuando los porcentajes de sólidos son menores a 20%. Como lo muestra la figura 3.4.

La recuperación de oro al realizar la lixiviación con 20% de sólidos fue de 62,9%, muy baja comparada con la lixiviación de 10 y 15% de sólidos que alcanzaron recuperaciones de 82,3% y 77,5% respectivamente.

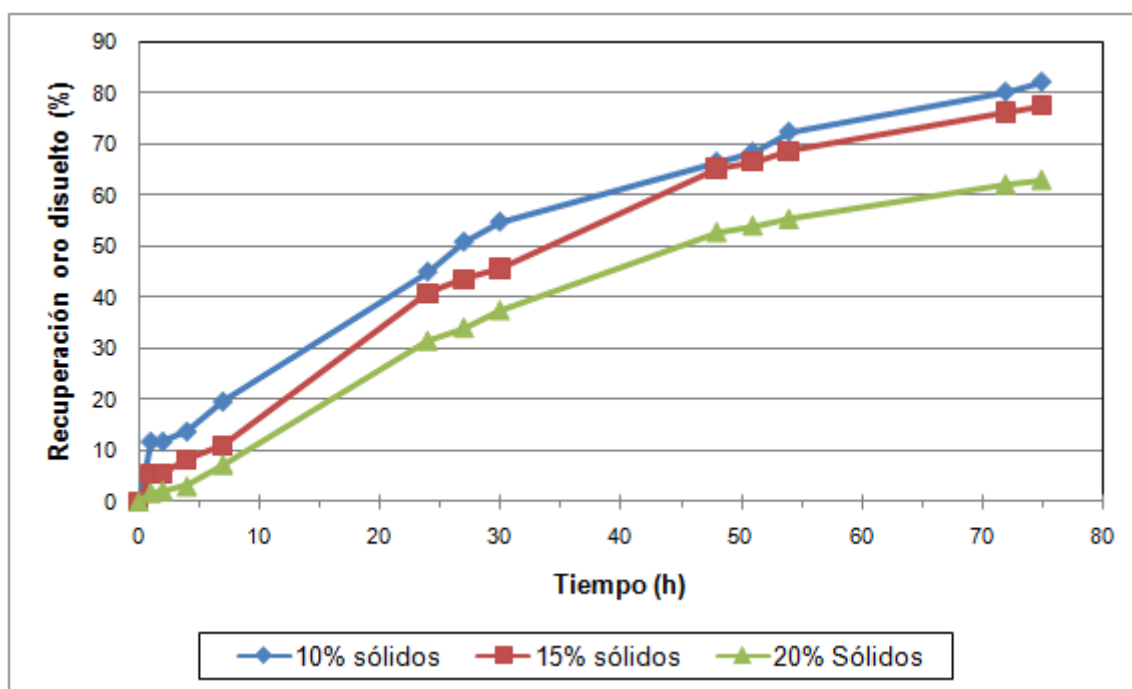


Figura 3.4. Recuperación de oro con ditionamida (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, [DTO] = 0,9 g/L, $d_p = 74 \mu\text{m}$) contra el tiempo

El porcentaje de sólidos ideal para realizar este ensayo es de 15%, debido a que la recuperación de oro es de 77,5%, que aunque es ligeramente inferior a la obtenida con 10% de sólidos (82,3%) el consumo de ditioxiámina es menor (14,4 kg/ton), al utilizado con 10% de sólidos que es de 19,3 kg/ton. A pesar del poco consumo de ditioxiámina de 12,4 kg/ton con 20% de sólidos la recuperación de oro no alcanza ni un 70%.

3.3.1.3. Efecto de la concentración de ditioxiámina

Se estudió el efecto de la concentración de la ditioxiámina, para determinar la influencia ejercida por esta en la disolución de oro y determinar las condiciones más favorables en la que se alcance una mayor recuperación de oro.

La recuperación de oro al variar las concentraciones de ditioxiámina y al mantener constante el porcentaje de sólidos se muestran en la figura 3.5

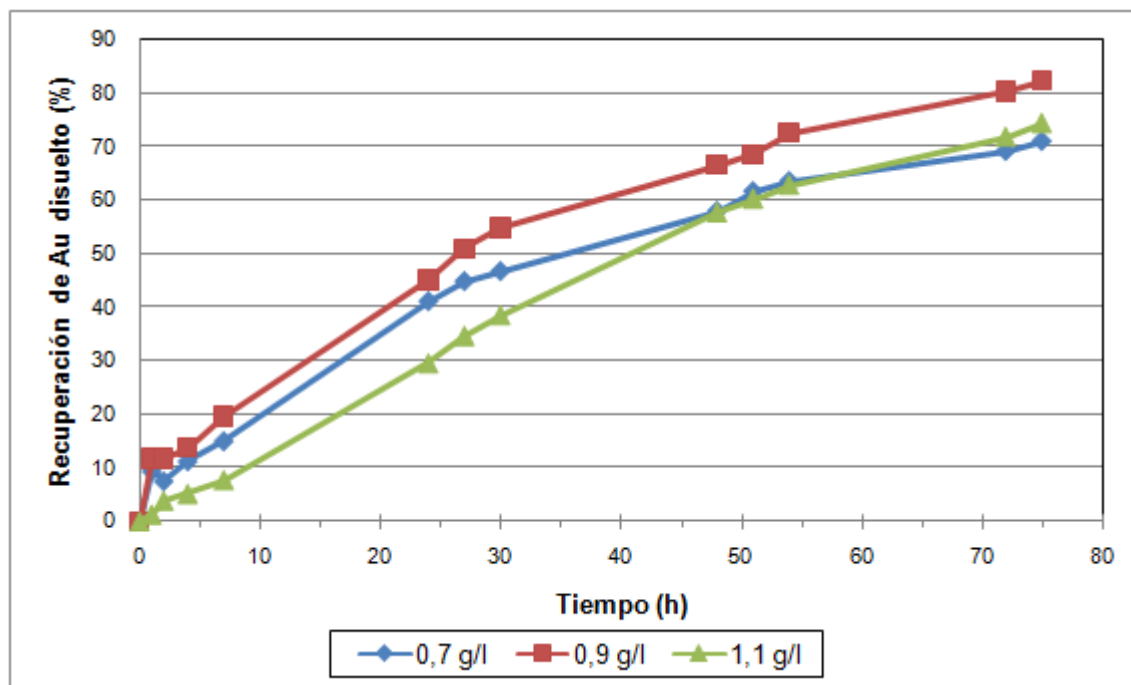


Figura 3.5. Recuperación de oro con ditioxiámina (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, con 10% de sólidos, $d_p = 74 \mu\text{m}$) contra el tiempo

La cantidad estequiométrica requerida de ditionamida para formar un complejo con el oro es de 1,42 mg/L, sin embargo el cobre es el metal que mayor cantidad de ditionamida consume, se debe a que este está en mayor proporción que el oro y forma un complejo ditionamida-cobre similar al que forma con el oro.

En la figura 3.5 se observa que la recuperación máxima obtenida fue de 82% y se dio a la concentración de 0,9 g/L, al utilizar 0,7 y 1,1 g/L de ditionamida se obtuvieron recuperaciones alrededor del 70-72%.

3.3.1.4. Efecto de los reguladores de pH

El estudio de los reguladores de pH como variable de la lixiviación con ditionamida cobra importancia debido a la toxicidad que tiene el hidróxido de sodio que se utiliza en este proceso, por lo que se realizaron ensayos con cal como regulador del pH por su baja toxicidad.

El complejo que forma el oro con la ditionamida depende del agente regulador de pH como se observa en la sección 1.2.1. La estructura del complejo que se forma en medio básico utiliza el sodio con valencia +1 como el ión con carga positiva, debido a que el complejo tiene valencia de -1. El complejo oro-ditionamida con cal como agente regulador de pH aún no se lo ha estudiado.

En la figura 3.6 se muestra la dependencia del hidróxido de sodio como regulador de pH en la recuperación de oro a lo largo de todo el tiempo de lixiviación, sobre la cal.

Al utilizar hidróxido de sodio en la lixiviación con ditionamida, se obtuvo un mayor porcentaje de recuperación de oro, siendo superior a la obtenida con cal, esto se explica por la influencia del agente regulador de pH en la formación del complejo oro-ditionamida y en la disociación de los iones de hidróxido de sodio que aportan al complejo. El hidróxido de sodio se disocia totalmente en solución, por lo que el sodio llega a ser parte del complejo que forma el oro con la ditionamida, en

cambio no se ha determinado la estructura para el calcio de la cal (óxido de calcio), ni las mejores condiciones para su formación.

El consumo de ditioamida al realizar la lixiviación con hidróxido de sodio fue de 19,3 kg/ton, siendo bastante superior al utilizado en la lixiviación con cal que fue de 13,6 kg/ton. El consumo de hidróxido de sodio 4M fue de 60 L/m³, mientras que en el ensayo de lixiviación con cal se utilizó 20,2 kg/m³.

A pesar de que la cal es mucho menos tóxica, exista un menor consumo de este para regular el pH, que el consumo de ditioamida en el lixiviación sea menor y que los costos de producción de la planta se reducirían, la recuperación obtenida fue de tan solo 54,5%, siendo menor a la registrada en la lixiviación con hidróxido de sodio como agente regulador de pH que fue de 82,3%.

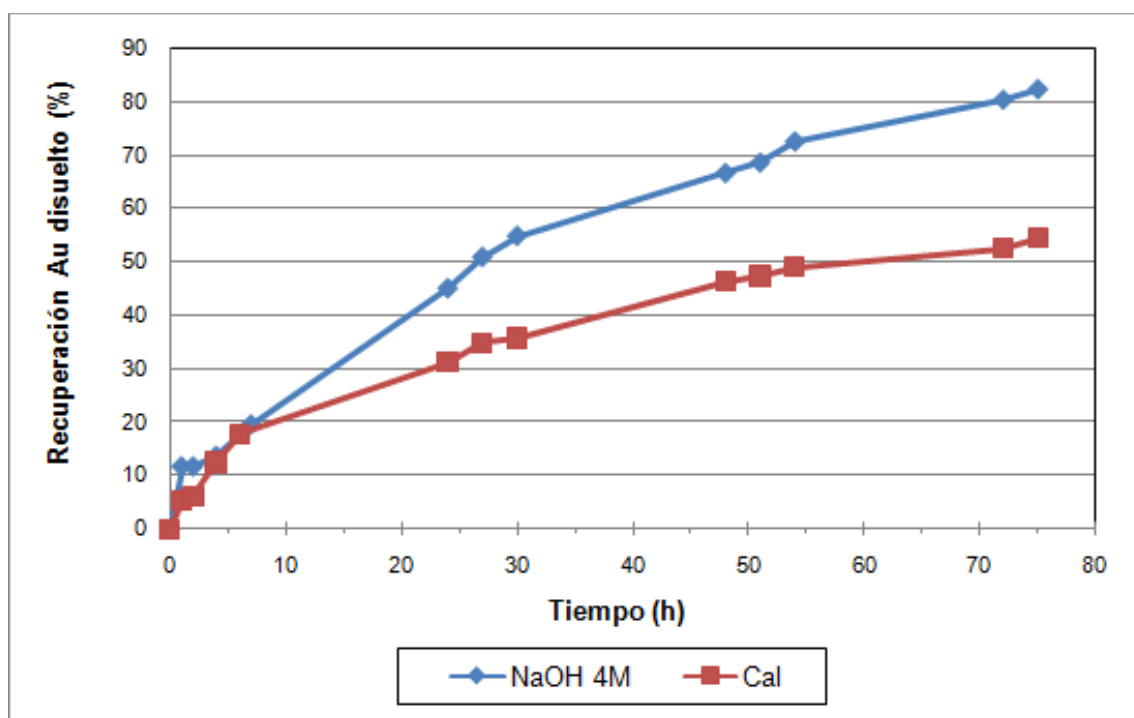


Figura 3.6. Recuperación de oro con ditioamida (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, con 10% de sólidos, $dp = 74 \mu\text{m}$) contra el tiempo

3.3.1.5. Efecto del tamaño de partícula

La importancia del estudio de este análisis radica en establecer cuál es el tamaño de partícula ideal para lo cual, la superficie mineral disponible beneficia la recuperación de oro prescindiendo de un alto consumo de reactivo y extensos tiempos de molienda.

Al moler el mineral 27 minutos se obtuvo un tamaño de partícula de 132 μm con el cual al realizar los ensayos de lixiviación se obtuvo una recuperación del 70% del oro, se molió durante 10 min, donde se llegó a obtener un tamaño de partícula de 74 μm , y se recuperó un 82,3% del oro, solo un poco inferior al conseguido al moler el mineral 42 minutos, donde alcanzó 53 μm , se logró una recuperación de 82,9% de oro. En la figura 3.7 se muestra la dependencia del tamaño de partícula en la recuperación de oro en los 3 ensayos realizados a lo largo de todo el tiempo de lixiviación.

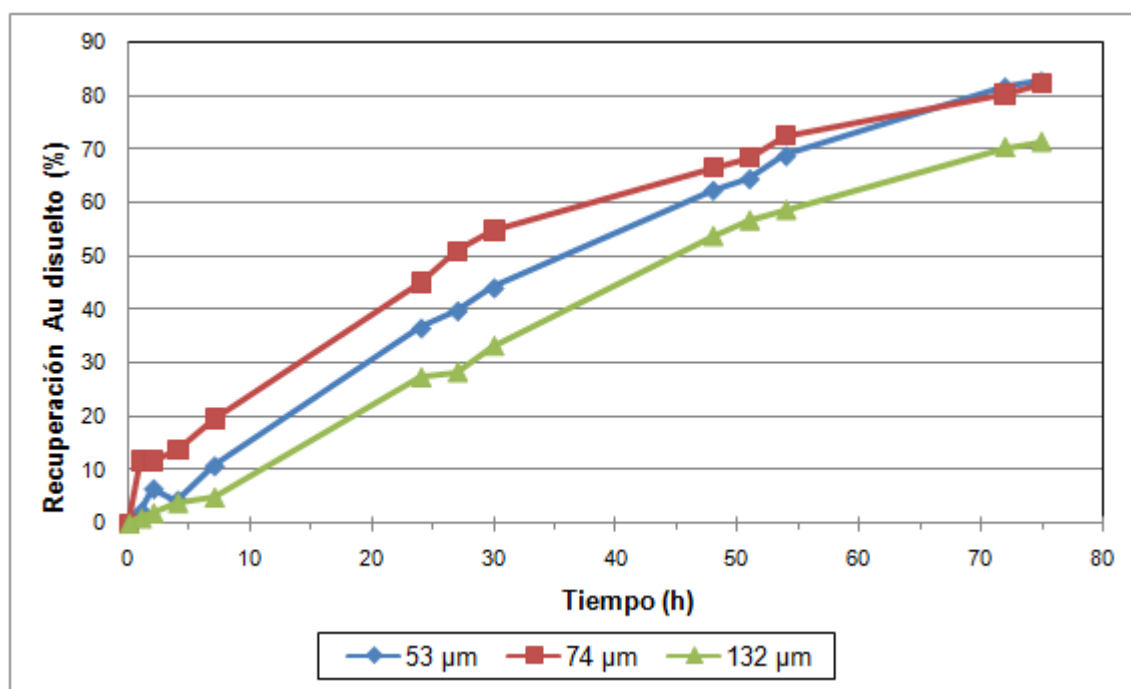


Figura 3.7. Recuperación de oro con ditionamida (pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, con 10% de sólidos, [DTO] = 0,9 g/L) contra el tiempo

El consumo de ditionamida al realizar la lixiviación del mineral con un tamaño de partícula de 53 y 74 μm fue similar y con un valor de 19,3 kg/ton de mineral,

siendo superior al utilizado en la lixiviación con un tamaño de partícula de 132 μm alcanzando un consumo de 17,8 kg/ton.

El tamaño de partícula ideal para recuperar oro mediante lixiviación con ditionamida es de 74 μm por su similar consumo de ditionamida y recuperación de oro que el utilizado para el de tamaño de partícula de 53 μm pero con un ahorro de tiempo y energía de molienda.

3.3.2. RECUPERACIÓN DE METALES PRECIOSOS MEDIANTE LA LIXIVIACIÓN CON DITIOXAMIDA

El presente trabajo se lo realizó para establecer los complejos que forma la ditionamida con los metales presentes en el mineral, la estabilidad de dichos complejos y cinética de todos estos a las condiciones más favorables para la recuperación de oro.

La figura 3.8 presenta la recuperación de los metales de oro, plata, cobre y hierro en función del tiempo de lixiviación. Se puede observar que el oro tiene una velocidad de disolución mayor que el cobre, mientras que la recuperación de hierro y plata es mucho menor.

A las 50 h de lixiviación, la recuperación de oro fue superior al 90% mientras que la recuperación de la plata fue inferior al 2% debido a que el complejo ditionamida-plata se forma a pH más bajos.

La recuperación de cobre fue del 68%, un valor muy predecible debido a la alta concentración que tiene en este mineral (0,05%) y porque forma complejos con la ditionamida muy estables a estas condiciones. La recuperación de hierro es < 0,5% a pesar de la alta concentración que posee este mineral (0,9%), esto se da porque el complejo formado con hierro no se da a este tipo de pH.

La curva cinética del cobalto es irregular debido que a las 4 h de lixiviación se recuperó un 24%, superando incluso a la obtenida por el oro, pero de ahí hasta las 50 h de lixiviación la recuperación disminuye constantemente. La disolución del complejo oro-cobalto debido a su poca estabilidad es uno de los factores principales de dicho acontecimiento.

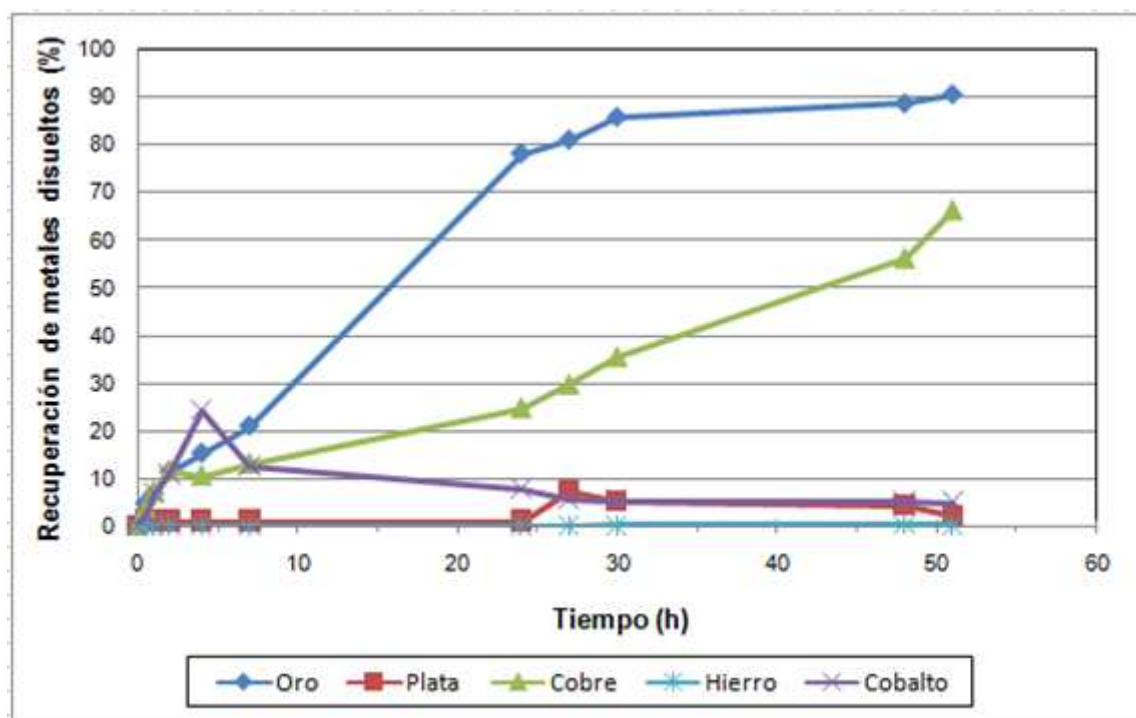


Figura 3.8. Recuperación de oro, plata, cobre, cobalto y hierro con ditionamida (15% sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con NaOH 4M para regular el pH) contra el tiempo

3.3.3. ENSAYO DE OXIDANTES EN LA RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIOXAMIDA COMO LIXIVIANTE

El estudio presentado en esta sección se lo realizó debido a la gran influencia que presenta el potencial electroquímico en la disolución del oro al lixiviar el mineral con ditionamida. Se probaron 3 tipos de oxidantes como el permanganato de potasio, el peróxido de hidrógeno y flujo constante de aire.

La formación del complejo oro-ditionamida se favorece al poner un fuerte oxidante en la lixiviación, (Burguer et al., 2011, p.9). Como se lo puede observar en figura

3.9, al lixiviar el mineral a las condiciones más favorables de recuperación de oro, pero sin adicionar ningún tipo de oxidante se logró un 72% en 75 h, mientras que al adicionar el oxidante más fuerte, que es el permanganato de potasio, se logró recuperar el 85% en solo 50 h.

Se utilizó como oxidante un flujo constante de aire de 3 L/min, donde se consiguió recuperar 13% más de oro que al no adicionar ningún oxidante. Con el peróxido de hidrógeno se obtuvieron resultados cercanos a los obtenidos al lixiviar el mineral solo con agitación porque el H_2O_2 probablemente descompone la ditioamida.

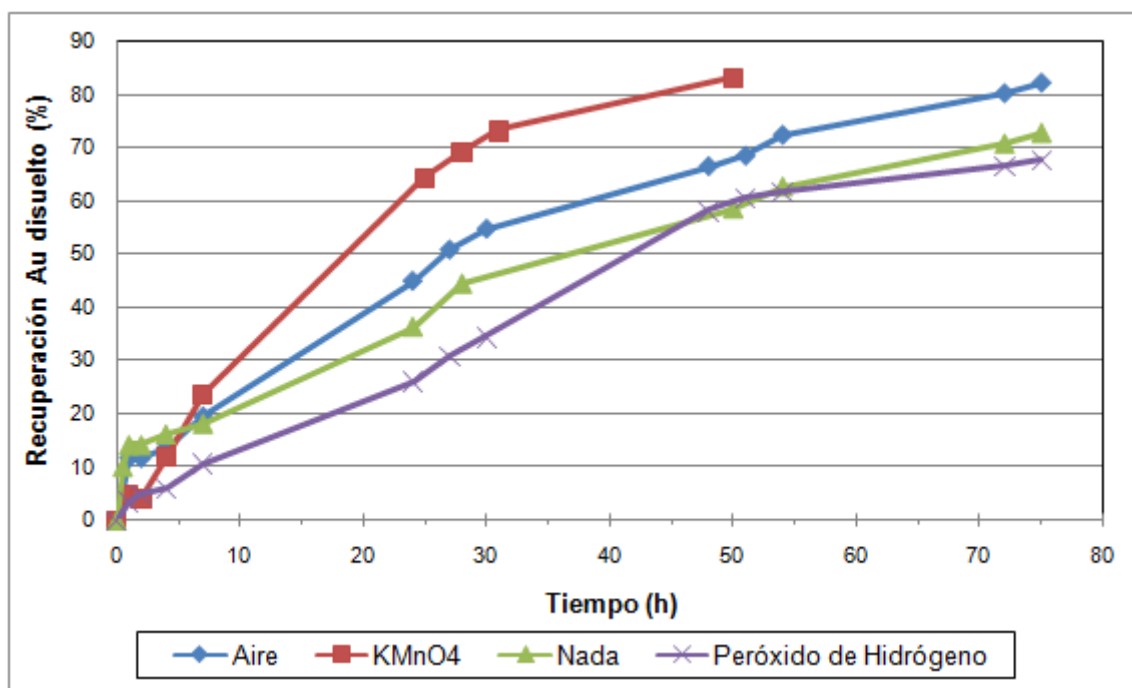


Figura 3.9. Recuperación de oro con ditioamida (10% sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con NaOH 4M para regular el pH, como agentes oxidantes aire 3L/min, permanganato de potasio 0,38 [N], solo con agitación y H_2O_2 al 10%) contra el tiempo

El consumo de ditioamida fue menor al utilizar permanganato de potasio como oxidante siendo tan solo 15 kg/ton, comparado con 19,26 kg/ton al adicionar un flujo constante de aire, 18,2 kg/ton al no adicionar ningún tipo de oxidante y 16 kg/ton al utilizar peróxido de hidrógeno.

Por tanto, al utilizar permanganato de potasio se redujo el tiempo de lixiviación a 50 h, se incrementó la recuperación y se redujo el consumo de ditionamida por lo que, se considera como un parámetro en las condiciones más favorables.

3.3.4. COMPARACIÓN ENTRE LA CIANURACIÓN Y LA LIXIVIACIÓN CON DITIOXAMIDA

3.3.4.1. Efecto de la lixiviación de ditionamida contra la cianuración con aire como oxidante

El propósito del presente estudio comparativo es establecer las diferencias de la lixiviación con ditionamida respecto a la cianuración del mineral con base en la cinética de la recuperación del oro. La lixiviación con cianuro de sodio se realizó a las mejores condiciones, de acuerdo con Jurado (2008), de este mineral donde se obtuvo que el oro lixiviable es de 85% (p. 53).

La ventaja a destacar de la ditionamida contra la cianuración es la baja toxicidad que podemos constatar en los capítulos 3.6.3.1 y 3.6.3.2. La cinética de la cianuración presenta una mayor disolución del oro durante todo el tiempo de lixiviación.

A las 24 h de lixiviación, la cianuración alcanzó un 85% de recuperación de oro, mientras en la lixiviación con ditionamida se obtuvo solo un 45%, por lo que se aumentó el tiempo de lixiviación a 50 h y posteriormente a 75 h, donde se logró obtener el 69% y el 82% de recuperación respectivamente como se puede observar en la figura 3.10.

El 82,26% de recuperación de oro con ditionamida es competitivo comparado con el 85% en la cianuración, pero el mayor tiempo de lixiviación empleado en este proceso es una desventaja, por lo que se debe trabajar usando reactivos adicionales que incrementen la velocidad de disolución, potencien la optimización de las condiciones de operación y mejoren la eficiencia del proceso de extracción.

Otra ventaja de la cianuración con respecto a la lixiviación con ditioamida es el menor consumo de cianuro de sodio que fue de 6,27 kg/ton, comparado con el de ditioamida de 19,26 kg/ton.

El ahorro de energía de molienda al utilizar un mineral con mayor tamaño de partícula (132 μm) es una ventaja de la cianuración comparado con el utilizado en la lixiviación con ditioamida que fue de 74 μm . El agente regulador de pH en la cianuración es la cal, esta es menos tóxica que el utilizado en la lixiviación con ditioamida que es el hidróxido de sodio 4M.

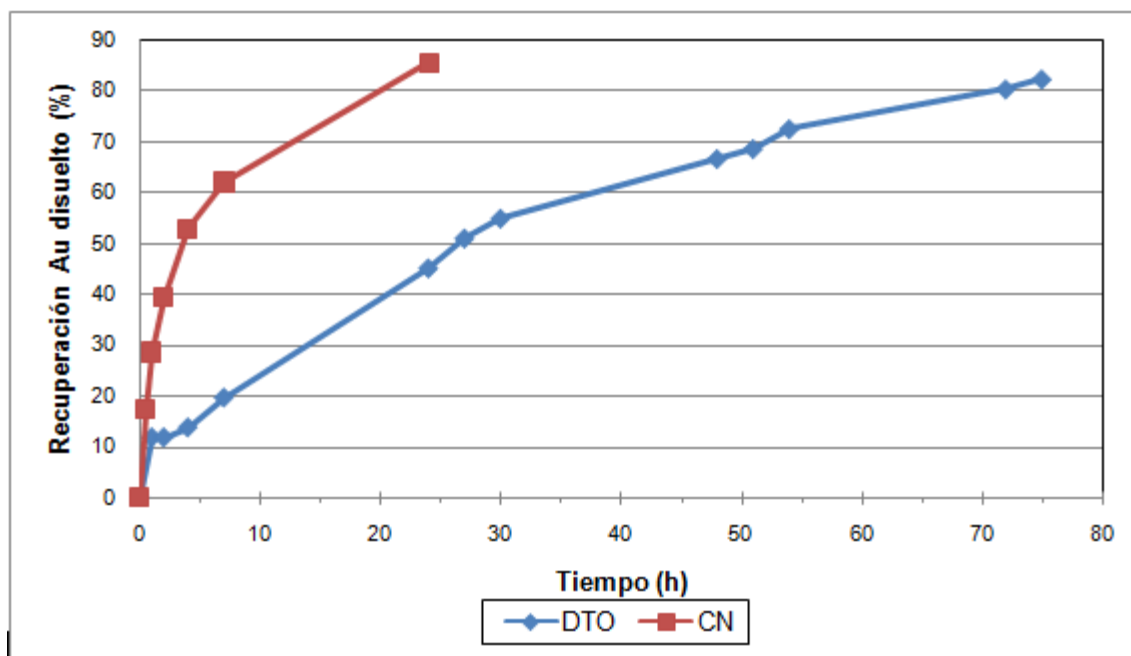


Figura 3.10. Recuperación de oro con las mejores condiciones en la cianuración (33 % de sólidos, 1 g/L, pH 10,5; con aire como oxidante) y de la ditioamida (10% sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con aire como oxidante) contra el tiempo

3.3.4.2. Efecto de la lixiviación de ditioamida contra la cianuración con permanganato de potasio como oxidante

Se utilizó permanganato de potasio para reducir el tiempo de lixiviación, aumentar la cinética de la disolución de oro y reducir el consumo de ditioamida como se

observó en el capítulo 3.3.3, debido a la influencia del potencial electroquímico en la recuperación de oro disuelto en el mineral estudiado.

En las primeras 7 horas de la lixiviación con ditioxamida tomando las mejores condiciones de lixiviación se recuperó apenas un 22% frente a un 62% en la cianuración, esto se debe a la gran cantidad de complejos principalmente de cobre que forma la ditioxamida y que están presentes en este mineral como se puede observar en la figura 3.11.

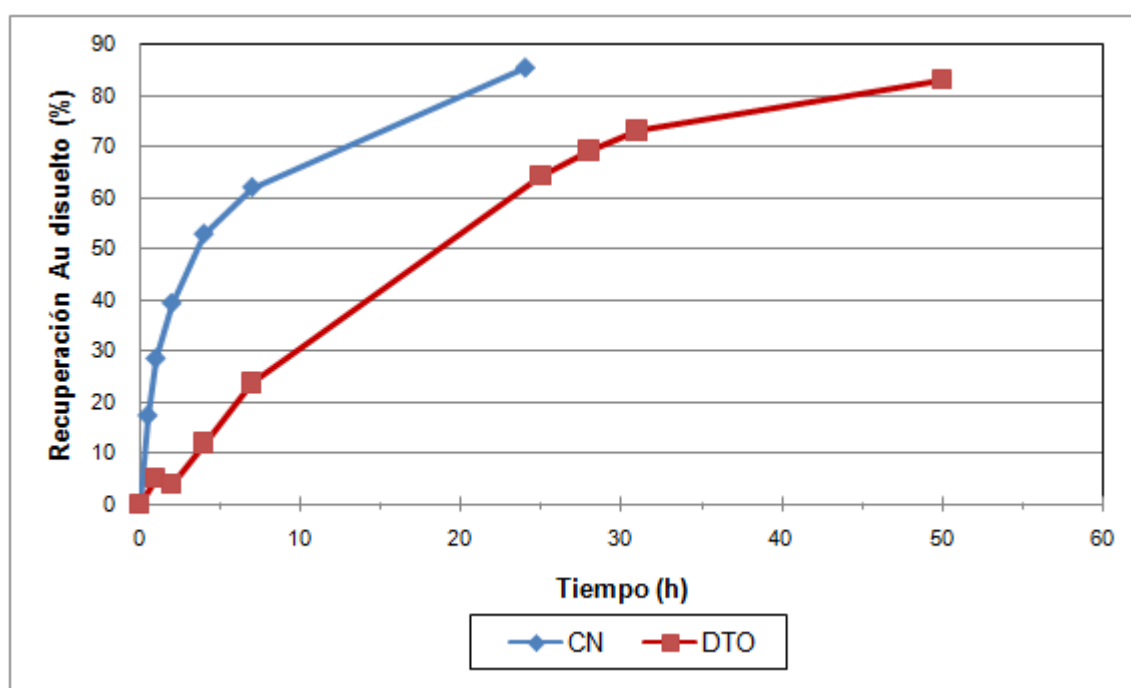


Figura 3.11 Recuperación de oro con las mejores condiciones en la cianuración (33 % de sólidos, 1 g/L, pH 10,5; con aire como oxidante) y de la ditioxamida (10% sólidos, [DTO] = 0,9 g/L, pH 13, con permanganato de potasio como oxidante) contra el tiempo

La mayor recuperación de oro con ditioxamida como lixiviante se dio de la hora 7 a la 50, donde la recuperación de oro fue similar a la obtenida con cianuración. A pesar de la similar recuperación de oro el mayor porcentaje de sólidos en la lixiviación y el menor tiempo de lixiviación hacen que la cianuración aún sea la técnica más recomendada para la extracción de oro.

3.4. ENSAYO PARA RECUPERAR ORO MEDIANTE CARBÓN ACTIVADO

Al introducir carbón activado a la lixiviación del mineral se recupera el complejo oro-ditioxamida en este, para un posterior proceso de recuperación de oro mediante elusión, electrodeposición y ensayo al fuego.

Se realizaron varias pruebas para determinar la más alta recuperación de oro en el menor tiempo de extracción variando únicamente la concentración de carbón activado. El ensayo de lixiviación con ditioxamida que presentó una mayor recuperación de oro (capítulo 3.3.1, 3.3.2, 3.3.3, 3.3.4) fue el que se utilizó para realizar ensayos con carbón activado.

La eficiencia del carbón activado fue muy alta principalmente en la primera hora de contacto con el carbón activado donde logró recuperar en todos los casos entre 75-80%.

3.4.1. RECUPERACIÓN DE ORO EN EL CARBÓN ACTIVADO

La concentración de carbón activado es un factor importante en la recuperación de oro debido a que la cantidad del complejo oro-ditioxamida en un volumen determinado puede ser mayor que el área de adsorción del carbón.

Las concentraciones de carbón activado que se tomaron en cuenta para la realización de este ensayo fueron las obtenidas en la lixiviación del mineral de Noligwa (Burguer et al., 2011, p.9).

La adsorción con carbón activado que se realizó a la solución rica en complejo ditioxamida-oro se dio en un pH de 12, con 1 mg/L de Au en solución. La figura 3.12 muestra la recuperación de oro a diferentes concentraciones de carbón activado.

La adsorción con carbón activado fue muy rápida en la primera hora, en la que se adsorbió más del 80% del complejo ditioamida-oro para todas las concentraciones de carbón activado.

Se recuperó más cantidad del complejo oro-ditioamida con 25 g/L de carbón activado pero no es mayor que, 0,05 mg/L comparada con las concentraciones de 10 y 5 g/L, por lo que se establece que a 4 horas de lixiviación con carbón activado la concentración que se utilizará sería de 5 g/L.

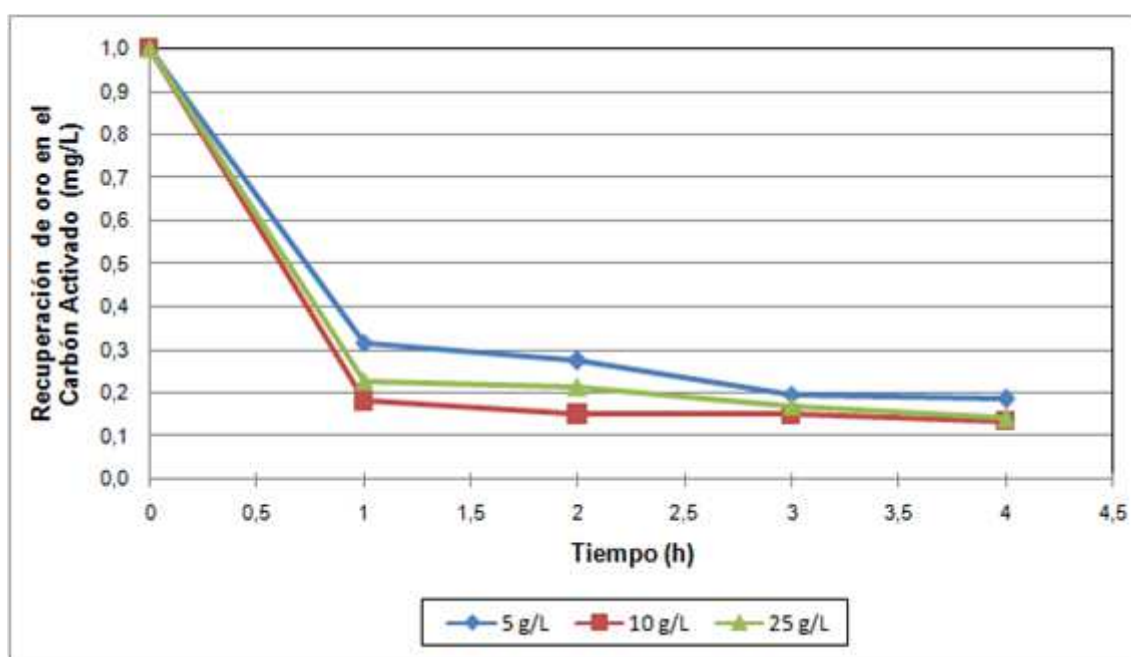


Figura 3.12. Adsorción del complejo Au-DTO con carbón activado Quimicarb (8x20) con una superficie de 800 m²/g

3.4.2. ISOTERMA DE ADSORCIÓN DEL COMPLEJO AU-DTO EN EL CARBÓN ACTIVADO QUIMICARB GRANULAR (2,36-0,85) mm DE 800 m²/g

Se realizó este estudio para determinar la cantidad del complejo oro-ditioamida que se puede adsorber por unidad de masa de carbón activado Quimicarb granular (2,36-0,85) mm de 800 m²/g y determinar las constantes k y n de la ecuación de la isoterma de Freundlich.

La figura 3.13 nos muestra la linealización de la isoterma de Freundlich con el carbón activado Quimicarb. La pendiente de este gráfico nos indica que la isoterma es el inverso de la constante n y que el corte del eje de las ordenadas es el \ln de la constante k , como se muestra en la ecuación 3.2.

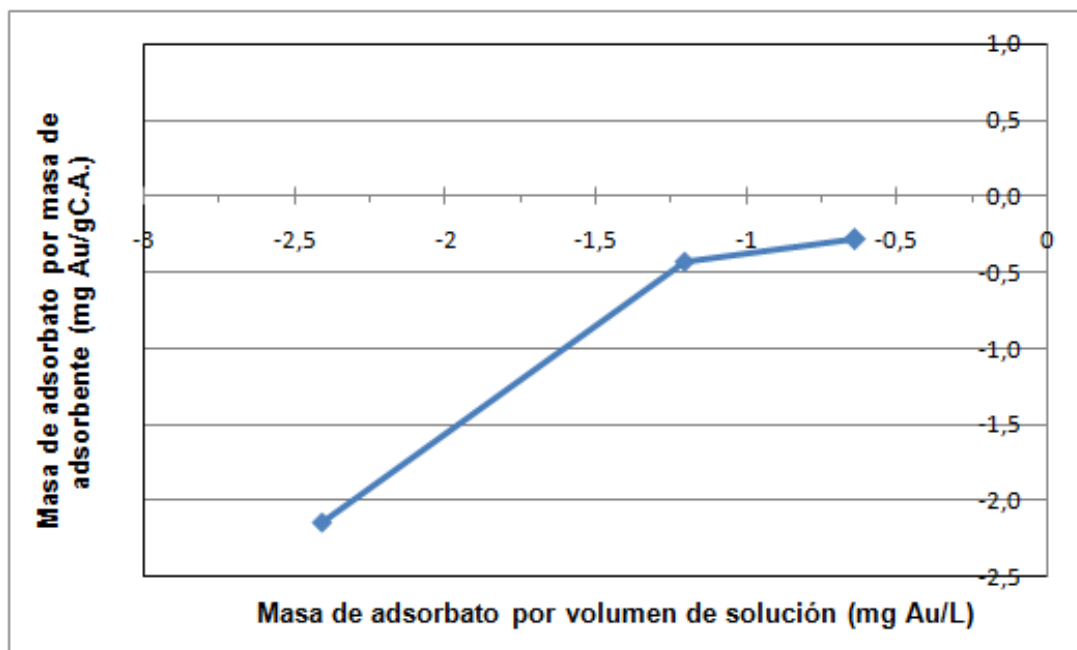


Figura 3.13. Linealización de la isoterma de Freundlich del complejo Au-DTO para el carbón activado Quimicarb (2,36-0,85) mm con una superficie de 800 m²/g.

La ecuación de la isoterma de Freundlich que da los valores de las constantes de adsorción se muestra a continuación:

$$\ln(q) = \frac{1}{n} \cdot \ln(C_f) + \ln(k) \quad [3.2]$$

$$\ln(q) = 1,103 \cdot \ln(C_f) + 0,609 \quad [3.3]$$

El valor de las constante son: $n=0,907$ y de $k=1,838 \text{ mg}/(\text{g}(\text{L}/\text{mg}))^n$. El valor de k para este tipo de carbón activado en el complejo Au-DTO es menor que para Au-CN, por lo que la adsorción en carbón activado es mayor en la cianuración.

3.5. ENSAYO PARA RECUPERAR ORO MEDIANTE LA CEMENTACIÓN CON POLVO DE CINC

La cementación es la precipitación de un metal o sus sales, que se encuentran en solución, sobre otro metal añadido. Esto constituye una reacción electroquímica que se produce por la diferencia de potencial entre el elemento que se va a recuperar y el agente cementante que es el polvo de cinc (Vargas, 2010, p.3). En esta sección se presentan el contenido de oro recuperado en el cemento en función del volumen cementado y de la concentración de la pregnant solution (solución rica en el complejo oro-ditioxamida).

Se realizaron varias pruebas para obtener la más alta recuperación de oro por lo que se probó la cementación con polvo de cinc al variar la concentración de ditioxamida libre, el pH y la concentración de cinc en solución.

La solución que se escogió para realizar la cementación con polvo de cinc fue previamente lixiviada con una concentración de ditioxamida de 0,9 g/L, pH de 12,5 con NaOH 4 M como regulador de pH, con 30% de sólidos durante 50 h.

Se realizaron los ensayos para recuperar oro mediante polvo de cinc al variar la concentración de ditioxamida, cinc y el pH.

3.5.1. EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CINC PARA RECUPERACIÓN DE ORO

Las condiciones que se tomaron en cuenta para la realización de este ensayo fueron las que Jurado determinó (2008), como condiciones más favorables para recuperación de oro por el proceso de post-lixiviación de cementación con polvo de cinc en la cianuración (p. 53).

La figura 3.14 muestra la recuperación de oro mediante la cementación con polvo de cinc que se realizó, a la solución rica en complejo oro-ditioxamida, al variar la concentración de dichos polvos.

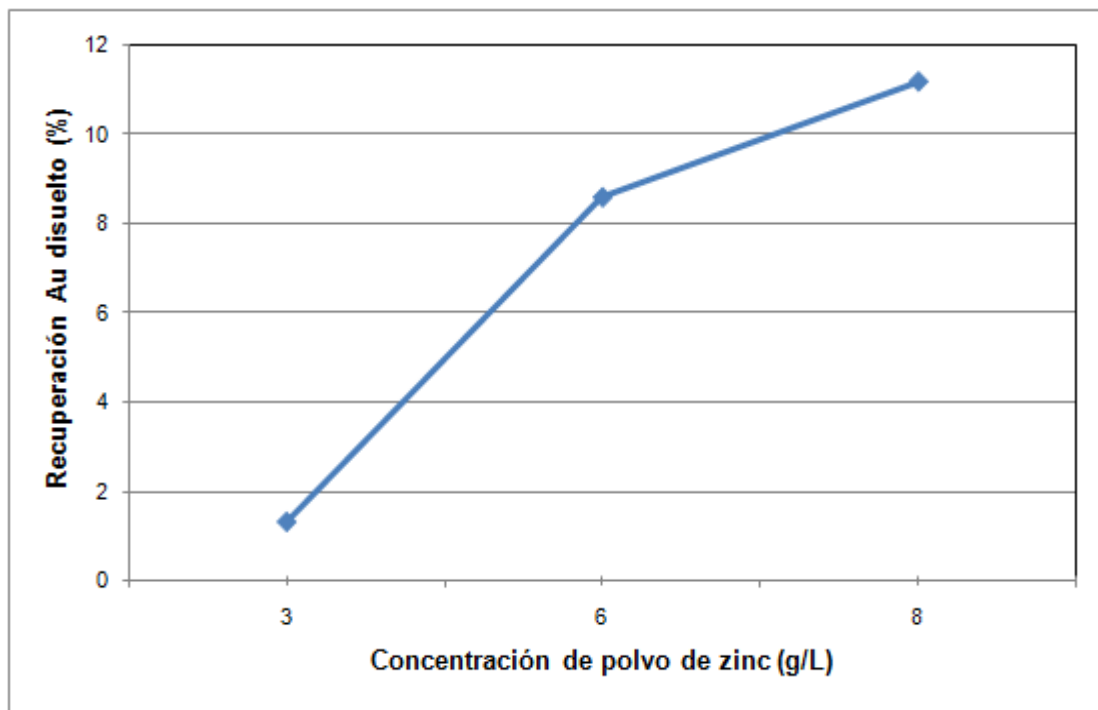


Figura 3.14. Recuperación de oro mediante cementación en polvo de cinc, variando la concentración de cinc entre 3 y 6 g/L ([DTO] = 0,9 g/L, [Pb(C₂H₃O₂)₂] = 0,2 g/L, pH = 12, tiempo=15 min)

La cementación se ve afectada por la cantidad de cinc que se ponga en la solución, si es que el cinc está en muy altas cantidades se forma hidróxido de cinc, lo que hace que la transferencia de masa hacia la superficie del cinc metálico sea menor.

Se realizó la cementación con cinc de la solución rica en complejo ditioxamida-oro con una concentración de 3 g/L de polvo de cinc, con 0,2 g/L de acetato de plomo en un pH de 12 y no se logró obtener ni un 3% de recuperación, por lo que se aumentó la cantidad de cinc en solución hasta 5 y 6 g/L obteniendo recuperaciones de 10 y 12% de oro respectivamente.

3.5.2. EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE [DTO] PARA RECUPERAR ORO

Al igual que en el ítem 3.5.1 se tomó como parámetros de referencia las mejores condiciones, determinadas por Jurado (2008), para recuperar oro al utilizar cianuro como lixiviante y se varió la concentración de ditionamida (p.53).

La concentración de ditionamida es un factor importante a controlar debido a que forma con el cinc el complejo cinc-ditionamida en la cementación. Se prevé que la concentración de ditionamida al igual que el cianuro libre afecta la cementación. Si el rango de concentraciones de ditionamida es muy bajo el proceso es controlado por la difusión de ditionamida libre hacia el cinc, debido a que se formaría hidróxido de cinc en la superficie, que impide una adecuada transferencia de masa y, si la cantidad de ditionamida libre es excesiva, consume una innecesaria cantidad de cinc. La figura 3.15 nos muestra que la recuperación de oro con polvo de cinc fue más alta al utilizar 0,9 g/L de ditionamida, pues se alcanzó un 1,3%.

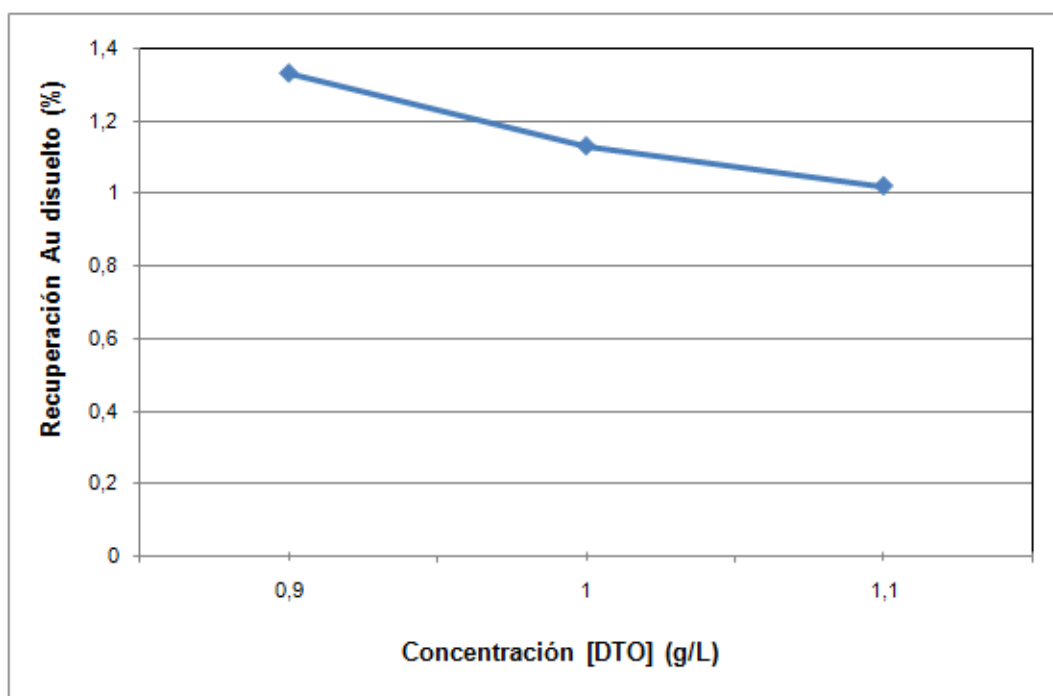


Figura 3.15 Recuperación de oro mediante cementación en polvo de cinc, variando la concentración de ditionamida, ($[Zn] = 3 \text{ g/L}$, $[Pb(C_2H_3O_2)_2] = 0,2 \text{ g/L}$, $\text{pH} = 12$, tiempo=15 min)

En la recuperación al utilizar 1 y 1,1 g/L de ditioamida no se logró alcanzar ni un 1,2%, por lo que se puede concluir que, en este rango de concentraciones no existe una diferencia notoria en la recuperación de oro, dado que el proceso fue controlado por la difusión de ditioamida libre hacia el cinc.

3.5.3. EFECTO DEL PH EN LA RECUPERACIÓN DE ORO

La formación del complejo cianuro-cinc no es dependiente del pH en un rango entre 9-12, al contrario de lo que ocurre al cementar con polvo de cinc una solución rica en oro-ditioamida.

La figura 3.16 muestra la recuperación de oro al utilizar como proceso de post-lixiviación la cementación con polvo de cinc al variar el pH de 12,12 a 11,5 en 3 concentraciones diferentes de ditioamida.

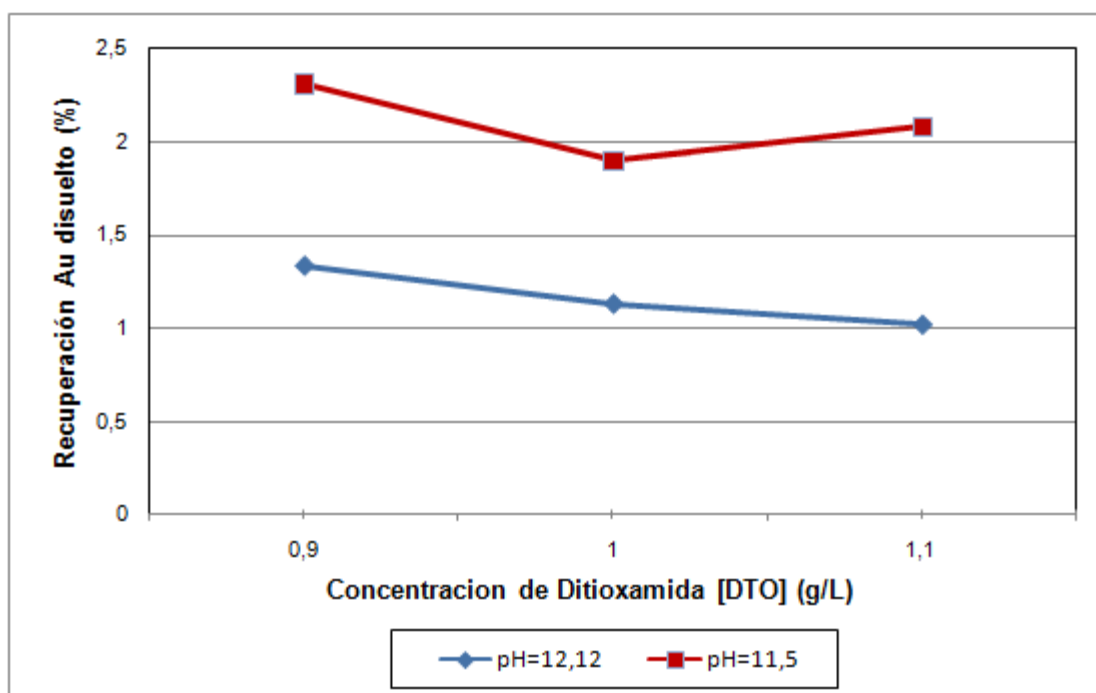


Figura 3.16. Recuperación de oro mediante cementación en polvo de cinc, al variar el pH en diferentes concentraciones de ditioamida ($[Zn] = 3 \text{ g/L}$, $[Pb(C_2H_3O_2)_2] = 0,2 \text{ g/L}$, tiempo=15 min)

A pH de 11,5 se obtuvieron mejores resultados logrando recuperar hasta un 2,4% de oro a una concentración de ditioamida de 0,9 g/L, mientras que a pH de 12,12 se logró tan solo 1,4%, un similar aumento ocurrió al modificar el mismo rango de pH a la concentración de 1 y 1,1 g/L, por lo que se concluye que, a más bajo pH se lograría formar el complejo ditioamida-cinc, que libera el oro.

3.6. DETERMINACIÓN DE LA TOXICIDAD DE LA DITIOXAMIDA Y EL CIANURO DE SODIO

El bioensayo de toxicidad con semillas de lechuga es una prueba para evaluar los efectos fitotóxicos mediante la inhibición en la germinación y la inhibición en la elongación de la radícula y del hipocotilo. En este caso debido a la alta toxicidad del cianuro se determinó únicamente los efectos letales por lo que no se tomó en cuenta el crecimiento de la planta, si no la inhibición en la germinación.

3.6.1. CONTROL NEGATIVO DE LA SENSIBILIDAD DE LAS SEMILLAS DE LECHUGA

Previo a la implementación de los ensayos fitotóxicos se debe realizar un control negativo del lote de semillas de lechuga para comprobar que tenga un porcentaje de germinación superior al 90% y una baja variabilidad en la elongación de la radícula e hipocotilo (coeficiente de variación < 30%).

El lote a estudiar para realizar los ensayos posee un poder germinativo del 90%, con una desviación estándar para la longitud promedio de la radícula de 8,08% y para el hipocotilo de 8,54%, por lo que cumple con los estándares mínimos para realizar los ensayos fitotóxicos.

Tabla 3.4. Determinación del porcentaje de germinación del lote de las semillas de lechuga

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	18	18	18	semillas
mueren	2	2	2	semillas
% germinación	90	90	90	%
Desv. Estandar	0	0	0	%

Tabla 3.5. Promedio del tamaño de la radícula en las 3 réplicas en el control negativo

Radícula	Tamaño	Unidad
Prom. Radícula 1	2,47	cm
Prom. Radícula 2	2,31	cm
Prom. Radícula 3	2,37	cm
Desv. Estandar	8,08	%

Tabla 3.6. Promedio del tamaño del hipocotilo en las 3 réplicas en el control negativo

Hipocotilo	Tamaño	Unidad
Prom. Hipocotilo 1	3,05	cm
Prom. Hipocotilo 2	2,95	cm
Prom. Hipocotilo 3	3,12	cm
Desv. Estandar	8,54	%

3.6.2. CONTROL DE LA SENSIBILIDAD DE LAS SEMILLAS DE LECHUGAS (CONTROL POSITIVO)

La sensibilidad es un factor muy importante en los resultados de los ensayos fitotóxicos con semillas de lechugas ya que dependiendo de este se determina el valor de LC_{50} para el tóxico a ser medido. La figura 3.17, muestra el porcentaje de letalidad contra la concentración del sulfato de cinc.

El LC_{50} de las semillas de lechuga es 3,4 g/L, con el que se puede determinar la toxicidad del cianuro de sodio y de la ditioxiámidá con base en la resistencia a la letalidad de este tipo de semillas.

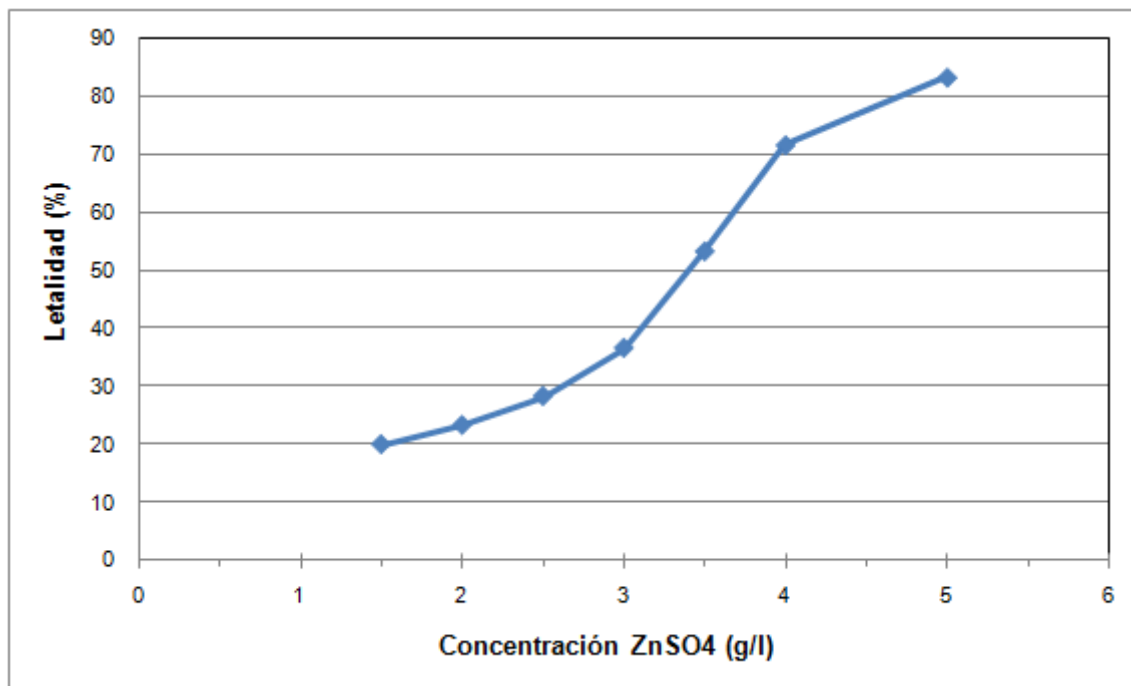


Figura 3.17. Control positivo de las semillas de lechuga con sulfato de cinc como tóxico

3.6.3. ENSAYO PARA DETERMINAR LA TÓXICIDAD ENTRE LA DITIOXAMIDA Y LA CIANURACIÓN

La toxicidad de la cianuración ha sido ampliamente estudiada y dispone de mucha bibliografía pero no hay en literatura abierta la toxicidad de una solución con ditioxiámidá, por lo que mediante ensayos toxicológicos se ha comparado con la toxicidad del cianuro de sodio.

3.6.3.1. Toxicidad entre la ditioxiámidá y la cianuración al mismo pH

Para comparar la toxicidad entre el cianuro y la ditioxiámidá se realizaron los ensayos fitotóxicos al mismo pH de 12, regulándolo con hidróxido de sodio 4 M.

En la figura 3.18 se puede apreciar que para exterminar a la mitad de las semillas de lechuga que están contenidas en la caja petri (LC_{50}) se debe utilizar tan solo un concentración de 0,08 g/L de cianuro de sodio, que es una concentración más baja de lo que se utiliza normalmente para los procesos de lixiviación, mientras que el LC_{50} de este tipo de semillas de lechuga para la concentración de ditioximida, es de 3,29 g/L, que es muy superior a la concentración utilizada en la cinética de recuperación de oro, por lo que es una opción aceptable para el medio ambiente.

El LC_{50} del proceso de lixiviación con ditioximida es de 3,29 g/L, en el proceso para la recuperación de oro se utilizó tan solo 0,9 g/L que es 3,5 veces menor, lo que permite observar que el riesgo medioambiental de la ditioximida es muy bajo. La cianuración por su parte posee un LC_{50} de 0,08 g/L que es más de 12,5 veces menor, que la concentración que se utiliza en el proceso para recuperar oro, lo significa la utilización de la cianuración es de alto riesgo hacia el medio ambiente. La cianuración es al menos 41 veces más tóxica que la lixiviación con ditioximida.

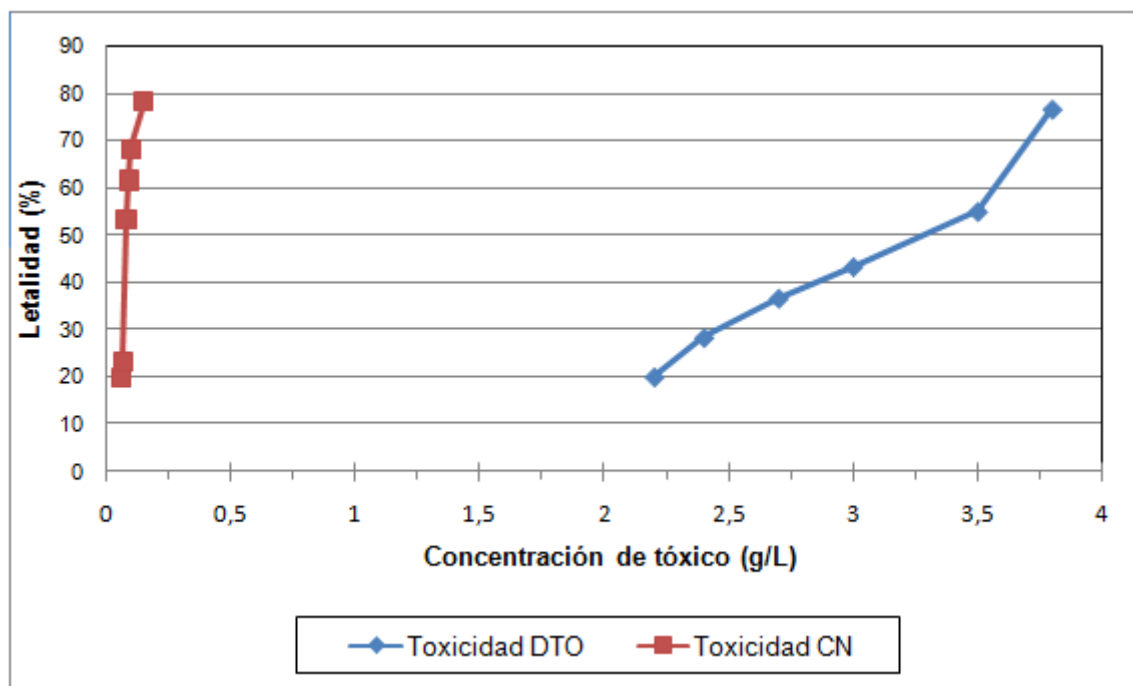


Figura 3.18. Determinación del LC_{50} para la ditioximida y el cianuro (pH = 12, dosificador NaOH 2M)

3.6.3.2. Toxicidad entre los efluentes de la ditionamida y la cianuración

Debido a que en la lixiviación con cianuro de sodio se utiliza cal para regular el pH y en la lixiviación con ditionamida, se usa hidróxido de sodio 4 M que es mucho más tóxico, se determinó el LC_{50} de los efluentes de cada lixiviación como se puede observar en la figura 3.19.

El LC_{50} para la concentración de los efluentes de la lixiviación con cianuro de sodio es de 0,156 g/L, la toxicidad disminuyó a la mitad por el uso de cal en vez de hidróxido de sodio, este valor es aproximadamente 10 veces menor que la concentración utilizada normalmente en industria, por lo que estos efluentes se los considera muy tóxicos.

Se determinó que el LC_{50} de los efluentes de la lixiviación con ditionamida es de 1,044 g/L, la toxicidad aumentó 3 veces por la cantidad de hidróxido de sodio 4 M utilizado para los ensayos, en los que hay que regular el pH a 13 y por el uso del permanganato de potasio para aumentar el potencial electroquímico.

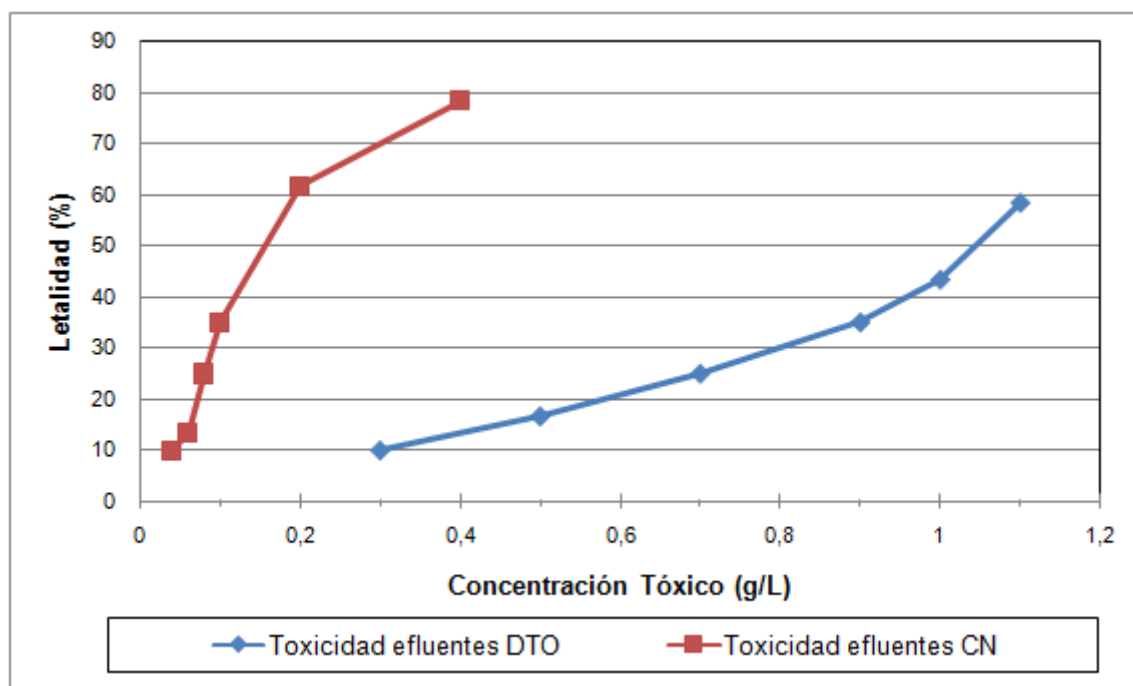


Figura 3.19. Determinación del LC_{50} para la ditionamida y el cianuro (efluentes de lixiviación)

La concentración de ditionamida utilizada en los procesos para la extracción de oro es de 0,9 g/L que aún es menor que el LC_{50} , por lo que el riesgo al medioambiente, aún utilizando altas cantidades de tóxicos como el hidróxido de sodio y el permanganato de potasio, es bajo.

La toxicidad de los efluentes de cianuro es aproximadamente 12 veces mayor que los producidos al lixiviar el mismo mineral con ditionamida.

3.7. DEFINICIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO Y DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS DE UNA PLANTA DE 10 TON/DÍA PARA RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIONAMIDA COMO LIXIVIANTE

Para la estimación de la cantidad de mineral aurífero sulfurado, que se va a utilizar en la planta se tomó como referencia utilizar el 10% de la producción diaria de la mina de Agroindustrial “El Corazón” que es de 100 ton/d, los ingenieros de esta mina han estimado esta producción para que al trabajar 15 años continuamente, su rentabilidad ni su producción diaria no se vea disminuida.

Para el dimensionamiento de los equipos que conformarán la planta se estimó una operación de 30 días por mes, durante 3 turnos de 8 h. Por el sobredimensionamiento innecesario de algunos equipos de la planta al utilizar 10 ton/d y para que la planta siga operando bajo las condiciones de cianuración se procesará la mitad de la capacidad operacional que es de 50 ton/d de mineral, en el molino de bolas y en los tanques de lixiviación, en las trituradoras, más no en los tanques de elusión, celdas electrolíticas, ni equipos de refinación de oro que tendrán operación por turnos.

3.7.1. DIMENSIONAMIENTO DE LA PLANTA Y ESPECIFICACIONES DE LA INFRAESTRUCTURA PARA EL PROCESAMIENTO DEL MINERAL DE AGROINDUSTRIAL “EL CORAZÓN”

En los aspectos metalúrgicos, la planta primero debe tener una zona de recepción del mineral que puede ser triturado por explosivos hasta un tamaño de partícula que pueda ingresar a una trituradora primaria.

El proceso de reducción de tamaño consta de una tolva grande, en donde se arrojan las rocas del mineral con un diámetro entre 10 – 20 cm. Las rocas pasan por un tamiz donde las de menor tamaño de partícula pasan directo a un silo de piedras grandes (silo con capacidad para 500 ton), las que tienen mayor tamaño de partícula entran a la trituradora de mandíbula a un flujo de 5 ton/h, como la capacidad de la planta será de 50 ton/d, este equipo trabajará 10 h. Las rocas con tamaño de partícula menor a 35 mm pasan a la trituradora de cono o secundaria las que no vuelven a proceso de trituración.

La trituradora de cono descarga el material sobre el tamiz (vibrating screen). El material que pasa el tamiz tiene un tamaño de partícula menor a 3 mm y pasa de inmediato a una banda transportadora. La fracción retenida por el tamiz retorna, a la trituradora de cono para una remolienda.

El material proveniente de la trituradora de cono entra al molino de bolas que tiene un blindaje interno de acero. Se debe tener una carga de bolas de 1, 1½ a 2 pulgadas. El molino de bolas trabaja con un porcentaje de sólidos del 62,5% por lo que hay que añadir 30 m³/día para alcanzar esta humedad. En la salida del molino de bolas se sitúa un hidrociclón, que permite pasar el mineral con un tamaño de partícula inferior a 75 µm por el underflow y este va dirigido hacia los tanques de lixiviación. El resto del mineral que tenga un tamaño de partícula superior pasa por el overflow y retorna al molino de bolas.

El mineral molido con un d₈₀ de 75 µm entra a los tanques de lixiviación donde se le dosifica con la debida cantidad de agua para trabajar con el 15% de sólidos en

la lixiviación con ditioamida. Se acondiciona al primer tanque con hidróxido de sodio, ditioamida y permanganato de potasio, mientras se burbujea aire en todos los demás.

Se necesitarán 9 tanques de lixiviación para que el tiempo de residencia del mineral sea de 50 horas. Se utilizarán tanques más para el proceso de carbón en pulpa debido a la concentración de complejo oro-ditioamida estimado y la concentración de carbón activado óptima, para la recuperación de oro. Del último tanque de adsorción, el relave es transportado a piscinas donde se sedimenta el mineral y, se recircula la solución que contiene ditioamida libre, permanganato de potasio, alto pH y oro libre.

El carbón activado pasa a un sistema cerrado de recuperación de oro sólido, este consta de 2 columnas de desorción, una celda electrolítica y un intercambiador de calor. Al agua que desorbe el carbón activado se le añade hidróxido de sodio para alcanzar un pH de 13 y ditioamida hasta obtener una concentración de 0,9 g/L. La solución de desorción del oro en el carbón activado pasa por un intercambiador de calor donde eleva su temperatura hasta unos 80-100 °C, para posteriormente desorber el oro en la columna que contiene el carbón activado.

La solución cargada en oro entra a la celda electrolítica, que está compuesta por ánodos de acero inoxidable y cátodos de lana de acero empaquetados en un armazón de plástico, donde el oro se disuelve con el ánodo cargando de iones al cátodo. El proceso electrolítico se lo realiza con bajo voltaje (1-3 V) y con alto amperaje entre 70-80 A/dm² de cátodo y termina cuando se ha disuelto un 60% en peso del ánodo. Los cátodos son desarmados y se recoge el cemento (oro con metales nobles) en un recipiente.

Con el cemento se realiza el ensayo al fuego como se detalla en la sección 2.1.2.1 pero a escala industrial. Se obtiene el oro en lingotes con una pureza del 99% para su comercialización. Se escogió este diagrama de flujo debido a la más alta recuperación de oro obtenida con el proceso CIP, en comparación con la obtenida con la cementación en polvo de cinc.

En la figura 3.20 se muestra el diagrama de flujo para la recuperación de oro con ditioxamida como lixivante.

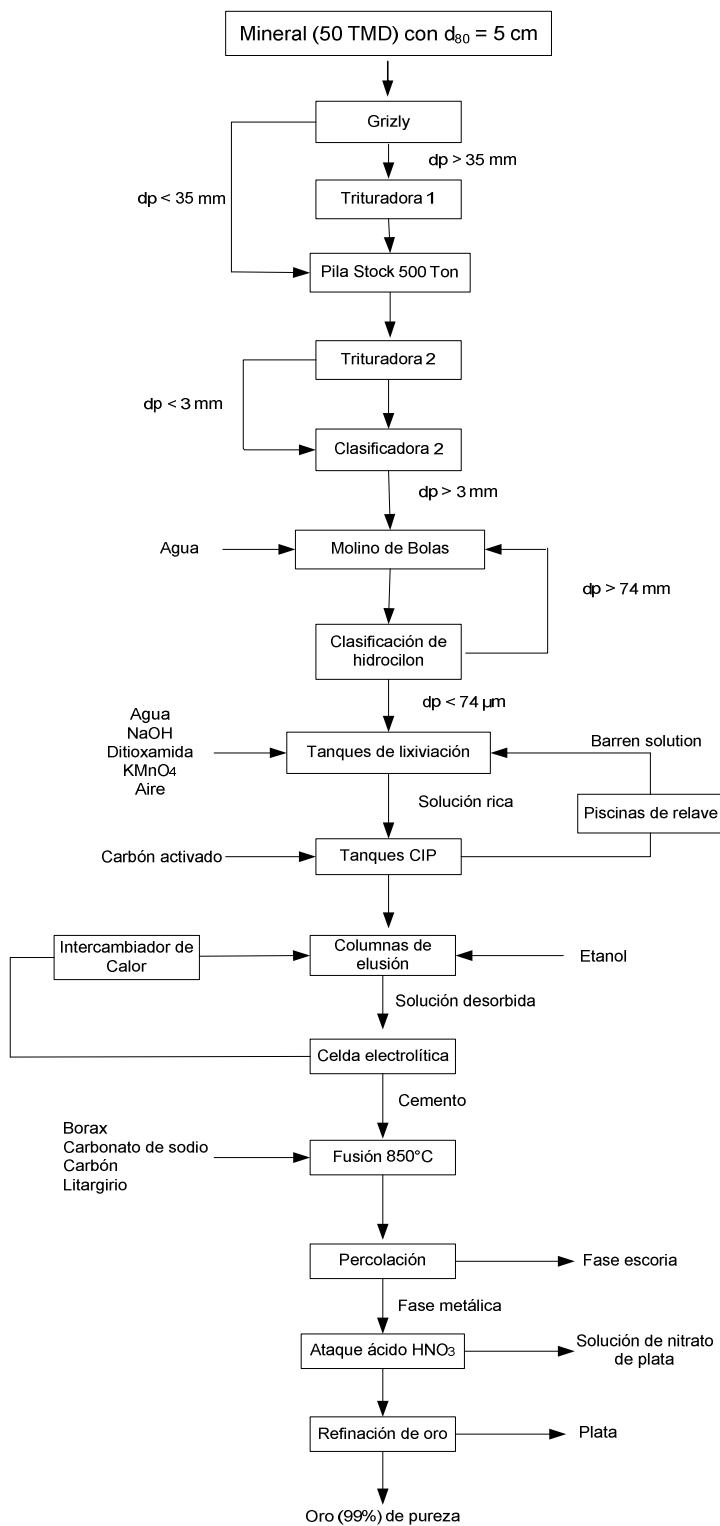


Figura 3.20. Diagrama de bloques del proceso de recuperación de oro con ditioxamida como lixivante

3.7.2. CONDICIONES DE OPERACIÓN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIOXAMIDA COMO LIXIVIANTE

Para el procesamiento de 100 ton/d de mineral aurífero sulfurado con una ley de 10,9 g Au/ton se señalan los siguientes parámetros de operación.

Tabla 3.7. Condiciones de operación para el tamizado del mineral

Tipo de muestra	Mineral de Agroindustrial “El Corazón”
Tamaño de partícula	5 mm
Tipo de mineral	Abrasivo

Tabla 3.8. Condiciones de operación en el horno de crisol

Tipo de Material	Cemento
Temperatura de Fusión (°C)	860
Tipo de atmósfera	Oxidante

Tabla 3.9. Condiciones de operación para lixiviación

Tamaño de partícula (µm)	74
Tiempo de Lixiviación (h)	50
Porcentaje de sólidos (%)	15
Velocidad de agitación (rpm)	1250
Agente lixivante	ditioxamida
Concentración de ditioxamida (g/L)	0,9
Temperatura de lixiviación (°C)	19
Agente Oxidante	KMnO ₄
Regulador de pH	NaOH
Tipo de agitación	mecánica

3.7.3. BALANCE DE MASA PARA LA PLANTA DE RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIOXAMIDA COMO LIXIVIANTE

Balace de Masa

Para una planta de 50 ton/d se deben realizar los balances de masa y energía para determinar las dimensiones de los equipos a utilizarse, la cantidad de insumos mensuales, la energía que se debe gastar y el oro que se recuperará.

Triturado cono y mandíbulas

La capacidad de cada una de estas trituradoras son de 5 ton/h, por lo que se va a operar solo 5 h diarias cada una. Así es como se va a determinar la capacidad que van a tener los equipos.

$$t_{op} = \frac{V_{op}}{Capacidad} = \frac{50 \text{ ton}}{5 \frac{\text{ton}}{h}} = 10 \text{ h} \quad [3.4]$$

Molino de Bolas

En el molino de bolas van a ingresar 50 ton/d de material seco, a partir de esto determinamos la cantidad de agua que será necesario adicionar para realizar la molienda con 62,5% de sólidos.

$$\rho_{H_2O} = 1 \frac{\text{ton}}{m^3} \quad [3.5]$$

$$H_2O \text{ nec} = 50 \frac{\text{ton sól}}{\text{día}} \cdot \frac{37,5 \text{ ton } H_2O}{62,5 \text{ ton sól}} = 30 \text{ ton } H_2O = 30 \text{ m}^3 \text{ de } H_2O \quad [3.6]$$

Para calcula el consumo de blindaje, para un índice de abrasión del mineral de 0,5:

$$Consumo \text{ de blindaje} = 0,0075(0,5 + 1) * 29,61 = 0,33 \frac{\text{kg acero}}{h} = 8 \frac{\text{kg acero}}{\text{día}} \quad [3.7]$$

Consumo de bolas, para un índice de abrasión del mineral de 0,5:

$$\text{Consumo de bolas} = 0,0605(0,5 + 1) * 29,61 = 2,69 \frac{\text{kg acero}}{\text{h}} = 64,49 \frac{\text{kg acero}}{\text{día}} \quad [3.8]$$

Hidrociclón

El hidrociclón se utiliza para clasificar y separar el mineral húmedo. La carga circulante que se utiliza para realizar el diseño del equipo es de 250%. La recirculación para este caso sería:

$$C.C. = \frac{A+R}{A} \quad [3.9]$$

$$2,5 = \frac{2\,083,33+R}{2\,083,33} \quad [3.10]$$

$$R = 3\,125 \frac{\text{kg}}{\text{h}} \quad [3.11]$$

Tanques de Lixiviación

Para el arranque de la planta se requiere los siguientes reactivos:

1. 4 285 L de NaOH 4M
2. 255 kg de DTO (0,9 g/L)
3. 500 kg KMnO₄

El proceso de lixiviación en el cual se obtuvo mayor recuperación fue al trabajar con 15% de sólidos, se considera que el material está seco por lo que la cantidad de agua que debe adicionarse es:

$$50 \frac{\text{ton}}{\text{d}} \text{ material sólido} * \frac{85 \frac{\text{ton}}{\text{d}} \text{ Agua}}{15 \frac{\text{ton}}{\text{d}} \text{ sólidos}} = 283,3 \frac{\text{ton}}{\text{d}} \text{ agua} \quad [3.12]$$

En la molienda se agregaron 30 m³ de agua, por esta razón solo deben agregarse:

$$283,3 \text{ m}^3 \text{ agua} - 30 \text{ m}^3 \text{ agua} = 253,3 \text{ m}^3 \text{ agua} \quad [3.13]$$

Para calcular el flujo del lodo hay que considerar la densidad aparente:

$$m_{total} = m_{agua} + m_{sólido} = 283 + 50 = 333 \frac{\text{ton}}{\text{d}} \quad [3.14]$$

$$V_{sól} = \frac{m_{sól}}{\rho_{ap15\%}} = \frac{333333 \text{ kg}}{1150 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}} = 289,9 \frac{\text{m}^3}{\text{d}} \quad [3.15]$$

El Volumen de reacción se calcula con la fórmula siguiente:

$$V_{rx} = Q_{lix} * t_{lix} \quad [3.16]$$

$$V_{rx} = 289,85 \frac{\text{m}^3}{\text{d}} * 50 \text{ h} * \frac{1 \text{ d}}{24 \text{ h}} = 604 \text{ m}^3 \quad [3.17]$$

Se utilizarán 9 tanques de lixiviación de 71,67 m³ efectivos para cubrir todo el volumen de lixiviación requerido para lograr la recuperación obtenida en la sección 3.3.3. Para la adsorción en el carbón activado se deberá utilizar:

$$t_{lix} = \frac{V}{Q_{lix}} = \frac{50}{12,08} = 4,14 \text{ h} \quad [3.18]$$

Se utilizarán 2 tanques de adsorción de 50 m³ para disminuir el tiempo de adsorción.

$$m_{c.A.} = V * C_{c.A.} \quad [3.19]$$

$$m_{c.A.} = 50 \text{ m}^3 * 10 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} = 500 \text{ kg C. A.} \quad [3.20]$$

Se debe tener una relación entre el carbón activado y el oro que esté por debajo de 10 kg Au/ton C.A., que es cuando se satura el carbón:

$$\frac{\text{kg Au}}{\text{ton C.A.}} = \frac{2045,4 \text{ g Au}}{500 \text{ kg C.A.}} = 4,1 \frac{\text{kg Au}}{\text{ton C.A.}} \quad [3.21]$$

Balance de oro

$$M_{Au} = Prod_d * ley_{Au} * t_{lix} * e_{lix} * e_{C.A.} \quad [3.22]$$

$$M_{Au} = 50 \frac{ton}{d} * 10,9 \frac{g}{ton} * \frac{50}{24} d * 0,9 * 0,8 = 817,5 g Au \quad [3.23]$$

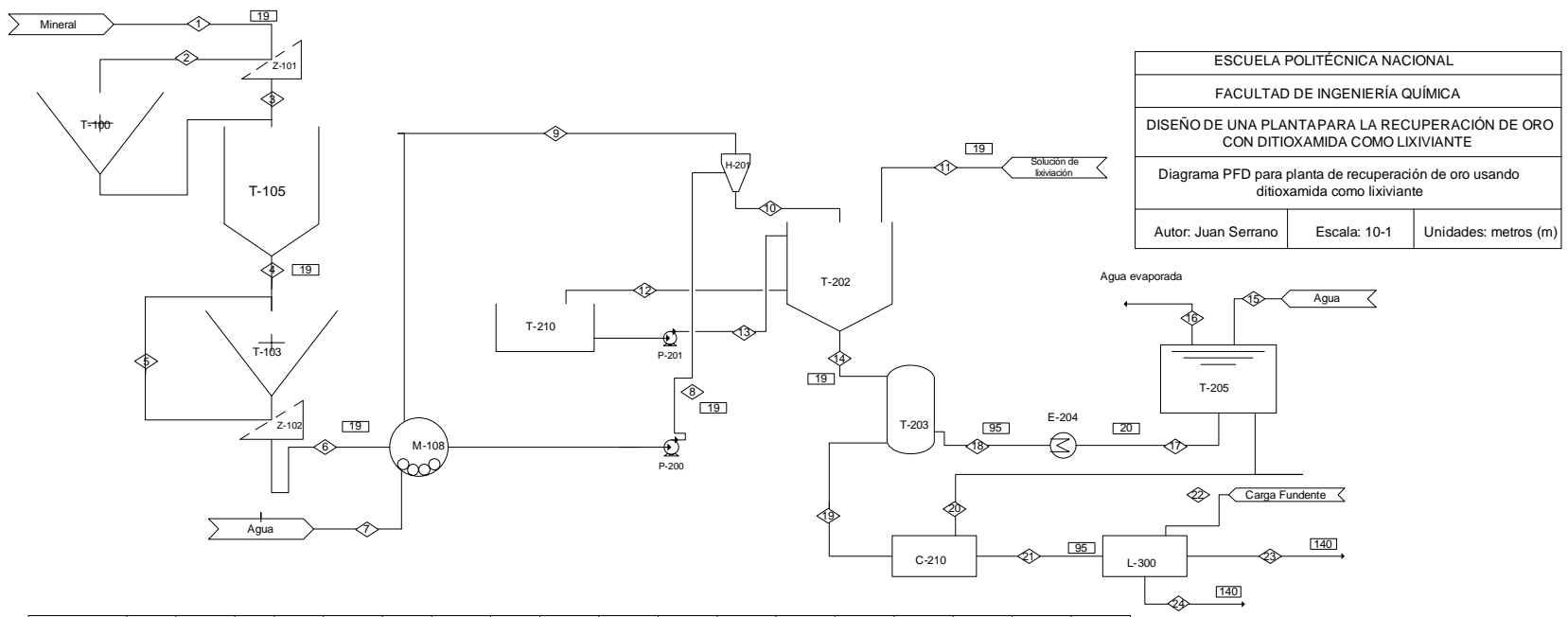
Por lo que se hará la cosecha cada 100 horas de lixiviación:

$$M_{Au} = 50 \frac{ton}{d} * 10,9 \frac{g}{ton} * \frac{100}{24} d * 0,9 * 0,8 = 1635 g Au \quad [3.24]$$

Al tiempo de cosecha del oro se le tiene que sumar el tiempo de adsorción del carbón activado, el tiempo de desorción del complejo oro-ditioxamida, el tiempo necesario para recuperar el oro en la celda electrolítica y el tiempo para refinar el oro por pirometalurgia. Todos estos procesos se los estima que se harán en 2 días aproximadamente, por lo que el tiempo de cosecha total será de 4 días.

Balance de Masa a estado estacionario

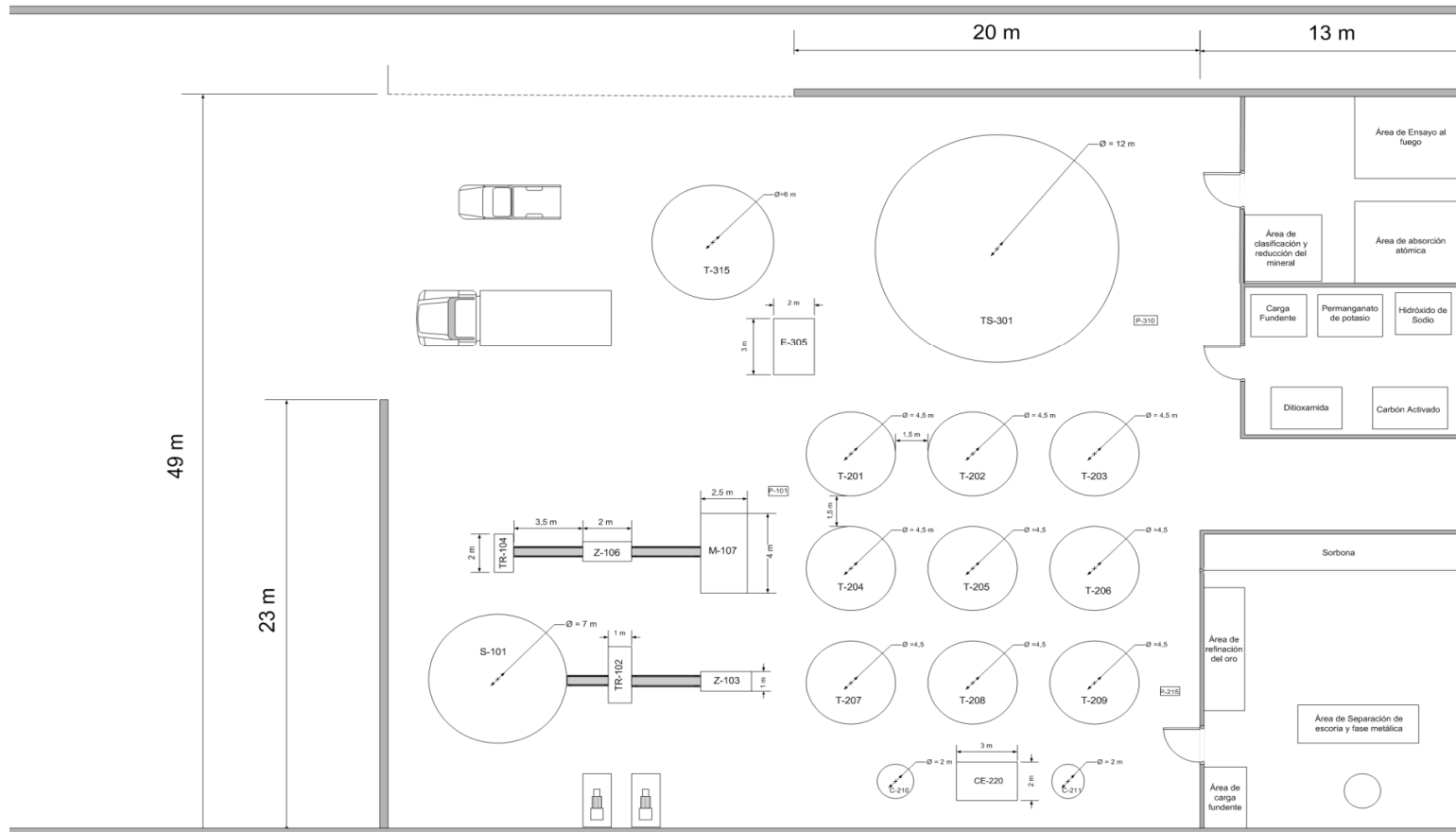
Como en el proceso existen recirculaciones, reposiciones tomando en cuenta el valor de estado estacionario se ha realizado los cálculos pertinentes al estar el sistema en estado estacionario. Se tomó en cuenta los valores a los que se obtuvo las mejores condiciones en la sección 3.3.3. Los gráficos más representativos para el diseño de la planta de extracción de oro del mineral de Agroindustrial “El Corazón” son los siguientes:



Número de línea		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	
Estado Físico		sólido	sólido	sólido	sólido	sólido	sólido	líquido	Sól/liq	Sól/liq	Sól/liq	Sól/liq	Sól/liq	Solución	Líquido	Líquido	Líquido	Líquido	
Temperatura	°C	19	19	19	19	19	19	15	19	19	19	19	19	19	15	15	15	19	
Mineral	Kg/h	2 083,33	1 875	208,33	2 083,33	208,33	2 083,33	0	5 208,33	3 125	2 083,33	0	2 083,33	0	0	0	0	0	
Agua	Kg/h	0	0	0	0	0	0	3 125	3125	1 875	1 250	1 055,42	11 804,17	10 554,17	0	172,8	172,8	1 728	
NaOH	Kg/h	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	41,61	566,61	525	0	0	0	22,46	
Ditioxamida	Kg/h	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	5,66	15,21	9,56	0	0	0	5,18	
KMnO4	Kg/h	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	13,98	43,98	30	0	0	0	0	
Etanol	Kg/h	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	207,36
C. A.	Kg/h	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	20	0	0	20	0	0	0	0
Oro	g/h	22,71	20,74	2,27	22,71	2,27	22,71	0	56,77	1,82	22,71	0	2,27	2,27	20,44	0	0	0	0
Total	Kg/h	2 083,33	1 875	208,33	2 083,33	208,33	2 083,33	3 125	8 333,33	5 000	3 333,33	1 136,67	14 510,3	11 118,73	20	172,8	172,8	1 963	

Número de línea		22	23	24
Estado Físico		Sólido	Sólido	Sólido
Temperatura	°C	20	120	120
Carbonato de Sodio	kg/cos	4	0	4
Borax	kg/cos	3	0	3
Litargirio	kg/cos	5	0	5
Oro	kg/cos	0	1,635	0
Total	kg/cos	12	1,635	12

Figura 3.21. Diagrama de flujo del proceso de recuperación de oro con ditioxamida como lixiviant de baja toxicidad



Área 1 (Clasificación y molienda)

- S-101 Silo de almacenamiento
- TR-102 Trituradora primaria de mandíbula
- TR-104 Trituradora secundaria de mandíbula
- Z-103-106 Zaranda
- M-107 Molino de Bolas
- P-101 Bomba de lodos

Área 2 (Lixiviación y proceso CIP)

- T-201-209 Tanque de lixiviación
- C-210-211 Columnas de elusión
- CE-220 Celdas Electrolyticas
- P-215 Bomba de lodos

Área 3 (Almacenamiento y calentamiento)

- TS-301 Tanque de sedimentación
- E-305 Intercambiador de Calor
- P-310 Bomba centrífuga de agua
- T-315 Tanque de almacenamiento de agua

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL		
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA		
DISEÑO DE UNA PLANTA PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIOXAMIDA COMO LIXIVIANTE		
Diagrama de LAY-OUT para planta de recuperación de oro usando ditionoxamida como lixivante		
Autor: Juan Serrano	Escala: 10-1	Unidades: metros (m)

Figura 3.22. Vista superior del plano de la implementación de la planta

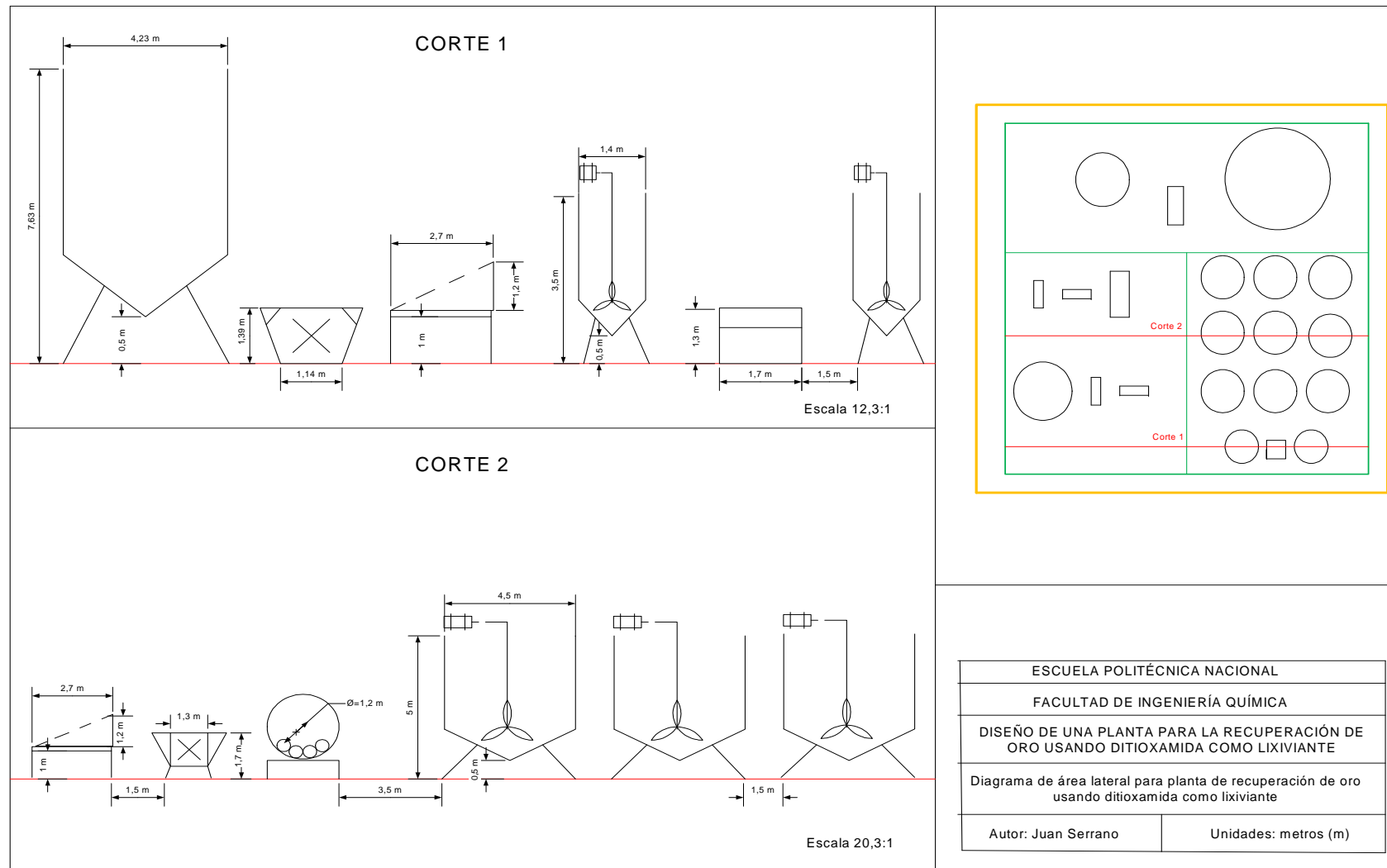


Figura 3.23. Vista lateral del plano de la implementación de la planta

Tabla 3.10. Equipo presentes en planta en vista lateral

Número de Corte	Equipo	Tiempo de operación (h/día)
1	Silo de almacenamiento	-----
1	Trituradora primaria	5
1	Tamiz 1	5
1	Columnas de desorción	15
1	Celda electrolítica	5
2	Tamiz 2	5
2	Trituradora secundaria	5
2	Molino de bolas	24
2	Tanques de lixiviación	24

El molino de bolas funcionara las 24 h debido a la alta ineficacia del equipo lo que provoca que este proceso sea el cuello de botella de la planta, por lo cual esta se detendrá una vez que el equipo entre en funcionamiento.

Los tanques de lixiviación igualmente funcionaran las 24 h del día, porque el tiempo necesario para la recuperación del oro es alto.

La planta no se detendrá al poner los tanques de lixiviación en mantenimiento debido a que se lo hará de uno en uno, procurando que el resto siga en funcionamiento.

Para purificar el cemento que se obtiene al finalizar el proceso de electrodeposición se utiliza el ensayo al fuego. El tiempo necesario para realizar el proceso de pirometalurgia del cemento es de 12 h.

El tiempo de cosecha será el mismo que el del proceso de lixiviación (50 h), debido a que el resto de los procesos se los realiza en un tiempo menor, por lo cual se los efectuaran en paralelo con la lixiviación.

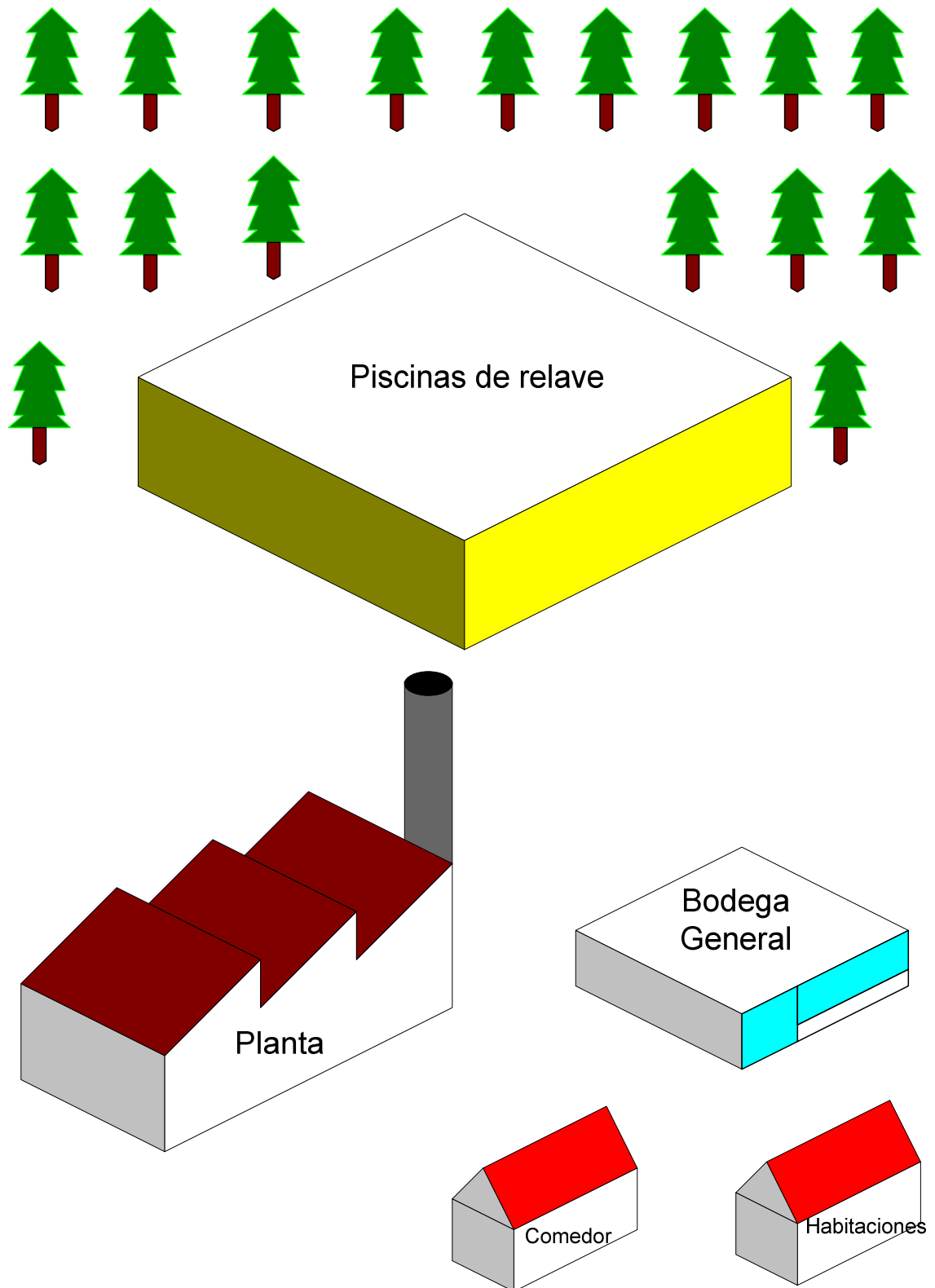


Figura 3.24. Vista general para la implementación de la planta de recuperación de oro

3.7.4. BALANCE DE ENERGÍA PARA LA PLANTA DE RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIOXAMIDA COMO LIXIVIANTE

El balance de energía de la planta sirve para optimizar el consumo anual de energía de todos los equipos que funcionan en esta.

Se realiza el balance de energía del molino de bolas por ser el equipo más ineficiente y el cuello de botella de la planta.

Balance de Energía

El balance de energía en el molino de bolas se determina a partir del work index que para el material que se va a utilizar, al saber que en su mayoría es cuarzo, tiene un valor de 16 kWh/ton.

El tamaño de alimentación que descarga la trituración secundaria es 3 mm y el tamaño de partícula (d_{80}), que se desea obtener como producto saliente del molino de bolas es 74 μm .

$$E = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{d_{80f}}} - \frac{10}{\sqrt{d_{80o}}} \right) \quad [3.25]$$

$$E = 16 \left(\frac{10}{\sqrt{74}} - \frac{10}{\sqrt{3000}} \right) = 15,67 \frac{\text{kWh}}{\text{ton}} \quad [3.26]$$

Entonces el consumo de energía del molino por tonelada del mineral procesado es:

$$POT = 50 \frac{\text{ton}}{\text{d}} \cdot \frac{1 \text{ d}}{24 \text{ h}} \cdot 15,67 \frac{\text{kWh}}{\text{ton}} = 32,65 \text{ KW} = 44,35 \text{ HP} \quad [3.27]$$

El balance de energía de todos los equipos se describe a continuación:

Tabla 3.11. Balance de Energía de todos los equipos al día

Equipos	Cantidad	Potencia (kWh)	Tiempo de operación (h)	Energía consumida (kWh)
<i>Trituradora de mandíbulas 250*400</i>	1	15	5	75
<i>Trituradora de cono PBY 600 3 mm</i>	1	30	5	150
<i>Molino de bolas Φ1200×2400</i>	1	15	24	360
<i>Tamiz vibratorio 1”</i>	1	5	24	120
<i>Banda transportadora</i>	2	15	5	150
<i>Tanques de Lixiviación 71,67 m³</i>	9	7,5	24	1620
<i>Tanques de adsorción 50 m³</i>	2	5	24	240
<i>Compresor</i>	1	11	24	264
<i>Bombas para lodos</i>	2	3	24	144
<i>Horno de fusión</i>	1	50	0,017	0,85
<i>Apron Feeder</i>	1	10	5	50
<i>Tanques de Desorción</i>	2	24	0,05	2,4
<i>TOTAL kWh</i>				3 176,25

3.8. EVALUACIÓN DE LA PRE-FACTIBILIDAD ECONÓMICA PARA LA IMPLANTACIÓN DE LA PLANTA DISEÑADA

La pre-factibilidad económica es un tema muy importante debido a que sería inútil la instalación de la planta si la rentabilidad es menor a la que se obtiene si se deposita el mismo capital en un banco. Los gastos más importantes que se deben tomar en cuenta son:

- La inversión
- Los costos fijos y variables de operación
- El flujo de caja

La planta solo será para la recuperación de oro, por lo que la venta del oro será la única ganancia que se obtendrá.

Los precios de los equipos que se tomaron de los proveedores para la implementación de la planta de recuperación de oro con ditioamida como lixiviante, más los valores de sueldos que se consideraron de las minas que se visitaron, los costos de energía, los costos de operación y los costos de arranque, se presentarán en tablas para evaluar la rentabilidad de la planta.

3.8.1. RÉDITOS DE LA IMPLEMENTACIÓN DE LA PLANTA

La única ganancia que se obtendrá de la planta será la venta total del oro producido que se obtendrá cada 4 días por cosecha. Las ganancias anuales de la industria serán:

$$\frac{1\,635\text{ g Au}}{6\text{ d}} * 365\text{ d} * \frac{\$56\,325}{\text{kg}} * \frac{1\text{ kg}}{1000\text{ g}} = \$5\,613\,403,88 \quad [3.28]$$

Se obtendrá \$5 613 403,88 anuales por la venta del oro, con sujeto a cambios por el valor cambiante del oro.

3.8.2. GASTOS DE LA IMPLEMENTACIÓN DE LA PLANTA

Los gastos que se realizan al implementar la planta son la inversión fija, costos de operación, inversión de trabajo y los impuestos que genera. Los gastos de la inversión fija se exponen a continuación:

Tabla 3.12. Reactivos para el arranque de la planta

Reactivo	Cantidad (kg)	Costo por peso (\$/kg)	Costo Total (\$)
Ditioamida	543,6	500	271 800
NaOH (Técnico)	2 842,35	1,595	4 533,55
KMnO ₄	1 706,55	0,6	1 023,93
Agua	604	0,25/m ³	151
Total			277 508,48

Tabla 3.13. Costo de los equipos principales de la planta de recuperación de oro

Maquinaria	Unidades	Costo Maquinaria	Costo Total
Trituradora de mandíbulas 250*400	1	15 000	15 000
Trituradora de cono PBY 600 3 mm	1	20 000	20 000
Molino de bolas $\Phi 1\ 200 \times 2\ 400$	1	100 000	100 000
Tamiz vibratorio 1''	1	7 000	7 000
Banda transportadora	2	6 000	12 000
Tanques de Lixiviación 71,67 m ³	9	10 000	90 000
Tanques de adsorción 50 m ³	2	8 000	16 000
Compresor	1	10 000	10 000
Bombas para lodos	2	3 000	6 000
Horno de fusión	1	15 000	15 000
Apron Feeder	1	12 000	12 000
Tanques de Desorción	2	10 000	20 000
Silo de almacenamiento (ore bin)	1	15 000	15 000
Laboratorio para Absorción Atómica y ensayo al fuego	1	50 000	50 000
Piscinas de relave (50 000 TM)	3	150 000	450 000
Total			838 000

A los equipos principales se debe añadir el costo de materiales como cimientos, estructuras, tuberías, edificios, electricidad, entre otros. Se añadirán los costos relacionados con la mano de obra como la edificación e instalación, al igual que costos indirectos como es la ingeniería y supervisión, con honorarios de contratistas y, además hay que sumarle los valores de contingencia (Peters, 1991, p.3).

$$I_{EP} = I_E * \sum fi + I_E * \sum fj + I_E * \sum fk + I_E * \sum fl \quad [3.29]$$

$$I_{EP} = 838\ 000 * (2,2275) = \$1\ 866\ 645 \quad [3.30]$$

El costo de los equipos auxiliares se los determinó por el método de factores a partir del costo de los equipos principales.

$$I_{EA} = I_{EP} * \sum fd \quad [3.31]$$

$$I_{EP} = 838\,000 * (0,186) = \$155\,868 \quad [3.32]$$

Tabla 3.14. Inversión Fija

INVERSION FIJA	COSTO (\$)
Equipos principales instalados	1 866 645,00
Equipos secundarios	155 868,00
Reactivos para Arranque	277 508,48
TOTAL	2 300 021,48

Los costos indirectos como sueldos de empleados y depreciación de la planta se detallan a continuación en las siguientes tablas:

Tabla 3.15. Sueldo de operarios para la planta

Operador de Máquina o Proceso	# de operarios por turno	Salario Mensual	Aporte Patronal de 11.15% al IESS	Total mensual, para 3 turnos	Gran total anual
Jefe de turno	1	550	61,33	1 833,99	23 841,87
Operadores de la mina	4	350	39,03	4 668,36	60 688,68
Operadores de la planta	5	350	39,03	5 835,45	75 860,85
Total					160 391,40

Tabla 3.16. Sueldo de empleados administrativos y extras para la planta

Nombre del Puesto de Trabajo	Número de Empleados	Sueldo Mensual por puesto de trabajo	Aporte Patronal de 11.15% al IESS por puesto de trabajo	Gran total anual
Choferes	3	400	44,60	20 473,20
Contador	1	600	66,90	10 236,60
Gerente General	2	2 000	223,00	68 244,00
Secretaria	1	400	44,60	6 824,40
Guardias	3	300	33,45	15 354,90
Administrador	1	500	55,75	8 530,50
Enfermera	1	500	55,75	8 530,50
Cocineros	1	350	39,03	5 971,35
Total	13			121 133,10

Los costos del capital de trabajo para una fábrica pequeña para la extracción de oro se basan en la relación:

$$I_w = Y_{Iw} \cdot I_f \quad [3.33]$$

$$I_w = 0,05 * 2\,300\,021,48 \quad [3.34]$$

$$I_w = \$115\,001,07 \quad [3.35]$$

Los costos variables se detalla en compra de reactivos, costos proporcionales a la inversión fija y consumo de energía, como se aprecia en las siguientes tablas:

Tabla 3.17. Costos anuales proporcionales a la inversión fija

Costos	fa
Mantenimiento y reparación	0,1
Impuestos	0,01
Seguros	0,025
Suministro complementarios	0,05

$$C_{IF} = I_F * \sum fa \quad [3.36]$$

$$C_{IF} = 838\,000 * 0,185 = \$155\,030 \quad [3.37]$$

La depreciación de los equipos principales será de 10 años por lo que el costo a depreciarse los equipos por año será:

$$e = 0,1 * I_f \quad [3.38]$$

$$e = 0,1 * 838\,000 = 83\,800 \quad [3.39]$$

Tabla 3.18. Costos de los insumos por tonelada de producto

Insumos	\$/TM de producto
Ditioxamida	1 345,00
Hidróxido de Sodio	34,21
Permanganato de Potasio	8,60
Energía Eléctrica	5,09
Agua	0,14
Carbón Activado	0,58

$$C_Q = Q * (m + n + p + q) \quad [3.40]$$

$$Q = \text{cantidad anual de producción} = 18\,250 \text{ ton/año} \quad [3.41]$$

$$C_Q = 18\,250 * (1\,345 + 34,21 + 8,6 + 5,09 + 0,14 + 0,58) \quad [3.42]$$

$$C_Q = \$25\,433\,565 \quad [3.43]$$

Los ingresos anuales al precio actual del oro al lixiviar el mineral de Agroindustrial “El Corazón” son de 5 600 000 y se gasta solo en insumos 25 433 565, por lo que no es viable económicamente realizar esta planta. El alto costo de la ditioxamida es el principal gasto de insumo que no permite que el proyecto sea rentable.

3.8.3. SENSIBILIDAD DE EVALUACIÓN DE LA PRE-FACTIBILIDAD ECONÓMICA PARA LA IMPLEMENTACIÓN DE LA PLANTA DE RECUPERACIÓN DE ORO CON DITIOXAMIDA COMO LIXIVIANTE

Debido a la gran cantidad de ditioxamida que se utiliza en la lixiviación y su alto costo en la implementación de la planta esta no es rentable, por lo que se realizará los cálculos respectivos para determinar el valor máximo de la ditioxamida por unidad de peso para obtener una rentabilidad (TIR) del 25%.

Para la implementación de la planta se requiere pedir un préstamo al banco por el valor total de la inversión fija más el capital de trabajo.

$$Prest = I_f + I_w \quad [3.44]$$

$$Prest = 2\,300\,021,48 + 115\,001,07 \quad [3.45]$$

$$Prest = 2\,415\,022,55 \quad [3.46]$$

Se realizará un préstamo por 10 años al banco, con una tasa de interés del 10%, por lo que se pagarán anualidades de:

$$P = \frac{A \cdot [(1+i)^n - 1]}{i \cdot (1+i)^n} \quad [3.47]$$

$$2\,415\,022,55 = \frac{A \cdot [(1+0,1)^{10} - 1]}{0,1 \cdot (1+0,1)^{10}} \quad [3.48]$$

$$A = \$393\,033,8 \quad [3.49]$$

A continuación se detallará las amortizaciones al capital prestado:

Tabla 3.19. Tabla de amortizaciones al capital prestado

Año	Interés	Amortización	Capital Reducido
1	241 502,26	151 531,54	2 263 491,01
2	226 349,10	166 684,70	2 096 806,31
3	209 680,63	183 353,17	1 913 453,14
4	191 345,31	201 688,48	1 711 764,66
5	171 176,47	221 857,33	1 489 907,32
6	148 990,73	244 043,07	1 245 864,26
7	124 586,43	268 447,37	977 416,88
8	97 741,69	295 292,11	682 124,77
9	68 212,48	324 821,32	357 303,45
10	35 730,35	357 303,45	0,00

El costo de las 50 hectáreas en los que se realizará la planta tiene un costo aproximado de \$200 000. Los costos de operación de la planta y la inversión indirecta dependerán del costo unitario de la ditioxamida.

La tabla 3.20 muestra los gastos anuales de la planta en función del costo unitario de la ditioxiámidá.

Tabla 3.20. Gastos anuales de la planta

Gastos Anuales	Valor
Sueldo de administrativos	121 133,1
Sueldo de operarios	160 391,4
Costo de reactivos y energía	88 7315
Costo ditioxiámidá	18 250*d ^a
Costo proporcionales a la inversión fija	155 030
Total	1 32 3869,5 + 18 250*d

^a Costo de la ditioxiámidá por tonelada de producto producido

Un valor a considerarse como ingreso será el ahorro que se tendría debido a que el relave de la ditioxiámidá no se le debe hacer un tratamiento de remediación. Se considera que el 10% de la cantidad de fluido que produce la planta va a ser tratado:

$$283 \text{ m}^3 \times \frac{1\,000 \text{ L}}{1 \text{ m}^3} * 0,1 = 28\,300 \text{ L} \quad [3.50]$$

Se calcula la cantidad de cianuro que se tendría que tratar por año, si se utilizará este reactivo en vez de ditioxiámidá:

$$28\,300 \text{ L} \times \frac{0,9 \text{ g DTO}}{1 \text{ L}} \times \frac{1 \text{ kg}}{1\,000 \text{ g}} = 25,4 \text{ kg DTO} \quad [3.51]$$

$$25,4 \frac{\text{kg DTO}}{\text{d}} * \frac{\text{m}^3}{0,9 \text{ kg DTO}} * \frac{1 \text{ kg CN}^-}{\text{m}^3} * \frac{365 \text{ d}}{1 \text{ año}} = 10\,301,1 \frac{\text{kg CN}^-}{\text{año}} \quad [3.52]$$

Se toma como referencia el valor de \$1/kg de CN libre tratado:

$$10\,301,1 \frac{\text{kg CN}^-}{\text{año}} * \frac{\$ 1}{\text{kg CN}^-} = \$10\,301,1 \quad [3.53]$$

El valor que se debe calcular es el costo por gramo de la ditioxiámidá y lo que se obtiene es el costo de la ditioxiámidá por tonelada de material procesado al utilizar

un TIR del 25% en el flujo de fondos que se observa en la tabla 3.22. El interés de devaluación de la moneda que se toma en el flujo de fondos es del 10%. El valor por tonelada que se obtuvo de realizar los cálculos en el flujo de fondo de la ditioxiámina es de \$186,3, por lo que su valor por unidad de peso será:

$$\frac{\$186,9}{TM} * \frac{175 TM}{1\ 000\ m^3} * \frac{1\ m^3}{0,9\ kg\ DTO} = \frac{\$36,23}{kg\ DTO} \quad [3.54]$$

El valor máximo de la ditioxiámina para que el proyecto sea rentable debe de ser de \$36,23/kg de DTO.

El cálculo de la tasa mínima aceptable de rendimiento (TMAR), es la suma de la tasa de inflación y el premio al riesgo país. El punto de inflación según el Banco Central del Ecuador desde mayo del 2012 a mayo del 2013 es de 4,27 y el premio al riesgo país de Ecuador se ubica en los 636 puntos que es 6,36% (Banco central del Ecuador, 2013)

$$TMAR = p.inflación + premio\ al\ riesgo \quad [3.49]$$

$$TMAR = 6,36 + 4,27 = 10,9\% \quad [3.50]$$

Tabla 3.21. Indicadores económicos para la implementación de la planta

Indicadores Económicos	Valor
Precio de ditioxiámina sugerido	\$36,23/kg
TIR (Tasa interna de retorno)	25%
VAN (Valor actual neto)	\$358 534,29
Tiempo de retorno de la inversión	3,87 años

A pesar del alto costo de la ditioxiámina en la actualidad y que no sería rentable la implementación de la planta, la baja toxicidad del reactivo y la alta eficiencia en la recuperación de oro, permite considerar amplias perspectivas de aplicación industrial para este proceso.

Tabla 3.22. Flujo de fondos de la implementación de la planta

Datos Económicos	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021
Año de operación	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Año descontados	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Inversiones	0										
Terreno	200 000,00										
Capital de Trabajo	175 498,42										
Capital Total	375 498,42										
Ingreso por ventas		5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88	5 613 403,88
Ahorro tratamiento		10 3 01,10	10 301,1	10 301,1	10 301,1	10 301,1	10 301,1	10 301,1	10 301,1	10 301,1	10 301,1
Costos de Producción		4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50	4 734 794,50
Pago Amortizaciones		393 033,80	393 033,80	393 033,80	393 033,80	393 033,80	393 033,80	393 033,80	393 033,80	393 033,80	393 033,80
Depreciación		83 800,00	83 800,00	83 800,00	83 800,00	83 800,00	83 800,00	83 800,00	83 800,00	83 800,00	83 800,00
Impuesto a la Renta		280 670,19	280 670,19	280 670,19	280 670,19	280 670,19	280 670,19	280 670,19	280 670,19	280 670,19	280 670,19
Egresos totales		5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30	5 211 628,30
Flujo de fondos netos		131 406,49	131 406,49	131 406,49	131 406,49	131 406,49	131 406,49	131 406,49	131 406,49	131 406,49	131 406,49
Flujo de fondos acumulados	-375 498,42	-266 898,02	-168 170,38	-78 417,98	3 175,11	77 350,65	144 782,95	206 085,05	261 814,23	312 477,12	358 534,29

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

- El mineral aurífero sulfurado que se utilizó para este proyecto aunque contiene una mayor cantidad de plata de 25 g/ton en relación al oro que es de 10,9 g/ton, en el proceso de lixiviación con ditionamida no influye por su baja disociación a las condiciones más favorables para la recuperación de oro. Además el mineral contiene grandes cantidades de metales como: Na con 2,58%, Fe con 0,9%, K con 0,95%, Cu con 0,05% y Co con 115 g/ton.
- El mineral aurífero utilizado posee en gran cantidad cuarzo (SiO_2) que es un 75% y de minerales de comportamiento arcilloso como la caolinita $\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$ 12%, poligorskita $((\text{Mg},\text{Al})_5(\text{Si},\text{Al})_8\text{O}_{20}(\text{OH})_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O})$ 5%, Muscovita $\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})$ 5% y la clinocloro $(\text{Mg},\text{Fe})_5\text{Al}(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$ con un 2%, en menor cantidad se encuentra la pirita (FeS_2) con 1%, donde se encuentra asociado el oro.
- La recuperación de oro en la lixiviación con ditionamida es muy sensible al medio en el que se lixivia, cuando este es básico con un pH superior a 12,5 la recuperación es superior al 80% en 75 horas de lixiviación, debido a que la ditionamida se deprotona a esta condición, mientras que en medio ácido se obtuvo una recuperación de tan solo un 30%.
- El porcentaje de sólidos en la recuperación de oro no fue un parámetro muy influyente debido a que en 10% se obtuvo un 82% mientras que para un 15% se logró 78%. Una importante reducción en la recuperación de oro se observó al lixiviar 20% de sólidos ya que solo se obtuvo un 62%.
- Al utilizar 0,9 g/L de concentración de ditionamida se logró una recuperación de oro del 82%, que es 650 veces la cantidad estequiométrica con respecto al oro. Mientras tanto a una concentración

entre 0,7 y 1,1 g/L se obtuvo solo el 70%, lo que nos indica que este es el rango donde se logra mayor recuperación de oro.

- El tamaño de partícula es un parámetro muy sensible para la recuperación de oro, cuando este es superior a 100 μm se obtuvo un 70%, mientras que con tamaños de partícula inferiores de 53 y 74 μm se logró recuperar más del 82%.
- La recuperación de oro al usar cianuro de sodio como lixiviante es del 85% en 24 horas de lixiviación, porcentaje de sólidos del 33% mientras que en la lixiviación con ditionamida, con un porcentaje de sólidos del 10% en 75 horas de lixiviación es de 82,26%. Al utilizar permanganato de potasio como oxidante en los ensayos con ditionamida se obtuvo un 85% de recuperación en solo 50 horas a las mismas condiciones.
- La cinética de la lixiviación de los metales preciosos a las condiciones más favorables para la recuperación de oro fueron inferiores a las de este metal. Se logró obtener solo un 2% de la plata y un 0,5% del hierro. La inestabilidad del complejo Au-Co a estas condiciones, se vio reflejada en la baja recuperación donde a las 30 horas se obtuvo solo un 5%, mientras que a las 4 horas superó incluso al oro con un 24%. Los complejos Cu-DTO y Au-DTO son los más estables por lo que se logró una recuperación el 68% en el cobre y el 90% con el oro.
- La eficiencia de la recuperación de oro con ditionamida como lixiviante es dependiente del potencial electroquímico por lo que se utilizó permanganato de potasio [0,38N] como agente oxidante, con el cual aumentó la recuperación del oro hasta un 85% en 50 horas de lixiviación comparado con el 72% en 75 horas al solo utilizar agitación. Al utilizar aire se obtuvo un 82% en 75 horas, mientras que con peróxido de hidrógeno a pesar de ser un fuerte oxidante se obtuvo un 70%, incluso más bajo que al solo usar agitación, debido a que desintegra el complejo Au-DTO.

- La constante k de la isoterma de Freundlich perteneciente al carbón activado Quimicarb (8x20) con $800 \text{ m}^2/\text{g}$ para adsorber el complejo Au-DTO es de $1,835 \text{ mg}/(\text{g}(\text{L}/\text{mg}))^n$, el cual es muy inferior al que se obtiene con el mismo carbón activado al adsorber el complejo Au-CN.
- La adsorción del complejo oro-ditioxamida con 25 g/L de concentración de carbón activado fue muy efectiva al lograr adsorber el 88% en 4 horas, mientras que con 10 g/L logró obtener 86% y con 5 g/L solo se adsorbió un 70%.
- Al aumentar la concentración de polvo de cinc se incrementó la recuperación de oro ya que con 3 g/L se recuperó 1,6%, con 6 g/L un 8% y con 8 g/L un 11%, todos estos ensayos se los realizó a un pH de 12.
- La cementación con polvos de cinc es débilmente dependiente de la concentración de ditioxamida en solución logrando con $0,9 \text{ g/L}$ una recuperación de 1,3%, con 1 g/L un 1,1% y con $1,1 \text{ g/L}$ un 1% del oro
- La eficiencia al disminuir el pH de 12,12 a 11,5 en la cementación con polvo de cinc fue cercano al 80%, debido a que la recuperación de oro al utilizar una concentración de ditioxamida de $0,9 \text{ g/L}$ aumentó de 1,3% a 2,4%, cuando se utilizó 1 g/L se incrementó de 1,1% a 1,9% y al utilizar $1,1 \text{ g/L}$ aumentó del 1% al 2%.
- Se determinó que las semillas de lechuga utilizadas para este los análisis de toxicidad tengan el poder germinativo del 90% y que la sensibilidad al compuesto de referencia (ZnSO_4) fuera de $\text{LC}_{50}=3,4 \text{ g/L}$.
- La toxicidad al utilizar cianuro usando NaOH como regulador de pH a 12 fue de $\text{LC}_{50}=0,08 \text{ g/L}$, mientras que al usar ditioxamida el $\text{LC}_{50}=3,29 \text{ g/L}$, se pudo concluir que la ditioxamida es al menos 41 veces menos tóxica que el cianuro de sodio para este tipo de especie.

- La toxicidad de los efluentes de la cianuración en las semillas de lechuga fue de $LC_{50}=0,156$ g/L, mientras que la de los efluentes de la lixiviación con ditioamida fue de $LC_{50}=1,04$ g/L, por lo que estos efluentes son 15 veces menos tóxicas que los de cianuro de sodio, debido a que la cal que sirve para dosificar el pH en la cianuración es menos tóxico que el NaOH utilizado en la lixiviación con ditioamida.

4.2. RECOMENDACIONES

El proceso de extracción de oro con el empleo de ditionamida como lixiviante de baja toxicidad es prometedor, sin embargo para alcanzar un mayor desarrollo del proceso y que este sea más competitivo en relación con la cianuración se debe realizar experimentos que complementen este trabajo de investigación como:

- Se recomienda realizar pruebas comprobatorias para determinar la relación entre la concentración de ditionamida libre con el volumen gastado en la titulación con nitrato de plata al variar la concentración de este último.
- Realizar pruebas de lixiviación a las mejores condiciones obtenidas en este trabajo en minerales que contengan más cantidad de oro y menos cantidad de metales que pueden formar compuestos con el oro a las mismas condiciones de lixiviación.
- Para realizar las pruebas de lixiviación en las que se añade un fuerte oxidante se recomienda utilizar un pHmetro que mide el potencial electroquímico de la solución para obtener mejores resultados en la recuperación de oro.
- Para evaluar la recuperación de oro en medio ácido se debe realizar pruebas regulando el pH entre 1 a 5 con ácido clorhídrico o con ácido bromhídrico que forman complejos como se observa en el capítulo 1.2.
- Se debe realizar pruebas de cementación con polvo de cinc en pH's ácidos y menos básicos, debido que para formar el complejo ditionamida-cinc aún no se han establecido los parámetros y también porque la ditionamida no forma compuestos venenosos al disminuir su pH.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

1. Albin, L. y Boston, D. (1991). *Monosubstituted dithiooxamide compounds and their use*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdfs/US5124308.pdf> (Agosto, 2012).
2. American Public Health Association (APHA) (1992). *Métodos normalizados para el análisis de aguas potables y residuales*. (6ta. ed.). Madrid, España: Díaz de Santos S.A.
3. Banco Central del Ecuador. (2013). *Indicadores económicos de mayo 2012 hasta mayo del 2013*. Recuperado de: http://www.bce.fin.ec/resumen_ticker.?ticker_value=riesgo_pais (Junio, 2013).
4. Bobtelsky, M. (1968). The compounds of gold and palladium with rubeanic acid, composition, structure and analytical use. *Analytica Chimica Acta*, 17(1), 584-587.
5. Brown, T. (2009). *Estudio de las reacciones químicas inorgánicas*. Recuperado de <http://es.scribd.com/doc/20754020/Practica-6-Estudio-de-las-Reacciones-quimicas> (Noviembre, 2012).
6. Burguer, M., Kunene, M., Padayachee, D. y Phala, N. (2011). *Aqueous leaching process for recovery of precious metals with addition of dithiooxamide ligand, anglo operations limited*. Recuperado de <http://www.ipaustralia.com.au/applicant/anglo-operations-limited/patents/AU2010274628/#.UCiERqEf6xU> (Marzo, 2012).
7. Burger, M., Smith, J. y Schmuhl, J. (2011). Effective leaching of gold ores using a novel low-toxicity lixivante. *9no. International Conference on Clean Technologies for the Mining Industry*. (pp. 3-10). Santiago, Chile: Cleanmining.

8. Castillo, G. (2004). *Ensayos toxicológicos y métodos de evaluación de calidad de agua: Estandarización, intercalibración, resultados y aplicaciones*. (Disertación doctoral). Instituto Mexicano de Tecnología del Agua, Cuernavaca, México.
9. Dutrizac, J. (2002). The leaching of sulfide mineral in chloride media. *Hydrometallurgy*, 29(1), 43-45.
10. Fernandez P., (2004). *Equilibrios de formación de complejos*. Recuperado de <http://www.uclm.es/profesorado/pablofernandez/QG-07-complejos/complejos%20teoria.pdf> (Abril, 2013).
11. Fisher, J. (1968). *Method for modifying the growth characteristics of plants*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdfs/US3390976.pdf> (Agosto, 2012).
12. Furlong, J., Lokken, R. y Mader, R. (1991). *Preparation of monosubstituted dithiooxamide compounds*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdfs/US5041654.pdf> (Septiembre, 2012).
13. Gerhard, H. (1972). *Method of combating chewing insect larvae species*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdfs/US3639627.pdf> (Agosto, 2012).
14. Ji, J., Fleming, C., Wesr-Sells, P. y Hackl, R. (2003). A novel thiosulfate system for leaching gold without the use of copper and ammonia. *Hydrometallurgy 2003-Fifth International conference in Honor of Prof. Ian Ritchie*, (pp. 229-231). Vancouver, Canadá: The Minerals, Metals & Materials Society (TMS).
15. Ji J., Fleming, C. (2010). *Method for thiosulfate leaching of precious metal-containing materials*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdf/US8097227.pdf> (Junio, 2012).

16. Jurado, M. (2008). *Estudio de la disolución de oro de la mena de Agroindustrial "El Corazón" con el empleo de tiocianato como agente lixiviante y precipitación del oro mediante cementación*. (Proyecto de Titulación previo a la obtención del título de Ingeniero Químico no publicado). Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
17. Laitos, J. (2012). The Current Status of Cyanide Regulations. *E & MJ*, 213(2), 34.
18. Lin, M. y Sibert, F. (1988). *Copper chelants/dispersants and their applications for boiler internal treatment*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdfs/US4734203.pdf> (Septiembre, 2012).
19. Linkey, W. y Seidell, A. (1998). Solubility of Inorganic and Inorganic and Metal Organic Compounds, *Van Nostrand*, 4(1), 12-13.
20. Lopez, G. (2006). *Cálculo Financiero Aplicado, un enfoque profesional*. (2da ed.). Buenos Aires, Argentina: La ley.
21. Luckenbaugh, R. (1971). *Method and composition for controlling nematodes employing dithiooxamide*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdfs/US3010870.pdf> (Agosto, 2012).
22. Mancheno, P. y Muñoz, A. (2009). *Recuperación de oro de soluciones post-lixiviación con cianuro de sodio mediante cementación con cinc y adsorción en carbón activado*. (Proyecto de Titulación previo a la obtención del título de Ingeniero Químico no publicado). Universidad San Francisco de Quito, Quito, Ecuador.
23. Martí, B., Conde, L., Jimeno, A. y Méndez, H. (2006). *Química analítica de los cationes*. (18ava. ed.). Louisiana, USA: Thomson.

24. Miner, J.L., Ragsdale, S.W. y Takacs, J. (2003). *Method for the inhibition of methanogenesis* (Disertación doctoral). Recuperada de la base de datos US Patent (3,949,090), p.1.
25. Navarro, P., Vargas, C., Villarroel, A. y Alguacil, F. (2002). On the use of amoniacal/ammonium thiosulfate for gold extracction from a concentrate. *Hydrometallurgy*, 65(1), 37-39.
26. Nicol, M. y O'Malley, G. (2001). *Cyanide; Social, Industrial and Economic Aspects: Recovery of gold from thiosulfate solutions and pulps with ion-exchange resins*. (6ta ed.). Louisiana, Estados Unidos: In: Young, C.A.
27. Ortiz, A., Nuñez, P., Aramburú, V., León, E., Quiñones L., Sandoval, M., Santibañez, L., Gonzales, C., Cerrón, J. y Alarcón, J. (2009). Factores que afectan la selección del proceso metalúrgico para beneficiar minerales complejos de oro. *Instituto de Investigaciones FIGMMG*, 12(24), 49-51.
28. Palacios C y Severo J. (2002). Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido mediante proceso severo. *Instituto de investigación de la facultad de geología, minas, metalurgia y ciencias geográficas*, 5(9), 3-4.
29. Peters, S. y Timmerhaus, K. (1991). Diseño de plantas y su evaluación económica para ingenieros químicos. *Análisis económicos*. (4ta ed). Argentina, Buenos Aires. Geminis
30. Porter, C. (1972). *Method of inhibiting dopamine β -hydroxylase*. Recuperado de <https://docs.google.com/viewer?url=patentimages.storage.googleapis.com/pdfs/US3701831.pdf> (Agosto, 2012).
31. Renders, P. y Seward, T. (1989). The stability of hydrosulphide and shulpide-complexes of Au(I) and Ag(I) at 25 °C. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 53(1), 245-247.

32. Ritchie, I., Nicol, M. y Satunton, W. (2001). Are there realistic alternatives to cyanide as a lixiviant for gold at the present time. *Cyanide: Social, Industrial and Economic Aspect*. (pp. 427-429). Louisiana, Estados Unidos: The Minerals, Metals & Materials Society (TMS).
33. Sacher, W. (2010). *Cianuro, La cara tóxica del oro*. Recuperado de <http://es.scribd.com/doc/54235978/Cianuro-cara-Toxica-Del-Oro> (Julio, 2012).
34. Saitoh, T., Mori, K. y Itoh, R. (1992). Two-dimensional vibrational analysis of the Lippincott-Schröder potencial for OH-O, NH-O and NH-N hydrogen bonds and the deuterium isotope effect. *Chemical Physics*, 60(2), 160-161.
35. Senanayake, G. (2004). Gold leaching in non-cyanide lixiviant systems on fundamentals and application. *Mineral Engineering*, 17(1), 785-799.
36. Senanayake, G., Perera, W. y Nicol, M. (2003). Thermodynamic studies of the gold (III)/(I)/(0) redox system in ammonia-thiosulfate solutions at 25 °C. *Hydrometallurgy 2003-Fifth International conference in Honor of Prof. Ian Ritchie*, (pp. 519-522). Vancouver, Canadá: The Minerals, Metals & Materials Society (TMS).
37. Skibsted L. y Bjerrum, J. (1987). Studies on gold complexes III, the standard electrode potentials of aqua gold ions. *Acta Chemica Scandinavica A*, 31(1), 155-156.
38. Sloopmaekers, B., Perlepes, S. y Desseyne, H. (1994). Molecular Spectroscopy. *Spectrochimica acta part A*, 45(12), 1211-1212.

39. Sootmaekers, B., Manessi-Zoupa, E., Perlepes, S. y Desseyn, H. (1995). The infrared spectra of complexes with planar dithiooxamides. The Au(III) complexes. *Spectrochimica acta part A*, 52(2), 1257-1273.
40. Stefánsson, A. y Seward, T. (2003). The hydrolysis of gold(I) in aqueous solutions to 600 °C and 1500 bar. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 67(1), 1677-1679.
41. Vargas, J. (2010). *Proceso de Merrill Crowe*. Recuperado de <http://es.scribd.com/doc/34406586/merrill-crowe> (Agosto, 2012).
42. Wan, R., Brierly, J., Acar, S. y Levier, k. (2003). Using thiocyanate as lixiviant for gold recovery in acidic environment. *Hydrometallurgy 2003-Fifth International conference in Honor of Prof. Ian Ritchie*, (pp. 245-248). Vancouver, Canadá: The Minerals, Metals & Materials Society (TMS).
43. Winand, R. (1991). Thioride Hydrometallurgy, *Hydrometallurgy*, 27(1), 285-287.
44. Winkler, (2007), Ficha de Seguridad Química del ácido rubeánico. Recuperado de <http://quimica.winklerltda.cl/index.php/site/productos?id=prod1&ficha=1388> (Marzo, 2012).

ANEXOS

ANEXO I

CANTIDAD DE CARGA FUNDENTE PARA LOS DISTINTOS ENSAYOS

Se agrega una determinada cantidad de los componentes de la carga fundente debido a la naturaleza de cada ensayo, para el mineral de agroindustrial “El Corazón”. Se necesita la siguiente cantidad de cada componente:

Tabla AI.1. Cantidad de carga fundente que se debe añadir para realizar el ensayo al fuego para los diferentes análisis

Compuestos	Mineral en Bruto	Relave	Carbón Activado	Cementación con cinc	Unidades
Peso de muestra	30	30	5	0,75	g
Sílice	0	0	0	10	g
Borax	30	30	20	25	g
NaCO ₃	40	40	30	35	g
PbO	50	50	30	40	g
Carbón	3	3	1,5	1,5	g

Carbonato de Sodio (Na₂CO₃): es un fundente adecuado para la sílice, ya que disminuye su temperatura de fusión de 1700 °C a 900 °C.

Bórax (tetracarbonato de sodio Na₂B₄O₇): Actúa como fundente ácido y ayuda a escorificar óxidos metálicos.

Litargirio (óxido de plomo, PbO): es un fundente básico que forma con la sílice los silicatos muy fusibles, el litargirio es el reactivo más importante en la fusión.

Carbón: La presencia de este reactivo reduce el plomo del PbO a plomo metálico.

Pb⁰. El plomo metálico desempeña el papel de colector de oro y plata contenida en el mineral.

ANEXO II

**TAMAÑO DE PARTÍCULA A DIFERENTES TIEMPOS DE
MOLIENDA**

Muestra Mineral de Agroindustrial “El Corazón”
 Ensayo #1-5
 Objetivo: Determinación del tamaño de partícula (d_{80})
 Acondicionamiento : Reducción de tamaño (0-30 min)

Condiciones del mineral

Peso 250 g

Tabla AII.1. Determinación de d_{80} a diferentes tipos de molienda en el molino de bolas

# Malla	Tamaño de partícula	% pasado acumulado (0 min)	% pasado acumulado (10 min)	% pasado acumulado (20 min)	% pasado acumulado (25 min)	% pasado acumulado (30 min)
16	1180	82,72				
20	850	64,4				
30	600	49,6	87,92			
40	425	44	82,72	97,04		99,92
60	250	29,84	67,60	81,20	95,68	99,80
80	180	21,12	43,52	64,72	91,80	96,52
100	150	17,6	39,64	55,08	80,72	89,80
140	106		34,40	50,12	62,72	77,76
200	75		22,40	32,36	40,80	60,00
270	53			19,68	25,56	46,80
400	38			10,04	16,04	
$d_{80}(\mu\text{m})$		1130	395,3	245,4	148,3	114,5

ANEXO III

DETERMINACIÓN DE LA DITIOXAMIDA LIBRE

Para la determinación de la ditionamida libre se utilizó Nitrato de Plata, ya que el ion Plata (Ag^+) al mezclarse con la solución de ditionamida genera un precipitado negro fácil de divisar. Para esto se desarrollaron varias pruebas como se puede divisar en la tabla AIII.1

Tabla AIII.1. Volumen de ditionamida que se tituló con diferentes concentraciones de nitrato de plata a diferentes concentraciones de ditionamida

Compuesto	Volumen titulado (mL)		
Ditionamida (g/L)	0,1	0,5	1
AgNO_3 (1 g/L)	0,1	0,2	0,5
AgNO_3 (0,25 g/L)	0,2	0,5	1,5
AgNO_3 (0,1 g/L)	0,5	2,5	5

Por los datos obtenidos en titulación, se determinó que el nitrato de plata con una concentración de 0,1 g/L sea el titular, con el cual se obtuvo la siguiente relación:

$$5 \text{ cm}^3 \text{AgNO}_3 \rightarrow 1 \frac{\text{gDTO}^- \text{libre}}{\text{L}} \quad [\text{AIII.1}]$$

$$1 \text{ cm}^3 \text{AgNO}_3 \rightarrow 0,2 \frac{\text{gDTO}^- \text{libre}}{\text{L}} * \frac{1000 \text{ L}}{1 \text{ m}^3} = 200 \frac{\text{gDTO}^- \text{libre}}{\text{m}^3} \quad [\text{AIII.2}]$$

Para la determinación de la cantidad de ditionamida que se debe reponer a la solución de lixiviación se debe restar la cantidad de ditionamida libre la cantidad inicial.

$$\text{DTO}_T^- = \text{DTO}^- \text{libre} + \text{DTO}^- \text{reponer} \quad [\text{AIII.3}]$$

$$\text{DTO}^- \text{reponer} = \text{DTO}_T^- - \text{DTO}^- \text{libre} \quad [\text{AIII.4}]$$

ANEXO IV

CEMENTACIÓN CON POLVOS DE CINCO Y LOS FACTORES QUE AFECTAN SU APLICACIÓN

La cementación es la precipitación de un metal o sus sales, que se encuentran en solución, sobre otro metal añadido. Esto constituye una reacción electroquímica que se produce por la diferencia de potencial entre el elemento que se va a recuperar y el agente cementante que es el polvo de cinc. Es un proceso que ha sido ampliamente utilizado para la recuperación de oro, actualmente entre el 25% y 30% del oro del mundo sigue siendo recuperado mediante tratamiento directo con cinc.

Para analizar la cinética del proceso, es necesario considerar la existencia de 5 pasos elementales dentro del sistema de reacción:

1. Transporte de masa del cianuro de oro y cianuro libre hacia la superficie del cinc.
2. Adsorción del cianuro de oro en la superficie del cinc.
3. Transferencia de electrones entre el cianuro de oro adsorbido y el cinc (ocurre simultáneamente una disociación del cianuro de oro y la formación del cianuro de cinc).
4. Desorción del complejo cianuro-cinc de la superficie del cinc.
5. Transferencia de masa de las especies del complejo cianuro-cinc a la solución.

Las reacciones que se producen son de primer orden y están controladas por la transferencia de masa, es decir, limitadas por una capa límite de difusión. Los diferenciales de los potenciales electroquímicos estándar y las reacciones del cinc con el oro y la plata se presentan a continuación:



De acuerdo con la ecuación de Nerst se deduce que la tendencia de los cationes M^+ a ser reducidos a M^0 depende de su potencial, mientras mayor sea ésta mayor será la posibilidad de precipitar el metal (Vargas, 2010, p 4-6).

$$E = E^0 + \frac{R.T}{n} * \ln(M^+) \quad [\text{AIV.3}]$$

Debido a que el potencial electroquímico estándar del oro es mayor al del cinc ($E^0_{\text{Au}}=1,73 \text{ V}$; $E^0_{\text{Zn}}=-0,726 \text{ V}$), el cinc se disuelve en los sitios anódicos y los electrones cedidos sirven para reducir los aniones complejos en los sitios catódicos.



FACTORES QUE AFECTAN LA CEMENTACIÓN

Entre los varios factores que pueden influir en la cinética de la cementación con cinc como en su eficiencia están:

La concentración de oro es factor que afecta la cinética de la cementación debido a que el proceso está influenciado por el transporte de materia del oro hacia la superficie del cinc, esta difusión se rige por la ley de Fick:

$$J_A = -D_{AB} \frac{dC_A}{dx} \quad [\text{AIV.7}]$$

Como la fuerza impulsora de la difusión es un diferencial de la concentración este es determinante en la cinética de la cementación.

El cianuro libre también es un factor que afectaría la cementación debido a que si el rango de concentraciones del cianuro está entre $1 \cdot 10^{-3}$ hasta $4 \cdot 10^{-3} \text{ M}$ a un pH de 10,5 el proceso es controlado por la difusión de cianuro libre hacia el cinc,

debido a esto se forma hidróxido de cinc en la superficie que impide una adecuada transferencia de masa y si la cantidad de cianuro libre es excesiva consume una innecesaria cantidad de cinc.

La cementación también se ve afectada por la cantidad de cinc que se ponga en la solución, pero si es que el cinc está en muy altas cantidades se forma hidróxido de cinc haciendo que la transferencia de masa hacia la superficie del cinc metálico sea menor.

La presencia de oxígeno disuelto va en detrimento de la cementación, pues la reducción del oxígeno compite con la reducción del oro. Valores altos de oxígeno por encima de 1 mg/L favorecen la redisolución en cianuro del oro ya precipitado y la formación de óxido hidratado de cinc, también conocido como precipitado blanco.

La temperatura es otro factor importante en el proceso, lo cual se explica por la ley Arrhenius. A pesar del incremento en la cinética de la reacción, también hay un incremento en la tasa de transferencia de masa, lo que hace que el proceso global se vea acelerado a mayor temperatura, por el incremento del coeficiente de difusión de la ley de Fick, adicionalmente a altas temperaturas existe una menor concentración de oxígeno disuelto en la solución (Muñoz, Mancheno, 2009, pp. 30-32).

ANEXO V

INTERFERENCIAS QUE PUEDEN AFECTAR EL PROCESO DE LA GERMINACIÓN DE LAS LECHUGAS

El proceso de germinación de las lechugas puede presentar interferencias en el proceso de germinación debido a los siguientes factores:

- Toxicidad del sustrato: Si se utiliza el papel filtro cualitativo en planchas, hay que tener en cuenta los posibles efectos tóxicos del papel.
- Suciedad en las cápsulas: Si el material ya ha sido utilizado alguna vez se recomienda realizar un enjuague minucioso de este para evitar la presencia de residuos de soluciones de limpieza.
- Exceso de agua o de muestra utilizada para embeber el papel: Debido a que este factor obstruiría la entrada de agua lo cual afectaría al normal desarrollo del proceso de germinación. Tampoco es aceptable que el papel filtro no esté completamente mojado ya que se debe evitar la desecación.
- Déficit hídrico durante el periodo de exposición: Para evitar que el papel filtro pierda agua durante el ensayo se recomienda envolver las cápsulas con una bolsa plástica ya que si se pierde humedad en las cápsulas variará la concentración del tóxico que estamos evaluando.
- Exposición a la luz durante el proceso de inhibición: Debido a que las semillas de lechuga poseen un carácter fotobástico negativo se recomienda tapar y envolver las cápsulas
- Temperatura de ensayo: Si la temperatura es mayor a la óptima para la germinación (22 ± 2 °C), no germinará aunque se les coloque posteriormente a temperaturas inferiores (termodormancia o dormancia inducida por la temperatura).

ANEXO VI

DIMENSIONAMIENTO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS PARA LA PLANTA

SILO DE ALMACENAMIENTO (ORE BIN)

Dimensiones Longitud*Ancho*Altura (mm): 3450x4230x7360

Capacidad: 500 ton

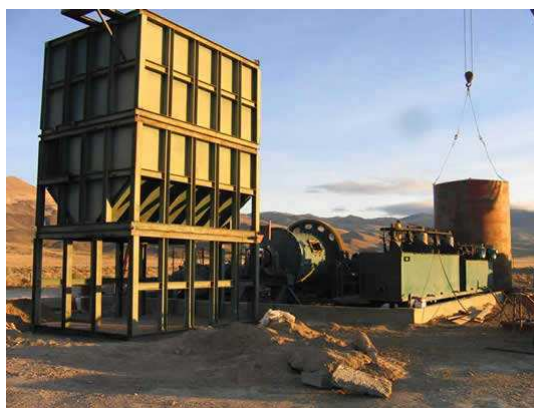


Figura AVI.1. Silo de almacenamiento de 500 ton de capacidad

TRITURACIÓN PRIMARIA (TRITURADORA DE MÁNDIBULAS)

MARCA: DSMAC

MODELO: Jaw crusher 250*400

Pag. Web: <http://www.dsmac.es/Producto/Trituracion/Trituradora-Mandibula.html>

Datos Técnicos

Abertura de la alimentación (mm) 250x400

Tamaño máximo de alimentación (mm) 210

Rango de ajuste de la abertura de descarga(mm) 20-80

Capacidad (t/h) 5-20

Potencia (kw) 15

Peso (t) 2,8

Dimensiones principales (Longitud*Anchura*Altura) (mm) 1108x1142x1392



Figura AVI.2. Trituradora primaria de mandíbulas Jaw crusher 250*400

TRITURACIÓN SECUNDARIA (TRITURADORA DE CONO)

MARCA: SBM (SHANGHAI SHIBANG MACHINERY)

MODELO: Spring Cone Crusher PYB600

Pag. Web : http://www.break-day.com/es/Spring_Cone_Crusher.htm

Datos Técnicos

Tamaño máximo de Alimentación (mm) 35

Rango de tamaño de descarga(mm) 3-15

Capacidad (t/h) 5-23



Figura AVI.3. Trituradora secundaria de cono Spring Cone Crusher PYB600

Potencia (kw) 30

Velocidad de eje excéntrico (r/min) 333

Peso incluyendo motor(t) 5,5

Dimensiones (Longitud, Ancho, Altura)(mm) 2800x1300x1700

MOLINO DE BOLAS (BALL MILL)

MARCA: SBMA

MODELO: Φ 1200x2400

PagWeb=[http://es.sbmchina.com/product/grinding/ball-](http://es.sbmchina.com/product/grinding/ball-mill/ball_mill.php?gclid=CJTBI-HX0rUCFQaznQod-CQAxQ)

[mill/ball_mill.php?gclid=CJTBI-HX0rUCFQaznQod-CQAxQ,](http://es.sbmchina.com/product/grinding/ball-mill/ball_mill.php?gclid=CJTBI-HX0rUCFQaznQod-CQAxQ)

<http://spanish.alibaba.com/product-gs/small-ball-mill-432729469.html>

Datos Técnicos

Velocidad del cangilón (r/min)=36

Tamaño de abertura de alimentación (mm) \leq 25

Tamaño de salida de las partículas (mm)=0,075-0,6

Producción (ton/h)=1,5-4,8

Peso (ton) = 12

Energía del motor (kw) = 30



Figura AVI.4. Molino de bolas SBMA Φ 1200x2400

TAMIZ CLASIFICADOR (VIBRATING SCREEN)

Marca : Xuanshi

Modelo: 2YA1237

Pag Web.: <http://xscrusher.es/4a-vibrating-screen.html>

Datos Técnicos

Abertura de la malla: 1in

Tamaño de la malla: 5 in X 8 in

Superficie de la malla: 40 ft²

Potencia (kwh): 5

Tamaño de capa de tamizado (mm): 1200x2700

Peso (t): 2,6

Capacidad del equipo (TMD): 15-100

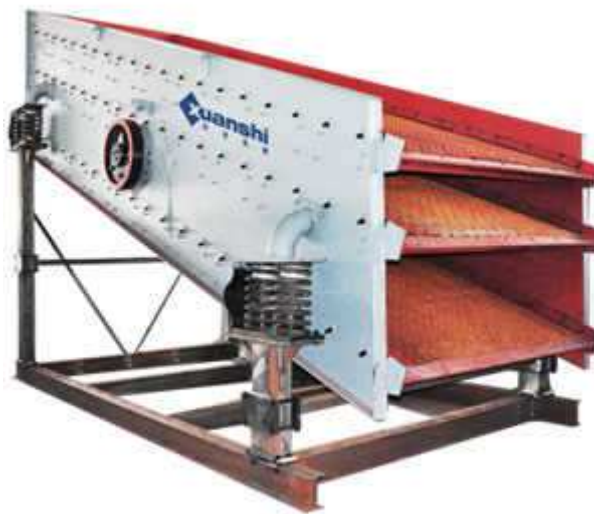


Figura AVI.5. Tamiz clasificador Xuanshi 2YA1237

BANDA TRANSPORTADORA

MARCA: NORDBERG

Pag. Web: <http://xscrusher.es/4a-transportation-band.html>

Datos Técnicos

Especificación de la banda Ancho*Largo (mm): 2*10

Velocidad regulable (m/s): 0,005-0,5

Potencia (HP): 20



Figura AVI.6. Banda transportadora Nordberg

TANQUES DE LIXIVIACIÓN

MARCA: JIXIANG

MODELO: ϕ ; 4.5 veces; 5.0

Pag. Web: <http://xscrusher.es/4a-lixiviant-tank.html>

Datos Técnicos

Especificación del tanque diámetro*Altura (mm): 4500 veces; 5000

Volumen eficaz (m^3): 71,67

La velocidad del impulsor (r/min): 33,5

El diámetro del impulsor (mm): 1750

La alimentación de diámetro de la tubería (mm): 2- ϕ

Tubería de descarga diámetro (mm): 2- ϕ

Peso (kg): 10800

Planetario cicloide reductor de velocidad:

Modelo: Xld7.5-7-43

Cociente de la velocidad: 43

Emparejado motor eléctrico (kw): 7,5



Figura AVI.7. Tanques de lixiviación Jixiang

COMPRESORES DE AIRE

MARCA: DENAIR

MODELO: DVA-15^a

Pag. Web: <http://www.compresordeaire.net/products/compressor559.html>

Datos Técnicos

Caudal (m³/min/bar): 0,48-1,2

Potencia del motor (kw): 11

Velocidad de rotación (r/min): 2935

Voltaje (V/Hz): 380/50

Ruido (dB): 72 ± 5

Salida de temperatura del aire: +15

Diámetro de la salida: 1"

Peso (kg): 475

Dimensiones Largo*Ancho*Alto (mm): 1150x700x1180



Figura AVI.8. Compresor de aire Denair

BOMBA PARA LODOS

Marca: Metso

Modelo: MR Y MM

Datos Técnicos

Capacidad: 25 m³/h

Alcanza una altura de aspiración: 30 m

Potencia: 3kw



Figura AVI.9. Bomba para lodos Metso

HORNO DE FUSIÓN

Marca: rongdongsheng

Modelo: kgps - - 0,05t

Pag. Web:<http://spanish.alibaba.com/product-gs/kgps-50kg-gold-melting-induction-furnace-580537089.html>

Datos Técnicos

Capacidad del horno (ton): 0,05

Calificación de la energía (kw): 50

Voltaje de entrada (v):380

Voltaje de salida (v): 500

Corriente de entrada (un): 80

Corriente de salida (un): 100

Tiempo de fusión (min): 20-60



Figura AVI.10. Horno de Fusión Denair rongdongsheng

TANQUES DE ELUSIÓN Y CELDA ELECTROLÍTICA

MARCA: Chang Tan

MODELO: JCY

Pag. Web: <http://spanish.alibaba.com/product-gs/gold-loaded-carbon-desorption-and-electro-winning-set-375706270.html>

Datos Técnicos

Capacidad de carga del carbón (kg/batch): 445

Capacidad del del tanque de almacenaje (m³): 3,6

Especificación de la columna de Desorción (mm): $\Phi 700 \times 3500$

Capacidad del tanque electrolítico (m³): 0,6-1,0

Especificación de la celda electrolítica (LongitudxAncho*Altura): 1200x1300x1100

Electro energía de la calefacción (kw): 24x2

Especificación del cambiador termal (mm): $\Phi 500$

Alcance del uso (t/d): 100-200



Figura AVI.11. Tanques de elusión y celdas electrolíticas Chang Tan

ANEXO VII

**FICHAS TÉCNICAS DE LA OBTENCIÓN DE LAS MEJORES
CONDICIONES DE LIXIVIACIÓN, ADSORCIÓN EN CARBÓN
ACTIVADO, CEMENTACIÓN EN POLVO DE CINC Y TOXICIDAD**

AVII.1. Ficha técnica del ensayo #1, lixiviación con cianuración

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"
Ensayo	1
Objetivo:	Recuperación de oro del mineral molido con el empleo cianuración
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,29 minutos a 62,5% sólidos)

Condiciones del mineral		Condiciones de la solución	
Peso	1000 g	Volumen de agua	2 L
Gravimetría	132 µm	% de sólidos	33,3 %
		pH inicial	12
Condiciones de operación		Concentración NaCN	1 g/L
Tiempo de lixiviación	24 h	Cal (añadida)	7 g
Agitación	1000 RPM	Temperatura promedio	20 °C

Tiempo (h)	CN Libre (g/L)	CN añadido (g)	CaO (g)	pH	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	1	2	7	12	0	0	0
0,5	0,75	0,5	0	11,7	0,9	1,8	17,27
1	0,4	1,2	0	11,5	1,47	2,94	28,44
2	0,5	1	0	11,4	2,03	4,06	39,28
4	0,7	0,6	0	11,4	2,73	5,46	52,82
7	0,56	0,88	0	11,4	3,21	6,42	61,97
24	0,8	0	0	11,3	4,41	8,82	85,33
Total añadido (g)		6,18	7	11,5			
Consumo (kg/t)		6,18	3,5				

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,985	1,76		1,73	16,77
Solución fuerte (L)	2,55		2,54	6,48	62,66
Solución débil (L)	0,975		2,18	2,13	20,56
			Total	10,34	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 83,23 %
 Alimentación Recalculada 10,49 g*t⁻¹

AVII.2. Ficha técnica del ensayo #2, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"							
Ensayo	#2							
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida							
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sól)							
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución				
Peso	111 g	Volumen de agua	1 L					
Gravimetría	75 µm	% de sólidos	10 %					
Condiciones de operación		pH inicial		13,3				
Tiempo de lixiviación	75 h	Concentración DTO		0,9 g/L				
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)		20 mL				
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Temperatura promedio		18,7 °C				
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	20	13,3	17,5	0	0,00	0,00
1	0,8	0,1	0	13,07	18,4	0,06	0,12	11,75
2	0,8	0,1	0	13	18,1	0,06	0,12	11,75
4	0,84	0,06	3	13,02	19,4	0,07	0,14	13,71
7	0,74	0,16	5	13,01	18,2	0,1	0,20	19,59
24	0,82	0,08	8	13,01	20,5	0,23	0,46	45,05
27	0,64	0,26	7	13,07	22,7	0,26	0,52	50,92
30	0,8	0,1	3	13,02	19,1	0,28	0,56	54,84
48	0,7	0,2	6	13,1	17,6	0,34	0,68	66,59
51	0,84	0,06	0	13,04	20,3	0,35	0,70	68,55
54	0,86	0,04	0	12,98	18,4	0,37	0,74	72,47
72	0,82	0,08	8	13,01	15,7	0,41	0,82	80,30
75	0,88	0	0	12,83	17,4	0,42	0,84	82,26
Total añadido (g)		2,14	60	13,04	18,7			
Consumo (kg/t)		19,26						
Balance Metalúrgico								
Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au			
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)			
Relave (kg)	0,1093	2,02		0,22	18,59			
Solución fuerte (L)	0,95		0,94	0,89	74,96			
Solución débil (L)	0,3		0,26	0,08	6,46			
			Total	1,19	100,00			
Recuperación Total (SD+SF)	81,33	%						
Alimentación Recalculada	9,58	g*t ⁻¹						

AVII.3. Ficha técnica del ensayo #3, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"		
Ensayo	#3		
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida		
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5% sól)		
Condiciones del mineral		Condiciones de la solución	
Peso	111 g	Volumen de agua	1 L
Gravimetría	74 μ m	% de sólidos	10 %
Condiciones de operación		pH inicial	13,25
Tiempo de lixiviación	75 h	Concentración DTO	0,9 g/L
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)	20 mL
Caudal de Oxígeno	0 L/min	Temperatura promedio	18,9 °C

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	20	13,25	17,5	0	0	0,00
1	0,84	0,06	0	13,16	18,2	0,05	0,1	10,12
2	0,9	0	0	13,16	17,9	0,07	0,14	14,16
4	0,76	0,14	0	13,07	19	0,07	0,14	14,16
7	0,76	0,14	5	13,03	18,7	0,08	0,16	16,19
24	0,74	0,16	10	13,2	19,8	0,09	0,18	18,21
27	0,64	0,26	0	13,12	21,9	0,18	0,36	36,42
30	0,8	0,1	5	12,97	19,6	0,22	0,44	44,52
48	0,78	0,12	10	13,1	18,3	0,29	0,58	58,68
51	0,86	0,04	0	13,04	21,5	0,31	0,62	62,73
54	0,88	0,02	5	13,03	18,2	0,35	0,7	70,82
72	0,82	0,08	8	12,98	16,3	0,36	0,72	72,84
75	0,86	0	0	12,66	18,3	0,37	0,74	74,86
Total añadido (g)		2,02	40	13,06	18,9			
Consumo (kg/t)		18,18						

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,1036	2,79		0,29	29,27
Solución fuerte (L)	0,92		0,68	0,63	63,29
Solución débil (L)	0,49		0,15	0,07	7,44
				0,99	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 70,73 %
 Alimentación Recalculada 9,54 g*t⁻¹

AVII.4. Ficha técnica del ensayo #4, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"							
Ensayo	#4							
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida							
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sól)							
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución				
Peso	176,5 g	Volumen de agua	1 L					
Gravimetría	74 µm	% de sólidos	15 %					
Condiciones de operación				pH inicial 13,36				
Tiempo de lixiviación	75 h	Concentración DTO	0,9 g/L					
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)	20 mL					
Caudal de Oxígeno	0 L/min	Temperatura promedio	19,2 °C					
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido(g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	20	13,36	18,3	0	0,00	0,00
1	0,6	0,3	0	13,13	18,9	0,05	0,10	6,10
2	0,8	0,1	0	13,07	18,7	0,04	0,08	4,88
4	0,6	0,3	0	12,98	19,8	0,04	0,08	4,88
7	0,82	0,08	8	13,05	19,5	0,11	0,22	13,42
24	0,62	0,28	10	13,01	18,7	0,3	0,60	36,60
27	0,52	0,38	4	13,16	15,7	0,34	0,68	41,48
30	0,56	0,34	3	12,98	18,5	0,37	0,74	45,14
48	0,7	0,2	16	13,24	21,6	0,49	0,98	59,78
51	0,86	0,04	0	13,12	20,7	0,51	1,02	62,22
54	0,84	0,06	0	13,04	22,1	0,52	1,04	63,44
72	0,8	0,1	6	13,02	18,2	0,58	1,16	70,76
75	0,88	0	0	12,87	19,4	0,59	1,18	71,98
Total añadido (g)		3,08	67	13,08	19,2			
Consumo (kg/t)		17,45						
Balance Metalúrgico								
Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au			
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)			
Relave (kg)	0,1713	2,78		0,48	29,04			
Solución fuerte (L)	0,88		1,24	1,09	66,57			
Solución débil (L)	0,24		0,3	0,07	4,39			
				1,64	100,00			
Recuperación Total	70.96	%						
Alimentación Recalculada	9.57	g*t ⁻¹						

AVII.5. Ficha técnica del ensayo #5, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"							
Ensayo	#5							
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida							
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sól)							
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución				
Peso	176,5 g	Volumen de agua	1 L					
Gravimetría	74 µm	% de sólidos	15 %					
Condiciones de operación		pH inicial	13,37					
Tiempo de lixiviación	75 h	Concentración DTO	0,9 g/L					
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)	20 mL					
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Temperatura promedio	19,6 °C					
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	20	13,37	17,5	0	0	0,00
1	0,7	0,2	0	13,16	18,3	0,08	0,08	5,44
2	0,82	0,08	0	13,11	21,8	0,08	0,08	5,44
4	0,7	0,2	0	13	22,5	0,12	0,12	8,16
7	0,8	0,1	7	13	16,7	0,16	0,16	10,88
24	0,76	0,14	10	13,15	21,3	0,6	0,6	40,78
27	0,6	0,3	3	13,03	22,7	0,64	0,64	43,50
30	0,64	0,26	3	13,01	16,7	0,67	0,67	45,54
48	0,74	0,16	12	13,13	20,5	0,96	0,96	65,25
51	0,82	0,08	0	13,05	22,1	0,98	0,98	66,61
54	0,84	0,06	0	12,96	15,9	1,01	1,01	68,65
72	0,84	0,06	8	13,01	19,5	1,12	1,12	76,13
75	0,86	0	0	12,87	19,4	1,14	1,14	77,49
Total añadido (g)		2,54	63	13,07	19,6			
Consumo (kg/t)		14,39						
Balance Metalúrgico								
Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)			
		(mg/kg)	(mg/L)					
Relave (kg)	0,1697	2,21		0,38	23,21			
Solución fuerte (L)	0,88		1,32	1,16	71,78			
Solución débil (L)	0,28		0,29	0,08	5,02			
				1,62	100,00			
Recuperación Total (SD+SF)		76,79	%					
Alimentación Recalculada		9,54	g*t ⁻¹					

AVII.6. Ficha técnica del ensayo #6, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"
Ensayo	#6
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos)

Condiciones del mineral

Peso	250 g
Gravimetría	74 μ m

Condiciones de la solución

Volumen de agua	1 L
% de sólidos	20 %
pH inicial	13,4
Concentración DTO	0,9 g/L
NaOH 4 M (añadida)	20 mL
Temperatura promedio	19,5 °C

Condiciones de operación

Tiempo de lixiviación	75 h
Agitación	1500 RPM
Caudal de Oxígeno	3 L/min

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	20	13,4	18,2	0	0,00	0,00
1	0,9	0	0	13,15	19	0,04	0,04	1,70
2	0,64	0,26	0	13,05	18,5	0,05	0,05	2,13
4	0,8	0,1	5	12,98	19,5	0,07	0,07	2,98
7	0,6	0,3	9	13,03	19,1	0,17	0,17	7,23
24	0,6	0,3	11	13,08	18,4	0,74	0,74	31,46
27	0,74	0,16	9	13,21	15,9	0,8	0,80	34,01
30	0,7	0,2	5	13,1	19,1	0,88	0,88	37,41
48	0,6	0,3	11	13,05	20,9	1,24	1,24	52,71
51	0,72	0,18	3	13,01	20,7	1,27	1,27	53,99
54	0,74	0,16	8	13,05	20,3	1,3	1,30	55,26
72	0,7	0,2	4	13,01	20,9	1,46	1,46	62,07
75	0,8	0	0	12,89	21,4	1,48	1,48	62,92
Total añadido (g)		3,06	65	13,04	19,5			
Consumo (kg/ton)		12,38						

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,2471	3,80		0,94	39,96
Solución fuerte (L)	0,95		1,36	1,29	54,92
Solución débil (L)	0,28		0,43	0,12	5,12
				2,35	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 60,04 %
 Alimentación recalculada 9,52 g*t⁻¹

AVII.7. Ficha técnica del ensayo #7, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"								
Ensayo	#7								
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida								
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos)								
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución					
Peso	111,11 g	Volumen de agua		1 L					
Gravimetría	74 µm	% de sólidos		10 %					
Condiciones de operación				pH inicial					13,4
Tiempo de lixiviación	75 h	Concentración DTO		0,7 g/L					
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)		20 mL					
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Temperatura promedio		19 °C					
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	
0	0,7	0,7	20	13,4	18,4	0	0	0,00	
1	0,7	0	0	13,11	17,9	0,05	0,10	9,34	
2	0,52	0,18	0	13	19,1	0,04	0,08	7,47	
4	0,7	0	3	13,02	18,9	0,06	0,12	11,21	
6	0,52	0,18	3	13,05	18,2	0,08	0,16	14,94	
24	0,56	0,14	10	13,11	15,8	0,22	0,44	41,09	
27	0,42	0,28	2	13,01	19,7	0,24	0,48	44,82	
30	0,62	0,08	6	13,04	20,9	0,25	0,50	46,69	
48	0,42	0,28	15	13,11	21,1	0,31	0,62	57,90	
51	0,66	0,04	0	12,97	21,4	0,33	0,66	61,63	
54	0,64	0,06	4	13,01	20,9	0,34	0,68	63,50	
72	0,5	0,2	12	13,23	16,3	0,37	0,74	69,10	
75	0,68	0	0	13,1	18	0,38	0,76	70,97	
Total añadido (g)		2,14	75	13,09	19,0				
Consumo (kg/t)		19,63							
Balance Metalúrgico									
Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)				
		(mg/kg)	(mg/L)						
Relave (kg)	0,109	2,97		0,32	30,23				
Solución fuerte (L)	0,94		0,73	0,69	64,08				
Solución débil (L)	0,29		0,21	0,06	5,69				
				1,07	100,00				
Recuperación Total (SD+SF)		69,77 %							
Alimentación recalculada		9,82 g*t							

AVII.8. Ficha técnica del ensayo #8, lixiviación con ditionamida

Muestra Mineral de Agroindustrial "El Corazón"
 Ensayo #8
 Objetivo: Recuperación de oro con el empleo de ditionamida
 Acondicionamiento : Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5 %sólidos)

Condiciones del mineral

Peso 176,5 g
 Gravimetría 74 µm

Condiciones de operación

Tiempo de lixiviación 75 h
 Agitación 1500 RPM
 Caudal de Oxígeno 3 L/min

Condiciones de la solución

Volumen de agua 1 L
 % de sólidos 15 %
 pH inicial 13,4
 Concentración DTO 0,7 g/L
 NaOH 4 M (añadida) 20 mL
 Temperatura promedio 19 °C

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,7	0,7	20	13,4	18,2	0	0	0,00
1	0,7	0	0	13,05	18,5	0,01	0,02	1,24
2	0,48	0,22	0	12,98	19,5	0,02	0,04	2,48
4	0,5	0,2	3	13,03	19,1	0,03	0,06	3,72
7	0,6	0,1	4	13,08	18,4	0,06	0,12	7,45
24	0,42	0,28	12	13,21	15,9	0,19	0,38	23,58
27	0,7	0	0	13,1	19,1	0,23	0,46	28,54
30	0,56	0,14	2	13,05	20,9	0,27	0,54	33,51
48	0,4	0,3	12	13,05	20,3	0,4	0,8	49,64
51	0,56	0,14	0	13,01	21,4	0,42	0,84	52,12
54	0,6	0,1	3	13,02	21,1	0,44	0,88	54,60
72	0,6	0,1	10	13,19	16,3	0,49	0,98	60,81
75	0,7	0	0	13,11	18	0,5	1,00	62,05
Total añadido (g)		2,28	66	13,10	19,0			
Consumo (kg/t)		13,45						

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,1695	3,68		0,62	38,72
Solución fuerte (L)	0,92		0,96	0,88	54,80
Solución débil (L)	0,29		0,36	0,10	6,48
				1,61	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 61,28 %
 Alimentación recalculada 9,51 g*t¹

AVII.9. Ficha técnica del ensayo #9, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"								
Ensayo	#9								
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida								
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos)								
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución					
Peso	250 g			Volumen de agua	1 L				
Gravimetría	74 μ m			% de sólidos	20 %				
Condiciones de operación				pH inicial				13,09	
Tiempo de lixiviación	75 h			Concentración DTO	0,7 g/L				
Agitación	1500 RPM			NaOH 4 M (añadida)	20 mL				
Caudal de Oxígeno	3 L/min			Temperatura promedio	19,7 °C				
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)	
0	0,7	0,7	20	13,09	18,14	0	0,00	0,00	
1	0,6	0,1	0	13,05	18,8	0,04	0,04	1,65	
2	0,54	0,16	0	13	19,5	0,03	0,03	1,23	
4	0,52	0,18	5	13,01	21,8	0,07	0,07	2,88	
7	0,5	0,2	9	13,13	22,1	0,17	0,17	7,00	
24	0,42	0,28	6	13,11	18,3	0,89	0,89	36,64	
27	0,6	0,1	4	13,02	21,7	0,94	0,94	38,69	
30	0,58	0,12	0	12,98	21	1,04	1,04	42,81	
48	0,46	0,24	11	13,21	17,7	1,34	1,34	55,16	
51	0,5	0,2	0	13,01	19,8	1,36	1,36	55,98	
54	0,54	0,16	4	13,05	21,1	1,38	1,38	56,81	
72	0,5	0,2	0	13,1	18,3	1,44	1,44	59,28	
75	0,62	0	0	11,79	16,7	1,46	1,46	60,10	
Total añadido (g)		2,64	59	12,96	19,7				
Consumo (kg/t)		10,64							
Balance Metalúrgico									
Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)				
		(mg/kg)	(mg/L)						
Relave (kg)	0,2481	4,11		1,02	42,01				
Solución fuerte (L)	0,93		1,36	1,26	52,06				
Solución débil (L)	0,3		0,48	0,14	5,93				
				2,43	100,00				
Recuperación Total (SD+SF)		57,99 %							
Alimentación recalculada		9,79 g*t ⁻¹							

AVII.10. Ficha técnica del ensayo #10, lixiviación con ditionamida

Muestra Mineral de Agroindustrial "El Corazón"
 Ensayo #10
 Objetivo: Recuperación de oro con el empleo de ditionamida
 Acondicionamiento : Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5% sólidos)

Condiciones del mineral

Peso 250 g
 Gravimetría 74 µm

Condiciones de operación

Tiempo de lixiviación 75 h
 Agitación 1500 RPM
 Caudal de Oxígeno 3 L/min

Condiciones de la solución

Volumen de agua 1 L
 % de sólidos 10 %
 pH inicial 13,2
 Concentración DTO 1,1 g/L
 NaOH 4 M (añadida) 22 mL
 Temperatura promedio 19,5 °C

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	1,1	1,1	22	13,41	17,4	0	0	0,00
1	1	0,1	0	13,26	18	0,01	0,01	1,28
2	1	0,1	0	13,12	20,6	0,03	0,03	3,85
4	0,96	0,14	0	13,01	19,7	0,04	0,04	5,13
7	0,9	0,2	5	13,05	22,3	0,06	0,06	7,69
24	0,9	0,2	10	13,34	16,4	0,23	0,23	29,49
27	0,8	0,3	0	13,02	21,7	0,27	0,27	34,61
30	0,9	0,2	7	13,23	23	0,3	0,3	38,46
48	0,84	0,26	7	13,18	16	0,45	0,45	57,69
51	0,9	0,2	3	12,97	21,1	0,47	0,47	60,25
54	1	0,1	3	12,93	22,5	0,49	0,49	62,82
72	1,04	0,06	6	12,95	15,7	0,56	0,56	71,79
75	1,08	0	0	12,65	17,3	0,58	0,58	74,36
Total añadido (g)		2,96	63	13,06	19,5			
Consumo (kg/t)		28,24						

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,1048	2,67		0,28	27,63
Solución fuerte (L)	0,93		0,75	0,70	68,78
Solución débil (L)	0,2		0,18	0,04	3,59
				1,01	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 72,37 %
 Alimentación recalculada 9,68 g*t⁻¹

AVII.11. Ficha técnica del ensayo #11, lixiviación con ditionamida

Muestra Mineral de Agroindustrial "El Corazón"
 Ensayo #11
 Objetivo: Recuperación de oro con el empleo de ditionamida
 Acondicionamiento : Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5% sólidos)

Condiciones del mineral

Peso 176,5 g
 Gravimetría 74 μm

Condiciones de operación

Tiempo de lixiviación 75 h
 Agitación 1500 RPM
 Caudal de Oxígeno 3 L/min

Condiciones de la solución

Volumen de agua 1 L
 % de sólidos 15 %
 pH inicial 13,27
 Concentración DTO 1,1 g/L
 NaOH 4 M (añadida) 18 mL
 Temperatura promedio 17,5 °C

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	1,1	1,1	18	13,27	16,4	0	0	0,00
1	0,98	0,12	0	13,18	16,4	0,05	0,05	3,13
2	0,98	0,12	6	13	18,8	0,06	0,06	3,75
4	0,88	0,22	3	13,04	17,4	0,08	0,08	5,00
7	0,8	0,3	10	13,1	18,9	0,12	0,12	7,51
24	1	0,1	5	13,26	15,2	0,43	0,43	26,89
27	0,7	0,4	0	12,94	20,2	0,47	0,47	29,40
30	0,86	0,24	11	13,46	19,2	0,51	0,51	31,90
48	1,1	0	11	13,35	13,8	0,67	0,67	41,90
51	0,8	0,3	3	13,04	18,8	0,69	0,69	43,16
54	1,1	0	5	13,04	19,3	0,75	0,75	46,91
72	0,98	0,12	4	12,98	13,8	0,91	0,91	56,92
75	1,06	0	0	12,63	17,4	0,93	0,93	58,17
Total añadido (g)		3,02	76	13,10	17,5			
Consumo (kg/ton)		18,16						

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/l)		
Relave (kg)	0,1663	4,41		0,73	45,87
Solución fuerte (L)	0,92		0,87	0,80	50,06
Solución débil (L)	0,21		0,31	0,07	4,07
				1,60	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 54,13 %
 Alimentación recalculada 9,61 g*t⁻¹

AVII.12. Ficha técnica del ensayo #12, lixiviación con ditionamida

Muestra Mineral de Agroindustrial "El Corazón"
 Ensayo #12
 Objetivo: Recuperación de oro con el empleo de ditionamida
 Acondicionamiento : Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5% sólidos)

Condiciones del mineral

Peso 250 g
 Gravimetría 74 µm
Condiciones de operación
 Tiempo de lixiviación 75 h
 Agitación 1500 RPM
 Caudal de Oxígeno 3 L/min

Condiciones de la solución

Volumen de agua 1 L
 % de sólidos 20 %
 pH inicial 13,24
 Concentración DTO 1,1 g/L
 NaOH 4 M (añadida) 15 mL
 Temperatura promedio 18,9 °C

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	1,1	1,1	15	13,24	15	0	0	0,00
1	1,1	0	0	13	17	0,01	0,01	0,56
2	1,1	0	0	12,98	18,2	0,06	0,06	3,39
4	1	0,1	5	13,04	20	0,05	0,05	2,82
7	0,8	0,3	5	13	20,2	0,12	0,12	6,77
24	0,9	0,2	11	13,1	17,8	0,45	0,45	25,40
27	0,9	0,2	11	13,1	17,8	0,52	0,52	29,35
30	0,9	0,2	0	12,95	19,5	0,57	0,57	32,17
48	0,86	0,24	6	13,1	20,5	0,72	0,72	40,64
51	0,9	0,2	8	13,12	18,3	0,74	0,74	41,76
54	0,88	0,22	0	12,98	20,7	0,78	0,78	44,02
72	0,9	0,2	3	12,98	21,2	0,85	0,85	47,97
75	0,8	0	0	11,41	16,1	0,86	0,86	48,54
Total añadido (g)		2,96	64	12,90	18,9			
Consumo (kg/ton)		12,17						

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,2433	5,11		1,24	54,00
Solución fuerte (L)	0,85		1,15	0,98	42,44
Solución débil (L)	0,205		0,40	0,08	3,56
				2,30	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 46,00 %
 Alimentación recalculada 9,47 g*t¹

AVII.13. Ficha técnica del ensayo #13, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"							
Ensayo	#13							
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida							
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,42 minutos a 62,5% sólidos)							
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución				
Peso	111,11 g			Volumen de agua	1 L			
Gravimetría	53 µm			% de sólidos	10 %			
Condiciones de operación				pH inicial	13,31			
Tiempo de lixiviación	75 h			Concentración DTO	0,9 g/L			
Agitación	1500 RPM			NaOH 4 M (añadida)	22 mL			
Caudal de Oxígeno	3 L/min			Temperatura promedio	19,7 °C			
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	22	13,31	17,4	0	0	0,00
1	0,84	0,06	0	13,09	18	0,02	0,02	2,15
2	0,7	0,2	0	13,07	20,6	0,06	0,06	6,46
4	0,86	0,04	5	13,04	22,3	0,04	0,04	4,30
7	0,76	0,14	10	13,03	16,4	0,1	0,10	10,76
24	0,7	0,2	0	12,91	21,7	0,34	0,34	36,59
27	0,84	0,06	7	12,94	23	0,37	0,37	39,82
30	0,86	0,04	7	13,03	16	0,41	0,41	44,12
48	0,76	0,14	3	12,91	21,1	0,58	0,58	62,42
51	0,82	0,08	5	13,01	22,4	0,6	0,60	64,57
54	0,84	0,06	0	12,92	22,8	0,64	0,64	68,87
72	0,8	0,1	8	12,98	16,8	0,76	0,76	81,79
75	0,86	0	0	12,68	17,5	0,77	0,77	82,86
Total añadido (g)		2,02	67	12,99	19,7			
Consumo (kg/t)		19,27						
Balance Metalúrgico								
Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)			
		(mg/kg)	(mg/L)					
Relave (kg)	0,1048	1,93		0,20	19,93			
Solución fuerte (L)	0,88		0,85	0,75	73,85			
Solución débil (L)	0,21		0,30	0,06	6,22			
				1,01	100,00			
Recuperación Total (SD+SF)		80,07 %						
Alimentación recalculada		9,66 g*t ¹						

AVII.14. Ficha técnica del ensayo #14, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"							
Ensayo	#14							
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida							
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,29 minutos a 62,5% sólidos)							
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución				
Peso	111,11 g	Volumen de agua	1 L					
Gravimetría	132 µm	% de sólidos	10 %					
Condiciones de operación		pH inicial	13,2					
Tiempo de lixiviación	75 h	Concentración DTO	0,9 g/L					
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)	20 mL					
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Temperatura promedio	19 °C					
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	15	13,35	14,9	0	0,00	0,00
1	0,72	0,18	0	13,05	16,3	0,01	0,01	0,98
2	0,86	0,04	5	13,04	18,5	0,02	0,02	1,96
4	0,84	0,06	5	13,01	21,3	0,04	0,04	3,91
7	0,78	0,12	5	12,96	21,8	0,05	0,05	4,89
24	0,66	0,24	16	12,84	15,9	0,28	0,28	27,39
27	0,8	0,1	8	12,92	21,4	0,29	0,29	28,37
30	0,84	0,06	2	13	23,5	0,34	0,34	33,26
48	0,76	0,14	10	13,01	22,3	0,55	0,55	53,80
51	0,82	0,08	0	12,92	20,4	0,58	0,58	56,74
54	0,84	0,06	5	13,03	19,9	0,6	0,60	58,69
72	0,8	0,1	8	12,98	15,4	0,72	0,72	70,43
75	0,86	0	0	12,46	16	0,73	0,73	71,41
Total añadido (g)		1,92	66	12,97	19,0			
Consumo (kg/t)		17,84						
Balance Metalúrgico								
Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au			
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)			
Relave (kg)	0,1076	2,76		0,30	29,08			
Solución fuerte (L)	0,85		0,80	0,68	66,52			
Solución débil (L)	0,18		0,25	0,05	4,40			
				1,02	100,00			
Recuperación Total (SD+SF)		70,92 %						
Alimentación recalculada		9,50 g*t ¹						

AVII.15. Ficha técnica del ensayo #15, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"		
Ensayo	#15		
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida		
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5% sólidos) Utilización de Permanganato de Potasio como agente oxidante		
Condiciones del mineral		Condiciones de la solución	
Peso	111,1 g	Volumen de agua	1 L
Gravimetría	74 µm	% de sólidos	10 %
Condiciones de operación		pH inicial	13,26
Tiempo de lixiviación	50 h	Concentración DTO	0,9 g/L
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)	20 mL
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Temperatura promedio	18,9 °C

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	KMnO ₄ 0,38 (N)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	15	13,26	15,2	0	0	0	0,00
1	0,84	0,06	0	13	17,3	10	0,05	0,05	4,95
2	0,9	0	0	12,97	17,9	25	0,04	0,04	3,96
4	0,52	0,38	3	12,98	18,6	4	0,12	0,12	11,88
7	0,8	0,1	3	12,98	18,9	5	0,24	0,24	23,77
24	0,8	0,1	9	13,03	17,9	0	0,65	0,65	64,37
27	0,8	0,1	0	12,91	19,3	0	0,7	0,7	69,32
30	0,88	0,02	7	13,09	21	4	0,74	0,74	73,28
50	0,88	0	8	13,02	18,9	0	0,84	0,84	83,19
Total añadido (g)		1,66	45	13,03	18,3	18,9			
Consumo (kg/t)		14,94							

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,1104	1,73		0,19	18,01
Solución fuerte (L)	0,94		0,80	0,75	70,93
Solución débil (L)	0,17		0,69	0,12	11,06
				1,06	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 81,99 %

Alimentación recalculada 9,60 g*t⁻¹

AVII.16. Ficha técnica del ensayo #16, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agroindustrial "El Corazón"							
Ensayo	#16							
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida							
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,30 minutos a 62,5% sólidos)							
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución				
Peso	1000 g	Volumen de agua		2 L				
Gravimetría	123 μ m	% de sólidos		33,33 %				
Condiciones de operación				pH inicial 13,2				
Tiempo de lixiviación	24 h	Concentración DTO		0,9 g/L				
Agitación	1500 RPM	NaOH 4 M (añadida)		20 mL				
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Temperatura promedio		19 °C				
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	1,8	30	12,95	18,3	0	0,00	0,00
0,5	0,9	0	6	12,93	19,1	0,04	0,08	0,87
1	0,9	0	6	13,05	19,5	0,05	0,10	1,09
2	0,78	0,24	0	12,97	20,9	0,07	0,14	1,53
4	0,82	0,16	4	12,93	23,3	0,18	0,36	3,94
6	0,76	0,28	13	13,04	23,3	0,37	0,74	8,09
24	0,78	0	0	12,42	18,5	1,95	3,90	42,63
Total añadido (g)		2,2	44	12,90	20,4			
Consumo (kg/t)		12,57						
Balance Metalúrgico								
Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au			
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)			
Relave (kg)	0,9948	6,16		6,12	58,22			
Solución fuerte (L)	1,85		1,90	3,52	33,41			
Solución débil (L)	1,1		0,80	0,88	8,37			
				10,52	100,00			
Recuperación Total (SD+SF)		41,78 %						
Alimentación recalculada		10,57 g*t ⁻¹						

AVII.17. Ficha técnica del ensayo #17, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agrocorazón		
Ensayo	#17		
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida		
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos) Recuperación de oro con carbón activado		
Condiciones del mineral		Condiciones de la solución	
Peso	111,1 g	Volumen de agua	1 L
Gravimetría	74 µm	% de sólidos	10 %
		pH inicial	13,02
Condiciones de operación		Concentración DTO	0,9 g/L
Tiempo de lixiviación	76 h	NaOH 4 M (añadida)	15 mL
Agitación	1500 RPM	Temperatura promedio	19,4 °C
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Cantidad de carbón	10 g

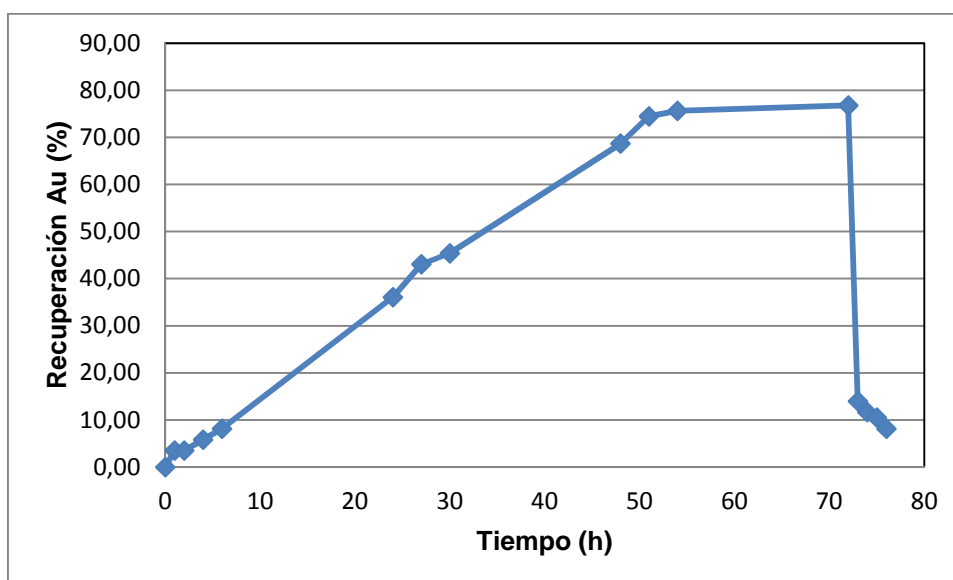
Tiempo(h)	DTO Libre(g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T(°C)
0	0,9	0,9	15	13,02	18,4
1	0,9	0	10	12,71	19,2
2	0,78	0,12	5	12,73	19,8
4	0,78	0,12	4	12,86	20,4
6	0,8	0,1	10	12,98	20,4
24	0,68	0,22	8	12,84	17,7
27	0,7	0,2	6	12,84	21,6
30	0,86	0,04	3	12,85	19,6
48	0,86	0,04	10	12,8	18
51	0,88	0,02	5	12,76	21
54	0,86	0,04	2	12,81	19,4
72	0,88	0	5	12,79	17,4
Total añadido (g)		1,8	83	12,83	19,4
Consumo (kg/t)		16,79			

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,1072	2,39		0,26	25,32
Carbón Activado (kg)	0,01	65,83		0,66	64,94
Solución fuerte (L)	1,06		0,08	0,08	8,37
Solución débil (L)	0,2		0,07	0,01	1,38
				1,01	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 74,68 %
Alimentación recalculada 9,46 g*t †

Tiempo (h)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0	0	0,00
1	0,03	0,03	3,49
2	0,03	0,03	3,49
4	0,05	0,05	5,82
6	0,07	0,07	8,14
24	0,31	0,31	36,07
27	0,37	0,37	43,05
30	0,39	0,39	45,37
48	0,59	0,59	68,64
51	0,64	0,64	74,46
54	0,65	0,65	75,62
72	0,66	0,66	76,78
73	0,12	0,12	13,96
74	0,1	0,1	11,63
75	0,09	0,09	10,47
76	0,07	0,07	8,14



AVII.18. Ficha técnica del ensayo #18, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agrocorazón		
Ensayo	#18		
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida		
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5% sólidos) Recuperación de oro con carbón activado		
Condiciones del mineral		Condiciones de la solución	
Peso	111,1 g	Volumen de agua	1 L
Gravimetría	74 µm	% de sólidos	10 %
		pH inicial	13,2
Condiciones de operación		Concentración DTO	0,9 g/L
Tiempo de lixiviación	76 h	NaOH 4 M (añadida)	25 mL
Agitación	1500 RPM	Temperatura promedio	19 °C
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Cantidad de carbón	25 g/L

Tiempo (h)	DTO Libre(g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T(°C)
0	0,9	0,9	25	12,98	19,6
1	0,88	0,02	5	12,75	20,2
2	0,8	0,1	4	12,87	20,4
4	0,8	0,1	10	12,96	20
6	0,76	0,14	2	12,79	18,6
24	0,68	0,22	8	12,67	18,7
27	0,7	0,2	6	12,73	21,8
30	0,82	0,08	2	12,82	20,6
48	0,86	0,04	10	12,72	18,1
51	0,88	0,02	5	12,64	21,1
54	0,86	0,04	2	12,76	21
72	0,88	0	10	12,71	17,7
Total añadido (g)		1,86	89	12,78	19,8
Consumo (kg/t)		17,35			

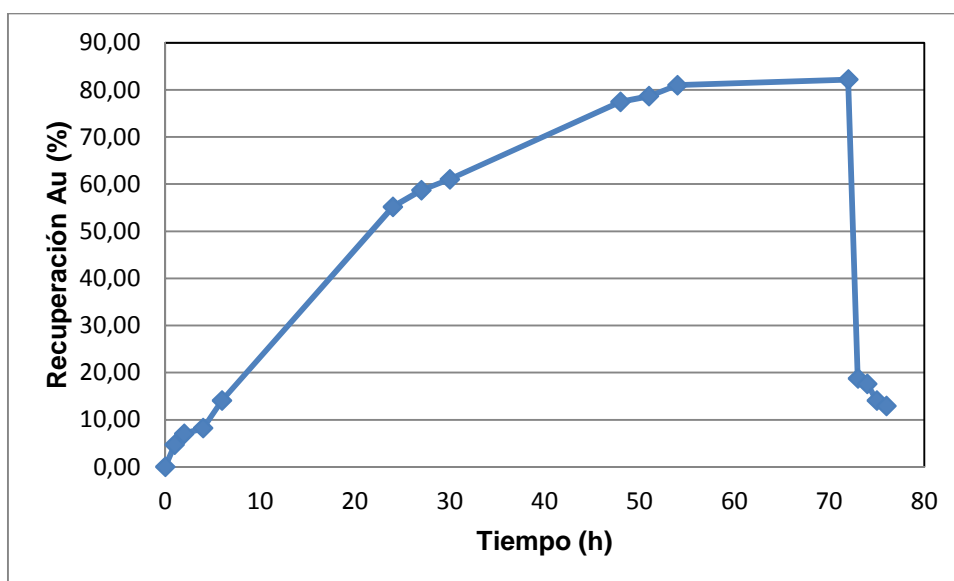
Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,1072	1,86		0,20	19,55
Carbón Activado	0,025	28,98		0,72	70,87
Solución fuerte (L)	0,9		0,10	0,09	8,80
Solución débil (L)	0,2		0,04	0,01	0,78
				1,02	80,45

Recuperación Total (SD+SF) 80,45 %

Alimentación recalculada 9,54 g*t¹

Tiempo (h)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0	0	0,00
1	0,04	0,04	4,70
2	0,06	0,06	7,04
4	0,07	0,07	8,22
6	0,12	0,12	14,09
24	0,47	0,47	55,17
27	0,5	0,5	58,69
30	0,52	0,52	61,04
48	0,66	0,66	77,47
51	0,67	0,67	78,64
54	0,69	0,69	80,99
72	0,7	0,7	82,16
73	0,16	0,16	18,78
74	0,15	0,15	17,61
75	0,12	0,12	14,09
76	0,11	0,11	12,91



AVII.19. Ficha técnica del ensayo #19, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agrocorazón				
Ensayo	#19				
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida				
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos) Recuperación de oro con carbón activado				
Condiciones del mineral			Condiciones de la solución		
Peso	111,1 g		Volumen de agua	1 L	
Gravimetría	74 µm		% de sólidos	10 %	
			pH inicial	13,2	
Condiciones de operación			Concentración DTO	0,9 g/L	
Tiempo de lixiviación	76 h		NaOH 4 M (añadida)	20 mL	
Agitación	1500 RPM		Temperatura promedio	19 °C	
Caudal de Oxígeno	3 L/min		Cantidad de carbón	5 g/L	

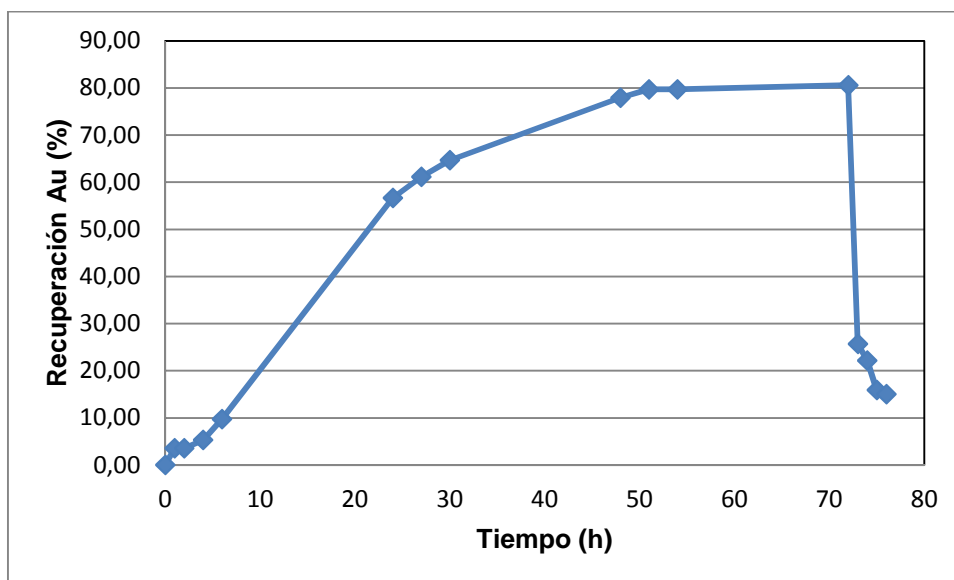
Tiempo (h)	DTO LibreM (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)
0	0,9	0,9	10	12,5	18,2
1	0,76	0,14	3	12,75	18,5
2	0,74	0,16	2	12,65	18,2
4	0,76	0,14	8	12,75	20,05
6	0,78	0,12	5	12,94	20
24	0,8	0,1	4	12,71	17,05
27	0,8	0,1	4	12,7	21
30	0,8	0,1	6	12,91	23,07
48	0,8	0,1	8	12,87	19,08
51	0,78	0,12	3	12,91	20,08
54	0,78	0,12	2	12,87	20,2
72	0,9	0	3	12,70	16,5
Total añadido (g)		2,1	58	12,77	19,3
Consumo (kg/t)		17,66			

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,1189	2,05		0,24	21,61
Carbón Activado (kg)	0,005	144,62		0,72	64,04
Solución fuerte (L)	1		0,15	0,15	13,28
Solución débil (L)	0,2		0,06	0,01	1,06
				1,13	100,00

Recuperación Total (SD+SF)	78,39 %
Alimentación recalculada	9,50 g*t †

Tiempo (h)	Au (mg/L)	Au(mg)	Au (%)
0	0	0,00	0,00
1	0,04	0,04	3,54
2	0,04	0,04	3,54
4	0,06	0,06	5,31
6	0,11	0,11	9,74
24	0,64	0,64	56,68
27	0,69	0,69	61,11
30	0,73	0,73	64,65
48	0,88	0,88	77,94
51	0,9	0,90	79,71
54	0,9	0,90	79,71
72	0,91	0,91	80,59
73	0,29	0,29	25,68
74	0,25	0,25	22,14
75	0,18	0,18	15,94
76	0,17	0,17	15,06



AVII.20. Ficha técnica del ensayo #20, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agrocorazón		
Ensayo	#20		
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida		
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos) Regulado el pH con cal		
Condiciones del mineral		Condiciones de la solución	
Peso	111,1 g	Volumen de agua	1 L
Gravimetría	74 µm	% de sólidos	10 %
Condiciones de operación		pH inicial	12,39
Tiempo de lixiviación	74 h	Concentración DTO	0,9 g/L
Agitación	1500 RPM	Cal (añadida)	3,5 g
Caudal de Oxígeno	3 L/min	Temperatura promedio	19,5 °C

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	Cal (g)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	3,5	12,39	18,5	0	0,00	0,00
1	0,7	0,2	1,5	12,5	18,8	0,06	0,06	5,36
2	0,74	0,16	1,8	12,5	18,6	0,07	0,07	6,25
4	0,66	0,24	2	12,62	20,02	0,14	0,14	12,50
6	0,78	0,12	3	12,75	20,05	0,2	0,20	17,86
24	0,8	0,1	2	12,72	17,05	0,35	0,35	31,25
27	0,8	0,1	1,6	12,65	21,05	0,39	0,39	34,82
30	0,72	0,18	1,95	12,65	23,02	0,40	0,40	35,71
48	0,8	0,1	1,8	12,85	19,3	0,52	0,52	46,43
51	0,78	0,12	0	12,79	21	0,53	0,53	47,32
54	0,78	0,12	1	12,85	20,1	0,55	0,55	49,11
72	0,86	0,04	0	12,85	16	0,59	0,59	52,68
74	0,9	0	0	12,83	19,5	0,61	0,61	54,46
Total añadido (g)		1,48	20,15	12,69	19,5			
Consumo (kg/t)		8,46						

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,1178	4,60		0,54	48,39
Solución fuerte (L)	0,9		0,57	0,51	45,80
Solución débil (L)	0,26		0,25	0,07	5,80
				1,12	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 51,61%
Alimentación recalculada 9,51 g*t †

AVII.21. Ficha técnica del ensayo #21, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agrocorazón		
Ensayo	#21		
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida		
Acondicionamiento:	Molienda fina (molino de bolas, 37 minutos a 62,5% sólidos)		
	Paso a paso		
Condiciones del mineral		Condiciones de la solución	
Peso	30 g	Volumen de agua	170 mL
Gravimetría	74 μm	% de sólidos	15 %
		pH inicial	12,85
Condiciones de operación		Concentración DTO	0,9 g/L
Tiempo de lixiviación	51 h	NaOH sólida (añadida)	0,84 g
Agitación magnética	6		

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH Técnico (g)	pH	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,153	0,84	12,85	0,00	0,00	0,00
0,5	0,7	0,034	0,35	12,8	0,09	0,02	4,78
1	0,82	0,0136	0,3	12,9	0,13	0,02	6,69
2	0,82	0,0136	0,2	12,92	0,22	0,04	11,46
4	0,7	0,034	0	12,87	0,29	0,05	15,28
7	0,66	0,0408	0,2	12,9	0,40	0,07	21,01
24	0,84	0,0102	0	12,87	1,48	0,25	78,31
27	0,8	0,017	0,3	12,87	1,53	0,26	81,18
30	0,8	0,017	0,12	12,9	1,62	0,28	85,96
48	0,76	0,0238	0,24	12,87	1,67	0,28	88,82
51	0,9	0	0	12,79	1,71	0,29	90,73
Total añadido (g)		0,36	2,55	12,87			
Consumo (kg/t)		11,90					

Balance Metalúrgico del Oro

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,03	1,05		0,03	9,83
Solución fuerte (L)	0,17		1,67	0,28	88,61
Solución débil (L)	0,05		0,10	0,01	1,56
				0,32	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 90,17 %

Alimentación recalculada 10,68 g*t [†]

Balance Metalúrgico de la Plata

Fracción		Concentración Ag		Ag (mg)	Repartición de Ag (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,03	5,28		0,16	97,60
Solución fuerte (L)	0,17		0,02	0,00	2,09
Solución débil (L)	0,05		0,01	0,00	0,31
				0,16	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 2,40 %

Alimentación recalculada 25,41 g*t †

Tiempo (h)	Ag (mg/L)	Ag (mg)	Ag (%)	Cu (mg/L)	Cu (mg)	Cu (%)
0	0,00	0,000	0,000	0	0,00	0,00
0,5	0,01	0,002	1,047	3,27	0,56	3,80
1	0,01	0,002	1,047	6,22	1,06	7,23
2	0,01	0,002	1,047	10,02	1,70	11,65
4	0,01	0,002	1,047	9,07	1,54	10,55
7	0,01	0,002	1,047	11,28	1,92	13,12
24	0,01	0,002	1,047	21,26	3,61	24,73
27	0,07	0,012	7,328	25,54	4,34	29,70
30	0,05	0,009	5,234	30,45	5,18	35,41
48	0,04	0,007	4,187	48,32	8,21	56,20
51	0,02	0,003	2,094	57,00	9,69	66,29

Balance Metalúrgico del Cobre

Fracción		Concentración Cu		Cu (mg)	Repartición de Cu (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Relave (kg)	0,03	155,00		4,65	31,81
Solución fuerte (L)	0,17		55,00	9,35	63,96
Solución débil (L)	0,05		12,35	0,62	4,22
				14,62	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 68,19 %

Alimentación recalculada 487,25 g*t †

Balance Metalúrgico del Cobalto

Fracción		Concentración Co		Co	Repartición de Co
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,03	105,00		3,15	94,84
Solución fuerte (L)	0,17		0,95	0,16	4,86
Solución débil (L)	0,05		0,20	0,01	0,30
				3,32	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 5,16 %

Alimentación recalculada 110,72 g*t †

Tiempo (h)	Co (mg/L)	Co (mg)	Co (%)	Fe (mg/L)	Fe (mg)	Fe (%)
0	0	0,00	0,00	0	0,00	0,00
0,5	0,52	0,09	2,66	0,33	0,06	0,02
1	1,35	0,23	6,91	0,37	0,06	0,02
2	2,1	0,36	10,75	0,52	0,09	0,03
4	4,72	0,80	24,16	0,44	0,07	0,03
7	2,46	0,42	12,59	0,4	0,07	0,03
24	1,52	0,26	7,78	0,47	0,08	0,03
27	1,11	0,19	5,68	1,73	0,29	0,12
30	1,05	0,18	5,37	2,02	0,34	0,13
48	0,97	0,16	4,96	4,04	0,69	0,27
51	0,95	0,16	4,86	2,39	0,41	0,16

Balance Metalúrgico del Hierro

Fracción		Concentración Fe		Fe	Repartición de Fe
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,03	8500,00		255,00	99,83
Solución fuerte (L)	0,17		2,39	0,41	0,16
Solución débil (L)	0,05		0,42	0,02	0,01
				255,43	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 0,17 %

Alimentación recalculada 8514,24 g*t †

AVII.22. Ficha técnica del ensayo #22, lixiviación con ditioxamida

Muestra	Mineral de Agrocorazón							
Ensayo	#22							
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditioxamida							
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos)							
Condiciones del mineral				Condiciones de la solución				
Peso	111,1 g	Volumen de agua	1 L					
Gravimetría	74 µm	% de sólidos	10 %					
		pH inicial	1,15					
Condiciones de operación				Concentración DTO	0,9 g/L			
Tiempo de lixiviación	74 h	HCl 18%w/w (añadida)	9 mL					
Agitación	1500 RPM	Temperatura promedio	19,4 °C					
Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	HCl:18% (mL)	pH	T (°C)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	9	1,15	18,5	0,00	0,00	0,00
1	0,7	0,2	0	1,25	18,4	0,01	0,01	1,15
2	0,8	0,1	0	1,35	18,8	0,03	0,03	2,30
4	0,82	0,08	0	1,45	20,8	0,04	0,04	3,45
6	0,8	0,1	0	1,35	21,4	0,05	0,05	4,60
24	0,84	0,06	0	1,35	17,7	0,14	0,14	12,64
27	0,8	0,1	0	1,35	21,8	0,16	0,16	13,79
30	0,72	0,18	3	1,35	21,8	0,18	0,18	16,09
48	0,8	0,1	0	1,35	17,6	0,26	0,26	22,98
51	0,9	0	0	1,35	21,5	0,26	0,26	22,98
54	0,8	0,1	2	1,32	18,3	0,27	0,27	24,13
72	0,88	0,02	0	1,31	17	0,33	0,33	28,73
74	0,9	0	0	1,32	18,6	0,34	0,34	29,88
Total añadido (g)		1,04	14	1,33	19,4			
Consumo (kg/t)		5,94						
Balance Metalúrgico								
Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)			
		(mg/kg)	(mg/L)					
Relave (kg)	0,1178	6,87		0,81	71,54			
Solución fuerte (L)	0,88		0,35	0,31	27,22			
Solución débil (L)	0,28		0,05	0,01	1,24			
				1,13	100,00			
Recuperación Total (SD+SF)		28,46 %						
Alimentación recalculada		9,60 g*t †						

AVII.23. Ficha técnica del ensayo #23, lixiviación con ditionamida

Muestra	Mineral de Agrocorazón								
Ensayo	#23								
Objetivo:	Recuperación de oro con el empleo de ditionamida								
Acondicionamiento :	Molienda fina (molino de bolas,37 minutos a 62,5% sólidos) Peróxido de Hidrógeno 10%								
Condiciones del mineral					Condiciones de la solución				
Peso	111,1 g			Volumen de agua	1 L				
Gravimetría	74 µm			% de sólidos	10 %				
				pH inicial	12,8				
Condiciones de operación					Concentración DTO 0,9 g/L				
Tiempo de lixiviación	74 h			NaOH 4M (añadida)	10 mL				
Agitación	1500 RPM			Temperatura promedio	19,5 °C				

Tiempo (h)	DTO Libre (g/L)	DTO añadido (g)	NaOH 4M (mL)	pH	T (°C)	H ₂ O ₂ al 10% (mL)	Au (mg/L)	Au (mg)	Au (%)
0	0,9	0,9	10	12,8	18,32	10	0	0,00	0,00
1	0,7	0,2	3	12,75	18,4	15	0,03	0,04	3,56
2	0,76	0,14	5	12,65	18,62	0	0,04	0,05	4,75
4	0,7	0,2	5	12,78	20,3	0	0,05	0,07	5,94
6	0,7	0,2	5	12,65	21,4	15	0,09	0,12	10,69
24	0,7	0,2	10	12,75	17,8	0	0,22	0,29	26,14
27	0,6	0,3	8	12,67	21,6	10	0,26	0,34	30,89
30	0,7	0,2	3	12,88	23,6	0	0,29	0,38	34,45
48	0,8	0,1	3	12,7	17,6	10	0,49	0,64	58,21
51	0,82	0,08	5	12,67	21,7	0	0,51	0,66	60,59
54	0,86	0,04	4	12,72	18,3	0	0,52	0,68	61,77
72	0,8	0,1	3	12,72	17	0	0,56	0,73	66,53
74	0,9	0	0	12,70	18,8	0	0,57	0,74	67,71
Total añadido (g)		1,76	64	12,73	19,5	60			
Consumo (kg/ton)		10,06							

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Relave (kg)	0,1122	3,43		0,38	35,12
Solución fuerte (L)	0,95		0,72	0,68	62,50
Solución débil (L)	0,26		0,10	0,03	2,38
				1,09	100,00

Recuperación Total (SD+SF) 64,88 %
Alimentación recalculada 9,75 g*t †

AVII.24. Ficha técnica del ensayo #1, construcción de la curva isotérmica Langmuir

Muestra Solución de ditionamida-oro
 Ensayo #1
 Objetivo: Construcción de la curva isotérmica de Langmuir para la DTO con carbón activado
 Acondicionamiento : Pulverizado (Pulverizado 1 minuto)

Condiciones del carbón activado

Peso 1: 0,01 g
 Peso 2: 0,1 g
 Peso 3: 1 g

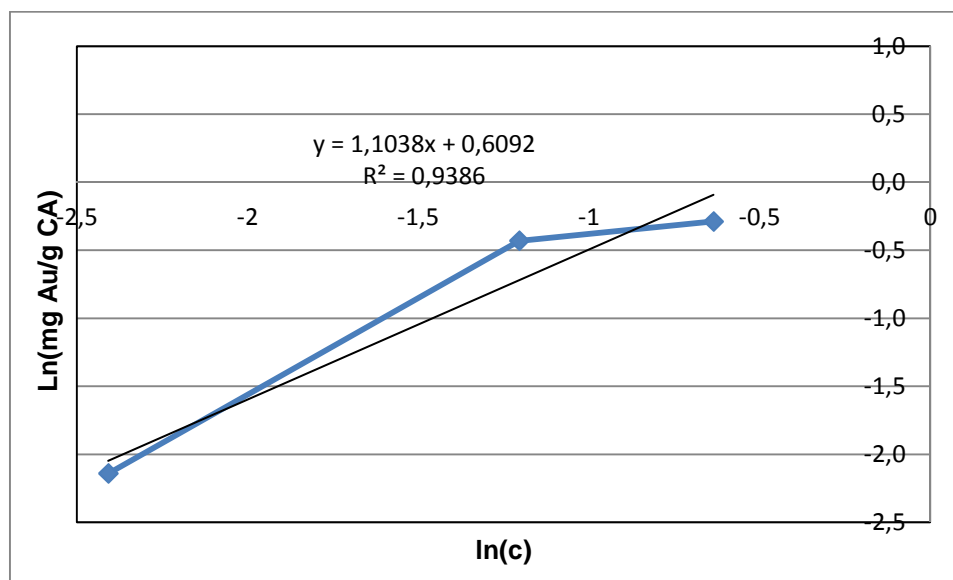
Condiciones de la solución

Volumen de agua 0,19 L
 Concentración DTO-Au 0,56 mg/L
 pH inicial 13
 Temperatura promedio 18 °C

Condiciones de operación

Tiempo de lixiviación: 24 h
 Agitación: Magnética

CA (g)	Au (mg)	Au/g CA (mg)	Ln(mg Au/g CA)	c (mgAu/L)	ln(c)
0,01	0,0075	0,750	-0,288	0,530	-0,635
0,1	0,065	0,65	-0,431	0,300	-1,204
1	0,1175	0,1175	-2,141	0,090	-2,408



AVII.25. Ficha técnica del ensayo #1, cementación con polvo de cinc

Ensayo #1

Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL

pH inicial 8,25

pH final 12,12

NaOH 1M añadida 5 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 0,9 g/L

Nitrato de plata 0,05 g

Zn en polvo añadido 0,75 g

pH 12,12

Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Cemento (g)	0,6	7,00		0,004	1,33
Filtrado de cementación (L)	0,25		1,25	0,313	98,67
				0,317	100,00

AVII.26. Ficha técnica del ensayo #2, cementación con polvo de cinc

Muestra: Solución enriquecida con el complejo Au-DTO
 Ensayo #2
 Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de Cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL
 pH inicial 8,25
 pH final 12,12
 NaOH 1M añadida 5 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 1 g/L
 Nitrato de plata 0,05 g
 Zn en polvo añadido 0,75 g
 pH 12,12
 Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Cemento (g)	0,6	6		0,004	1,13
Filtrado de cementación (L)	0,25		1,26	0,315	98,87
				0,319	100,00

AVII.27. Ficha técnica del ensayo #3, cementación con polvo de cinc

Muestra: Solución enriquecida con el complejo Au-DTO
 Ensayo #3
 Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de Cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL
 pH inicial 8,25
 pH final 12,12
 NaOH 1M añadida 5 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 1,1 g/L
 Nitrato de plata 0,05 g
 Zn en polvo añadido 0,75 g
 pH 12,12
 Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Cemento (g)	0,6	5,50		0,003	1,02
Filtrado de cementación (L)	0,25		1,28	0,320	98,98
				0,323	100,00

AVII.28. Ficha técnica del ensayo #4, cementación con polvo de cinc

Muestra: Solución enriquecida con el complejo Au-DTO
 Ensayo #4
 Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de Cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL
 pH inicial 8,25
 pH final 11,5
 NaOH 1M añadida 4 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 0,9 g/L
 Nitrato de plata 0,05 g
 Zn en polvo añadido 0,75 g
 pH 12,12
 Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Cemento (g)	0,6	12		0,007	2,31
Filtrado de cementación (L)	0,25		1,22	0,305	97,69
				0,312	100,00

AVII.29. Ficha técnica del ensayo #5, cementación con polvo de cinc

Muestra: Solución enriquecida con el complejo Au-DTO
 Ensayo #5
 Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de Cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL
 pH inicial 8,25
 pH final 11,5
 NaOH 1M añadida 4 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 1 g/L
 Nitrato de plata 0,05 g
 Zn en polvo añadido 0,75 g
 pH 12,12
 Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Cemento (g)	0,6	10,00		0,006	1,90
Filtrado de cementación (L)	0,25		1,24	0,310	98,10
				0,316	100,00

AVII.30. Ficha técnica del ensayo #6, cementación con polvo de cinc

Muestra: Solución enriquecida con el complejo Au-DTO
 Ensayo #6
 Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de Cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL
 pH inicial 8,25
 pH final 11,5
 NaOH 1M añadida 4 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 1,1 g/L
 Nitrato de plata 0,05 g
 Zn en polvo añadido 0,75 g
 pH 12,12
 Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au (mg)	Repartición de Au (%)
		(mg/kg)	(mg/L)		
Cemento (g)	0,6	11,00		0,007	2,08
Filtrado de cementación (L)	0,25		1,24	0,310	97,92
				0,317	100,00

AVII.31. Ficha técnica del ensayo #7, cementación con polvo de cinc

Muestra: Solución enriquecida con el complejo Au-DTO
 Ensayo #7
 Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de Cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL
 pH inicial 12,45
 pH final 11,5
 HCl 1M añadida 3 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 0,9 g/L
 Nitrato de plata 0,05 g
 Zn en polvo añadido 1,5 g
 pH 11,5
 Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Cemento (g)	1,5	13,00		0,020	8,59
Filtrado de cementación (L)	0,25		0,83	0,208	91,41
				0,227	100,00

AVII.32. Ficha técnica del ensayo #8, cementación con polvo de cinc

Muestra: Solución enriquecida con el complejo Au-DTO
 Ensayo: #8
 Objetivo: Recuperación de oro a partir de la solución rica en metal precioso con el empleo de cementación con polvo de Cinc

Condiciones de la solución enriquecida con el complejo Au-DTO

Volumen de la solución 250 mL
 pH inicial 12,45
 pH final 11,5
 HCl 1M añadida 3 mL

Condiciones de cementación con polvo de Zn

Concentración de ditionamida 1,1 g/L
 Nitrato de plata 0,05 g
 Zn en polvo añadido 0,75 g
 pH 11,5
 Temperatura promedio 19 °C

Balance Metalúrgico

Fracción		Concentración Au		Au	Repartición de Au
		(mg/kg)	(mg/L)	(mg)	(%)
Cemento (g)	2	12,75		0,026	11,18
Filtrado de cementación (L)	0,25		0,81	0,203	88,82
				0,228	100,00

AVII.33. Ficha técnica del ensayo #1, toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #1
 Objetivo: Demostrar el poder germinativo en las semillas de lechuga
 # de Réplicas 3

Condiciones de la incubadora**Condiciones de la solución**

Temperatura 20 °C

Volumen de solución 12 mL

pH 7

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	18	18	18	semillas
mueren	2	2	2	semillas
% germinación	90	90	90	%
Desv. Estandar	0	0	0	%

Radícula	Tamaño	Unidad
Prom. Radícula 1	2,47	cm
Prom. Radícula 2	2,31	cm
Prom. Radícula 3	2,37	cm
Desv. Estandar	8,08	%

Hipocotilo	Tamaño	Unidad
Prom. Hipocotilo 1	3,05	cm
Prom. Hipocotilo 2	2,95	cm
Prom. Hipocotilo 3	3,12	cm
Desv. Estandar	8,54	%

	Prueba 1		Prueba 2		Prueba 3		
	Radícula	Hipocotilo	Radícula	Hipocotilo	Radícula	Hipocotilo	
	2,6	4	2,8	3,3	2,9	3,4	
	2,3	3,4	2,3	2,5	2,1	3,8	
	3,1	3,2	2,2	3,5	2,2	3,2	
	2,3	3,3	2,3	2,8	2,3	2,8	
	2,4	3,1	2,2	4,2	2,3	3,8	
	3,2	4,1	2,2	2,7	3	3,6	
	2,3	4	2,6	3,2	2,8	3,6	
	2,3	2,7	2,1	3	2,1	3	
	2,5	3	2,2	2,1	2	2,5	
	2,5	2,5	2,1	2,5	2,7	3	
	2,5	3	2,2	2,6	2,2	3,3	
	2	2,1	2,3	3,1	2,2	2,8	
	2,6	2	2,5	3,4	2,5	3	
	2,5	2,8	2	2,9	2,2	2,5	
	2,3	3	2,5	2,7	2,4	2,9	
	2,2	3,1	2,3	3,1	2,3	2,7	
	2,4	2,7	2,6	2,8	2,3	3,1	
	2,5	2,9	2,2	2,7	2,2	3,2	
Promedio	2,47	3,05	2,31	2,95	2,37	3,12	cm
Desv. Estándar	28,86	58,23	20,83	47,19	29,06	40,23	%

AVII.34. Ficha técnica del ensayo #2,3; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #2
 Objetivo: Demostrar la sensibilidad en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución

Volumen de solución 12 mL

pH 7

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

de réplicas 3

Concentración de ZnSO₄ 1,5 g/L

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	18	18	19	semillas
mueren	2	2	1	semillas
% germinación	90	90	95	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	1,67			Semillas
% Letalidad	8,33			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #3
 Objetivo: Demostrar la sensibilidad en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución

Volumen de solución 12 mL

pH 7

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

de réplicas 3

Concentración de ZnSO₄ 2 g/L

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	16	15	15	semillas
mueren	4	5	5	semillas
% germinación	80	75	75	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	4,67			semillas
% Letalidad	23,33			%

AVII.34. Ficha técnica del ensayo #4,5; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #4
 Objetivo: Demostrar la sensibilidad en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución

Volumen de solución 12 mL

pH 7

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

de réplicas 3

Concentración de ZnSO₄ 2,5 g/L

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	14	15	14	semillas
mueren	6	5	6	semillas
% germinación	70	75	70	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	5,67			semillas
% Letalidad	28,33			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #5
 Objetivo: Demostrar la sensibilidad en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución

Volumen de solución 12 mL

pH 7

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

réplicas 3

Concentración de ZnSO₄ 3 g/L

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	12	13	13	semillas
mueren	8	7	7	semillas
% germinación	60	65	65	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	7,33			semillas
% Letalidad	36,67			%

AVII.34. Ficha técnica del ensayo #6,7; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #6
 Objetivo: Demostrar la sensibilidad en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	7
Condiciones de la caja petri		Concentración de ZnSO ₄	3,5 g/L
Número de semillas	20	Cantidad de solución	4 mL
# réplicas	3		

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	10	9	9	semillas
mueren	10	11	11	semillas
% germinación	50	45	45	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	10,67			semillas
% Letalidad	53,33			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #7
 Objetivo: Demostrar la sensibilidad en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	7
Condiciones de la caja petri		Concentración de ZnSO ₄	3,5 g/L
Número de semillas	20	Cantidad de solución	4 mL
# réplicas	3		

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	6	6	5	semillas
mueren	14	14	15	semillas
% germinación	30	30	25	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	14,33			semillas
% Letalidad	71,67			%

AVII.35. Ficha técnica del ensayo #8,9; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra	Semillas de lechuga			
Ensayo	#8			
Objetivo:	Demostrar la sensibilidad en las semillas de lechuga			
Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución		
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL	
		pH	7	
Condiciones de la caja petri		Concentración de ZnSO ₄	5 g/L	
Número de semillas	20	Cantidad de solución	4 mL	
# de Réplicas	3			
Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	4	3	3	semillas
mueren	16	17	17	semillas
% germinación	20	15	15	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	16,67			semillas
% Letalidad	83,33			%
Muestra	Semillas de lechuga			
Ensayo	#9			
Objetivo:	Demostrar la toxicidad del cianuro en las semillas de lechuga			
Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución tóxica		
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL	
		pH	12	
Condiciones de la caja petri		Concentración NaCN	0,06 g/L	
Número de semillas	20	NaOH 1 M (añadida)	1 mL	
# de Réplicas	3	Cantidad de solución	4 mL	
Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	17	15	16	semillas
mueren	3	5	4	semillas
% germinación	85	75	80	%
Desv. Estandar	5,00			%
Letalidad	4,00			semillas
% Letalidad	20,00			%

AVII.36. Ficha técnica del ensayo #10,11; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #10
 Objetivo: Demostrar la toxicidad del cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora **Condiciones de la solución tóxica**

Temperatura 20 °C Volumen de solución 12 mL
 pH 12

Condiciones de la caja petri Concentración NaCN 0,07 g/L

Número de semillas 20 NaOH 1 M (añadida) 1 mL

de Réplicas 3 Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	15	14	17	semillas
mueren	5	6	3	semillas
% germinación	75	70	85	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	4,67			semillas
% Letalidad	23,33			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #11
 Objetivo: Demostrar la toxicidad del cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora **Condiciones de la solución tóxica**

Temperatura 20 °C Volumen de solución 12 mL
 pH 12

Condiciones de la caja petri Concentración NaCN 0,08 g/L

Número de semillas 20 NaOH 1 M (añadida) 1 mL

de Réplicas 3 Cantidad de solución 4 mL

6	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	11	9	8	semillas
mueren	9	11	12	semillas
% germinación	55	45	40	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	10,67			semillas
% Letalidad	53,33			%

AVII.37. Ficha técnica del ensayo #12,13; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #12
 Objetivo: Demostrar la toxicidad del cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución tóxica	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	12
Condiciones de la caja petri		Concentración NaCN	0,09 g/L
Número de semillas	20	NaOH 1 M (añadida)	1 mL
# de Réplicas	3	Cantidad de solución	4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	6	8	9	semillas
mueren	14	12	11	semillas
% germinación	30	40	45	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	12,33			semillas
% Letalidad	61,67			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #13
 Objetivo: Demostrar la toxicidad del cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución tóxica	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	12
Condiciones de la caja petri		Concentración NaCN	0,1 g/L
Número de semillas	20	NaOH 1 M (añadida)	1 mL
# de Réplicas	3	Cantidad de solución	4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	7	6	6	semillas
mueren	13	14	14	semillas
% germinación	35	30	30	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	13,67			semillas
% Letalidad	68,33			%

AVII.38. Ficha técnica del ensayo #14,15; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #14
 Objetivo: Demostrar la toxicidad del cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución tóxica	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	12
Condiciones de la caja petri		Concentración NaCN	0,15 g/L
Número de semillas	20	NaOH 1 M (añadida)	1 mL
# de Réplicas	3	Cantidad de solución	4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	6	3	4	semillas
mueren	14	17	16	semillas
% germinación	30	15	20	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	15,67			semillas
% Letalidad	78,33			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #15
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de la ditionamida en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución tóxica	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	12
Condiciones de la caja petri		Concentración DTO	2,2 g/L
Número de semillas	20	NaOH 1 M (añadida)	1 mL
# de Réplicas	3	Cantidad de solución	4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	16	16	17	semillas
mueren	4	4	3	semillas
% germinación	80	80	85	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	3,67			semillas
% Letalidad	18,33			%

AVII.39. Ficha técnica del ensayo #16,17; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #16
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de la ditionamida en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 2,4 g/L

NaOH 1 M (añadida) 1 mL

de Réplicas 3

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	16	14	13	semillas
mueren	4	6	7	semillas
% germinación	80	70	65	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	5,67			semillas
% Letalidad	28,33			%

Muestra Semillas de lechuga

Ensayo #17

Objetivo: Demostrar la toxicidad de la ditionamida en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 2,7 g/L

NaOH 1 M (añadida) 1 mL

de Réplicas 3

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	12	13	13	semillas
mueren	8	7	7	semillas
% germinación	60	65	65	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	7,33			semillas
% Letalidad	36,67			%

AVII.40. Ficha técnica del ensayo #18,19; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #18
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de la ditionamida en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución tóxica	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	12
Condiciones de la caja petri		Concentración DTO	3 g/L
Número de semillas	20	NaOH 1 M (añadida)	1 mL
# de Réplicas	3	Cantidad de solución	4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	12	11	11	semillas
mueren	8	9	9	semillas
% germinación	60	55	55	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	8,67			semillas
% Letalidad	43,33			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #19
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de la ditionamida en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora		Condiciones de la solución tóxica	
Temperatura	20 °C	Volumen de solución	12 mL
		pH	12
Condiciones de la caja petri		Concentración DTO	3,5 g/L
Número de semillas	20	NaOH 1 M (añadida)	1 mL
# de Réplicas	3	Cantidad de solución	4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	8	9	10	semillas
mueren	12	11	10	semillas
% germinación	40	45	50	%
Desv. Estandar	5,00			%
Letalidad	11,00			semillas
% Letalidad	55,00			%

AVII.41. Ficha técnica del ensayo #20,21; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #20
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de la ditionamida en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 3,8 g/L

NaOH 1 M (añadida) 1 mL

de Réplicas 3

Cantidad de solución 4 mL

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	6	4	4	semillas
mueren	14	16	16	semillas
% germinación	30	20	20	%
Desv. Estandar	5,77			%
Letalidad	15,33			semillas
% Letalidad	76,67			%

Muestra Semillas de lechuga

Ensayo #21

Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 11

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,04 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: Cal

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	18	18	18	semillas
mueren	2	2	2	semillas
% germinación	90	90	90	%
Desv. Estandar	0,00			%
Letalidad	2,00			semillas
% Letalidad	10,00			%

AVII.42. Ficha técnica del ensayo #22,23; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #22
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 11

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,06 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: Cal

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	18	17	17	semillas
mueren	2	3	3	semillas
% germinación	90	85	85	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	2,67			semillas
% Letalidad	13,33			%

Muestra Semillas de lechuga

Ensayo #23

Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 11

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,08 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: Cal

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	15	16	14	semillas
mueren	5	4	6	semillas
% germinación	75	80	70	%
Desv. Estandar	5,00			%
Letalidad	5,00			semillas
% Letalidad	25,00			%

AVII.43. Ficha técnica del ensayo #24,25; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #24
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 11

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,1 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: Cal

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	12	14	13	semillas
mueren	8	6	7	semillas
% germinación	60	70	65	%
Desv. Estandar	5,00			%
Letalidad	7,00			semillas
% Letalidad	35,00			%

Muestra Semillas de lechuga

Ensayo #25

Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 11

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,2 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: Cal

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	8	9	6	semillas
mueren	12	11	14	semillas
% germinación	40	45	30	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	12,33			semillas
% Letalidad	61,67			%

AVII.44. Ficha técnica del ensayo #26,27; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #26
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de cianuro en las semillas de lechuga

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 11

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,4 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: Cal

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	2	4	4	semillas
mueren	18	16	16	semillas
% germinación	10	20	20	%
Desv. Estandar	5,77			%
Letalidad	16,67			Semillas
% Letalidad	83,33			%

Muestra Semillas de lechuga

Ensayo #27

Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de ditionamida en las semillas

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12,5

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,3 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: 4 M NaOH

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	18	19	19	semillas
mueren	2	1	1	semillas
% germinación	90	95	95	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	1,33			semillas
% Letalidad	6,67			%

AVII.45. Ficha técnica del ensayo #28,29; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #28
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de ditionamida en las semillas

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12,5

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,5 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: 4 M NaOH

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	17	16	17	semillas
mueren	3	4	3	semillas
% germinación	85	80	85	%
Desv. Estandar	2,89			%
Letalidad	3,33			semillas
% Letalidad	16,67			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #29
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de ditionamida en las semillas

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12,5

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,7 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: 4 M NaOH

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	14	15	16	semillas
mueren	6	5	4	semillas
% germinación	70	75	80	%
Desv. Estandar	5,00			%
Letalidad	5,00			semillas
% Letalidad	25,00			%

AVII.46. Ficha técnica del ensayo #30,31; toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #30
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de ditionamida en las semillas

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12,5

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 0,9 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: 4 M NaOH

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	12	13	14	semillas
mueren	8	7	6	semillas
% germinación	60	65	70	%
Desv. Estandar	5,00			%
Letalidad	7,00			semillas
% Letalidad	35,00			%

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #31
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de ditionamida en las semillas

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12,5

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 1 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: 4 M NaOH

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	13	10	11	semillas
mueren	7	10	9	semillas
% germinación	65	50	55	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	8,67			semillas
% Letalidad	43,33			%

AVII.47. Ficha técnica del ensayo #32, toxicidad con semillas de lechuga

Muestra Semillas de lechuga
 Ensayo #32
 Objetivo: Demostrar la toxicidad de los efluentes de ditionamida en las semillas

Condiciones de la incubadora

Temperatura 20 °C

Condiciones de la solución tóxica

Volumen de solución 12 mL

pH 12,5

Condiciones de la caja petri

Número de semillas 20

Concentración DTO 1,1 g/L

Cantidad de solución 4 mL

de Réplicas: 3

Dosificador pH: 4 M NaOH

Germinación	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Unidades
viven	8	7	10	semillas
mueren	12	13	10	semillas
% germinación	40	35	50	%
Desv. Estandar	7,64			%
Letalidad	11,67			semillas
% Letalidad	58,33			%