

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y
AGROINDUSTRIA**

**DISEÑO E IMPLEMENTACIÓN DE SISTEMAS PARA LA
RECUPERACIÓN DE ORO EN SOLUCIÓN POR CEMENTACIÓN
Y ELECTRÓLISIS, A ESCALA DE LABORATORIO**

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERA
QUÍMICA**

MARITZA JULIETA TAPIA JÁCOME
mariju_1985@hotmail.com

DIRECTOR: ING. MARCELO LOZADA
marcelo.lozada@epn.edu.e

Quito, mayo13

© Escuela Politécnica Nacional (2013)
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo , Maritza Julieta Tapia Jácome, 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.

Maritza Julieta Tapia Jácome

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Maritza Julieta Tapia Jácome, bajo mi supervisión.

Ing. MSc. Marcelo Lozada
DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto interno DEMEX 08, que se ejecuta en el departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios, por darme todo lo que tengo, por ser la fuerza que necesitaba y necesito para cumplir mis objetivos, por permitir rodearme de personas tan buenas que me han apoyado en este largo caminar.

A mis papis, Gerardo y Azucena, por darme su apoyo incondicional, por su confianza en mí, por ayudarme a cumplir mis sueños, por estar siempre ahí a pesar de mi mal genio.

A mis hermanos, José Luis y Lucía, por colaborar conmigo cada vez que era necesario, por ayudarme en todo lo que podían.

A Roberto, por su cariño y apoyo para finalizar esta etapa de mi vida. Gracias por estar a mi lado.

A Leticia, mi amiga, mi hermana en estos años de universidad, mi compañera de lucha en la poli, la que compartió todas y cada una de mis preocupaciones, con la persona que me identifique totalmente desde el primer día en la carrera de Ingeniería Química hasta el último día. La taru con la que compartimos tantas cosas... Gracias amiga...

A la ingeniera Alicia Guevara, por orientarme y ayudarme cada momento, por sacarme de la desesperación y ayudarme a encontrar la solución a los problemas que se me presentaron para obtener este título. Gracias por ser la gran persona que es.

Al ingeniero Marcelo Lozada, por su apoyo, por su predisposición a satisfacer las dudas que se me presentaron en el camino.

Al ingeniero Ernesto de la Torre, por sus consejos y sugerencias que fueron de gran ayuda en el desarrollo de esta trabajo.

A la señora Maguita, Verito y Evelyn por colaborar conmigo en todo lo que necesitaba, por hacer la estadía en el DEMEX, momentos que valen la pena recordar aunque con muchas mingas.

A mis amigos: Cristina, Ángel, Diego, Víctor, Rommel, Charlie, Ricardo y Edwin por estar conmigo en la travesía por la poli, por tantos momentos lindos que pasamos juntos, por cuidarme siempre, por haberme hecho pasar cumpleaños inolvidables y felices. Gracias amigos muchos éxitos en sus vidas.

***Dedicado con mucho cariño a:
Mamita Esther y Anita Lucía,
Angelitos que me cuidan desde el cielo.***

ÍNDICE DE CONTENIDOS

	PÁGINA
RESUMEN	xi
INTRODUCCIÓN	xiii
1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	1
1.1 Recuperación de oro con el sistema de cementación	1
1.1.1 Antecedentes de la cementación	1
1.1.2 Disolución del oro en soluciones cianuradas	2
1.1.3 Proceso de cementación con polvo de zinc	4
1.1.4 Cinética de la cementación	7
1.2 Recuperación de oro con el sistema de electrolisis	7
1.2.1 Antecedentes de la electrólisis	7
1.2.2 Etapas de la electrodeposición de metales	8
1.2.2.1 Migración iónica	8
1.2.2.2 Deposición del ión metálico	9
1.2.3 Celdas Electroquímicas	9
1.2.4 Leyes de Faraday	10
1.2.4.1 Primera ley de Faraday	10
1.2.4.2 Segunda ley de Faraday	10
1.2.5 Conductividad eléctrica	10
1.2.6 Eficiencia de corriente	11
1.2.7 Termodinámica de los potenciales eléctricos	11
1.2.7.1 Energía libre de Gibbs	11
1.2.7.2 Potencial del electrodo	12
1.2.8 Aplicación de la electrólisis para la recuperación de oro	13
1.3 Criterios de diseño de sistemas de recuperación de oro	16
1.3.1 Sistemas de cementación	16
1.3.1.1 Criterios de diseño de sistemas de cementación	16
1.3.1.2 Consideraciones del sistema de cementación	16
1.3.1.3 Etapas del proceso de cementación con polvo de zinc	16
1.3.1.4 Diagrama de flujo del sistema de cementación a escala de laboratorio	17
1.3.1.5 Ventajas del sistema de cementación	19
1.3.1.6 Desventajas del sistema de cementación	19
1.3.2 Sistema de electrolisis	19
1.3.2.1 Criterios de diseño de sistemas de electrólisis	19
1.3.2.2 Consideraciones del sistema de electrólisis	20
1.3.2.3 Etapas del proceso de electrólisis	20
1.3.2.4 Ventajas del sistema de electrólisis	21
1.3.2.5 Desventajas del sistema de electrólisis	21
2. PARTE EXPERIMENTAL	23

2.1	Extracción de oro en solución mediante cianuración y obtención de soluciones de alta concentración	25
2.1.1	Soluciones de baja concentración de oro por cianuración	25
2.1.1.1	Ensayos de cianuración del mineral de Pacto	27
2.1.1.2	Ensayo al fuego para recuperar oro del mineral de Pacto	28
2.1.1.3	Determinación de los mejores parámetros de cianuración	30
2.1.2	Obtención de soluciones de alta concentración	33
2.2	Dimensionamiento e implementación de los equipos que se requerirán para la recuperación de oro con los sistemas de cementación y electrólisis	34
2.2.1	Dimensionamiento e implementación de los equipos necesarios para el sistema de cementación	34
2.2.2	Dimensionamiento e implementación de los equipos necesarios para el sistema de electrólisis	37
2.3	Evaluación de la influencia de la concentración de polvo de zinc, cianuro de sodio y nitrato de plomo en el sistema de cementación	39
2.4	Evaluación de la influencia del voltaje, densidad de corriente y concentración de oro disuelto en el sistema de electrólisis	43
3.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	46
3.1	Caracterización física del mineral empleado para obtener soluciones de baja concentración de oro (< 10 mg/L)	46
3.1.1	Análisis granulométrico del mineral	46
3.1.2	Determinación de la densidad real y aparente del mineral	47
3.2	Caracterización química del mineral	48
3.3	Caracterización mineralógica del mineral	49
3.4	Pruebas preliminares: Ensayos de cianuración	50
3.4.1	Ensayo estándar de cianuración	50
3.4.2	Ensayos de cianuración con variación de parámetros	51
3.4.2.1	Influencia del tiempo de molienda en la cianuración	51
3.4.2.2	Influencia del porcentaje de sólidos en la cianuración	53
3.4.2.3	Influencia de la concentración de cianuro de sodio en la cianuración	54
3.4.2.4	Influencia del tiempo de agitación en la cianuración	56
3.5	Resultados del diseño e implementación de los sistemas de cementación y electrólisis a escala de laboratorio	58
3.5.1	Resultados del diseño e implementación del sistema de Cementación	58
3.5.2	Resultados del diseño e implementación del sistema de electrólisis	61

3.6	Ensayos de cementación	64
3.6.1	Influencia de la cantidad de polvo de zinc, cianuro de sodio y nitrato de plomo en el proceso de cementación con la solución de baja concentración	64
3.6.1.1	Análisis estadístico de los resultados de cementación con la solución de baja concentración	67
3.6.2	Influencia de la cantidad de polvo de zinc, cianuro de sodio y nitrato de plata en el proceso de cementación con la solución de alta concentración	69
3.6.2.1	Análisis estadístico de los resultados de cementación con la solución de alta concentración	70
3.7	Ensayos de electrolisis	70
3.7.1	Influencia del voltaje y la intensidad de corriente en la recuperación de oro de soluciones de baja concentración	70
3.7.1.1	Análisis de la eficiencia de corriente en cada ensayo con soluciones de baja concentración	76
3.7.1.2	Análisis estadístico de los resultados de los ensayos de electrolisis para la solución de baja concentración	77
3.7.2	Influencia del voltaje y la intensidad de corriente en la recuperación de oro de la solución de alta concentración	79
3.7.2.1	Análisis de la eficiencia de corriente en cada ensayo con soluciones de alta concentración	80
3.7.2.2	Análisis estadístico de los resultados de los ensayos de electrolisis para la solución de alta concentración	80
3.8	Guía para la utilización de los sistemas de cementación y electrolisis	81
3.8.1	Guía para la recuperación de oro con el sistema de cementación	81
3.8.2	Guía para la recuperación de oro con el sistema de electrolisis	84
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	88
4.1	Conclusiones	88
4.2	Recomendaciones	90
	BIBLIOGRAFÍA	91
	ANEXOS	99

ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
Tabla 1.1.	Reacciones de cementación relevantes y diferencias de potencial	5
Tabla 2.1.	Condiciones operatorias de la molienda en húmedo empleadas	26
Tabla 2.2.	Condiciones operatorias de la prueba estándar de cianuración	27
Tabla 2.3.	Carga fundente empleada en el ensayo al fuego de la torta filtrada	29
Tabla 2.4.	Parámetros empleados para la determinación del mejor tiempo de molienda	31
Tabla 2.5.	Parámetros empleados para la determinación del mejor porcentaje de sólidos	31
Tabla 2.6.	Parámetros empleados para la determinación de la mejor concentración de cianuro	32
Tabla 2.7.	Parámetros empleados para la determinación del mejor tiempo de agitación	32
Tabla 2.8.	Datos químicos y físicos de la solución certificada Merck	33
Tabla 2.9	Carga fundente empleada en el ensayo al fuego del cemento obtenido con el sistema de cementación	43
Tabla 3.1.	d80 de los tiempos de molienda empleados	46
Tabla 3.2.	Densidad real y aparente del mineral objeto de estudio	47
Tabla 3.3.	Resultados del Análisis Químico del mineral de Pacto	48
Tabla 3.4	Resultados de la ley de oro y plata del mineral de Pacto	49
Tabla 3.5.	Análisis Mineralógico	49
Tabla 3.6.	Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración a 30 min de molienda	50
Tabla 3.7.	Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración a 20, 30 y 40 min de molienda	52

Tabla 3.8.	Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración con 20,00; 33,33 y 40,00 % de sólidos	54
Tabla 3.9.	Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración con concentraciones de cianuro de 1,00; 2,00 y 3,00 g/L	56
Tabla 3.10.	Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración para tiempos de agitación de 8,18 y 24 h.	57
Tabla 3.11	Descripción de los componentes del sistema de cementación	63
Tabla 3.12.	Porcentaje de recuperación de oro con variación de la cantidad de polvo de zinc y 1,00 g/L de cianuro de sodio en soluciones de baja concentración	65
Tabla 3.13.	Porcentaje de recuperación de oro con variación de la cantidad de polvo de zinc y 2,00 g/L de cianuro de sodio en soluciones de baja concentración	65
Tabla 3.14.	Tabla ANOVA de la recuperación de oro obtenida con el programa STATGRAPHICS	67
Tabla 3.15.	Valor promedio de los resultados obtenidos en los ensayos de cementación, los cuales están descritos en la tabla 3.12. y tabla 3.13.	68
Tabla 3.16.	Valores de media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro obtenidas	68
Tabla 3.17.	Porcentaje de recuperación de oro con 4,00 g de polvo de zinc y 2,00 g/L de cianuro de sodio cianuro de sodio en soluciones de alta concentración	69
Tabla 3.18.	Media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro a partir de soluciones de alta concentración	70
Tabla 3.19.	Resultados de los ensayos al fuego del material depositado en las placas y el precipitado en la solución a diferentes voltajes e intensidades de corriente	75
Tabla 3.20.	Resultados de las eficiencias de corriente de cada ensayo a diferentes voltajes e intensidades de corriente	76
Tabla 3.21.	Tabla ANOVA de las recuperaciones de oro depositado en las placas en el proceso de electrodeposición mediante la	77

herramienta estadística Statgraphics

Tabla 3.22.	Valor promedio de los resultados obtenidos en los ensayos de electro- deposición, los cuales están descritos en la tabla 3.19	78
Tabla 3.23.	Valores de media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro obtenidas de los datos de la tabla 3.20	78
Tabla 3.24.	Porcentaje de recuperación de oro con un voltaje de 3,00 V y una intensidad de 350,00 A/m ² con soluciones de alta concentración	79
Tabla 3.25.	Resultados de las eficiencias de corriente con la aplicación a la solución de alta concentración de 3,00 V y 350,00 A/m ² con sus repeticiones	80
Tabla 3.26.	Valores de media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro obtenidas de los datos de la tabla 3.24	80
Tabla 3.27	Pesos obtenidos del proceso de fusión del cemento cargado de oro y su recuperación	84
Tabla 3.28	Valores de las condiciones de trabajo y de los resultados del proceso a diferentes tiempos	87
Tabla 3.29	Porcentaje de recuperación de oro a diferentes tiempos	87
Tabla 3.30	Pesos obtenidos del proceso de fusión del material cargado de oro y sus recuperación	87

ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
Figura 1.1.	Proyectos mineros estratégicos de yacimientos de oro y cobre en el Ecuador	2
Figura 1.2.	Diagrama potencial vs pH para el sistema Au - H ₂ O - CN	3
Figura 1.3.	(a) Microfotografía del depósito de oro en la superficie del zinc y (b) dendritas	4
Figura 1.4.	Esquema de la recuperación de oro de minerales con el proceso de cementación a escala industrial	6
Figura 1.5.	Esquema de una celda electrolítica	8
Figura 1.6.	Representación esquemática del ión metálico en el mecanismo de electrodeposición en el cátodo	9
Figura 1.7.	Origen del potencial del electrodo	13
Figura 1.8.	Esquema de la disolución de oro en medio cianurado	14
Figura 1.9.	Recuperación de oro aplicando la electrodeposición a escala industrial	15
Figura 1.10.	Diagrama de flujo del proceso de cementación a escala de laboratorio	18
Figura 1.11.	Fotografía de una celda electrolítica a escala industrial	20
Figura 1.12.	Electrodeposición del oro	21
Figura 2.1.	Metodología para recuperar oro por electrolisis y cementación	24
Figura 2.2.	Preparación de la pulpa para la cianuración	26
Figura 2.3.	Esquema del proceso de cianuración	27
Figura 2.4.	Esquema de la mufla con el crisol en su interior en el proceso de fusión	29
Figura 2.5.	Esquema de la fase metálica y fase escoria después del proceso de fusión	30
Figura 2.6.	Esquema del sistema de Cementación a escala de laboratorio	35

Figura 2.7.	Esquema del proceso de electrolisis en la celda electrolítica	38
Figura 2.8.	Mecanismo de la cementación de oro en zinc	40
Figura 2.9.	Proceso de cementación (a) solución cianurada desoxigenándose y (b) solución en contacto con polvo de zinc y nitrato de plomo	42
Figura 3.1.	Cinética de disolución del oro a las condiciones estándar	50
Figura 3.2.	Cinética de disolución de oro para tiempos de molienda de 20, 30 y 40 min	51
Figura 3.3.	Cinética de disolución de oro con 20,00; 33,33 y 40,00 % de sólidos	53
Figura 3.4.	Cinética de disolución de oro con concentraciones de cianuro de 1,00; 2,00 y 3,00 g/L	55
Figura 3.5.	Cinética de disolución de oro a diferentes tiempos de agitación 8, 18 y 24 h	57
Figura 3.6.	Fotografías del polvo de zinc por MEB con aumentos de (a) 500X, (b) 1000X y (c) 3000X	59
Figura 3.7.	Dimensiones de los componentes del sistema de cementación	61
Figura 3.8.	Fotografía del sistema de cementación implementado en el laboratorio	62
Figura 3.9.	Electrodo antes del proceso de electrólisis	63
Figura 3.10.	Dimensiones del sistema de electrólisis para recuperar oro en solución	63
Figura 3.11.	Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 3,00 V y 500,00 A/m ² con 3 repeticiones	71
Figura 3.12.	Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 4,00 V y 350,00 A/m ² con 3 repeticiones	72
Figura 3.13.	Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 5,00 V y 350,00 A/m ² con 3 repeticiones	72
Figura 3.14.	Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 3,00 V y 500,00 A/m ² con 3 repeticiones	73
Figura 3.16.	Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 4,00 V y 500,00 A/m ² con 3 repeticiones	73

Figura 3.16.	Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 5,00 V y 500,00 A/m ² con 3 repeticiones	74
Figura 3.17.	Esquema del sistema de cementación	82
Figura 3.18.	Esquema del sistema de electrólisis	85

ÍNDICE DE ANEXOS

	PÁGINA
ANEXO I Análisis Granulométrico	100
ANEXO II Ensayos de cianuración	103
ANEXO III Cálculos realizados para obtener el tiempo de residencia en el reactor del sistema de cementación	112
ANEXO IV Ensayos de cementación con la solución de baja concentración	113
ANEXO V Ensayos de cementación con la solución de alta concentración	119
ANEXO VI Ensayos de electrólisis con la solución de baja concentración	120
ANEXO VII Ensayos de electrolisis con la solución de alta concentración	138

RESUMEN

En el presente trabajo se buscó realizar el diseño e implementación de un sistema de cementación y un sistema de electrólisis para recuperar oro de soluciones de baja (< 10 mg/L) y alta concentración (100 mg/L) a escala de laboratorio.

Para obtener soluciones de concentraciones bajas, menores a 10 mg/L, se realizaron pruebas preliminares de cianuración con el mineral de la zona de Pacto. Se usaron las siguientes condiciones estándar: 30 min de molienda, 33,33 % de sólidos, 2,00 g/L de cianuro de sodio y 24 h de agitación mecánica constante de 1 000 rpm (equipo HANKE & KUNKEL). Se variaron uno a uno los parámetros: tiempo de molienda (20 y 40 min), porcentaje de sólidos (20,00 y 40,00 %). Con estos valores fijos, se realizaron variaciones en la concentración de cianuro de sodio (1,00 y 3,00 g/L) y el tiempo de agitación (10 y 18 h). Todos los ensayos se realizaron a pH 11,00 para evitar la formación de HCN. La concentración de oro en la solución se determinó por espectrofotometría de absorción atómica (equipo AAnalyst 300).

Una vez definidos los parámetros (tiempo de molienda, porcentaje de sólidos, concentración de cianuro de sodio y tiempo de agitación) que permitieron obtener la mayor cantidad de oro en solución, se realizaron nuevos ensayos para obtener un volumen de aproximadamente 30 L de solución con concentración de oro inferior a 10 mg/L que fueron utilizados en los ensayos posteriores.

En el caso de soluciones de concentraciones de 100 mg/L se empleó un estándar certificado (Merck) de 1 000 mg/L que se diluyó progresivamente hasta obtener 6 L de solución a la concentración deseada. En el dimensionamiento de equipos necesarios para el sistema de cementación y electrólisis se consideró una capacidad de tratamiento de 1 L de solución cianurada.

Para el sistema de cementación se utilizaron reactores de vidrio, bomba de vacío, sistemas de conducción de flujo de solución, filtro, selladores y agitación magnética. Estos equipos y materiales se dimensionaron e implementaron para recuperar oro de 1 L de solución. En el sistema de electrólisis se empleó una celda electrolítica de material polimérico con ánodos de acero inoxidable, cátodos

de hierro, sistemas de conducción de corriente y un multímetro (equipo Plug in electronics). Estos equipos se diseñaron e implementaron para tratar 1 L de solución.

Para evaluar el sistema de cementación se utilizó un diseño factorial 3x2 con 3 repeticiones. Se realizó ensayos en el sistema implementado con la solución de baja concentración (< 10 mg/L). Los parámetros que se variaron son: la cantidad de polvo de zinc (3,00; 4,00 y 5,00 g), la concentración de cianuro de sodio (1,00 y 2,00 g/L) y se fijó la cantidad de nitrato de plomo en 0,50 g. Este proceso se realizó con agitación magnética por 15 min. Se filtró la solución para separar el cemento (parte sólida con mayor concentración de oro) de la solución pobre (barren solution). El cemento se sometió a fusión y copelación en una mufla a $900,00$ °C por 1 h.

Para evaluar el sistema de electrolisis se empleó un diseño factorial 3X2 con 3 repeticiones. En el proceso se varió el voltaje de la celda (3,00; 4,00 y 5,00 V), la densidad de corriente (350,00 y 500,00 A/m²) y se determinó la concentración de oro en la solución a $18,00$ °C. Cada media hora se pesaron los cátodos cargados de oro y se tomaron alícuotas de 10 mL de solución en las que se analizó la concentración de oro por espectrofotometría de absorción atómica. El oro depositado en los cátodos se recuperó por fusión y copelación como se indicó anteriormente.

Con el sistema de cementación y electrolisis implementados se evaluó la influencia de la cantidad de polvo de zinc, nitrato de plomo, concentración de cianuro de sodio, voltaje y densidad de corriente, respectivamente.

Los parámetros que permitieron recuperar hasta el 99,00% de oro con la cementación, fueron 4,00 g de polvo de zinc; 2,00 g/L de cianuro de sodio y 0,50 g de nitrato de plomo. En la electrolisis las condiciones con las que se obtuvo recuperaciones de hasta 75,00 % fueron 3,00 V y 350,00 A en 150 min.

Finalmente, con las mejores condiciones de trabajo se realizaron ensayos con la solución de alta concentración donde las recuperaciones fueron mayores al 90,00 %.

INTRODUCCIÓN

Las propiedades físicas y químicas del oro como facilidad de trabajo, de aleación con otros metales, resistencia a la corrosión, propiedades ópticas, conducción de calor, electricidad, propiedades termoeléctricas, electrónicas, entre otras, permiten que este metal se utilice en múltiples industrias (Zabaleta, 1999, p. 3). Según el Ministerio de Recursos naturales no renovables, el Ecuador tiene en el subsuelo 36,90 millones de onzas de oro y 72,40 millones de onzas de plata en las provincias del Azuay, El Oro y Loja. El potencial minero de Ecuador y Sudamérica es muy alto, por lo que se requiere procesos eficientes que permitan obtener los metales de interés con la pureza que el mercado requiere (Flores, 2011, p. 5).

Los principales países consumidores de oro son India, China, Estados Unidos, Turquía y Arabia Saudita que representan el 64,40 % de la demanda mundial. El consumo de oro está distribuido por sectores: el 54,00 % se utiliza en joyería, el 35,00 % en inversiones, el 8,00 % en electrónica, el 2,00 % en aplicaciones industriales y el 1,00 % en odontología (Sociedad Nacional de Minería, 2011, p. 2).

El lixiviante universal es el cianuro, debido a que puede disolver algunos metales de transición que se encuentran en minerales que los contienen. Este comportamiento se debe a la alta afinidad del cianuro con el oro y la plata. El costo de la lixiviación de oro está determinado por el consumo de cianuro (Albis, Cimenelli & De Souza, 1998, p. 66). Todo proceso hidrometalúrgico como la lixiviación de oro está determinado por la cinética de la reacción (Cáceres, 2011, p. 20). El proceso de lixiviación permite trabajar con minerales de baja ley, es decir, baja concentración de oro, lo que representa un incremento en el costo de producción por tonelada en la industria minera, que es la que hace uso de esta tecnología (Sociedad Nacional de Minería, 2011, p. 3).

La cianuración es un proceso que tradicionalmente se utiliza en la disolución de oro. El mecanismo empleado es el propuesto por Elsner, que establece: “ El oro y la plata son solubles en una solución oxigenada que a la vez contiene iones de cianuro”; este mecanismo es puramente electroquímico porque el oxígeno disuelto funciona como cátodo y el oro como ánodo. La concentración de oxígeno

y cianuro controlan la velocidad de reacción. Al trabajar con cianuro se considera una alcalinidad protectora de 11,00. Si el pH es menor a 9,00 se forma HCN (Domic, 2001, pp. 201 - 202).

El manejo del cianuro en una industria minera es fundamental debido a su toxicidad y esta industria utiliza el 18,00 % de la producción mundial. En la extracción de oro se utilizan soluciones muy diluidas de cianuro, que oscilan entre 0,01% y 0,05%, es decir, de 100 a 500 ppm de cianuro. Una vez procesado el mineral, se obtienen los residuos cianurados que deben ser recirculados al proceso o neutralizados antes de ser desechados (Longsdon, Halgenstein & Mudder2w, 2001, p. 7 - 11).

La recuperación de oro mediante cementación se basa en la precipitación del oro metálico sobre el zinc. La solución rica (solución con oro) es desaerada antes de agregar el polvo de zinc y cianuro de sodio. Para promover la actividad electroquímica de las reacciones y evitar la pasivación de la superficie del zinc se agrega sales de plomo. A éste proceso, que se realiza en planta piloto o a escala industrial se le conoce como "Merril-Crowe" (De la Torre, Guevara y Díaz, 2005, p. 157). La cementación está determinada por la difusión, es decir, por la transferencia de masa. Las reacciones que se producen durante el proceso de precipitación del oro en el polvo de zinc siguen una cinética de primer orden (Parga, Wan & Miller, 1988, p. 170).

La electrólisis o electrodeposición se utiliza para el tratamiento de soluciones con altas concentraciones de oro, aprovecha el paso de la corriente eléctrica a través de la solución conductora (electrolito) para provocar que los iones metálicos se depositen en el cátodo, es decir, una reacción de reducción del cátodo y oxidación del ánodo. (Marsden y Lain, 1992, pp. 403 - 405)

Adicionalmente, los sistemas de cementación y electrólisis en el laboratorio permiten realizar ensayos de recuperación de oro de forma eficiente. Estos ensayos se realizaban con métodos "artesanales", no estandarizados y en ocasiones no reproducibles, por lo que la implementación de estos sistemas era indispensable para las recuperaciones de oro que se realizan en el laboratorio.

REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1 RECUPERACIÓN DE ORO CON EL SISTEMA DE CEMENTACIÓN

1.1.1 ANTECEDENTES DE LA CEMENTACIÓN

En 1973 se dio a conocer la capacidad del cianuro de potasio de disolver el oro y en 1843 se realizaron pruebas en las que se observó que con este compuesto se facilita la disolución del oro, cuando el tamaño de partícula es menor y con incremento de temperatura. Además de facilitar la precipitación del oro disuelto en superficies metálicas en ausencia de potencial aplicado y se determinó también que la presencia de aire disminuye el tiempo de disolución del mineral. (Hiskey, 1985, p. 1)

La tecnología de recuperación de metales preciosos de soluciones cianuradas mediante cementación con polvo de zinc se patentó en 1894 en Canadá y C.W. Merrill mejoró este proceso en la mina "Homestake". En 1916, T.B. Crowe incrementó la eficiencia del proceso con la introducción de una torre para remover el oxígeno de la solución cianurada y la adición de sales de plomo, lo que facilitó la reacción de precipitación para recuperar mayor cantidad de metales preciosos. Por el aporte de éstos científicos Merrill y Crowe, se le denomina al proceso desarrollado a escala industrial de cementación con polvo de zinc con torre de de - aireación "Proceso Merrill – Crowe" (Parga *et al.*, 1988, p. 170).

Este es un proceso que se utiliza hasta la actualidad para recuperar metales preciosos en la minería a gran escala. El potencial minero del Ecuador es muy alto por lo que grandes empresas mineras (Ecuacorriente, Kinross Aurellian, lamgold e IMC) forman parte de varios proyectos que se muestran en la Figura 1.1. Los proyectos mineros estratégicos para la explotación de oro y cobre que se indican en la Figura 1.1. son: Fruta del Norte, Mirador, Río Blanco Quimsacocha y Panantza San Carlos, cuya inversión en conjunto alcanza los 4120 millones USD (Serrano, 2011, p. 5).

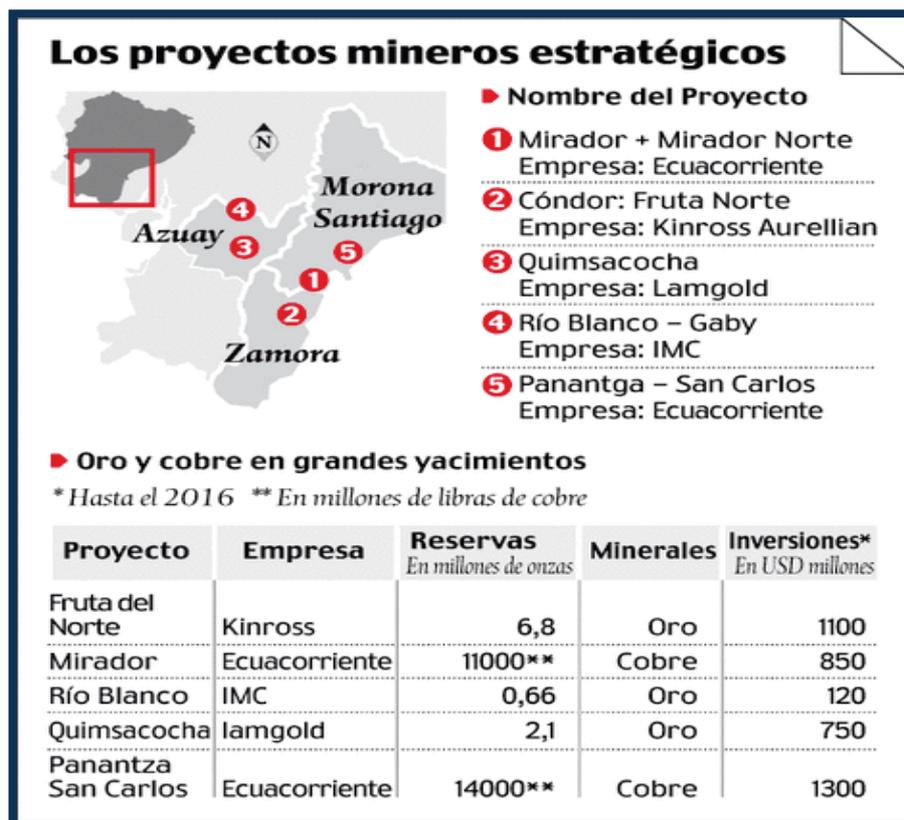


Figura 1.1. Proyectos mineros estratégicos de yacimientos de oro y cobre en el Ecuador (Serrano, 2011)

1.1.2 DISOLUCIÓN DEL ORO EN SOLUCIONES CIANURADAS

La solución, que se emplea para aplicar el proceso de cementación con polvo de zinc, se obtiene mediante cianuración. Este proceso está determinado por la Reacción 1.1.

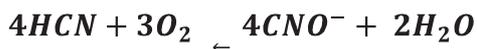


La cinética de disolución de oro en medio alcalino se efectúa en cinco etapas que son:

- Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido – líquido
- Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido
- Reacción en la superficie
- Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido

- Difusión de los productos de la interfase sólido – líquido a la solución (SAAC Ingenieros SRL, 2004, p. 8).

El cianuro de hidrógeno y el cianuro libre pueden oxidarse formando los cianatos de las Reacciones 1.2 y 1.3 por lo que se reduce la concentración de cianuro libre e impide la disolución de los metales (Pérez e Higuera, 2008, p. 63).



[1.2]



[1.3]

En el diagrama de Pourbaix del sistema Au - H₂O – CN de la Figura 1.2 se puede apreciar que la estabilidad del complejo aurocianuro está limitada por una recta que inicialmente muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a 9) y luego se vuelve casi horizontal por la acción del oxígeno en medio básico, lo que permite que se produzca la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros (Aguirre y Cofre, 2011, p. 98).

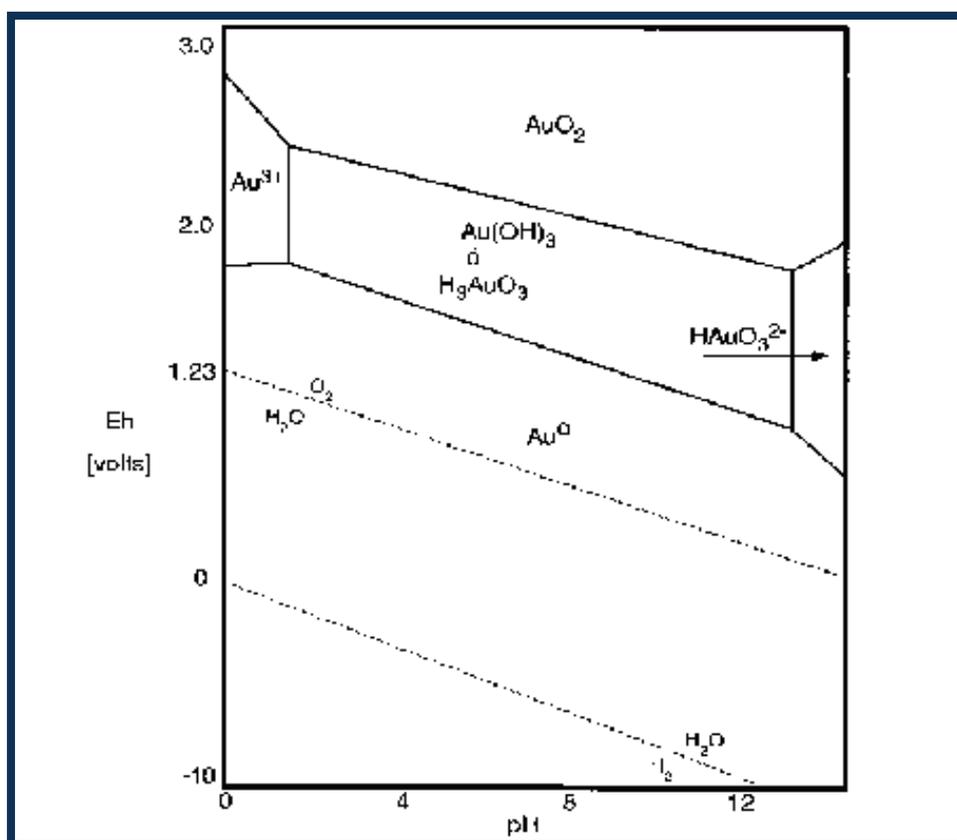


Figura 1.2. Diagrama potencial vs pH para el sistema Au - H₂O - CN
(Aguirre y Cofre, 2011)

1.1.3 PROCESO DE CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC

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 zinc. (Navarro *et al.*, 2005, p.12). El proceso de cementación depende de la reacción de desplazamiento en la que el metal menos noble (zinc) reduce a los iones del metal que va a precipitar (Cáceres, 2007, p.3).

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. Esto ocurre si no se presentan factores como el “cierre anódico”, que es una interrupción de la reacción como se observa en la Figura 1.3 (a).

El efecto de dicho factor puede producir la redisolución del depósito de oro cuando las dendritas, como la de Figura 1.3 (b), se desprende de la superficie y pierden contacto con el zinc.

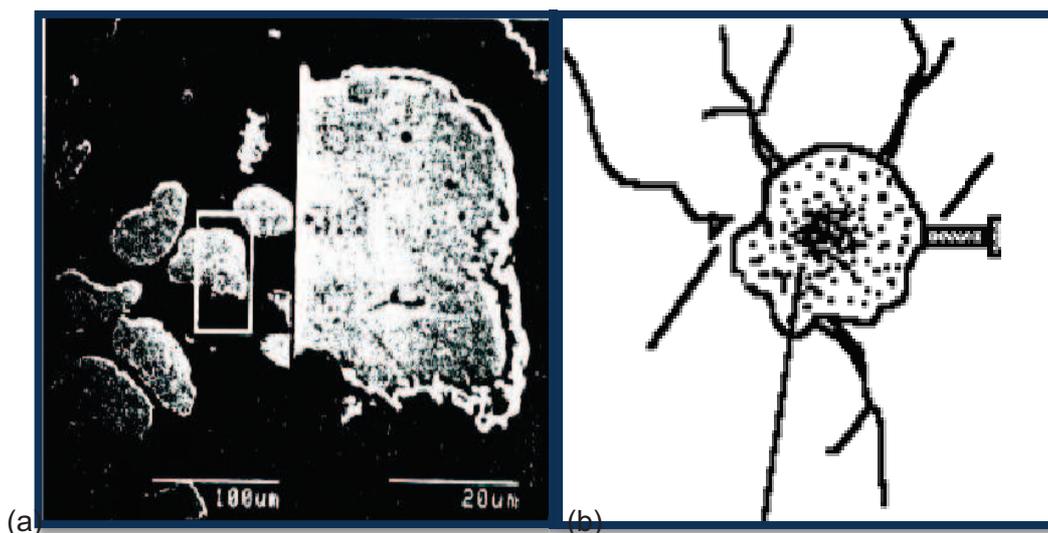


Figura 1.3. (a) Microfotografía del depósito de oro en la superficie del zinc y (b) dendritas

En la Figura 1.3 (a) se observa una microfotografía de la forma en que se deposita el oro en la superficie del zinc junto con la Figura 1.3 (b) en donde se muestra una ampliación de la forma del depósito. En la Tabla 1.1. se indican las

diferencias de potencial electroquímico estándar, así como las reacciones de cementación relevantes en los sistemas de interés para este trabajo.

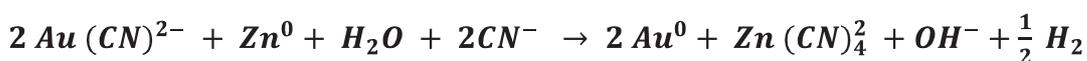
Tabla 0.1. Reacciones de cementación relevantes y diferencias de potencial electroquímico estándar de los sistema Au/Zn y Ag/Zn

Sistema	Reacción de cementación relevante	E ⁰ celda [V]
Au/Zn	$2 \text{Au}^{3+} + 3 \text{Zn}^0 \rightarrow 2 \text{Au}^0 + 3 \text{Zn}^{2+}$	+ 2,21
Ag/Zn	$2 \text{Ag}^{2+} + \text{Zn}^0 \rightarrow 2 \text{Ag}^0 + \text{Zn}^{2+}$	+ 1,56

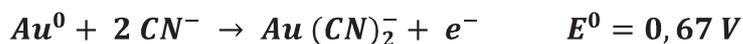
(Domic, 2001)

La cementación es un proceso que puede ser controlado por un mecanismo difusional o por la reacción química. Cuando las reacciones de oxidación – reducción tienen electropotenciales que difieren en más de 0,36 V y si las áreas anódica y catódica efectivas son aproximadamente iguales se puede decir que el proceso está controlado por la difusión. Un factor importante que influye en el mecanismo de reacción es la formación de una película de óxido sobre el metal (Ritchie, 2005, p. 699).

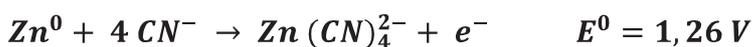
El principio de precipitación de metales preciosos contenidos en soluciones cianuradas se basa en que el oro es electronegativo con respecto al zinc, se produce un reemplazo electroquímico del oro por zinc así como el desplazamiento del hidrógeno del agua por el sodio como se indica en las siguiente reacciones: (Azañero, 2001, p. 63)



[1.4]



[1.5]



[1.6]

El proceso de cementación contempla las siguientes etapas:

- Clarificación de la solución producida
- De - aireación

- Adición de polvo de zinc
- Extracción del oro depositado en las partículas de zinc

La recuperación de oro de minerales con la aplicación del Sistema de Cementación en la industria se esquematiza en la Figura 1.4.

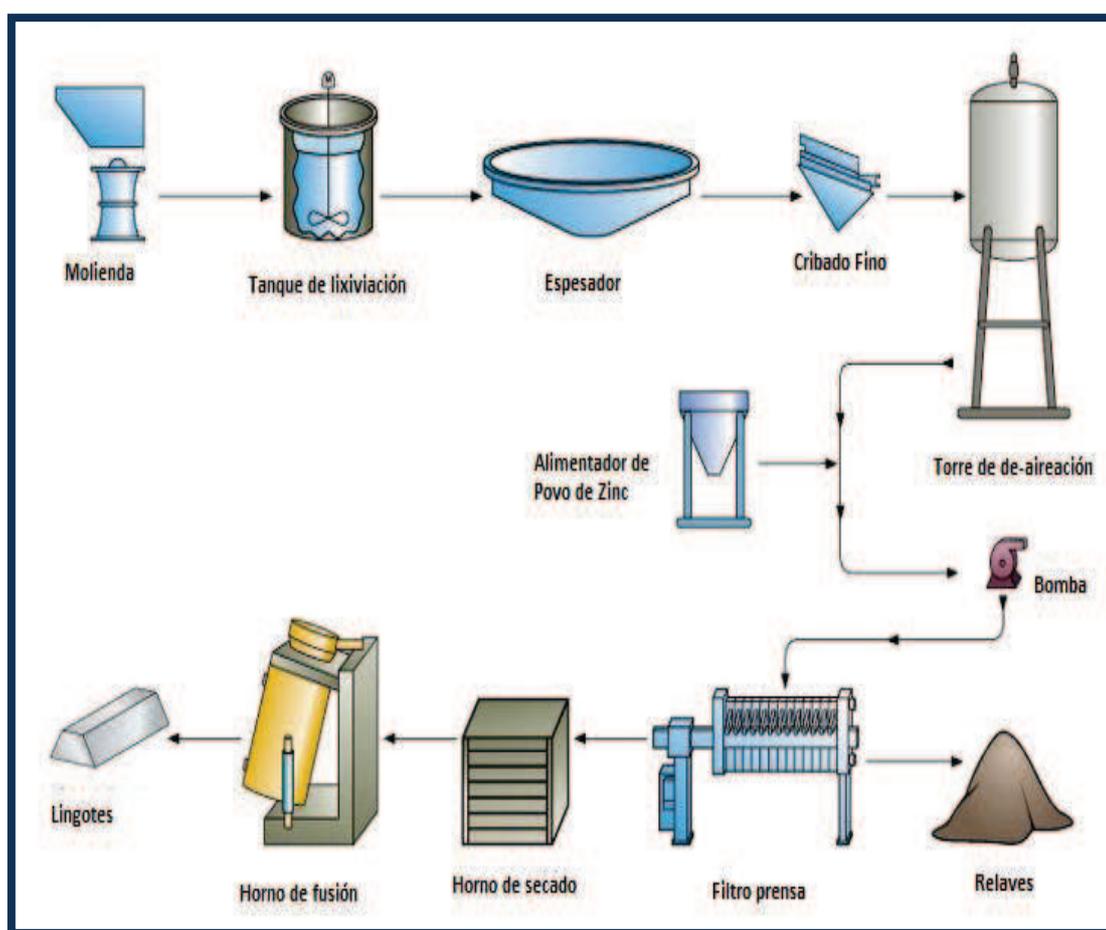


Figura 0.4. Esquema de la recuperación de oro de minerales con el proceso de cementación a escala industrial

En el esquema de la Figura 1.4. se observa que el mineral es sometido a un proceso de molienda en húmedo. La pulpa obtenida pasa a lixiviarse con agitación y cianuro. La corriente se dirige al espesador, al cribado fino y a la torre de de – aireación para extraer el oxígeno existente en la solución. El material es bombeado al filtro clarificador después de haberse añadido el polvo de zinc. El cemento es secado y sometido a ensayo al fuego para recuperar el oro (Chi, Fuerstenau & Marsden, 1998, p. 171).

Los factores determinantes de la cementación son:

- Concentración de oro en la solución
- De - aireación preliminar
- Temperatura
- pH
- Velocidad de agitación
- Adición de agentes tensoactivos (Angelov y Groudev, 2002, p.117)

1.1.4. CINÉTICA DE LA CEMENTACIÓN

La reacción de cementación es una reacción sólido – líquido (heterogénea), de primer orden con respecto al metal noble, como se indica en la Ecuación 1.7.

$$-\frac{dC}{dt} = kC \quad [1.7]$$

Donde:

k : Constante cinética del sistema

C : Concentración del ión del metal más noble

Al resolver la Ecuación 1.7 se obtiene el modelo cinético de la cementación como indica la Ecuación 1.8:

$$C = C_0 \text{EXP}(-kt)$$

[1.8]

Con la ecuación de Nernst se correlaciona el potencial del electrodo con la concentración y se tiene la expresión indicada en la Ecuación 1.9.

$$\Delta V = k * \log C \quad [1.9]$$

Las variables que determinan la constante cinética de la cementación (k) son: agitación, dosificación del polvo de zinc, pH y presencia de otros iones (Lovera *et al.*, 2010, p.15).

1.2 RECUPERACIÓN DE ORO CON EL SISTEMA DE ELECTRÓLISIS

1.2.1 ANTECEDENTES DE LA ELECTRÓLISIS

El proceso de electrólisis de metales, conocido también como electrodeposición es un proceso sencillo que se realiza en una celda electroquímica. La electrolisis

es un proceso en el que la electricidad, a través de una solución, suministra energía para que tenga lugar una reacción de óxido – reducción no espontánea.

Este proceso consiste en recuperar metales que ya están en solución, depositándolos en el cátodo. El ánodo empleado es insoluble y los metales se recuperan en forma pura y selectiva. La electrodeposición se define también como un proceso de precipitación por reducción, en el que se utiliza electrolitos acuosos y no muy elevadas temperaturas (Domic, 2001, p. 619) .

En la Figura 1.5 se observa el esquema de una celda electrolítica, la cual está constituida por: cuba, electrolito, electrodos (ánodos y cátodos) y una fuente de energía.

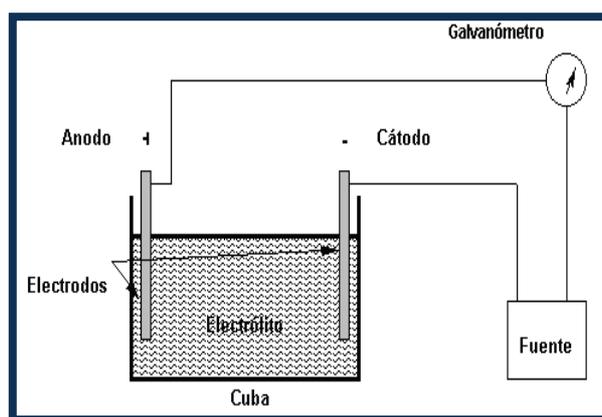


Figura 0.5. Esquema de una celda electrolítica

1.2.2 ETAPAS DE LA ELECTRODEPOSICIÓN DE METALES

Las etapas de la electrodeposición de metales son:

1.2.2.1 Migración iónica

El ión metálico está distribuido uniformemente en la superficie del electrolito. El campo eléctrico provoca que el ión se dirija a la capa de difusión de la región catódica, situándose en el exterior de la doble capa eléctrica. En esta etapa predomina la difusión y la convección.

1.2.2.2 Deposición del ión metálico

El ión presente atraviesa la última capa de la doble capa eléctrica y se transforma hasta incorporarse en el cátodo como se indica en el esquema de la Figura 1.6

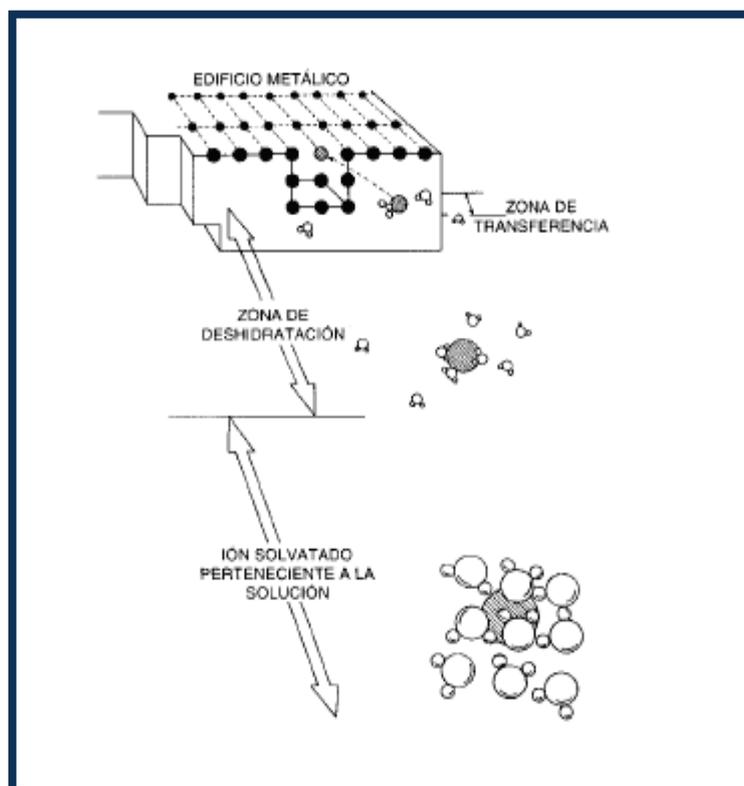


Figura 1.6. Representación esquemática del ión metálico en el mecanismo de deposición en el cátodo

Este proceso se utiliza para combatir la corrosión, mejorar el aspecto de ciertos objetos, estructuras metálicas, obras de ingeniería, joyería, decoración, bisutería, galvanotipia, metalización de plásticos, circuitos impresos, utensilios de cocina, defensas de automóviles, entre otros (Díaz, 2008, p. 10).

1.2.3 CELDAS ELECTROQUÍMICAS

Las celdas electroquímicas pueden ser:

- Celdas electrolíticas, son aquellas en las que ocurren reacciones no espontáneas de óxido - reducción, que requieren un agente externo para

que se den, como el voltaje. Este tipo de celdas transforman la energía eléctrica en energía química.

- Celdas Galvánicas, son aquellas en las que ocurren reacciones espontáneas, se produce energía. Este tipo de celdas transforman la energía química en energía eléctrica (Cerón y Soto, 2004, p. 4).

1.2.4 LEYES DE FARADAY

En 1830, Michael Faraday introdujo los términos: ión, catión, anión, electrodo electrolito, entre otros. Además estableció las siguientes relaciones:

1.2.4.1 Primera Ley de Faraday

La masa de cualquier sustancia depositada en un electrodo es proporcional a la cantidad de electricidad que ha pasado por el circuito como se indica con las Ecuaciones 1.10 y 1.11.

$$m = I * t \quad [1.10]$$

$$m = \frac{Mit}{nF} \quad [1.11]$$

Donde,

<i>m</i> :	Peso del metal depositado(g)
<i>M</i> :	Masa molecular de la especie descargada (g/mol)
<i>n</i> :	Estado de valencia de la sustancia que se deposita
<i>I</i> :	Intensidad de corriente (A)
<i>t</i> :	Tiempo en el que se aplicó la corriente (s)
<i>F</i> :	Faraday (A.s/eq)

1.2.4.2 Segunda Ley de Faraday

Las masas de diferentes sustancias producidas por la misma cantidad de electricidad serán proporcionales a sus pesos equivalentes (Ballester, Verdeja & Sancho, 2001, pp. 212).

1.2.5 CONDUCTIVIDAD ELÉCTRICA

La diferencia de potencial en un proceso electrolítico es aplicado en el extremo de un metal con el fin de que los electrones se muevan libremente en la estructura metálica, con desprendimiento de calor. Los factores que disminuyen la conductividad eléctrica son las aleaciones y la presencia de impurezas. El comportamiento de la conductividad eléctrica es similar a la conductividad térmica, en donde las vibraciones incrementan la energía cinética y esta es transportada por los electrones (Higgins, 1993, p.32).

1.2.6 EFICIENCIA DE CORRIENTE

La eficiencia de la corriente está dada por la relación entre el metal efectivamente depositado y el que teóricamente debía depositarse de acuerdo a la corriente eléctrica (Domic, 2001, p. 220).

La eficiencia es menor al 100% por las siguientes razones:

- Al precipitarse la solución acuosa se produce el desprendimiento de hidrógeno simultáneamente a la deposición del metal.
- El electrolito realiza un ataque químico al depósito con el que está en contacto.
- Los pares galvánicos producen corrosión del depósito.
- Cortocircuitos entre ánodos y cátodos.
- Pérdidas a tierra de la corriente medida en el circuito (Ballester *et al.*, 2001, p. 214).

1.2.7 TERMODINÁMICA DE LOS POTENCIALES ELÉCTRICOS

1.2.7.1 Energía Libre de Gibbs

Para el estudio de la termodinámica de un proceso es necesario el conocimiento de la Energía Libre de Gibbs (ΔF), la cual es una función de estado con la que se establece si un proceso es espontáneo o no; además esta energía permite conocer si el sistema está en equilibrio.

La Energía Libre de Gibbs puede ser menor, mayor o igual que cero, lo que indica la espontaneidad, no espontaneidad o equilibrio del sistema, así:

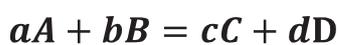
- $\Delta F < 0$, la reacción es espontánea e irreversible
- $\Delta F > 0$, la reacción no es espontánea e irreversible
- $\Delta F = 0$, sistema en equilibrio (Katz, 2011, p. 2).

1.2.7.2 Potencial del electrodo

Los factores que determinan los potenciales de los electrodos y de las celdas son:

- Naturaleza de los electrodos
- Temperatura de la solución
- Actividades de la solución empleada

Las fuerzas electromotrices dependen principalmente de la temperatura y de las actividades, como se indican en las Ecuaciones 1.12 y 1.13.



[1.12]

$$\Delta F = \Delta F^0 + RT \ln \frac{a_C^c a_D^d}{a_A^a a_B^b}$$

[1.13]

Donde,

ΔF : Cambio de energía libre

ΔF^0 : Cambio de energía libre estándar

R : Constante universal de los gases ideales

T : Temperatura

a : Actividad

Si se considera que la variación de la energía libre de Gibbs final e inicial como se indica en la ecuación 1.14 y 1.15 respectivamente, están en función de la variación de potencial del electrodo.

$$\Delta F = -nF\Delta\varepsilon \quad [1.14]$$

$$\Delta F^0 = -nF\Delta\varepsilon^0 \quad [1.15]$$

Reemplazando las ecuaciones 1.14 y 1,15 en la 1.13 se tiene:

$$\Delta\varepsilon = \Delta\varepsilon^0 + \frac{RT}{nF} \ln \frac{a_C^c a_D^d}{a_A^a a_B^b}$$

[1.16]

$$\Delta\varepsilon = \Delta\varepsilon^0 + \frac{RT}{nF} \ln K$$

[1.17]

Donde,

$\Delta\varepsilon$: Diferencia de potencial del electrodo

$\Delta\varepsilon^0$: Diferencia de potencial estándar del electrodo

La Ecuación 1.16 se denomina Ecuación de Nernst y permite determinar la fuerza electromotriz del electrodo (diferencia de potencial eléctrico por unidad de carga) o celda y cuando las actividades tienen como valor la unidad se tiene el potencial estándar del electrodo, cuyo signo indica si la reacción es de oxidación o reducción. La diferencia de potencial se genera por el paso de los átomos del metal a la solución como se observa en la Figura 1.7, en donde se tiene una doble capa eléctrica que se forma en el interior de la solución para permitir el paso de los iones (Maron y Pruton, 2003, p. 494).

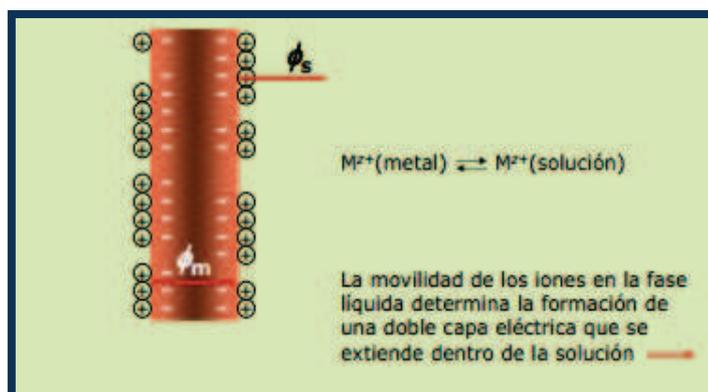


Figura 0.7. Origen del potencial del electrodo

1.2.8 APLICACIÓN DE LA ELECTRÓLISIS PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO

El mecanismo de disolución del oro es la cianuración, proceso que se desarrolla bajo condiciones oxidantes, a pH 10 y 11,5. Las reacciones que se promueven en este proceso se deben a la alta afinidad entre el oro y el ión cianuro, que forman el aurocianato $Au(CN)_2^-$ que se observa en las Ecuaciones 1.18 y 1.19. Este constituye un proceso electroquímico.



[1.18]

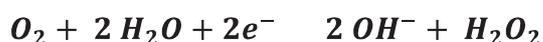


En la electrolisis se debe evitar la formación de cianato porque no disuelve el oro. Esto se debe a que al electrolizar el oro se oxida el cianuro libre con la consecuente formación de cianato como se describe en la Ecuación 1.20 (Lillo et al., 2011, p. 54).



[1.20]

En el proceso que se desarrolla en el interior de una celda electroquímica se distinguen dos áreas: el área catódica que está expresada en la Ecuación 1.21 y el área anódica indicada en las Ecuaciones 1.22 y 1.23 (Manrique, 2012, p. 2).



[1.21]



La reducción catódica en una solución acuosa se logra con la aplicación de un voltaje a un par de electrodos que están sumergidos en la solución. Hay que tomar en cuenta que el voltaje aplicado no debe exceder el potencial reversible

del electrodo. Además se produce la reacción de oxidación de forma paralela a la reacción anódica (Marsden y Lain, 1992, p. 403).

En la Figura 1.8. se puede observar la representación esquemática de la disolución del oro por cianuración; en la parte superior se muestra la zona catódica, en donde se forman iones hidroxilo por acción del oxígeno en la reacción y en la parte inferior la zona anódica, en la que se produce el aurocianato, formado por la reacción del oro con el cianuro.

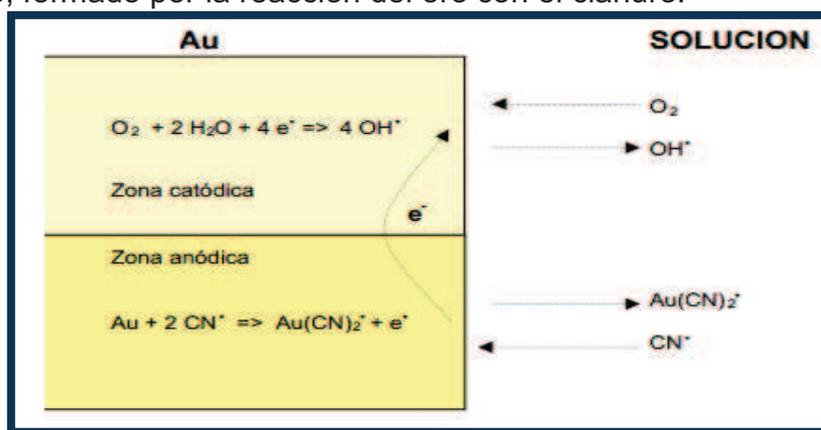


Figura 1.8. Esquema de la disolución de oro en medio cianurado

El método de electrólisis es utilizado para recuperar oro de soluciones de baja concentración (<10 mg/L) a escala de laboratorio y de altas concentraciones (50 - 5000 mg/L) en aplicaciones industriales. En el proceso es preferible emplear hidróxido de sodio en lugar de cal para regular el pH de la solución debido a que la conductividad del electrolito (solución cianurada) se incrementa.

Las condiciones que definen la eficiencia de la electrólisis son: la conductividad de la solución, la concentración de cianuro, pH, la existencia de impurezas en la solución y la eficiencia de corriente. El pH de trabajo debe ser mayor o igual a 13 y la concentración de metales (Fe, Cu, Zn, Hg, Ca) menor a 10 mg/L para aumentar la recuperación de oro. (García, 1994, p. 233)

La recuperación de oro con el sistema de electrodeposición, a escala industrial, se observa en la Figura 1.9. Se esquematiza el tanque de cianuración para obtener el electrolito (solución cianurada) que pasa a la celda de electrodeposición, en cuyos cátodos se depositan los metales preciosos. Las placas son lavadas y el material del lavado se somete a fusión para obtener el doré de oro y plata.

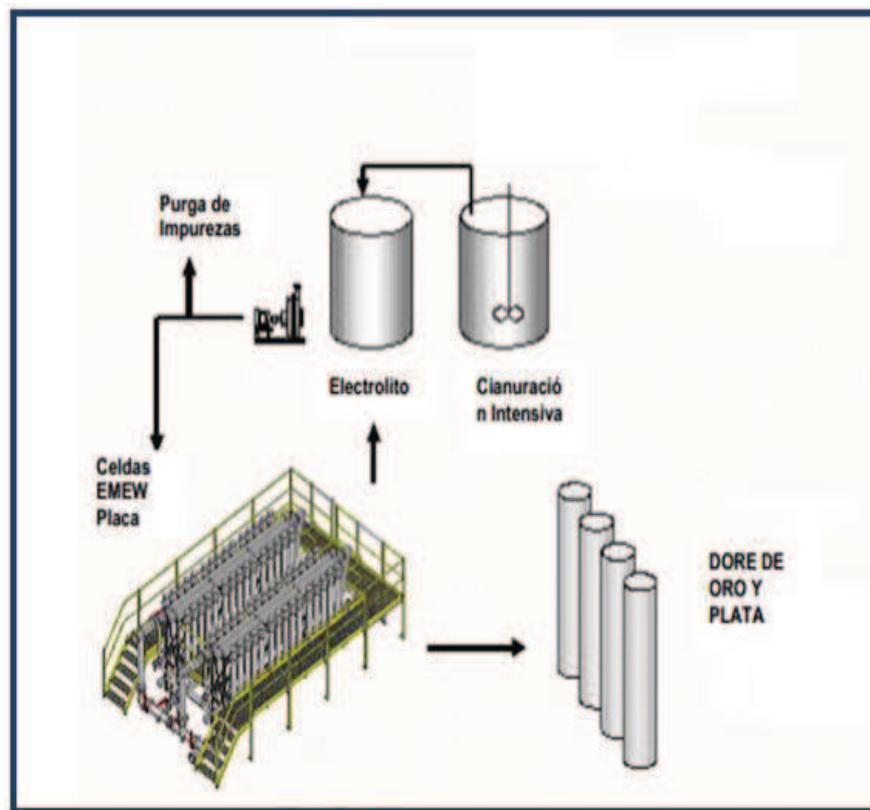


Figura 1.9. Recuperación de oro aplicando la electrodeposición a escala industrial

1.3 CRITERIOS DE DISEÑO DE SISTEMAS DE RECUPERACIÓN DE ORO

Los sistemas de recuperación de oro tales como cementación y electrólisis se utilizan con soluciones cargadas de metales preciosos. Los criterios de diseño empleados para los sistemas se describen a continuación:

1.3.1 SISTEMA DE CEMENTACIÓN

1.3.1.1 Criterios de diseño de sistemas de cementación

Para diseñar sistemas de cementación se considera el tipo de zinc empleado y el tipo de operación de los reactores, los cuales pueden ser:

- Reactores de lecho fijo
- Reactores de lecho fluidizado
- Reactores de tambor con zinc granular
- Reactores con agitación

Una vez definidos los reactores que se van a utilizar se analizan las condiciones de cementación, influencia de la de - aireación y del tiempo de residencia para determinar la eficiencia del proceso. Además es fundamental definir la capacidad del sistema (Angelov y Groudev, 2002, p.117).

1.3.1.2 Consideraciones del sistema de cementación

La cantidad de polvo de zinc requerida variará con el carácter de la solución, la naturaleza, cantidad de impurezas presentes y la concentraciones de los metales preciosos que se van a precipitar. La precipitación de los metales de interés es fuertemente dependiente de la clarificación de la solución cargada y la eliminación de oxígeno disuelto (Palomino y Janampa, 2006, p. 32).

1.3.1.3 Etapas del proceso de cementación con polvo de Zinc

En un proceso de precipitación se distinguen las siguientes etapas:

- Clarificación de la solución cianurada cargada de oro mediante filtración.
- De - aireado, en donde se extrae el aire de la solución clarificada con una bomba de vacío, lo que disminuye la solubilidad del oxígeno disuelto presente en la solución rica. La concentración de oxígeno en la solución es menor a 1ppm.
- Precipitación, se produce por el contacto entre la solución rica, el polvo de zinc y sales de plomo añadidas.
- Filtración, en donde se realiza la separación sólido – líquido. El sólido pasa a la etapa de fundición y la solución pobre es recirculada al proceso (Mina El Peñon, 2007, p. 5).

1.3.1.4 Diagrama de flujo del sistema de cementación a escala de laboratorio

En la Figura 1.10 se detalla el sistema de cementación con polvo de zinc a escala de laboratorio mediante un diagrama de flujo, en el cual se indican los procesos a

los que se somete el mineral, tales como: filtración, de – aireación, cementación y ensayo al fuego que comprende la fusión y copelación.

El diagrama de flujo de la Figura 1.10 permite conocer los procesos a los que ha sido sometido el mineral, así como los reactivos empleados en cada uno de ellos, con el fin de obtener el metal precioso mediante ensayo al fuego realizado en el laboratorio de Metalurgia Extractiva.

En la Figura 1.10 que se indica a continuación se describe paso a paso cada uno de los procesos que implica el sistema de cementación después de haberse obtenido la solución cargada de oro por el método de cianuración.

Se muestra además los reactivos empleados en cada proceso como la adición de polvo de zinc después de que la solución ha sido previamente filtrada y sometida a una extracción de oxígeno con el fin de que el oxígeno no interfiera en el desarrollo del proceso.

También se tiene los materiales necesarios para el posterior ensayo al fuego del cemento cargado del metal precioso

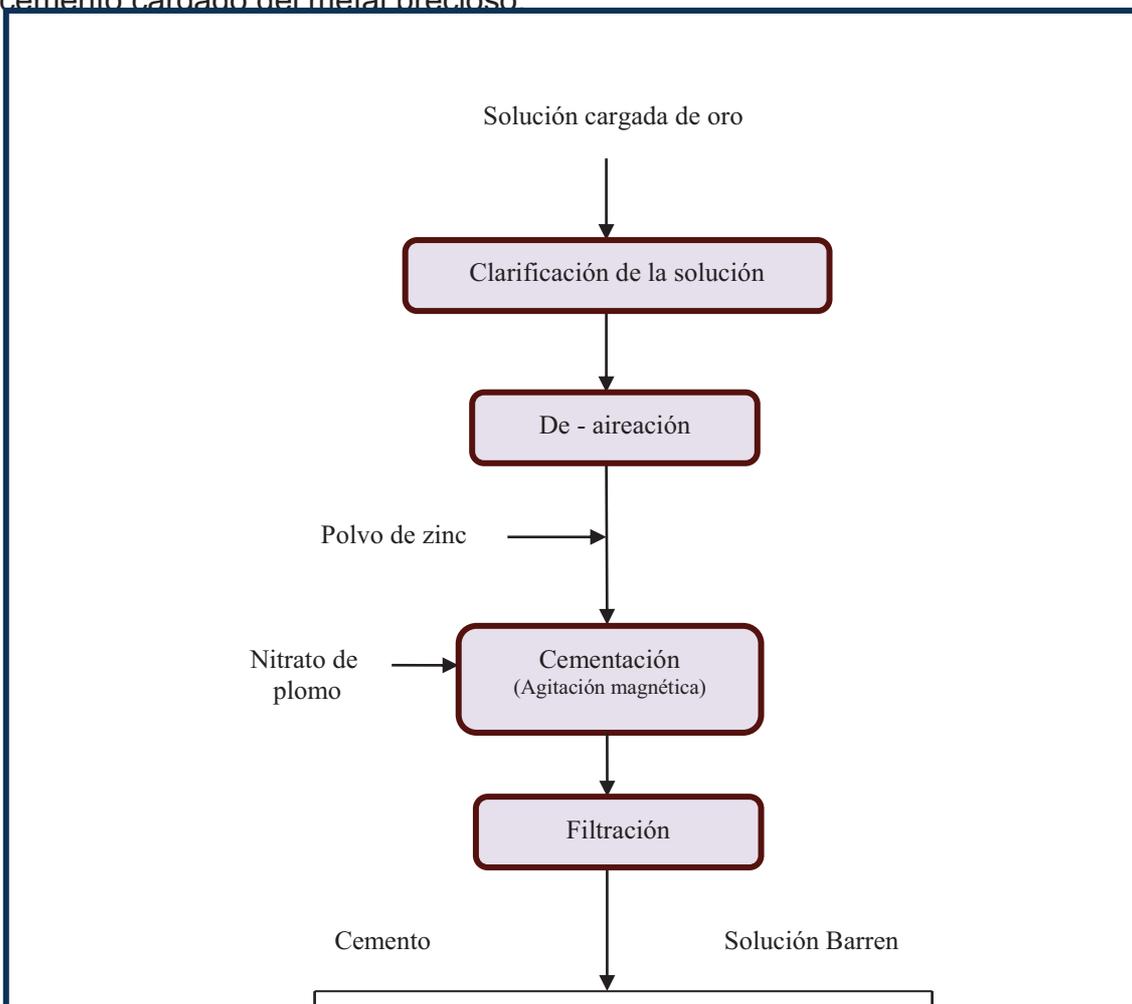


Figura 0.10. Diagrama de flujo del proceso de cementación a escala de laboratorio

1.3.1.5 Ventajas del sistema de cementación

Entre las ventajas del sistema de cementación tenemos:

- Permite obtener altas recuperaciones de oro y plata.
- Rápida velocidad de reacción.
- Puede manejar grandes relaciones de plata a oro en las soluciones ricas (Treasure, 2004, p. 7).

1.3.1.6 Desventajas del sistema de cementación

Las desventajas del proceso de cementación son:

- Uso excesivo de zinc en polvo y sales fundentes.
- Consumo elevado de energía en las operaciones de secado y fundición del precipitado.

- El proceso es sensible a los iones que interfieren en el proceso.
- Su selectividad es baja para las soluciones contaminadas.
- La solución cargada de oro requiere pre - tratamiento (Campanella, 2011, p. 5).

1.3.2 SISTEMA DE ELECTROLISIS

1.3.2.1 Criterios de diseño de sistemas de electrolisis

Las celdas electrolíticas son los reactores electroquímicos formados por:

- Contenedor
- Electrodo (ánodo y cátodo)
- Electrolito

Las reacciones electroquímicas se producen en el ánodo y cátodo, es decir, en los electrodos. La reducción se produce en el cátodo y la oxidación en el ánodo (Grotheer, 2006, p. 52).

La electrodeposición de oro utiliza cátodos de: láminas de plomo, acero ordinario, lana de acero inoxidable o láminas de acero inoxidable. El material de los ánodos puede ser: grafito o acero inoxidable. Los ánodos y cátodos están dispuestos como se indica en la Figura 1.11, de forma alternada en el interior de la celda electroquímica (Nehl et al., 1993, p. 760).



Figura 1.11. Fotografía de una celda electrolítica a escala industrial

1.3.2.2 Consideraciones del sistema de electrolisis

Los parámetros que determinan el proceso son:

- Concentración del ión metálico
- Área superficial y tipo de cátodo
- Densidad de corriente
- Especies de iones metálicos
- Temperatura (Benedict, 2012, p. 2)

1.3.2.3 Etapas del proceso de electrolisis

El proceso de electrolisis o electroobtención del oro u otro metal es simple, consiste en colocar el electrolito en la celda electrolítica, cubriendo un área determinada de los ánodos y cátodos. Los electrodos se colocan en el interior de la celda a una determinada distancia del fondo y de los lados para que el oro se deposite en los cátodos como se observa en la Figura 1.12. El área de contacto entre los electrodos y el electrolito debe ser la misma. Una vez dispuestos todos los elementos se aplica el voltaje y la intensidad de corriente por un período de tiempo (Adams, 1990, p. 67).

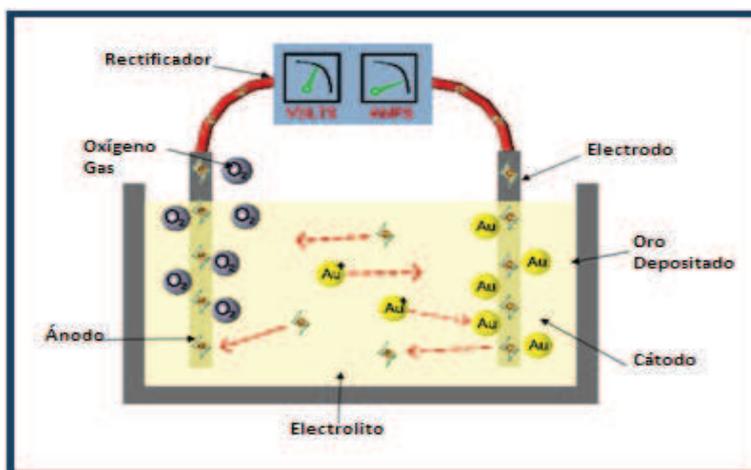


Figura 1.12. Electrodeposición del oro

1.3.2.4 Ventajas del sistema de electrolisis

Las principales ventajas del sistema de electrolisis son:

- Menor costo de operación
- Proceso simplificado
- Menor riesgo técnico
- Mayor recuperación de oro
- Mayor pureza
- Reducción de la contaminación (Treasure, 2004, p. 7).

1.3.2.5 Desventajas del sistema de electrolisis

Las desventajas conocidas son

- La solución empleada en el proceso de electrowinning es sometida a un proceso de elución con carbón activado lo que incrementa el costo de recuperación.
- La presencia de altas concentraciones de cobre dificulta la recuperación por este método.
- Los residuos del proceso son desechables, debido a la disminución de la transferencia de masa del aurocianato a la superficie del cátodo y a la reducción del potencial de reducción del cátodo cuando el oro en solución disminuye.
- La presencia de metales básicos en altas concentraciones con respecto al oro disminuyen la eficiencia de la corriente, la pasivación de la superficie del cátodo y puede influir en la morfología del oro recuperado (Steyn y Sandenbergh, 2004, p. 177).

1. PARTE EXPERIMENTAL

En el presente trabajo se diseñó e implementó en el laboratorio de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional un sistema de cementación y otro de electrolisis para recuperar oro de soluciones de baja (< 10 mg/L) y alta concentración (100 mg/L), que permitirán realizar ensayos de recuperación del metal precioso de forma eficiente y reproducible.

La caracterización del mineral aurífero consistió en: análisis físico, químico y mineralógico de la materia prima.

Una vez caracterizado el mineral se procedió a la obtención de soluciones de baja concentración mediante cianuraciones, en las que se estableció las condiciones óptimas (tiempo de molienda, porcentaje de sólidos, concentración de cianuro de sodio y tiempo de agitación) para concentrar el oro en la solución. Las soluciones de alta concentración se obtuvieron al diluir una solución certificada de oro (Merck).

Se realizó el diseño y dimensionamiento de los sistemas de cementación y electrolisis.

En el sistema de cementación implementado se realizaron ensayos en los que se analizó la influencia de cantidad de polvo de zinc, concentración de cianuro y cantidad de nitrato de plomo en soluciones de baja y alta concentración de oro.

En el sistema de electrolisis implementado se evaluaron parámetros como: voltaje, densidad de corriente y concentración de oro en solución. Con los datos obtenidos de contenido del metal en solución y recuperado por el método de electrolisis se realizaron balances metalúrgicos para evaluar la recuperación del elemento de interés.

En la Figura 2.1 se presenta un diagrama de flujo en el que se indican los ensayos realizados para la recuperación de oro en solución.

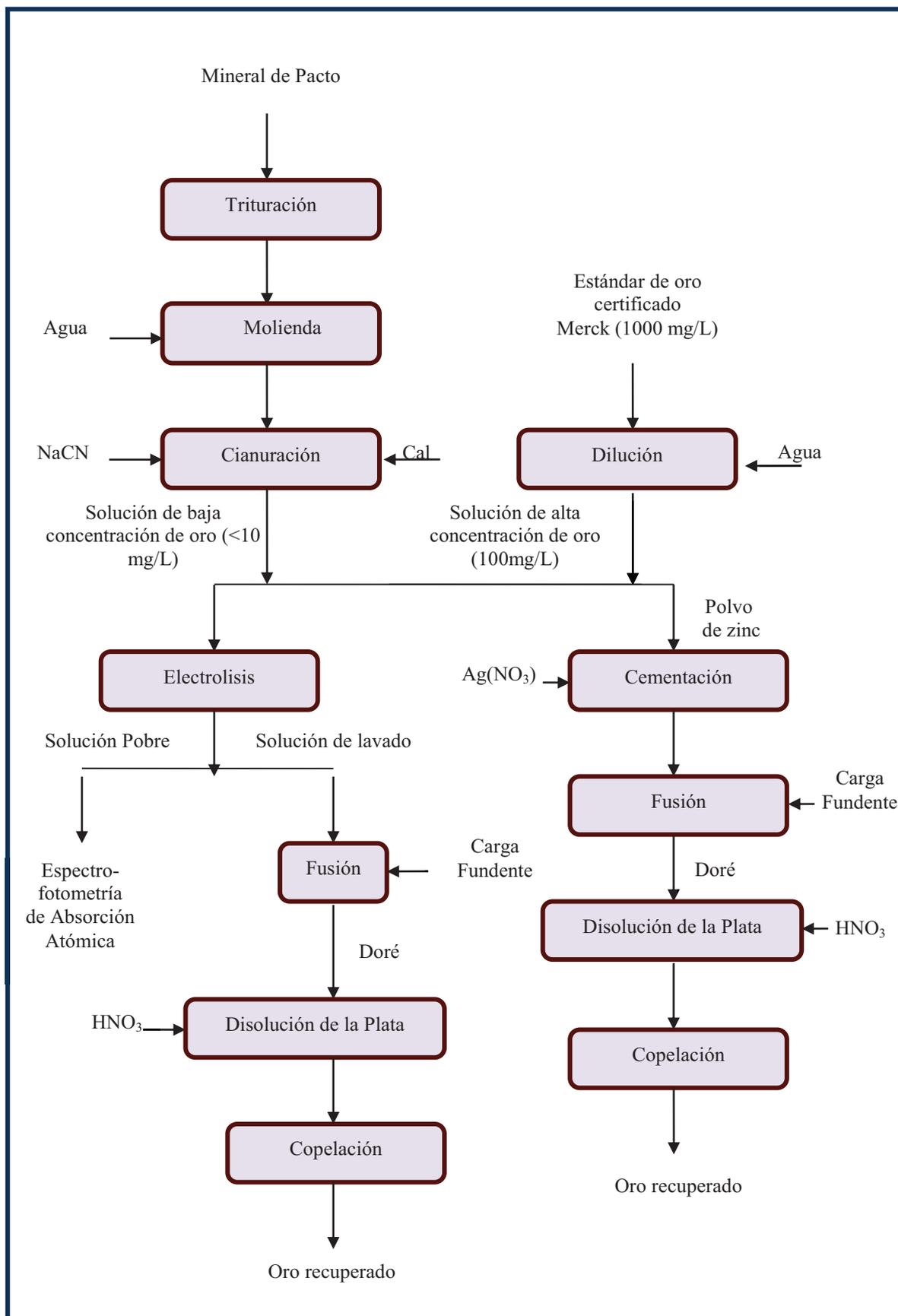


Figura 1.1. Metodología para recuperar oro por electrolisis y cementación de soluciones de baja y alta concentración de oro (De la Torre, Guevara y Díaz, 2005)

2.1 EXTRACCIÓN DE ORO EN SOLUCIÓN MEDIANTE CIANURACIÓN Y OBTENCIÓN DE SOLUCIONES DE ALTA CONCENTRACIÓN

2.1.1 SOLUCIONES DE BAJA CONCENTRACIÓN DE ORO POR CIANURACIÓN

En el proceso de cianuración se caracterizó el mineral. Se realizó el análisis granulométrico de muestras molidas en un molino de bolas (equipo DENVER) a diferentes tiempos de molienda (20,00; 30,00 y 40,00 min). Con los resultados de estos ensayos se obtuvo el d_{80} del material. Además se determinó la densidad real y aparente del mineral así como la caracterización química y mineralógica del mismo.

Una vez caracterizada la materia prima se la utilizó en los ensayos de cianuración para obtener la solución de baja concentración de oro.

La cianuración es un proceso utilizado para la disolución de oro, es considerado menos contaminante que la amalgamación y permite mayor recuperación del metal precioso. Un factor determinante en el proceso de cianuración es la oxigenación de la pulpa. Si la cantidad de oxígeno es deficiente la posterior reacción de cianuración no se realizará, es decir, el oro no se disolverá (Guerrero, Morante y Santos, 2006, p. 9).

Es de vital importancia el control del pH durante todo el proceso de cianuración, porque a pHs menores a 11,00 se produce HCN que es tóxico. La regulación del pH se realizó añadiendo óxido de calcio.

Para obtener soluciones de baja concentración de oro (< 10 mg/L), mediante cianuración, los parámetros determinantes fueron: tiempo de molienda, porcentaje de sólidos, nivel de cianuro, tiempo de agitación y pH.

Antes de realizar los ensayos de cianuración, el mineral de Pacto fue sometido a una reducción de tamaño que consistió en la trituración del mineral con una trituradora de mandíbulas (ASEA MK110). El mineral triturado fue pulverizado

hasta obtener partículas de tamaño inferior a 100 μm con lo que se realizó la caracterización del mineral.

Para la preparación de la pulpa a cianurar se utilizó el material triturado, el cual fue sometido a molienda en un molino de bolas de acero. Las condiciones operatorias del molino de bolas se indican en la Tabla 2.1.

Tabla 1.1. Condiciones operatorias de la molienda en húmedo empleadas

Características	Magnitud	Unidad
Peso del mineral	2,00	kg
Carga de bolas de acero	12,00	kg
Velocidad del molino	65	rpm
Volumen de agua	1,20	L

Para extraer el contenido del interior del molino se utilizó una cantidad de agua adicional, lo que dependió del porcentaje de sólidos con el que se tenía que trabajar. Posteriormente se sometió la pulpa a cianuración.

En la Figura 2.2 se muestra en un diagrama de flujo de la preparación de la pulpa a cianurar.

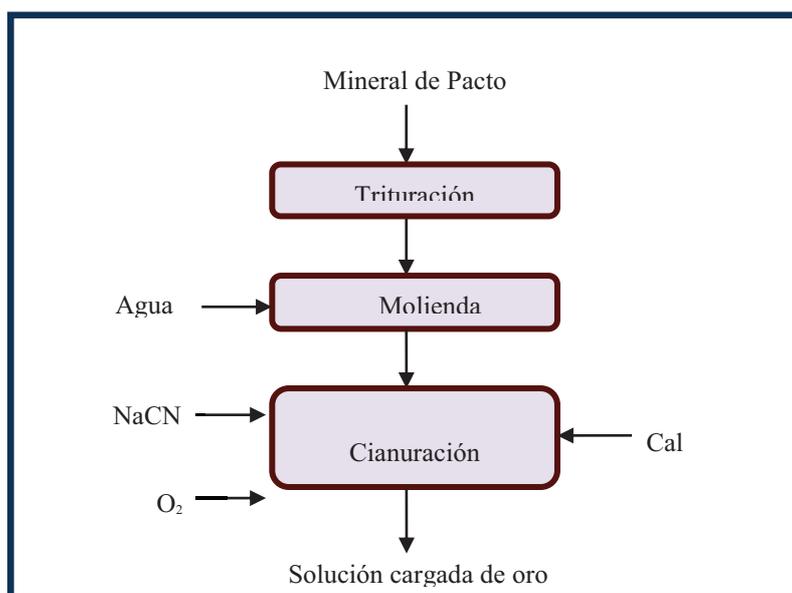


Figura 1.2. Preparación de la pulpa para la cianuración

2.1.1.1 Ensayos de Cianuración para el mineral de Pacto

Con la pulpa obtenida de los procesos de reducción de tamaño se realizó una prueba estándar con los parámetros mostrados en la Tabla 2.2.

Tabla 1.2. Condiciones operatorias de la prueba estándar de cianuración

Características	Magnitud	Unidad
Tiempo de molienda	30,00	min
Porcentaje de sólidos	33,33	%
Concentración de cianuro	2 ,00	g/L
Tiempo de agitación	24	H
pH	11,00	----

La cianuración agitada sin deslamado previo (eliminación de la fracción inferior a 38 μm por lavado) se realizó en un reactor con agitación y la adición de NaCN y cal como se indica en el esquema de la Figura 2.3.

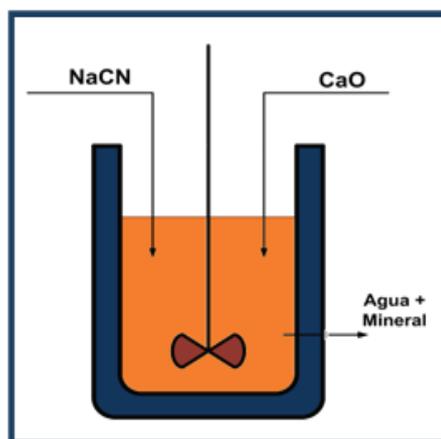


Figura 1.3. Esquema del proceso de cianuración

Una vez colocada la pulpa en el reactor se realizaron las siguientes actividades:

- Se determinó el pH inicial de la pulpa con un pH metro (equipo ExStik , pH 100)
- Se adicionó la cantidad de cal necesaria para que el pH se estabilice en 11,00 y se registró el peso de la cal adicionada

- Se dejó la pulpa con agitación mecánica constante de 1 000 rpm (equipo HANKE & KUNKEL) por 30 min para que se oxigene y se registró el pH de trabajo
- Se adicionó la concentración de cianuro de sodio (1,00 g/L; 2,00 g/L y 3,00 g/L) con la que se va a trabajar, esta concentración debe mantenerse constante durante todo el proceso.
- Se realizó controles periódicos, que consistieron en: titular con nitrato de plata a diferentes tiempos ($\frac{1}{2}$, 1, 2, 4, 8, 21 y 24 h) para determinar el consumo de cianuro. Se tituló al final del proceso con ácido sulfúrico para la estimación del gasto de cal.
- Al final del proceso la pulpa se lleva a un filtro a presión. Se recogió la solución denominada “solución fuerte” en el balance metalúrgico, se determinó su volumen y se tomó una alícuota para analizarla por espectrofotometría de absorción atómica.
- Se lavó la torta que quedó en el recipiente utilizando 1 L de agua, se filtró nuevamente al vacío, se recogió la solución llamada “solución de lavado” en el balance metalúrgico, se determinó su volumen y se tomó una alícuota para analizarla por espectrofotometría de absorción atómica.
- Se secó la torta denominada “relave”, se pesó, se homogenizó y se tomó una muestra por cuarteo para someterla a ensayo al fuego. Con estos datos se realizó el balance metalúrgico.

El límite de detección del Espectrofotómetro de Absorción Atómica para el oro es de 0,01 mg/L. (Perkin Elmer, 2000, p. 108) se muestra en la Tabla 2.3.

2.1.1.2 Ensayo al fuego para recuperar oro del mineral de Pacto

Para el ensayo al fuego se utilizó una mufla eléctrica con control automático modelo MBF151800 LINDBERG/BLUE, calentada por niquelinas recubiertas de material refractario como aislante. La temperatura máxima de operación es 900,00 °C. Las dimensiones de la cámara de calentamiento de la mufla son: 30,50 cm de altura; 30,50 cm de ancho y 45,70 cm de profundidad. En la Figura 2.4 se puede apreciar el esquema del crisol que contiene la carga fundente y la muestra en la cámara de la mufla durante la fusión.

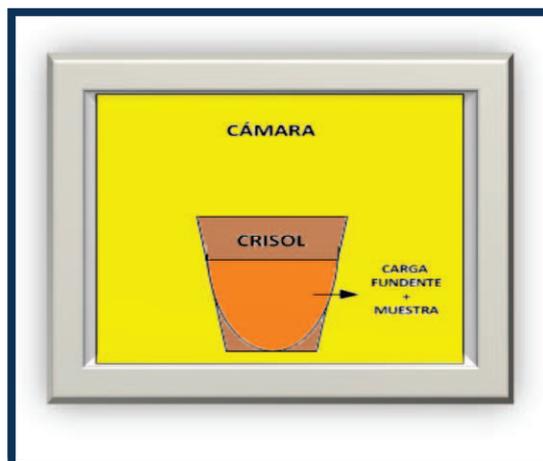


Figura 1.4. Esquema de la mufla con el crisol en su interior en el proceso de fusión

La fundición se realizó a 900 °C por 1 h y se utilizó la carga fundente que se muestra en la Tabla 2.3.

Tabla 1.3. Carga fundente empleada en el ensayo al fuego del relave de cianuración

Reactivo	Fórmula	Peso (g)
Bórax	$\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$	30,00
Carbonato de sodio	NaCO_3	45,00
Litargirio	PbO	40,00
Carbón	C	2,00
Sílice	SiO_2	10,00

Las características de los reactivos usados en la fundición de oro, se describen brevemente a continuación:

- Bórax ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$), el tetraborato de sodio tiene un punto de fusión de 742,00 °C y se utiliza en el ensayo al fuego por su aporte a escorificar óxidos metálicos además de actuar como fundente ácido.
- Carbonato de sodio (Na_2CO_3), tiene una temperatura de fusión de 852,00 °C y es utilizado debido a que permite disminuir el punto de fusión de la sílice desde 1700,00°C a 900,00°C, que es la temperatura de trabajo de la mufla empleada en este trabajo.

- Litargirio (PbO), su temperatura de fusión es de 888,00 °C y es un reactivo fundamental en el ensayo al fuego, ya que forma silicatos muy fusibles al combinarse con la sílice. Además el plomo es el colector de oro y la plata que se encuentra en el mineral, por lo que se forma el denominado “regulo de plomo” o fase metálica en el proceso de fundición.
- Carbón vegetal (C), este reactivo permite que en la fundición se produzca una reacción de reducción del plomo +2 a 0.
- Sílice (SiO₂), el dióxido de silicio tiene un punto de fusión de 1750,00 °C y contribuye a la formación de escorias en el proceso (Vasquez, 2000, pp. 15 -21).

Una vez fundida la mezcla se la descargó en una lingotera de forma cónica, se dejó enfriar por 5 min, tiempo en el cual se separa la fase metálica (régulo de plomo) de la fase escoria como se indica en la Figura 2.5. Luego se copeló en la mufla a 900,00 °C por 1 h para obtener el doré (aleación oro-plata), el cual se pesó y se trató con ácido nítrico (HNO₃) para disolver la plata, se lo lavó y se pesó el oro obtenido.

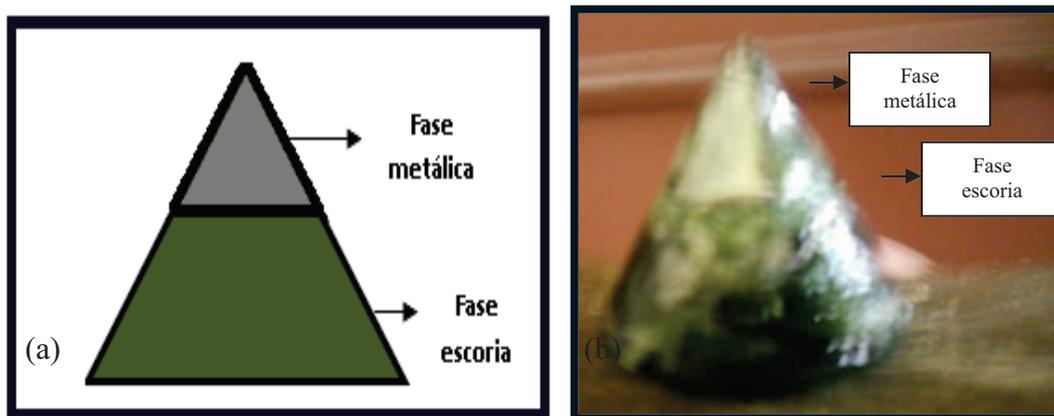


Figura 1.5. (a) Esquema y (b) fotografía de la fase metálica y fase escoria después del proceso de fusión

2.1.1.3 Determinación de los mejores parámetros de cianuración

Para escoger las mejores condiciones de cianuración se realizaron pruebas en las que se variaron uno a uno los parámetros (tiempo de molienda, porcentaje de sólidos, concentración de cianuro y tiempo de agitación) de la siguiente forma:

El mejor tiempo de molienda fue determinado con las condiciones que se indican en la Tabla 2.4.

Tabla 1.4. Parámetros empleados para la determinación del mejor tiempo de molienda

Características	Magnitud			Unidad
Tiempo de molienda	20,00	30,00	40,00	min
Porcentaje de sólidos	33,33			%
Concentración de cianuro	2,00			g/L
Tiempo de agitación	24,00			h
pH	11,00			

Con los ensayos en los que se varió el tiempo de molienda y se mantuvieron constantes el resto de parámetros, se determinó el mejor y con este se realizaron ensayos para determinar el % de sólidos de operación.

Las condiciones de trabajo se muestran en la Tabla 2.5.

Tabla 1.5. Parámetros empleados para la determinación del mejor porcentaje de sólidos

Características	Magnitud			Unidad
Porcentaje de sólidos	20,00	33,33	40,00	%
Tiempo de molienda	30,00			min
Concentración de cianuro	2,00			g/L
Tiempo de agitación	24,00			h
pH	11,00			

Los resultados que se obtuvieron de las pruebas realizadas con los parámetros de la Tabla 2.5. se encontró el mejor porcentaje de sólidos a las condiciones experimentales usadas.

En la Tabla 2.6. se describen las condiciones empleadas para determinar el nivel de cianuro que favorece la recuperación de oro en solución. Además se indica el resto de parámetros que se empleó en cada ensayo.

Tabla 1.6. Parámetros empleados para la determinación de la concentración de cianuro que permite obtener mayor recuperación de oro

Características	Magnitud			Unidad
Concentración de cianuro	1,00	2,00	3,00	g/L
Tiempo de molienda	30,00			min
Porcentaje de sólidos	33,33			%
Tiempo de agitación	24,00			h
pH	11,00			

Al final de estos ensayos se obtuvo la concentración de cianuro que se utilizará en pruebas posteriores.

Finalmente, se necesita el tiempo de agitación para lo cual se emplean las condiciones de la Tabla 2.7.

Tabla 1.7. Parámetros empleados para la determinación del mejor tiempo de agitación

Características	Magnitud			Unidad
Tiempo de agitación	10	21	24	h
Tiempo de molienda	30,00			min
Porcentaje de sólidos	2,00			%
Concentración de cianuro	2,00			g/L
pH	11,00			

De los ensayos realizados a las condiciones indicadas en las tablas 2.2, 2.5, 2.6, 2.7 y 2.8 se obtuvieron las mejores condiciones de trabajo para concentrar la mayor cantidad de oro posible. Todos los ensayos se realizaron a pH 11,00. Al

final del proceso de cianuración se filtro al vacío la pulpa para obtener la solución clarificada.

Una vez definidos los parámetros (tiempo de molienda, porcentaje de sólidos, concentración de cianuro de sodio y tiempo de agitación) que permitieron obtener la mayor cantidad de oro en solución, se realizaron nuevos ensayos para obtener un volumen de 36 L de solución con concentración de oro inferior a 10 mg/L que se utilizaron en los ensayos posteriores de cementación y electrolisis.

2.1.2 OBTENCIÓN DE SOLUCIONES DE ALTA CONCENTRACIÓN

En este trabajo se analizo el comportamiento de los sistemas de cementación y electrolisis con soluciones de baja (< 10 mg/L) y alta concentración (100 mg/L).

Como se mencionó en la sección 2.1.1.2 la solución de baja concentración se obtuvo mediante la técnica de cianuración mientras que para obtener la de alta concentración se utilizó una solución certificada Merck de 1000 mg/L.

Los datos físicos y químicos del estándar de oro empleado se describen en la Tabla 2.8.

Tabla 1.8. Datos químicos y físicos de la solución certificada Merck

Características	Magnitud	Unidad
Solubilidad en agua	(20 °C) soluble	°C
Densidad	1,06	g/mL
pH	0,50 (H ₂ O, 20 °C)	

(Merck, 2012)

Cabe mencionar que un estándar es una sustancia en la cual se conoce la concentración de un elemento o sustancia específica, en este caso el oro. Las características de un estándar son:

- Composición conocida
- Elevada pureza
- Estable a temperatura ambiente
- No debe absorber gases (Jiménez y Rojas, 2012, p. 1)

Para obtener la solución de oro con una concentración de 100 mg/L se utilizó un estándar de absorción atómica de 1000 mg/L con certificado de trazabilidad frente a NIST, marca I Ventures (USA), el cual fue diluido hasta obtener la concentración deseada de 100 mg/L. Con el volumen que se obtuvo de la dilución (6 L) se realizaron pruebas de cementación y electrolisis.

2.2 DIMENSIONAMIENTO E IMPLEMENTACIÓN DE LOS EQUIPOS QUE SE REQUERIRÁN PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO CON LOS SISTEMAS DE CEMENTACIÓN Y ELECTRÓLISIS.

Los sistemas de cementación y electrólisis se diseñaron con base en los elementos disponibles en el mercado nacional y la información obtenida de la bibliografía de este documento.

El diseño estuvo orientado para que los equipos utilizados tengan versatilidad y permitan realizar ensayos posteriores con variaciones de las condiciones de operación para recuperar oro de otros minerales. En el dimensionamiento de equipos necesarios para el sistema de cementación y electrólisis se consideró una capacidad de tratamiento de 1,00 L de solución.

2.2.1 DIMENSIONAMIENTO E IMPLEMENTACIÓN DE LOS EQUIPOS NECESARIOS PARA EL SISTEMA DE CEMENTACIÓN.

El sistema de cementación está formado por los siguientes subprocesos:

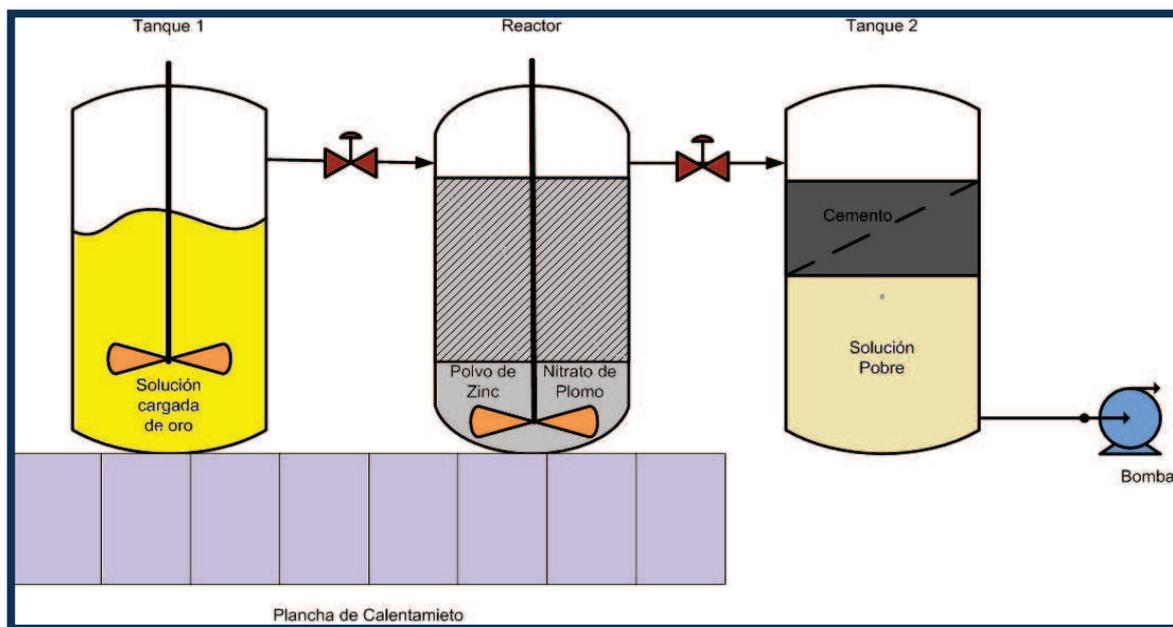
- Clarificación de la solución cianurada
- Desoxigenación
- Precipitación con polvo de zinc

➤ Filtración

Para el diseño e implementación del sistema se considero inicialmente una configuración que consistió en un reactor tipo batch perfectamente agitado durante el tiempo de residencia necesario para que los reactantes (solución cianurada, polvo de zinc y nitrato de plomo, que actúa como catalizador) reaccionen. Las dificultades de esta configuración radican en la presencia de oxígeno en la solución, lo que provoca un excesivo consumo de zinc.

Entonces, se consideró utilizar dos tanques y un reactor herméticamente cerrados y perfectamente agitados como se puede apreciar en la Figura 2.6. En el tanque 1 se desoxigena la solución cianurada mientras que en el reactor se produce el contacto entre la solución cianurada desoxigenada, polvo de zinc y nitrato de plomo como catalizador de la reacción debido a que crea un acople galvánico. Esto se debe a que el plomo se precipita en el zinc en forma de película metálica, lo que permite un menor consumo de zinc y una precipitación más rápida, es decir, se promueve la actividad electroquímica de las reacciones de cementación. Para finalizar el proceso Cementación, que se describe en la sección 1.1.3, se debe filtrar la solución para obtener el cemento cargado de oro. Este proceso se debe dar en ausencia de oxígeno por lo que fue necesario añadir un recipiente más (tanque 2), con un filtro acoplado y hermético.

Para crear el vacío en el sistema se debe utilizar una bomba de succión con el fin de facilitar que las partículas de oro se depositen en la superficie del zinc y obtener altas recuperaciones de oro. Para que el proceso de cementación sea eficiente se debe evitar la pasivación de la superficie del zinc, es decir, no se debe formar una película de metal sobre el polvo debido a que lo enmascara y no permite la acción de la solución cianurada.



Esquema del sistema de Cementación a escala de laboratorio

Para el diseño del sistema de cementación que se implementó en el laboratorio se consideró los siguientes factores:

- Material de los reactores
- Número de reactores
- Capacidad de los reactores
- Forma de operación
- Tiempo de residencia
- Materiales para la implementación existentes en el mercado local

Para la implementación del sistema de cementación se consideró un volumen de 1 L de solución cianurada y se utilizaron los siguientes equipos para formar la configuración establecida:

- Un reactor de vidrio PYREX; 1,00 L
- Un recipiente de vidrio PYREX; 1,00 L
- Un recipiente de vidrio PYREX; 2,00 L
- Bomba de vacío BOECO R-300; 1/8 HP
- Sistemas de conducción de flujo de solución
- Filtro Sartorius
- Selladores
- Agitadores magnéticos

- Plancha de calentamiento LAB TECH.

Con los elementos anteriores se procedió a construir el sistema con el fin de que se produzca la disolución anódica del zinc y la consecuente deposición catódica del oro para su posterior recuperación por ensayo al fuego.

El esquema del sistema de cementación que se muestra en la Figura 2.6, en donde se puede apreciar que la solución cargada de oro se somete a todas las etapas del proceso de cementación (clarificación, desoxigenación, precipitación y filtración).

Estas etapas están claramente diferenciadas y son indispensables para el correcto desarrollo del proceso y obtener la mayor recuperación posible del metal que es objeto el presente estudio.

2.2.2 DIMENSIONAMIENTO E IMPLEMENTACIÓN DE LOS EQUIPOS NECESARIOS PARA EL SISTEMA DE ELECTROLISIS.

Las variables de operación que se consideran para el diseño de una celda electrolítica son:

- Variables de electrodo, que son: el material, área superficial y geometría de los mismos.
- Variables inherentes a la transportación, se considera el tipo de transporte: transferencia de calor (convección), de masa (difusión) y migración, así como transferencia de carga eléctrica, adsorción, desorción.
- Variables inherentes a la solución, como son: concentración de la especie de interés e impurezas, pH de la solución y solventes empleados.
- Variables eléctricas, que son: corriente y potencial eléctrico.
- Variables externas, se toma en cuenta la temperatura, presión y tiempo del proceso de electrolisis (Cifuentes, 2012, p. 2).

Con los criterios anteriores, los factores que determinaron el diseño del sistema de electrólisis empleado son:

- Capacidad de la celda electrolítica.
- Material de la celda electrolítica.

- Número de electrodos.
- Material de los electrodos.
- Tiempo de residencia.
- Materiales para la implementación existentes en el mercado local.
- Relación voltaje e intensidad de corriente de la fuente de corriente continua.

La celda electrolítica opera como reactor tipo batch a escala de laboratorio, con el objeto de realizar un estudio minucioso del proceso de electrolisis y recuperar oro de soluciones cianuradas y de la solución estándar diluida. El reactor se diseño con una capacidad de 1 L.

El reactor electrolítico es un recipiente de material polimérico constituido por una fuente de energía que induce la corriente eléctrica y de los electrodos dispuestos de forma intercalada en el interior del reactor. Los electrodos van sumergidos en la solución a tratar.

El material de los electrodos está determinado por el sistema empleado y son de sacrificio. Según Faraday, en el proceso electrolítico se desprenden en el agua los iones que desestabilizan las partículas coloidales (Morante, 2002, pp. 484 - 485).

Los electrodos están dispuestos en forma de placas paralelas conectadas en serie a la fuente de energía. La zona en la que ocurre la reacción constituye el volumen de la celda ocupada por los electrodos.

Para implementar el sistema de electrolisis se consideró un volumen de 1 L de solución cianurada, para lo cual se utilizaron los siguientes equipos:

- Una celda electrolítica de material polimérico con capacidad para 1 L de solución.
- Dos ánodos de acero inoxidable.
- Dos cátodos de hierro.
- Sistemas de conducción de corriente.
- Un multímetro marca Plug in electronics.

En la Figura 2.7 se puede apreciar el esquema de la celda electrolítica, electrolito, electrodos (ánodo: acero inoxidable y cátodo: hierro) y la zona de reacción en

donde la reacción de oxidación se da en el ánodo y la de reducción en el cátodo, es decir, el ánodo gana electrones y se carga negativamente mientras que el cátodo pierde electrones y se carga positivamente.

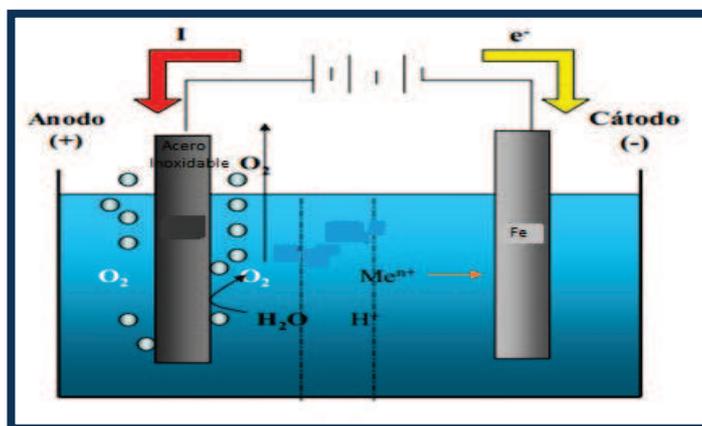


Figura 1.7. Esquema del proceso de electrolisis en la celda electrolítica

2.3 EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DE LA CONCENTRACIÓN DE POLVO DE ZINC, CIANURO DE SODIO Y NITRATO DE PLOMO EN EL SISTEMA DE CEMENTACIÓN.

En sus inicios el proceso de cementación se realizaba con viruta de zinc lo que provocaba un elevado consumo del metal, dificultad al cosechar, pasivación de su superficie y consecuentemente medianas recuperaciones de oro.

Para incrementar la eficiencia del proceso se realizaron varios cambios como:

- Las virutas fueron reemplazadas por polvo de zinc debido a su granulometría, lo que incrementa el área superficial y promueve la cinética de la cementación, es decir, ayuda a la espontaneidad de la solución con la formación de áreas catódicas en la superficie.
- Empleo de sales solubles de plomo como nitratos o acetatos con el objetivo de formar un par galvánico Pb – Zn sobre el zinc para facilitar las reacciones electroquímicas que se producen en la cementación.

- Se consideró necesario desoxigenar a la solución cianurada para disminuir el consumo de zinc porque la velocidad de reacción varía inversamente con la presión parcial del oxígeno. Además la presencia de oxígeno puede provocar que el metal precipitado se disuelva.

La cementación se puede realizar con magnesio o aluminio de forma más rápida, pero el polvo de zinc presenta ventajas tanto económicas como técnicas.

Es importante que el potencial de oxidación de la solución sea bajo con el fin de estabilizar el oro y la plata metálicos.

En la Figura 2.8 se tiene el mecanismo de cementación de oro en zinc, se esquematiza el ingreso de los iones cianuro a la partícula de zinc, la formación del complejo cianurado y el oro depositado.

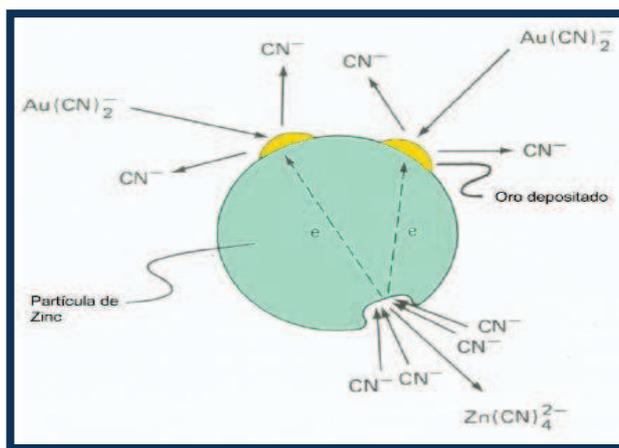


Figura 1.8. Mecanismo de la cementación de oro en zinc

En el análisis de la cinética del proceso se considera varios factores, entre los cuales tenemos:

- Transferencia de masa del aurocianuro y cianuro libre hacia la superficie del polvo de zinc, como se indica en la Figura 2.10.
- Adsorción del aurocianuro en la superficie del polvo de zinc.
- Disociación del cianuro áurico y la consecuente formación del complejo cianuro – zinc.
- Desorción del complejo en la superficie del zinc.
- Transferencia de masa del complejo cianuro – zinc a la solución cianurada.

El polvo de zinc se caracteriza por:

- Fina granulometría (1 a 5 micras), lo que permite disminuir el consumo de zinc en las actividades mineras.
- Es un agente reductor.
- Incrementa la cinética de reacción con el cianuro de sodio.
- Permite elevados niveles de recuperación de oro.
- Los residuos de zinc metálico en los cementos obtenidos son mínimos.

ZN Metal S.A.C. (2010) señaló que cuando la ley del oro es mayor a 5,00 g/ton se obtienen rendimientos de hasta 0,80 g Zn/g Au, este valor es sólo una referencia ya que las recuperaciones dependen también de los elementos que acompañen al oro que se va a recuperar (p. 1). La reacción del polvo de zinc debe producirse en ausencia de oxígeno, es decir, de forma anaeróbica debido a que su presencia produce la reversión del proceso a cianuro áurico y a zinc metálico.

La importancia del zinc o precipitante radica en el incremento de la velocidad de precipitación, considerando que la cinética de la reacción de cementación es de primer orden con respecto al oro (metal a precipitar) y directamente dependiente de la superficie del precipitante.

El cianuro libre es fundamental para la disolución anódica del zinc así como para disolver hidratos de zinc que se forman en la superficie e inhiben la precipitación.

Para evaluar la influencia de la concentración de polvo de zinc, cianuro de sodio y nitrato de plomo en el proceso de cementación, se desarrolló un diseño factorial 3x2.

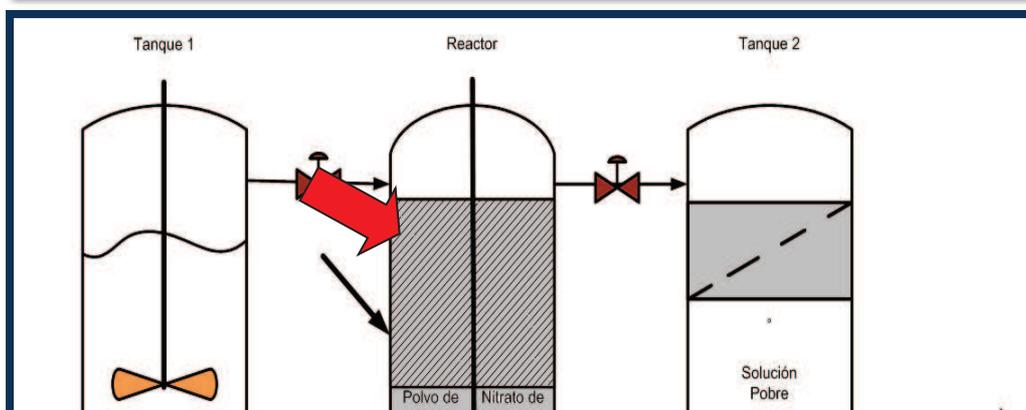
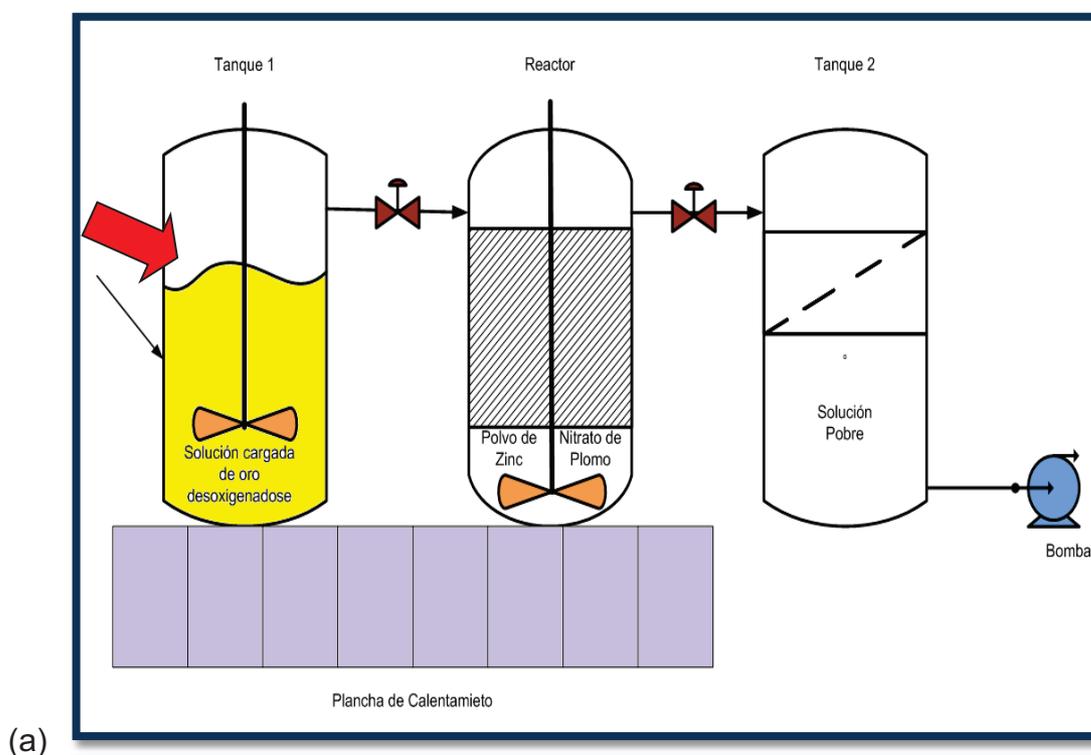
Se trabajó con una variable a tres niveles (concentración de polvo de zinc: 3,00 g, 4,00 g y 5,00 g) y otra variable a dos niveles (concentración de cianuro de sodio: 1,00 g/L y 2,00 g/L).

Cada experimento se realizó por triplicado y en cada caso se determinó el porcentaje de recuperación de oro y la concentración del metal en la solución pobre (barren solution).

Se realizaron ensayos en el sistema implementado con la solución de baja concentración (< 10 mg/L). Los parámetros que se variaron fueron: la cantidad de polvo de zinc (3,00; 4,00 y 5,00 g), la concentración de cianuro de sodio (1,00 y 2,00 g/L) y se fijó la cantidad de nitrato de plomo en 0,50 g.

En el recipiente 1 de la figura 2.9 (a) del sistema de cementación se colocó 1 L de solución cianurada a tratar, se añadió 1,00 g/L de cianuro de sodio, se agitó por 15 minutos con la bomba de vacío encendida con el fin de crear vacío, es decir reducir el oxígeno disuelto en solución.

Una vez desoxigenada la solución, como se observa en la Figura 2.9 (b) la solución pasó al reactor 1 donde se puso en contacto con la cantidad de polvo de zinc y nitrato de plomo establecido, con agitación magnética por 15 min. En ese tiempo el oro se deposita en los granos de polvo de zinc y es en donde se produce la reacción de cementación que permite recuperar el oro presente en la solución de baja concentración (< 10 mg/L) empleada en el ensayo.



(b)

Figura 1.9. Proceso de cementación (a) solución cianurada desoxigenándose y (b) solución cianurada en contacto con el polvo de zinc y nitrato de plomo

Al final de proceso se filtró la solución para separar el cemento (parte sólida con mayor concentración de oro) de la solución pobre (barren solution). El cemento se sometió a fusión en una mufla a 900,00 °C por 1 h. La carga fundente que se utilizó se muestra en la Tabla 2.9. Además se tomó una alícuota de 10,00 mL de solución pobre para analizarla por espectrofotometría de absorción atómica.

Tabla 2.9. Carga fundente empleada en el ensayo al fuego del cemento obtenido con el sistema de cementación

Reactivo	Peso (g)
Na ₂ B ₄ O ₇	30,00
NaCO ₃	40,00
PbO	40,00
C	1,50
SiO ₂	10,00

Del proceso de fusión se obtuvo la fase escoria y el “régulo de plomo”, que contendrá el oro junto con otros metales preciosos como la plata. El régulo se sometió a copelación en la mufla a 900,00 °C por 1 h y se obtuvo un doré que se pesó en una balanza analítica (equipo SARTORIUS T1235) de precisión 0,0001 g

, además se trató con HNO_3 , se lavo con agua, se secó en la mufla a $900,00\text{ }^\circ\text{C}$ por 1 min y se pesó el oro recuperado. Con los datos obtenidos de contenido de oro en solución y oro recuperado con el sistema de cementación se realizó los balances metalúrgicos. El proceso descrito anteriormente se lo replicó con la solución de alta concentración de oro (100 mg/L).

2.4 EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DEL VOLTAJE, DENSIDAD DE CORRIENTE Y CONCENTRACIÓN DE ORO DISUELTO EN EL SISTEMA DE ELECTRÓLISIS.

El electrolito en el proceso de electrolisis es la solución cianurada cuya conductividad eléctrica es lo suficientemente alta facilitando la depositación del oro en los cátodos de la celda electrolítica. El electrolito se descompone cuando se aplica un voltaje alto entre los electrodos. Los cationes se desplazan hacia el electrodo negativo y los aniones al positivo. Los requerimientos de voltaje dependen de la configuración de los electrodos en la celda, que pueden ser en serie y en paralelo. Esta última requiere menor corriente y mayor voltaje.

Para evaluar la influencia del voltaje, densidad de corriente y la concentración de oro disuelto en el proceso de electrolisis, se desarrolló un diseño factorial 3×2 . Se trabajó con una variable a tres niveles (voltaje: $3,00$; $4,00$ y $5,00\text{ V}$) y otra variable a dos niveles (densidad de corriente: $350,00\text{ A/m}^2$ y $500,00\text{ A/m}^2$).

Cada experimento se realizó por triplicado y en cada caso se determinó el peso de metal depositado sobre las placas, la concentración de oro en solución en la celda electrolítica y el porcentaje de recuperación de oro.

Según Domic (2001), el que permite obtener mayores recuperaciones de oro es $13,00$; por lo cual en éste trabajo se utilizó una solución de hidróxido de sodio para elevar el pH (p. 111).

Se realizaron ensayos en el sistema implementado con la solución de baja concentración ($< 10\text{ mg/L}$) de la siguiente manera:

- Se colocó 1 L de solución cianurada en la celda electrolítica.

- Se reguló el pH con hidróxido de sodio.
- Se midió la temperatura inicial de la solución cianurada.
- Se colocaron los ánodos y cátodos en la celda electrolítica.
- Se conectó los sistemas de conducción eléctrica (cables de ayuda arranque) a los electrodos y a la fuente de poder.
- Se encendió la fuente de poder.
- Se midió el voltaje y amperaje con el multímetro.
- Se realizaron mediciones de temperatura cada 30 min.
- Cada media hora se sacaron las placas, se secaron y se pesaron en una balanza analítica (equipo SARTORIUS T1235) de precisión 0,0001 g, esto se realizó para determinar la cantidad de mineral depositado en los cátodos.
- Al terminar el proceso se lavó las placas con ácido nítrico, se filtró y se sometió a ensayo al fuego.

Además se tomaron alícuotas de 10,00 ml de la solución que quedaba en la celda para analizar la concentración de oro por espectrofotometría de absorción atómica y se filtró el precipitado para someterlo a ensayo al fuego.

Con éstos ensayos se determinaron las mejores condiciones de trabajo, con las cuales se realizaron pruebas con la solución de alta concentración (100 mg/L).

2. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En este capítulo se analizan los resultados obtenidos en los ensayos desarrollados en la presente investigación, desde la caracterización del mineral de la zona de Pacto, los ensayos de cianuración, la utilización de los sistemas de cementación y electrolisis con las soluciones de baja (< 10 mg/L) y alta concentración (100 mg/L) con el fin de obtener altas recuperaciones de oro.

3.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL EMPLEADO PARA OBTENER SOLUCIONES DE BAJA CONCENTRACIÓN DE ORO (< 10 mg/L)

Para el desarrollo de esta investigación se realizaron análisis de carácter físico del mineral de la zona de Pacto, que consistió en el análisis granulométrico y la determinación de la densidad real y aparente.

3.1.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MINERAL

En el análisis granulométrico se obtuvieron los d_{80} para los tiempos de molienda de 20, 30 y 40 min, como se indica en la Tabla 3.1. Los detalles se encuentran en el Anexo I.

Tabla 2.1. d_{80} de los tiempos de molienda empleados

Tiempo de molienda (min)	d_{80} (μm)
20	151
30	127
40	85

El análisis granulométrico realizado para un tiempo de molienda de 20 min dió como resultado un tamaño de partícula o d_{80} de 151 μm , lo que indica que el 80,00% del material tiene un tamaño menor o igual al valor indicado. Con un

tiempo de molienda de 30 min se obtuvo un tamaño de partícula de 127 μm y para 40 min el d_{80} fue de 85 μm .

3.1.2 DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD REAL Y APARENTE DEL MINERAL

A la densidad real se le conoce también como densidad de la fracción sólida o verdadera y está definida como la masa por unidad de volumen de la parte sólida del mineral y también puede determinarse con el método del picnómetro que es el que establece la norma INEN (Rodríguez, 2006, p.1).

Como el mineral empleado en el presente trabajo es poroso se utilizó un picnómetro para determinar la densidad real y la densidad aparente. Esta última se refiere al volumen ocupado por el mineral más los espacios intersticiales existentes entre partículas.

La determinación de la densidad real y aparente se realizó con la aplicación de la Norma INEN NTE 0856:1983 y la Ecuación 22; con lo cual se obtuvieron los resultados indicados en la Tabla 3.2.

Tabla 2.2. Densidad real y aparente del mineral objeto de estudio

Parámetro	Magnitud	Unidad
Densidad real	2,69	g/cm^3
Densidad aparente	1,61	g/cm^3
pH	5,70	

En la Tabla 3.2 se observa que la densidad real del mineral de la zona de Pacto es 2,69 g/cm^3 y la densidad aparente es 1,61 g/cm^3 , lo que indica que la materia prima que está siendo objeto de nuestro estudio tiene arcillas.

La mayor parte de los minerales arcillosos presentan densidades cercanas a las obtenidas en este trabajo. (Yanez, García, Pedraza y Laverde, 2004, p. 29, 30)

La determinación del pH fue necesario para determinar el consumo de reactivos debido a que el mineral se sometió a cianuración, proceso que se realiza a pH 10,50 – 11,00 como se explico en la Sección 2.1.1.

El valor que se obtuvo fue ácido (5,70) lo que indicó la necesidad de añadir cal para elevar el parámetro en mención.

3.2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DEL MINERAL

El análisis químico obtenido por espectrofotometría de absorción atómica de la muestra de origen, la cual fue sometida a una disgregación ácida, se muestra en la Tabla 3.3.

Tabla 2.3 Resultados del análisis químico del mineral de Pacto

Elemento	Símbolo	Contenido (%)
Hierro	Fe	1,49
Cobre	Cu	0,04
Zinc	Zn	0,20
Aluminio	Al	1,18
Plomo	Pb	0,37
Silicio	Si	40,87
Sodio	Na	28,70

En la Tabla 3.3 se puede observar que el mineral de Pacto tiene alto contenido de silicio (40,87%) que al asociarse con otros elementos forman silicatos complejos.

Esto explica que la densidad del mineral ($2,67 \text{ g/cm}^3$) es semejante al de la sílice. Se evidencia también un bajo contenido de metales (<5,00%) como hierro, cobre, zinc, aluminio y plomo, es decir, su presencia no es considerable. Además en la tabla 3.4 se muestran las leyes de oro y de plata del mineral, obtenidas mediante ensayo al fuego, datos de los cuales se partió para el desarrollo del presente trabajo.

Tabla 2.4 Resultados de la ley de oro y plata del mineral de Pacto

Elemento	Símbolo	Ley (g/ton)
Oro	Au	21,45
Plata	Ag	98,39

La ley de oro presentada en Tabla 3.4 es de 21,45 g/ton lo que significa que la recuperación del metal podría ser rentable, debido a que el tenor de oro que sugiere un elevado potencial económico es a partir de 5,00 g/ton (Continental Gold Ltd., 2012, p. 1).

3.3 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA DEL MINERAL

El análisis mineralógico se realizó con Difracción de Rayos X del mineral de cabeza que fue sometido a un proceso de reducción de tamaño como se indica en la Sección 2.2.1.

Tabla 2.5. Análisis Mineralógico del mineral de cabeza

Compuesto	Fórmula	Contenido (%)
Cuarzo	SiO_2	86,00
Muscovita	$\text{KAl}_2\text{O}(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	7,00
Caolinita	$\text{Al}_2(\text{SiO}_5)(\text{OH})_4$	2,00
Vermiculita	$(\text{Mg,FeAl})_6(\text{OH})_4(\text{Al, Si})_8\text{O}_{20} \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	4,00
Pirita	FeS_2	1,00

En la Tabla 3.5 podemos notar que el mineral de Pacto tiene una elevada presencia de cuarzo (86,00%) lo que implica una elevada dureza del material. La muscovita, caolinita y vermiculita representan el 13,00%, estos componentes tienen comportamiento arcilloso que provoca el incremento de la viscosidad. La presencia de pirita es de 1,00 %. Con la composición del mineral de Pacto, descrita en la Tabla 3.5 se puede realizar un eficiente proceso de cianuración

3.4 PRUEBAS PRELIMINARES: ENSAYOS DE CIANURACIÓN

3.4.1 ENSAYO ESTÁNDAR DE CIANURACIÓN

Los resultados del ensayo estándar de cianuración, se indican en la Figura 3.1. Los detalles se encuentran en el Anexo II, Ficha Técnica No. 4.

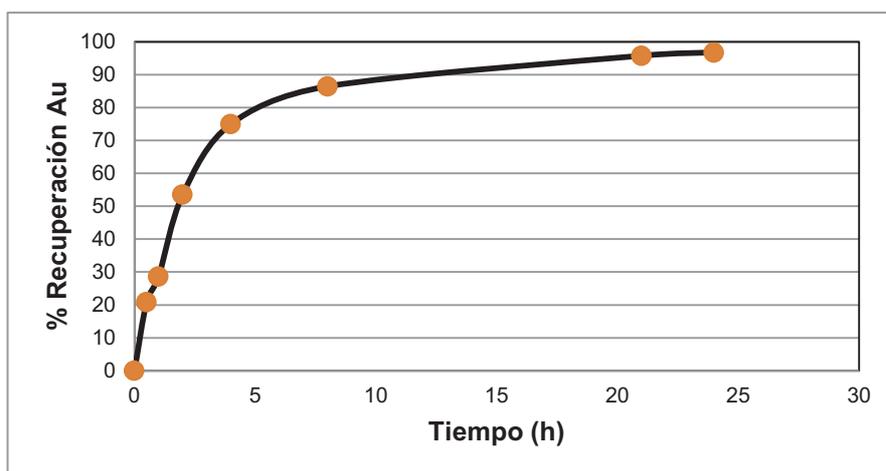


Figura 2.1. Cinética de disolución del oro a las condiciones estándar

En la Figura 3.1 se puede notar como la recuperación de oro se incrementa paulatinamente hasta alcanzar una recuperación del 99,89 % a las 24 h de cianuración. Es importante conocer el consumo de cianuro, de cal y el porcentaje de recuperación de oro en solución, resultados que se indican en la Tabla 3.6.

Tabla 2.6. Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración a 30 min de molienda

Parámetro	Valor	Unidad
Consumo de cianuro	6,26	g/kg mineral
Consumo de cal	3,97	g/kg mineral
Recuperación oro en solución	99,89	%

El porcentaje de recuperación de oro en la solución fuerte junto con la solución de lavado es alta, de 99,89%. Lo que indica que las condiciones de trabajo como el tamaño de partícula permitió liberar el metal precioso, con el porcentaje de sólidos se realizó una efectiva agitación, la cual permitió la disolución del oro.

El proceso de cianuración a las condiciones estándar consumió 6,26 g/kg de cianuro de sodio, esto probablemente se debió a la no liberación de elementos que generen reacciones que necesiten cianuro. El consumo de cal fue bajo, de 3,97 g/kg, es decir, las alteraciones del pH en el proceso fueron mínimas por lo que no se requirió elevadas cantidades del reactivo.

3.4.2 ENSAYOS DE CIANURACIÓN CON VARIACIÓN DE PARÁMETROS

Los parámetros que se variaron en la cianuración son: tiempo de molienda, porcentaje de sólidos, concentración de cianuro y tiempo de agitación; como se indica en la Sección 2.1.1.

3.4.2.1 Influencia del tiempo de molienda en el proceso de cianuración

Se consideraron variaciones del tiempo de molienda: 20, 30 y 40 min. Se mantuvieron constantes los demás parámetros. Los detalles de los ensayos se encuentran en la Ficha Técnica No. 4, 5 y 6 (Anexo II). Se analiza el tamaño de partícula porque este factor determina el grado de liberación del metal precioso y define la velocidad de disolución del oro. Para poder establecer la influencia del tamaño de partícula es necesario comparar los resultados con los tiempos de molienda de 20, 30 y 40 min como se muestra en la Figura 3.2,

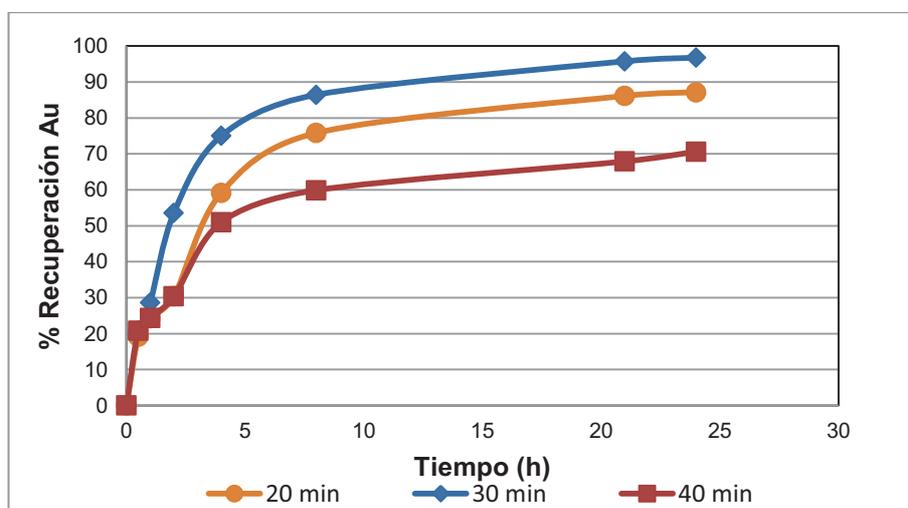


Figura 2.2. Cinética de disolución de oro para tiempos de molienda de 20, 30 y 40 min

En la Figura 3.2 se observa que para tiempos de molienda de 20, 30 y 40 min el incremento de la recuperación de oro es similar por lo que se puede decir que el grado de liberación del metal precioso es aceptable. Cuando el tiempo de molienda es de 20 min la recuperación es ligeramente menor que con 30 min, debido a que el cianuro tarda más en llegar al mineral de interés porque el tamaño de partícula es mayor. En cambio, a los 40 min, probablemente la disminución del tamaño de partícula tuvo un efecto retardante porque provocó la producción de reacciones de otros elementos (cobre, hierro, zinc) que compiten con la Reacción 1.1 de la Sección 1.1.2.

En la Tabla 3.7 se describe el consumo de cianuro, de cal así como el porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de la solución de lavado en el proceso.

Tabla 2.7. Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración a 20, 30 y 40 min de molienda

Parámetro	Tiempo de molienda (min)		
	20	30	40
Tamaño de Partícula (um)	151	127	85
Consumo de cianuro (g/kg)	11,76	6,26	6,80
Consumo de cal (g/kg)	2,72	3,97	2,77
Recuperación oro en solución (%)	89,39	99,89	70,62

Los resultados mostrados en la Tabla 3.7 indican que el consumo de cianuro con partículas de mayor tamaño (151 μm), en comparación con la prueba estándar, es mayor. Para el tiempo de molienda de 40 min (85 μm), el consumo de cianuro es similar que para las partículas molidas 30 min (127 μm).

Al considerar los tiempos de molienda de 20, 30 y 40 min se observa que con 30 min de molienda se obtiene la mayor recuperación (99,89%), el consumo de cianuro es moderado (6,26 g/kg) y en los 3 casos el consumo de cal no varía notablemente. Por lo tanto el mejor tiempo de molienda es 30 min.

3.4.2.2 Influencia del porcentaje de sólidos en el proceso de cianuración

Se realizaron pruebas de cianuración con 20,00; 33,33 y 40,00 % de sólidos. Los detalles se encuentran en la Ficha Técnica No. 4, 7 y 8 (Anexo II).

En la Figura 3.3 se muestra los resultados de los procesos de cianuración que se realizaron con la variación del porcentaje de sólidos.

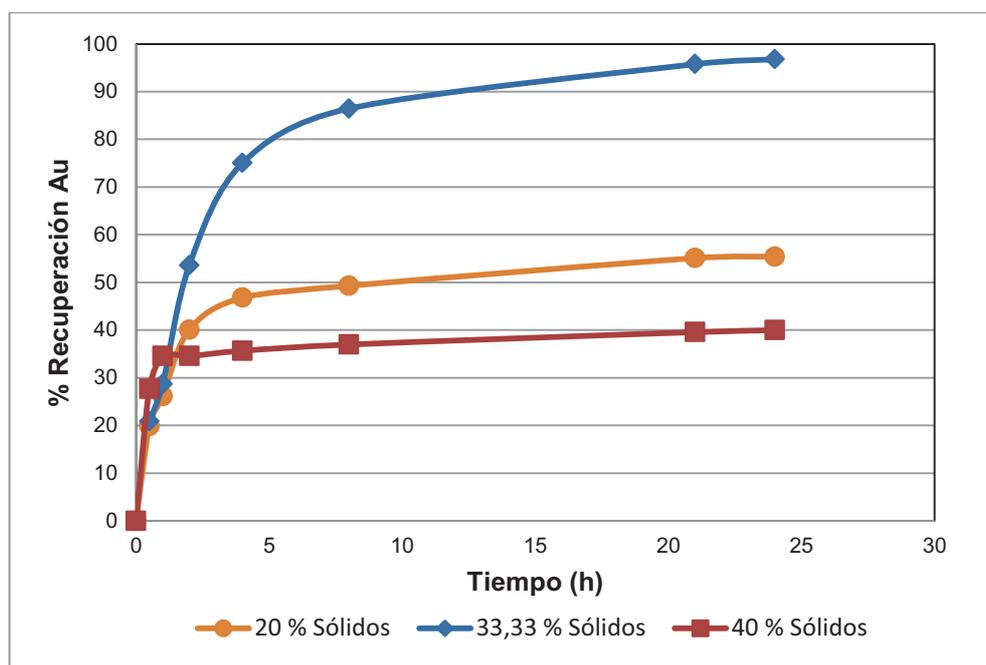


Figura 2.3. Cinética de disolución de oro con 20,00; 33,33 y 40,00 % de sólidos

En la Figura 3.3 se observa que cuando el proceso de cianuración se realizó con un 20,00 % de sólidos se alcanzó una máxima recuperación de 52,11% en 24 h. Este es un valor de recuperación muy bajo ya que la ley del mineral es de 20 g/t. Con 33,33 % de sólidos se recuperó aproximadamente 99,89% y con 40,00% de sólidos la recuperación se alcanzó el 41,03%.

Este valor bajo de recuperación posiblemente se debe a la disminución de la circulación de oxígeno en la pulpa necesario para una eficiente cianuración.

El consumo de cianuro, cal y porcentaje de oro de la solución fuerte más la solución de lavado se indica en la Tabla 3.8.

Tabla 2.8. Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración con 20,00; 33,33 y 40,00 % de sólidos

Parámetro	Porcentaje de sólidos (%)		
	20,00	33,33	40,00
Consumo de cianuro (g/kg)	3,48	6,26	7,30
Consumo de cal (g/kg)	2,71	3,97	2,98
Recuperación oro en solución (%)	52,11	99,89	41,03

Al considerar los porcentajes de sólidos empleados (20,00; 33,33 y 40,00%) se notó que el mayor porcentaje de recuperación de oro en la cinética de cianuración (99,89 %) se obtuvo con un 33,33 %.

El consumo de cianuro con 20,00 % de sólidos fue menor pero el porcentaje de recuperación también fue menor. Con el 40,00 % de sólidos en cambio se consumió más cianuro y se recuperó menor porcentaje del metal de interés.

De los resultados obtenidos el mejor parámetro para recuperar oro es el 33,33 %.

3.4.2.3 Influencia de la concentración de cianuro de sodio en el proceso de cianuración

Las variaciones de la concentración de cianuro de sodio fueron de 1,00; 2,00 y 3,00 g/L con los demás parámetros constantes. Los detalles están registrados en la Ficha Técnica 4, 9 y 10 (Anexo II).

La cinética de los procesos de cianuración que se realizaron en los ensayos experimentales, se muestran en la Figura 3.4. Las concentraciones de cianuro de sodio son 1,00; 2,00 y 3,00 g/L.

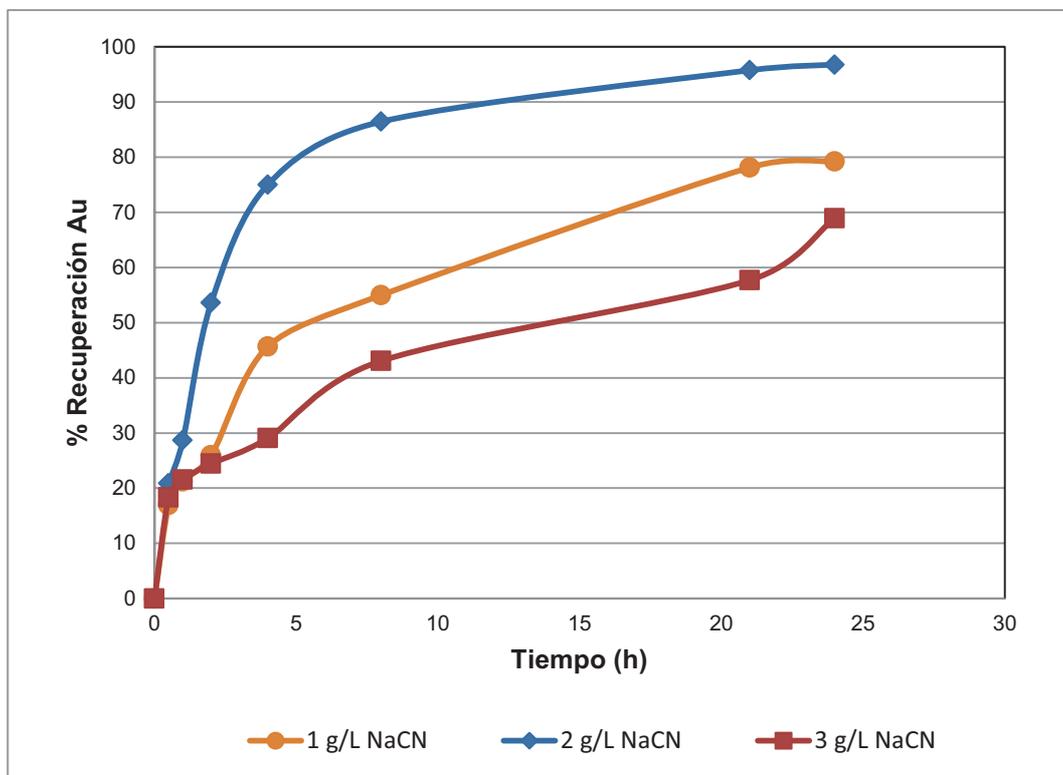


Figura 2.4. Cinética de disolución de oro con concentraciones de cianuro de 1,00; 2,00 y 3,00 g/L

Los resultados mostrados en la Figura 3.4 indican que la disolución de oro aumenta con la concentración de cianuro hasta que se alcanza un máximo en el que el incremento de la concentración de cianuro de sodio tiene un efecto retardante en lugar de incrementar la disolución de oro. (Romero y Flores, 2010, p. 133)

En este caso la mayor recuperación de oro (99,89 %) se obtiene a una concentración de cianuro de 2 g/L.

En los otros casos es probable que se hayan diluido otros elementos que produjeron reacciones de competencia de otros elementos.

Para complementar el análisis se requieren los datos de consumo de cianuro y de cal en los ensayos realizados con la variación de la concentración de sodio, los cuales se muestran en la Tabla 3.9.

La evaluación de los datos indicados en la mencionada tabla son fundamentales.

Tabla 2.9. Consumo de cianuro, cal y recuperación de oro en el proceso de cianuración con concentraciones de cianuro de 1, 2 y 3 g/L

Parámetro	Concentración de cianuro de sodio [g/L]		
	1,00	2,00	3,00
Consumo de cianuro (g/kg)	2,46	6,26	13,96
Consumo de cal (g/kg)	3,80	3,97	3,81
Recuperación oro en solución (%)	80,09	99,89	70,81

En la Tabla 3.9 se puede notar que cuando la concentración de cianuro es mayor el consumo de cianuro es también mayor y la recuperación es baja en comparación con las recuperaciones obtenidas con 1,00 g/L y 2,00 g/L. Este comportamiento indica que el incremento en la concentración del cianuro tiene un efecto retardante en lugar de disolver mayor cantidad de oro.

Con 1,00 g/L de agente lixiviante se tuvieron bajos consumos de cianuro y de cal pero la recuperación es baja para la ley de oro del mineral que está siendo objeto de este estudio.

El consumo de cal que permitió trabajar a pH 11,00 en los ensayos en los que se varió la concentración de cianuro de sodio fueron menores a 4,00 g/L, es decir, fueron consumos moderados.

La mayor recuperación de oro se obtuvo con 2,00 g/L de cianuro de sodio con un consumo de cal y cianuro aceptable, por lo que se le puede considerar la mejor condición de trabajo.

3.4.2.4 Influencia del tiempo de agitación en el proceso de cianuración

Se consideró tiempos de agitación de 8, 18 y 24 h como se indica en la Figura 3.5.

Los detalles de los ensayos en los que se modifica este parámetro fundamental en el proceso de cianuración se encuentran en el Anexo II (Ficha Técnica No. 4, 10 y 11)

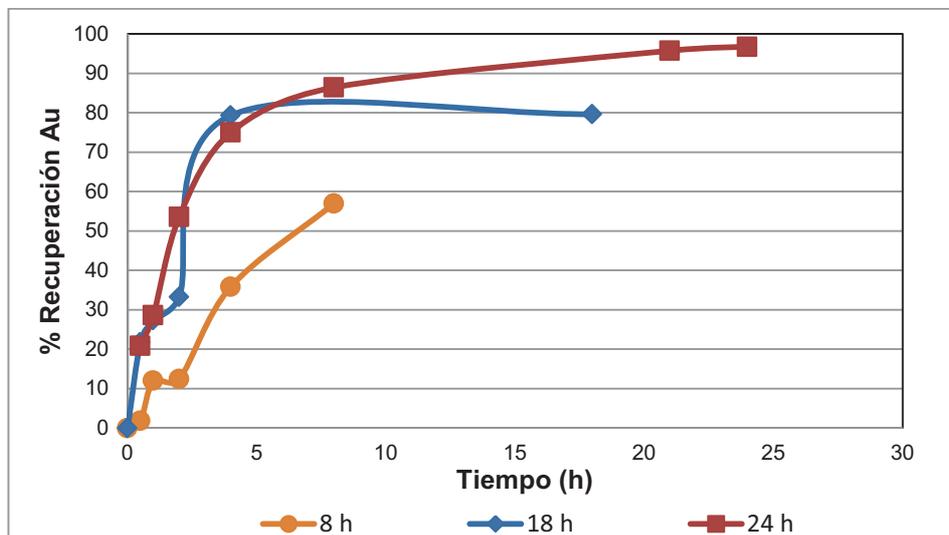


Figura 2.5. Cinética de disolución de oro a diferentes tiempos de agitación: 8, 18 y 24 h

Los ensayos que se realizaron para evaluar el tiempo de agitación consistieron en dar por terminado el proceso de cianuración a las 8, 18 y 24 h por lo que la curva que representa cada ensayo termina a estos tiempos, como se indica en la figura 3.5. Se observa que el tiempo de agitación de 8 h no es suficiente para obtener altas recuperaciones de oro, las 18 h también resultan insuficientes, mientras que con 24 h de agitación se recupera el 99,89 % de oro.

Este comportamiento se debe a que la disolución de oro está controlada por la transferencia de masa, es decir, por la difusión del cianuro.

Este fenómeno se realiza de mejor manera con mayor tiempo de agitación como se comprobó experimentalmente. Para complementar la evaluación del tiempo de agitación, es necesario analizar los datos que se presentan en la Tabla 3.10.

Tabla 2.10. Consumo de cianuro, cal y porcentaje de recuperación de oro de la solución fuerte y de lavado en el proceso de cianuración para tiempos de agitación de 8, 18 y 24 h.

Parámetro	Tiempo de agitación (h)		
	8	18	24
Consumo de cianuro (g/kg)	5,15	3,53	6,26

Consumo de cal (g/kg)	3,30	4,07	3,97
Recuperación oro en solución (%)	60,04	78,71	99,89

En la Tabla 3.10 se puede apreciar que para 8 y 18 h de agitación el consumo de cianuro fue bajo pero la recuperación de oro también, es decir, el tiempo de agitación no fue suficiente para obtener altas recuperaciones. En cambio con 24 h de agitación se consiguió una recuperación considerablemente más alta posiblemente debido a que con el incremento del tiempo de agitación el cianuro liberó mayor cantidad de material precioso. Los consumos de cal requerida para conservar el pH de trabajo (11,00) no superan los 5,00 g/kg en los 3 casos. Por lo tanto el mejor tiempo de agitación son las 24 h.

3.5 RESULTADOS DEL DISEÑO E IMPLEMENTACIÓN DE SISTEMAS DE CEMENTACIÓN Y ELECTRÓLISIS A ESCALA DE LABORATORIO

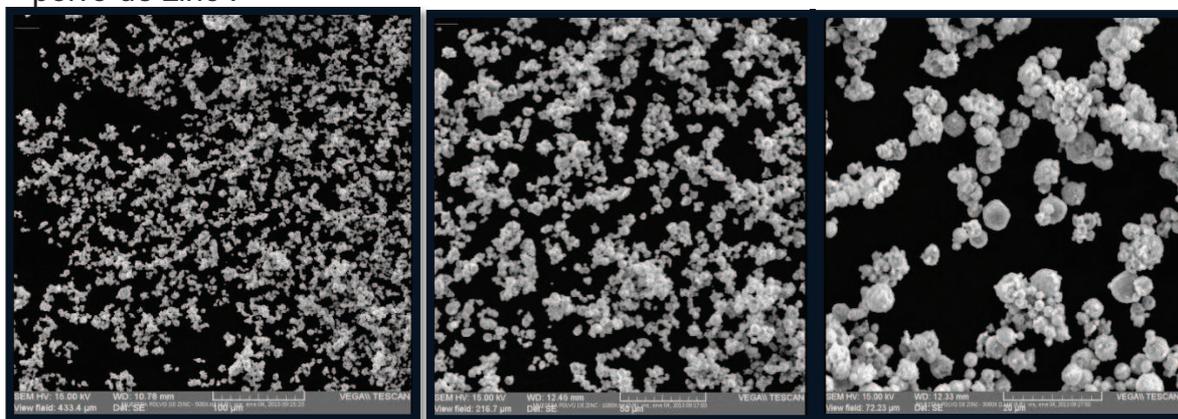
3.5.1 RESULTADOS DEL DISEÑO E IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE CEMENTACIÓN

En la Sección 2.2.1 se analizó los factores determinantes en este proceso como son:

- Material de los reactores.
- Número de reactores.
- Capacidad de los reactores.
- Forma de operación.
- Tiempo de residencia.
- Materiales para la implementación existentes en el mercado local.

Para la determinación del tiempo de residencia fue necesario analizar la forma de las partículas en las se produce la difusión del cianuro aúrico, que es el factor controlante en este proceso.

En este análisis se considero que las partículas de polvo de zinc tienen forma esférica como se muestra en la figura 3.6, donde se tiene las fotografías a diferentes tamaños para facilitar la identificación de la forma de las partículas de polvo de zinc .



(a)

(b)

(c)

Figura 2.6. Fotografías del polvo de zinc por Microscopia Electrónica de Barrido con aumentos de (a) 500X, (b) 1000X y (c) 3000X

En la figura 3.6 se muestran fotografías obtenidas por microscopia electrónica de barrido con microanalizador de rayos x (equipo TESCAN TS 5130SB). Los aumentos empleados fueron de 500X, 1000X y 3000X. En la figura 3.6 (c) se puede notar la forma esférica de las partículas de zinc por lo cual en esta investigación se consideró una difusión en sólidos esféricos.

Para la determinación del tiempo de residencia fue necesario obtener el flujo molar mediante la Ecuación 3.1.

$$W_A = \frac{4\pi D}{\frac{1}{r_1} - \frac{1}{r_2}} * C_1 - C_2 \quad [3.1]$$

Donde,

W_A : Fracción molar, kgmol/ s

D : Difusividad, m²/s

r_1 : Radio del zinc al inicio del proceso, m

r_2 : Radio del zinc al final del proceso, m

C_1 : Concentración inicial del cianuro, kgmol/m³

C_2 : Concentración final del cianuro, kgmol/m³

Además,

$$W_A = N_A * A \quad [3.2]$$

Donde,

N_A : Flujo molar, kgmol/m² s

A : Área de la partícula de zinc, m² (Geankoplis, 1998, pp. 455 – 458)

Una vez obtenido el flujo molar se determinó el tiempo de residencia con la ayuda de la ecuación 3.3 que es la que corresponde al diseño de reactores tipo batch.

$$t = \frac{N_1}{N_0} \frac{dN_A}{-r_A V} \quad [3.3]$$

Donde,

r_A : Velocidad de reacción, kgmol/ m³ s

V : Volumen, m³ (Levenspiel, 2004, pp. 91 - 92)

Con las Ecuaciones 3.1, 3.2 y 3.3 se obtuvo un tiempo de residencia de 15 min, en donde se obtuvo una conversión del 99 %. Los cálculos se encuentran en el Anexo III. Con los criterios establecidos se determinaron los materiales necesarios para la implementación del sistema, que son:

- Un reactor de vidrio PYREX; 1,00 L
- Un recipiente de vidrio PYREX; 1,00 L
- Un recipiente de vidrio PYREX; 2,00 L
- Bomba de vacío BOECO R-300, 1/8 HP.
- Sistemas de conducción de flujo de solución.
- Filtro Sartorius.
- Selladores.
- Agitadores magnéticos.
- Plancha de calentamiento LAB TECH.

Las dimensiones de los elementos requeridos, con su respectiva ubicación para el buen funcionamiento del sistema de cementación se describen en la Figura 3.7.

Una vez establecida la configuración del sistema de cementación se procedió a implementarlo como se muestra en la Figura 3.7.

En donde se observa el recipiente 1, recipiente 2, reactor, plancha de calentamiento, selladores y filtro que se utilizaron para formar el sistema de cementación.

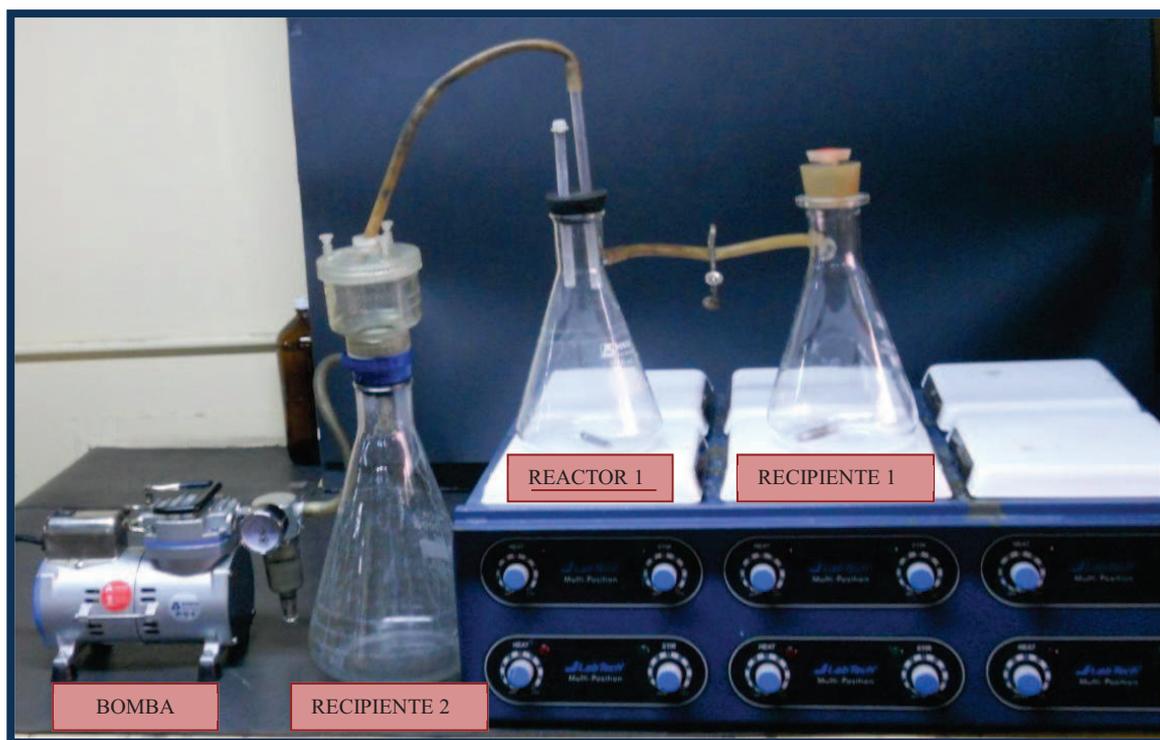


Figura 2.7. Fotografía del sistema implementado en el laboratorio

La Figura 3.8 muestra el sistema de cementación implementado en el laboratorio formado por la bomba de vacío, 2 recipientes, reactor, plancha de calentamiento, selladores, filtro y sistemas de conducción de flujo. Esta fotografía tiene como objetivo mostrar lo que se realizó en el laboratorio.

3.5.2 RESULTADOS DEL DISEÑO E IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE ELECTROLISIS

Los criterios y consideraciones empleadas para el diseño e implementación del sistema de electrolisis se analizaron en la Sección 2.2.1.

En la Tabla 3.11 se describen las características de los componentes del sistema de electrolisis de la solución cianurada. La descripción incluye las dimensiones de los elementos, es decir, longitud, altura y espesor.

Los componentes mencionados son la celda propiamente dicha, los electrodos y distancia entre electrodos.

Se describe además el material empleado para la construcción de cada uno de ellos y el tipo de fuente reguladora de voltaje.

Tabla 3.11. Descripción de los componentes del sistema de electrolisis

Componentes	Dimensiones	Material
Celda Electrolítica	$l = 18,00 \text{ cm}$	Polietileno de alta densidad (HDPE)
	$h = 12,00 \text{ cm}$	
	$e = 3,00 \text{ mm}$	
Electrodos	$l = 10,50 \text{ cm}$	Acero inoxidable y hierro
	$h = 6,00 \text{ cm}$	
	$e = 2,00 \text{ mm}$	
Distancia entre electrodos	$d = 3,7 \text{ cm}$	

l = longitud, h =altura, e =espesor

Además de los componentes descritos en la Tabla 3.11, el sistema cuenta con un sistema de conducción de corriente y una fuente reguladora de corriente continua tipo LM350K.

En los cátodos de hierro se deposita el oro mientras los ánodos de acero inoxidable son de sacrificio. Estas placas fueron diseñados para la celda electrolítica como se observa en la Figura 3.8, con consideraciones como: material, geometría, área superficial y ubicación el interior de la celda.

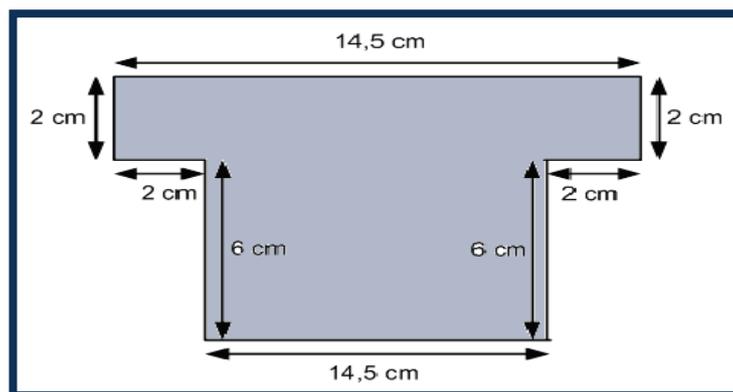


Figura 2.8. Electrodo antes del proceso de electrólisis

Una vez establecidos los parámetros mencionados se estableció el dimensionamiento de todo el sistema que se encuentra en la Figura 3.9.

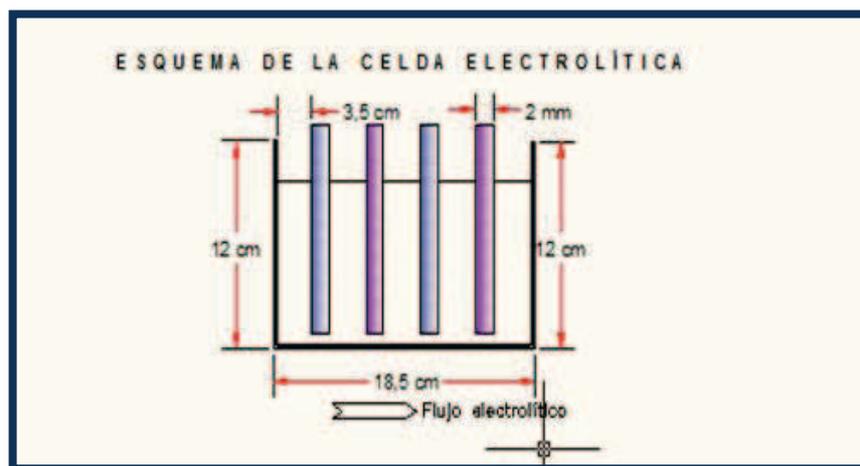


Figura 2.9. Dimensiones del sistema de electrolisis para recuperar oro en solución

En la Figura 3.9 se observa el detalle del sistema de electrolisis, que constituyó la base de la implementación del mismo en el laboratorio.

Con los planos de dimensionamiento se procedió a la construcción del sistema como se evidencia en la fotografía de la Figura 3.10.

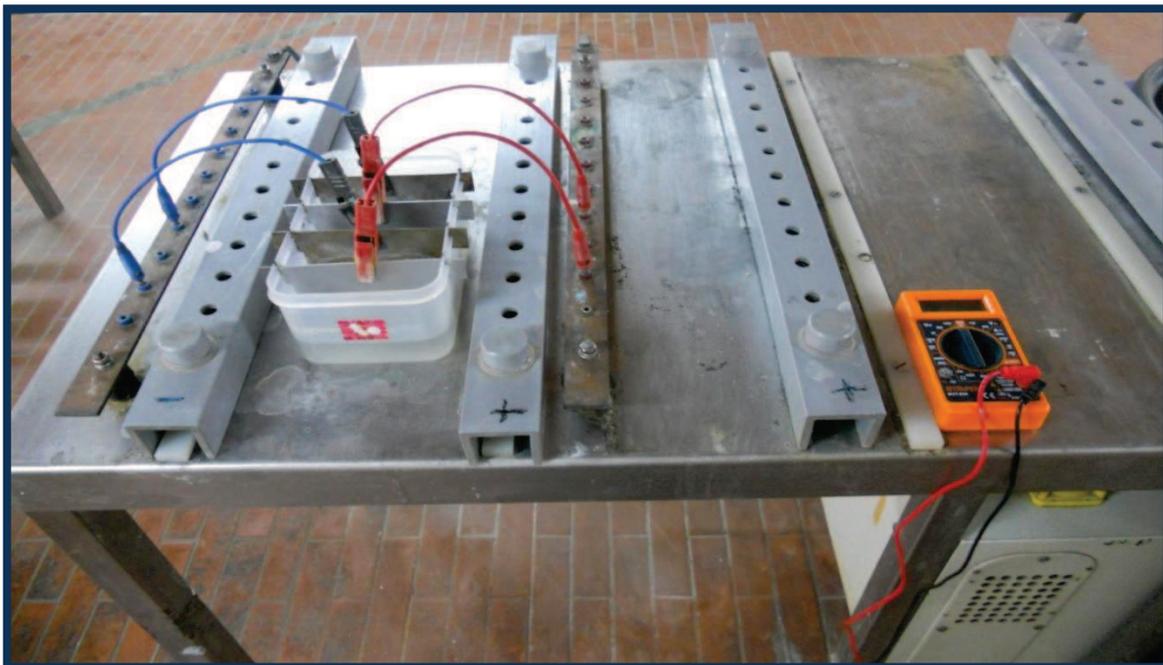


Figura 2.10. Fotografía del sistema de electrolisis implementado

En la Figura 3.10 se observa todos los elementos mencionados en la sección 2.2.1 como son: fuente de poder, celda electrolítica, ánodos, cátodos, multímetro y el sistema de conducción de corriente. En el interior de la celda ocurren las Reacciones 1.18 y 1.19 indicadas en la Sección 1.2.8.

3.6 ENSAYOS DE CEMENTACIÓN

3.6.1 INFLUENCIA DE LA CANTIDAD DE POLVO DE ZINC, CIANURO DE SODIO Y NITRATO DE PLOMO EN EL PROCESO DE CEMENTACIÓN CON LA SOLUCIÓN DE BAJA CONCENTRACIÓN

El sistema implementado en el laboratorio se describe en la Sección 3.4.1, donde se observan los componentes del sistema de cementación empleados en el laboratorio.

La etapa de clarificación de la solución cianurada se realizó inmediatamente después del proceso de cianuración en un filtro prensa.

La etapa de desoxigenación se realizó en el recipiente 1, con el fin de disminuir el nivel de oxígeno disuelto debido a que la reducción de oxígeno compite con la del oro.

La presencia de oxígeno disuelto disminuye la cinética de precipitación. El contacto de la solución con el cianuro de sodio, el polvo de zinc y el nitrato de plomo ocurre en el reactor 1 con agitación magnética. Pasado el tiempo de reacción (15 min) se filtró la solución.

El cemento se sometió a ensayo al fuego y la solución pobre se desechó después de analizarla por espectrofotometría de absorción atómica. Todo el proceso de cementación se dio en condiciones de vacío.

Los resultados de las recuperaciones de oro obtenidas al variar la cantidad de polvo (3,00; 4,00 y 5,00 g) de zinc y la concentración de cianuro de sodio (1,00 y 2,00

Los detalles se encuentran en el Anexo IV (Ficha Técnica No 14, 15 y 16).

Tabla 2.12. Porcentaje de recuperación de oro con variación de la cantidad de polvo de zinc y 1,00 g/L de cianuro de sodio en soluciones de baja concentración

Cantidad de polvo de zinc (g)	3,00	4,00	5,00
N ^a Repetición	Recuperación Au (%)		
1ra Repetición	84,09	91,95	91,67
2da Repetición	86,20	91,25	80,44
3ra Repetición	85,07	93,21	83,81

En la Tabla 3.12 se tienen las recuperaciones obtenidas con la variación de polvo de zinc (3,00; 4,00 y 5,00 g) con la concentración constante de cianuro (1,00 g/L) y nitrato de plomo (0,50 g), parámetros con los cuales las recuperaciones fueron de hasta 93,00%.

En la Tabla 3.13 se muestran los resultados obtenidos al variar la cantidad de polvo de zinc y con una concentración de cianuro de sodio de 2,00 g/L, las especificaciones de estos ensayos se observan en el Anexo IV (Ficha Técnica No. 17, 18 y 19).

Tabla 2.13. Porcentaje de recuperación de oro con variación de la cantidad de polvo de zinc y 2,00 g/L de cianuro de sodio en soluciones de baja concentración

	Cantidad de polvo de zinc (g)		
Cantidad de polvo de zinc (g)	3,00	4,00	5,00
N ^a Repetición	Recuperación Au (%)		
1ra Repetición	91,39	99,11	91,95
2da Repetición	88,44	98,41	82,97
3ra Repetición	83,25	99,25	82,83

En la Tabla 3.13 se puede apreciar que al incrementar la concentración de cianuro las recuperaciones se incrementan especialmente cuando se utilizó 4,00 g de polvo de zinc, 2,00 g/L de cianuro y 0,50 g de nitrato de plomo en donde las recuperaciones alcanzaron el 99,00 %.

La eficiencia de la cementación se debe a que las condiciones del proceso fueron fuertemente reductoras y con un pH de trabajo de 11,00, los iones de cianuro de zinc fueron las especies más estables en la solución. Estas condiciones permitieron el desplazamiento del oro por el zinc así como del hidrógeno del agua por el metal alcalino del complejo de oro que es lo que indica la Ecuación 1.4.

La velocidad de cementación está controlada por la difusión del complejo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ cuya reacción se desarrolla en los sitios catódicos. En este proceso electroquímico, el zinc se disuelve en los sitios anódicos y la función de los electrones cedidos es reducir los aniones complejos ($\text{Au}(\text{CN})_2^-$) en los sitios catódicos.

La reacción que tiene mayor influencia en el proceso es la reacción catódica, razón por la cual se obtienen concentraciones superiores al 90,00 % con la mayoría de los parámetros con los que se realizó la fase experimental de la presente investigación.

Si la reacción anódica hubiera sido la de mayor influencia las recuperaciones obtenidas serían menores.

Las recuperaciones bajas serían un indicador de que los sitios anódicos estuvieron bloqueados debido a la formación de $Zn(OH)_2$ o a recubrimientos de una capa de metales precipitados.

El vacío empleado para reducir la cantidad de oxígeno disuelto en la solución constituye un factor determinante para obtener las recuperaciones de oro esperadas, porque la velocidad de reacción varía inversamente proporcional con la presión parcial del oxígeno. La presencia de este gas provoca la disolución del metal precipitado.

Con los resultados de la Tabla 3.12 se determinó que con 4,00 g de polvo de zinc y 2,00 g/L de cianuro de sodio se obtuvo la mayor recuperación de oro, por lo tanto con éstas condiciones se realizaron las pruebas con la solución cianurada de alta concentración (100 mg/L)

3.6.1.1 Análisis estadístico de los resultados de los ensayos de cementación para la solución de baja concentración

La técnica estadística empleada para el análisis de experimentos es el análisis de varianza ANOVA (Analysis of Variance), el cual es utilizado en la industria, control de procesos, laboratorio y para el control de métodos analíticos (Boqué y Maroto, 2012, p.1).

Para poder escoger los parámetros óptimos de cementación se requirió de un análisis estadístico realizado con el programa Statgraphics, en el que se creó un diseño factorial 3X2.

El análisis de varianza permitió determinar los factores que tienen un efecto estadísticamente significativo sobre la recuperación de oro como se muestra en la Tabla 3.14.

La Tabla ANOVA o de análisis de varianza descompone la variabilidad de la recuperación en contribuciones que ocasionan varios factores, en donde la contribución de cada factor se mide con la eliminación de los efectos de los demás factores.

Tabla 2.14. Tabla ANOVA de la recuperación de oro obtenida con el programa STATGRAPHICS

Fuente	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
A: Polvo de zinc	364,48	182,24	13,47	0,0005
B: Concentración de cianuro	49,70	49,70	3,67	0,0760
RESIDUOS	189,48	13,53		

Los valores – P indican la significancia estadística de cada factor; si este valor es menor a 0,05 es estadísticamente significativo sobre la recuperación de oro con un nivel de confianza del 95 %.(Statgraphics Centurion XVI, 2010, p. 1)

Para este caso, la cantidad de polvo de zinc añadida es estadísticamente significativa dado que el “Valor - P” es menor a 0,05.

Con el objetivo de determinar los parámetros óptimos de trabajo: cantidad de polvo de zinc (3,00; 4,00 y 5,00 g) y concentración de cianuro de sodio (1,00 g/L y 2,00 g/L) en los ensayos de cementación se obtuvo el promedio de cada combinación de condiciones con sus respectivas repeticiones. Los resultados del cálculo realizado se indican en la Tabla 3.15.

Tabla 2.15. Valor promedio de los resultados obtenidos en los ensayos de cementación, los cuales están descritos en las Tablas 3.12 y 3.13

Cantidad de polvo de zinc (g)

	3,00	4,00	5,00
Concentración de cianuro de sodio (g/L)	Recuperación de Au (%)		
1,00	85,12	92,14	85,31
2,00	87,69	98,92	85,92

Como se observa en la Tabla 3.15, la mayor recuperación de oro (98,92 %) se obtuvo en los ensayos de cementación realizados con 4,00 g de polvo de zinc y 2,00 g/l de cianuro de sodio.

Para complementar el análisis estadístico se calculó la desviación estándar de las recuperaciones de oro de la tabla 3.13.

En la Tabla 3.16. se indica el promedio de las recuperaciones obtenidas, así como la desviación estándar.

Tabla 2.16. Valores de media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro obtenidas

Medida de tendencia	Notación	Valor
Media	\bar{x}	89,18
Desviación estándar	s	5,44

La medida de variabilidad más importante y utilizada es la desviación estándar, en donde un valor pequeño indica concentración alrededor de la media aritmética mientras que un valor relativamente grande sugiere una gran dispersión de la medida a la que se hace referencia (Mode, 2005, p. 81 - 87). En este caso la desviación es de 5,44 lo que indica una baja variabilidad con respecto a la media aritmética.

3.6.2 INFLUENCIA DE LA CANTIDAD DE POLVO DE ZINC, CIANURO DE SODIO Y NITRATO DE PLOMO EN EL PROCESO DE CEMENTACIÓN CON LA SOLUCIÓN DE ALTA CONCENTRACIÓN

En la presente investigación se aplicó el sistema de cementación a soluciones de baja y alta concentración. La solución de alta concentración empleada fue una solución sintética obtenida como se indica en la Sección 2.1.2. Para los ensayos realizados con esta solución se emplearon las condiciones óptimas obtenidas en los experimentos con la solución de baja concentración.

Estos parámetros fueron: 4,00 g de polvo de zinc, 2,00 g/L de cianuro de sodio y 0,50 g de nitrato de plomo. Las especificaciones del proceso se encuentran en el Anexo V (Ficha Técnica No. 20).

Los resultados de las recuperaciones de oro obtenidas con estas condiciones se describen en la Tabla 3.17.

Tabla 2.17. Porcentaje de recuperación de oro con 4,00 g de polvo de zinc y 2,00 g/L de cianuro de sodio cianuro de sodio en soluciones de alta concentración

No. de Repetición	% Recuperación de Au
1ra Repetición	99,08
2da Repetición	99,45
3ra Repetición	99,75

En la Tabla 3.17 se presentan resultados muy satisfactorios con recuperaciones mayores al 99,00 % con la solución de alta concentración (100 mg/L). Las recuperaciones tan elevadas se deben a que el proceso de cementación se realizó bajo condiciones fuertemente reductoras y a un pH de 11,00; es decir, que la solución tuvo un potencial de oxidación bajo para estabilizar el oro. La deposición del metal precioso con soluciones tanto de baja como de alta concentración superan el 99,00 % debido a que el potencial del zinc es menor que el del oro, por lo que el oro precipitó.

3.6.2.1 Análisis estadístico de los resultados de los ensayos de cementación para la solución de alta concentración

En la Tabla 2.18. se muestran los valores de la media aritmética y la desviación estándar obtenida a partir de las recuperaciones de oro de las soluciones de alta concentración.

Tabla 2.18. Media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro a partir de soluciones de alta concentración

Medida de tendencia	Notación	Valor
Media	x	99,43
Desviación estándar	S	0,33

La media aritmética corresponde a 99,43 % y la desviación estándar es de 0,33; es decir, la dispersión de las recuperaciones obtenidas con respecto a la media es mínima.

3.7 ENSAYOS DE ELECTRÓLISIS

3.7.1 INFLUENCIA DEL VOLTAJE Y LA INTENSIDAD DE CORRIENTE EN LA RECUPERACIÓN DE ORO DE SOLUCIONES DE BAJA CONCENTRACIÓN

Los resultados que a continuación se describen provienen del análisis por espectrofotometría de absorción atómica de la solución residual y del ensayo al fuego del material depositado en las placas y de lo que precipito en la solución.

a) Resultados del análisis por espectrofotometría de absorción atómica de la solución residual

Los resultados de los ensayos realizados con un voltaje de 3,00 V y 350,00 A/m² con sus 3 repeticiones se muestran en la Figura 3.11. Los detalles de estos ensayos se encuentran en el Anexo VI (Ficha Técnica No. 21, 22 y 23).

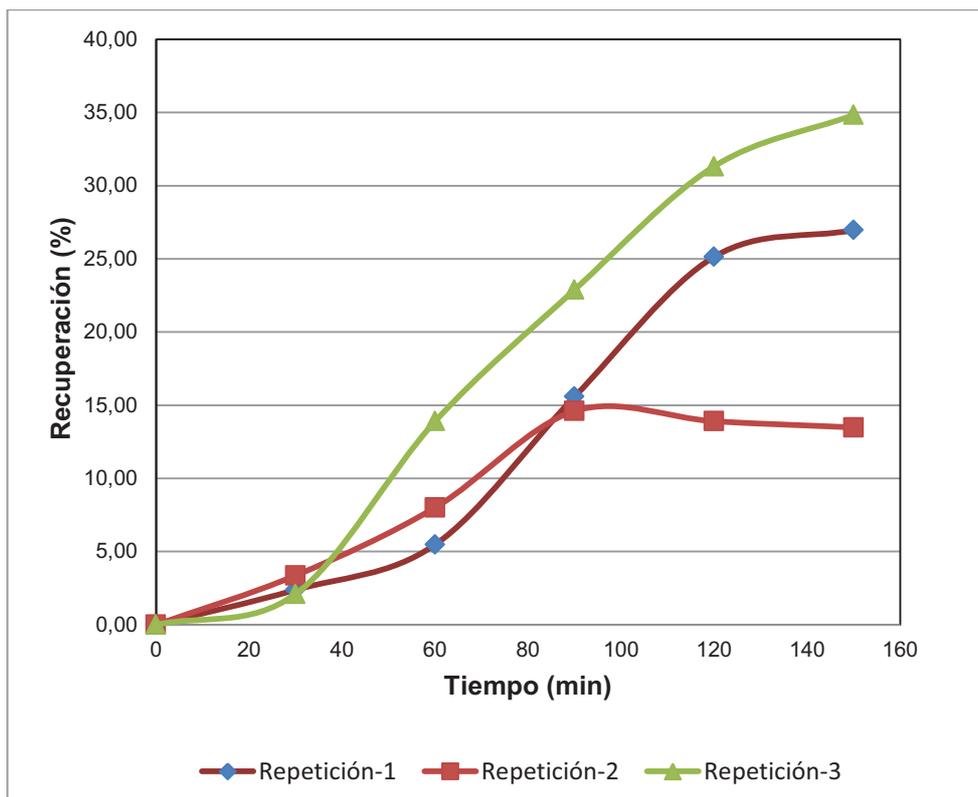


Figura 2.11. Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 3,00 V y 350,00 A/m² con 3 repeticiones

En la Figura 3.11 se observa que al voltaje y amperaje aplicados en el proceso se obtiene una recuperación de 30,00 % aproximadamente.

Los resultados de los ensayos realizados con un voltaje de 4,00 V y 350,00 A/m² con sus 3 repeticiones se muestran en la Figura 3.13.

Los detalles de estos ensayos se encuentran en el Anexo VI (Ficha Técnica No. 24, 25 y 26).

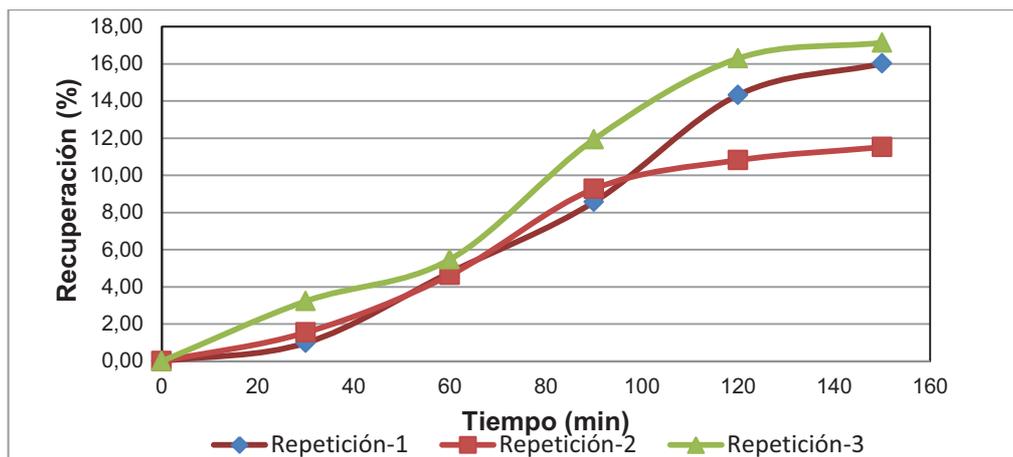


Figura 2.12 Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 4 V y 350 A/m^2 con 3 repeticiones

En la Figura 3.12 se muestra la cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo debido a la aplicación de de 4,00 V y 350,00 con 3 repeticiones de acuerdo al diseño experimental empleado.

La recuperación obtenida con la aplicación de 4,00 V y $350,00 \text{ A/m}^2$ al sistema electrolítico es de aproximadamente 16,00 % al final del proceso. El comportamiento de las 3 repeticiones es similar. Al aplicar un voltaje de 4,00 V y una intensidad de corriente de $350,00 \text{ A/m}^2$ con sus 3 repeticiones se obtuvieron los resultados mostrados en la Figura 3.14. Los detalles de estos ensayos se encuentran en el Anexo VI (Ficha Técnica No. 27, 28 y 29).

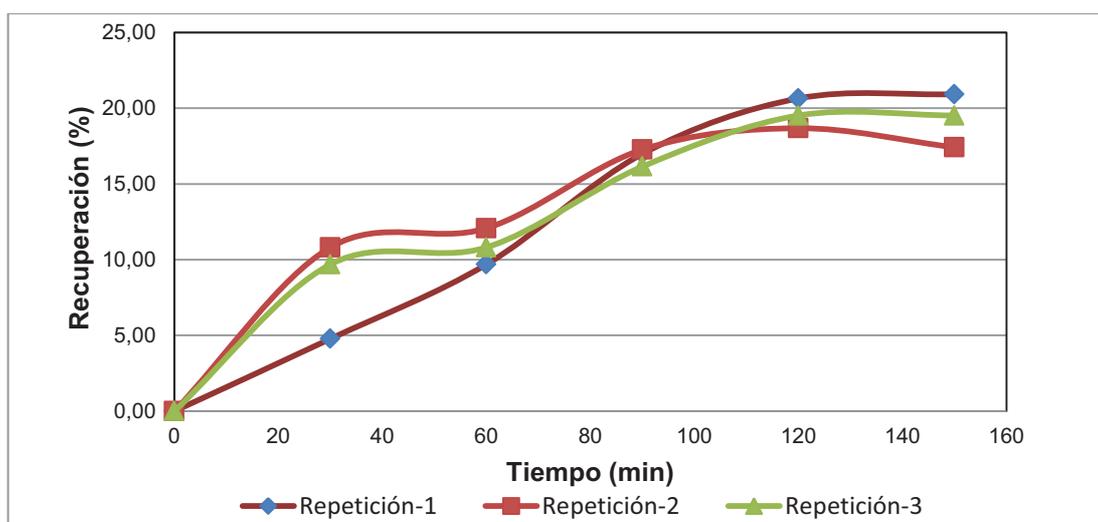


Figura 2.13. Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 5,00 V y $350,00 \text{ A/m}^2$ con 3 repeticiones

Con el voltaje e intensidad de corriente aplicados se obtuvo una recuperación de oro de aproximadamente 19,00 % al final del proceso. Los resultados de los ensayos realizados con un voltaje de 3,00 V y 500,00 A/m² con sus 3 repeticiones se muestran en la Figura 3.14. Los detalles de estos ensayos se encuentran en el Anexo V (Ficha Técnica No. 30, 31 y 32).

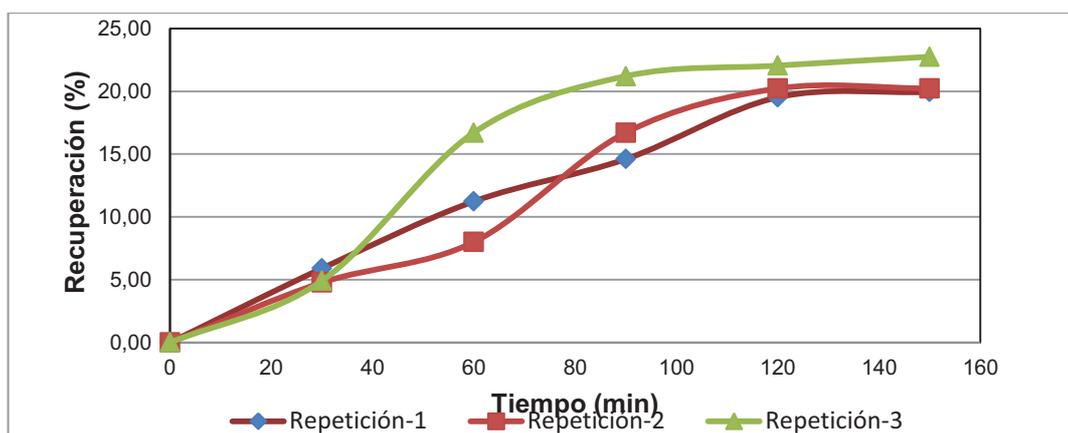


Figura 2.14 Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 3 V y 500 A/m² con 3 repeticiones

En la figura 3.14 se observa que al voltaje y amperaje aplicados en el proceso se obtiene una recuperación de 22,00 % aproximadamente.

Los resultados de los ensayos realizados con un voltaje de 4,00 V y 500,00 A/m² con sus 3 repeticiones se muestran en la figura 3.16. Los detalles de estos ensayos se encuentran en el Anexo VI (Ficha Técnica No. 33, 34 y 35).

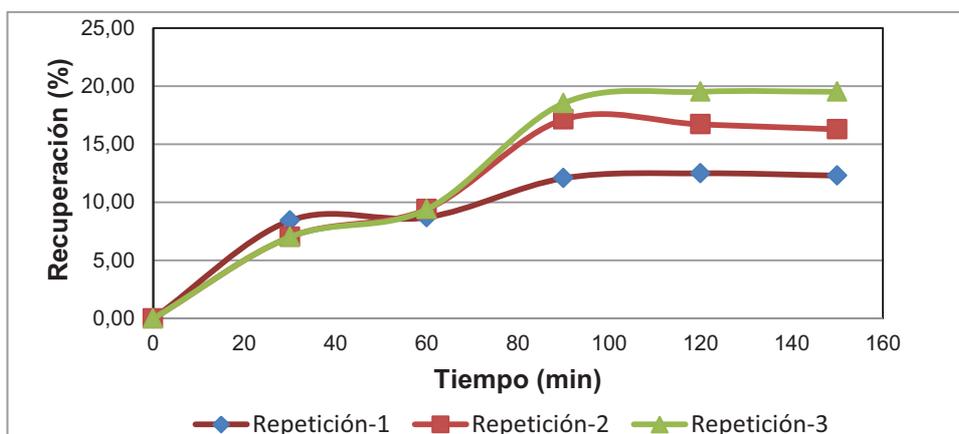


Figura 2.15. Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 4,00 V y 500,00 A/m² con 3 repeticiones

La recuperación obtenida con la aplicación de 4,00 V y 500,00 A/m² al sistema electrolítico es de aproximadamente 15,00 % al final del proceso.

Al aplicar un voltaje de 5,00 V y una intensidad de corriente de 500,00 A/m² con sus 3 repeticiones se obtuvieron los resultados mostrados en la Figura 3.16. Los detalles de estos ensayos se encuentran en el Anexo V (Ficha Técnica No. 36, 37 y 38).

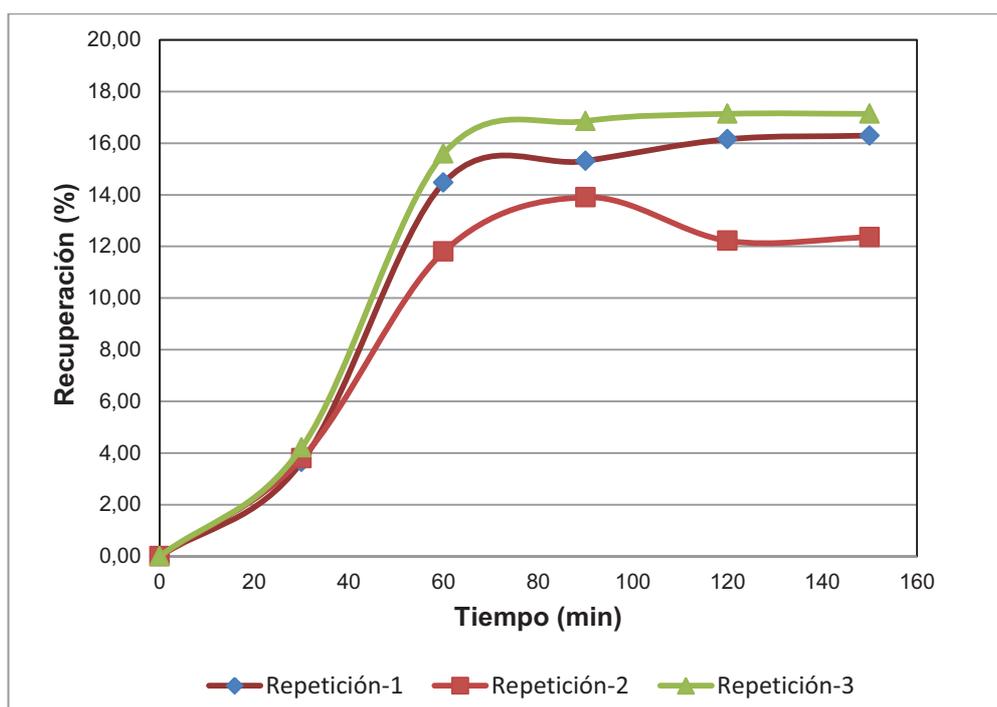


Figura 2.16. Cinética de recuperación de oro con respecto al tiempo por la aplicación de 5,00 V y 500,00 A/m² con 3 repeticiones

Con el voltaje e intensidad de corriente aplicados se obtuvo una recuperación de oro de aproximadamente 18,00 % al final del proceso.

Las bajas recuperaciones de oro en el proceso de electrodeposición directa del metal se deben a que la solución empleada se obtuvo sólo del proceso de cianuración y para tener buenos resultados la solución debe ser sometida a un proceso de absorción y desorción con carbón activado.

La solución electrolítica obtenida al utilizar carbón activado tiene concentraciones entre 100 y 1000 mg/L, condiciones bajo las cuales las recuperaciones de oro por el método de electrodeposición son elevadas.

b) Resultados del Ensayo al fuego

En el proceso de electrolisis de la solución cianurada cargada de oro se esperó que el oro se deposite en las placas pero también se precipitó en la solución. El oro depositado en las placas se retiró en medio ácido y la solución fue filtrada.

El material obtenido, tanto de las placas como de la precipitación, se sometieron a ensayo al fuego para conocer las recuperaciones de oro. Los resultados se muestran en la Tabla 3.19.

Tabla 2.19. Resultados de los ensayos al fuego del material depositado en las placas y el precipitado en la solución a diferentes voltajes e intensidades de corriente

Voltaje (V)	Intensidad de Corriente (A/m ²)	Depósitos de oro	Recuperación Au (%)		
			1ra Repetición	2da Repetición	3ra Repetición
3,00	350,00	Placas	20,03	15,02	9,25
		Precipitado	0,19	0,20	0,25
4,00	350,00	Placas	11,66	13,90	14,19
		Precipitado	3,65	4,35	3,23
5,00	350,00	Placas	18,68	19,40	16,95
		Precipitado	0,56	0,60	0,88
3,00	500,00	Placas	18,68	19,40	16,95
		Precipitado	1,26	0,04	0,20
4,00	500,00	Placas	5,06	4,63	12,44
		Precipitado	10,39	8,99	1,95
5,00	500,00	Placas	0,003	1,69	12,07
		Precipitado	4,35	3,23	0,01

En la Tabla 3.19 se observa que el material depositado en las placas fue mínimo, las recuperaciones de oro son inferiores al 20,00 %.

Al realizar los ensayos al fuego del material precipitado en la solución se nota que una pequeña cantidad de oro se precipitó, es decir, el proceso es ineficiente porque gran parte del oro se quedo en la solución.

3.7.1.1 Análisis de la eficiencia de corriente en cada ensayo con soluciones de baja concentración

Los datos mostrados en la Tabla 3.20 nos permitirán analizar la eficiencia de corriente en cada ensayo.

Tabla 2.20. Resultados de las eficiencias de corriente de cada ensayo a diferentes voltajes e intensidades de corriente

Voltaje (V)	Intensidad de Corriente (A/m ²)	Eficiencia de Corriente (%)		
		1ra Repetición	2da Repetición	3ra Repetición
3,00	350,00	10,75	17,04	15,89
4,00	350,00	17,15	18,93	19,21
5,00	350,00	19,55	12,27	15,33
3,00	500,00	26,33	17,11	18,68
4,00	500,00	17,88	18,30	17,43
5,00	500,00	14,31	15,57	15,18

Al tener concentraciones bajas de oro, la presencia de iones metálicos también es baja por lo tanto la eficiencia de corriente de las reacciones de electrodeposición

también lo es, como se observa en la Tabla 3.20. Para que el proceso sea eficiente se debería elevar la concentración de oro mediante adsorción de la solución impregnada con carbón activado o con resinas de intercambio iónico y someterla a una elución.

Con la solución con alto contenido aurífero se puede mantener una eficiencia de corriente aceptable durante el proceso y obtener los resultados esperados, es decir, recuperaciones de oro elevadas que justifique el proceso al que es sometido el mineral objeto de este estudio.

3.7.1.2 Análisis estadístico de los resultados de los ensayos de electrolisis para la solución de baja concentración

Para escoger los parámetros óptimos para realizar la electrodeposición se requirió de un análisis estadístico realizado con el programa Statgraphics, en el que se creó un diseño factorial 3X2 para la recuperación del oro depositado en las placas.

Del diseño se obtuvo el análisis de varianza descrito en la Tabla 3.21.

Tabla 2.21. Tabla ANOVA de las recuperaciones de oro depositado en las placas en el proceso de electrodeposición mediante la herramienta estadística Statgraphics

Fuente	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
A: Intensidad de Corriente	215,03	215,03	5,90	0,0292
B: Voltaje	31,53	15,77	0,43	0,6571
RESIDUOS	509,92	36,73		

La Tabla ANOVA o de análisis de varianza descompone la variabilidad de la recuperación en contribuciones que ocasionan varios factores. Como ya se había mencionado antes los valores – P indican la significancia estadística de cada factor; si este valor es menor a 0,05 es estadísticamente significativo sobre la recuperación de oro con un nivel de confianza del 95 %.(Statgraphics Centurion

XVI, 2010). Para este caso, la intensidad de corriente es estadísticamente más significativa dado que el “Valor - P” es menor a 0,05.

Con el objetivo de determinar los parámetros óptimos de trabajo: voltaje (3,00; 4,00 y 5,00 V) e intensidad de corriente (350,00 y 500,00 A/m²) en los ensayos de electrodeposición se obtuvo el promedio de cada combinación de condiciones con sus respectivas repeticiones.

Este cálculo se realizó para el oro depositado en las placas. Los resultados del cálculo realizado se indican en la Tabla 3.22.

Tabla 2.22. Valor promedio de los resultados obtenidos en los ensayos de electrodeposición, los cuales están descritos en la tabla 3.19.

	Voltaje (V)		
	3,00	4,00	5,00
Intensidad de Corriente (A/m ²)	Recuperación de Au (%)		
350,00	14,77	13,25	10,31
500,00	18,34	7,37	4,59

Como se observa en la Tabla 3.22, las recuperaciones de oro son mínimas debido a la baja concentración de la solución cargada (7 ppm) de oro que se utilizó en el proceso de electrodeposición. Para complementar el análisis estadístico se calculó la desviación estándar de las recuperaciones de oro de la Tabla 3.20. En la Tabla 3.23 se indica el promedio de las recuperaciones obtenidas, así como la desviación estándar.

Tabla 2.23. Valores de media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro obtenidas de los datos de la tabla 3.22

Medida de tendencia	Notación	Valor
Media	\bar{x}	11,44
Desviación estándar	s	5,03

En la Tabla 3.21 se observa que la media es apenas 11,44 % de recuperación y la desviación es de 5,03 lo que indica una baja variabilidad con respecto a la media aritmética. A pesar de las bajas recuperaciones de oro obtenidas se escogió realizar el ensayo de electrodeposición, con la solución de alta concentración, con un voltaje de 3,00 V y 500,00 A/m², por haberse obtenido una recuperación ligeramente mayor en comparación con los otros ensayos.

3.7.2 INFLUENCIA DE LA INTENSIDAD DE CORRIENTE Y VOLTAJE EN EL PROCESO DE ELECTROLISIS CON LA SOLUCIÓN DE ALTA CONCENTRACIÓN

Los resultados de las recuperaciones de oro obtenidas al aplicar un voltaje de 3 V y una intensidad de corriente de 350 A/m² (condiciones óptimas obtenidas en la Sección 3.5.1) en soluciones de alta concentración (100 mg/L) se indican en la Tabla 3.24.

Los detalles de estos ensayos se encuentran en las Fichas Técnicas 39, 40 y 41 (Anexo VII)

Tabla 2.24. Porcentaje de recuperación de oro con un voltaje de 3,00 V y una intensidad de 500,00 A/m² con soluciones de alta concentración

No. de Repetición	% Recuperación
1ra Repetición	89,63
2da Repetición	88,23
3ra Repetición	88,71

En la Tabla 3.24 se presentan resultados muy satisfactorios con recuperaciones mayores al 80,00 %, con solución de alta concentración (100 mg/L) esto sucede debido a la presencia de mayor cantidad de iones metálicos que facilita el flujo de electricidad y la consecuente reducción en el cátodo, es decir, la deposición del oro sobre el electrodo.

3.7.2.1 Análisis de la eficiencia de corriente en cada ensayo con soluciones de alta concentración

Los datos mostrados en la Tabla 3.25 nos permitirán analizar la eficiencia de corriente en los ensayos con la solución de alta concentración, en donde este parámetro se incrementó considerablemente si comparamos con las obtenidas con la solución de baja concentración.

Tabla 2.25. Resultados de las eficiencias de corriente con la aplicación a la solución de alta concentración de 3,00 V y 500,00 A/m² con sus repeticiones

No. de Repetición	Eficiencia de corriente
1ra Repetición	71,65
2da Repetición	70,11
3ra Repetición	87,73

3.7.2.2 Análisis estadístico de los resultados de los ensayos de electrolisis para la solución de alta concentración

En la Tabla 3.26 se muestran los valores obtenidos del cálculo de la media aritmética y desviación estándar de los datos presentados en la Tabla 3.24.

Tabla 2.26 Valores de media aritmética y desviación estándar de las recuperaciones de oro obtenidas de los datos de la Tabla 3.22.

Medida de tendencia	Notación	Valor
Media	\bar{x}	88,86
Desviación estándar	s	0,71

En la tabla 3.26 se observa que la media es 88,86 % de recuperación y la desviación es de 0,71 ; es decir, baja variabilidad con respecto a la media.

3.8 GUÍA PARA LA UTILIZACIÓN DE LOS SISTEMAS DE CEMENTACIÓN Y ELECTROLISIS

3.8.1 RECUPERACIÓN DE ORO CON EL SISTEMA DE CEMENTACIÓN

a) Objetivo

Recuperar oro a partir de soluciones cianuradas con el sistema de cementación. Determinar el porcentaje de recuperación del cemento por ensayo al fuego.

b) Procedimiento experimental

- Armar el sistema de cementación que consta de dos kitsatos con capacidad para 1 L y un kitsato para 2 L de solución, selladores, filtro Sartorius, sistema de conducción de flujo y una bomba de vacío.
- Colocar la solución cargada de oro en el recipiente 1, que se indica en la Figura 3.18.
- Introducir 4,00 g de polvo de zinc, 2,00 g/L de cianuro de sodio y 0,50 g nitrato de plata en el reactor de la Figura 3.18.
- Colocar agitadores magnéticos en el recipiente 1 y en el reactor.
- Cerrar herméticamente cada componente del sistema.
- Encender la bomba de vacío.
- Encender la plancha de calentamiento.
- Dejar que el sistema se desoxigene por cerca de 5 min.
- Introducir en el recipiente 1 la manguera que conecta este con el reactor para permitir el paso de la solución cargada de oro y desoxigenada para que se produzca la reacción de precipitación.
- Mantener el reactor con agitación constante por 15 min mientras se produce la reacción.
- Después de los 15 min introducir en el reactor la manguera que conecta este con el recipiente que contiene el filtro, para que paulatinamente se vaya reteniendo el cemento que contiene el metal precioso.
- Filtrar el contenido del reactor.

- Una vez filtrado todo el contenido del reactor, se apaga la bomba de vacío y se retira el cemento retenido.
- El cemento se somete a ensayo al fuego y se toma una muestra de la solución pobre depositada en el recipiente 2 para analizarla por espectrofotometría de absorción atómica.
- Con los resultados obtenidos se determina la recuperación de oro, con los cálculos respectivos.

c) Esquema del sistema de cementación

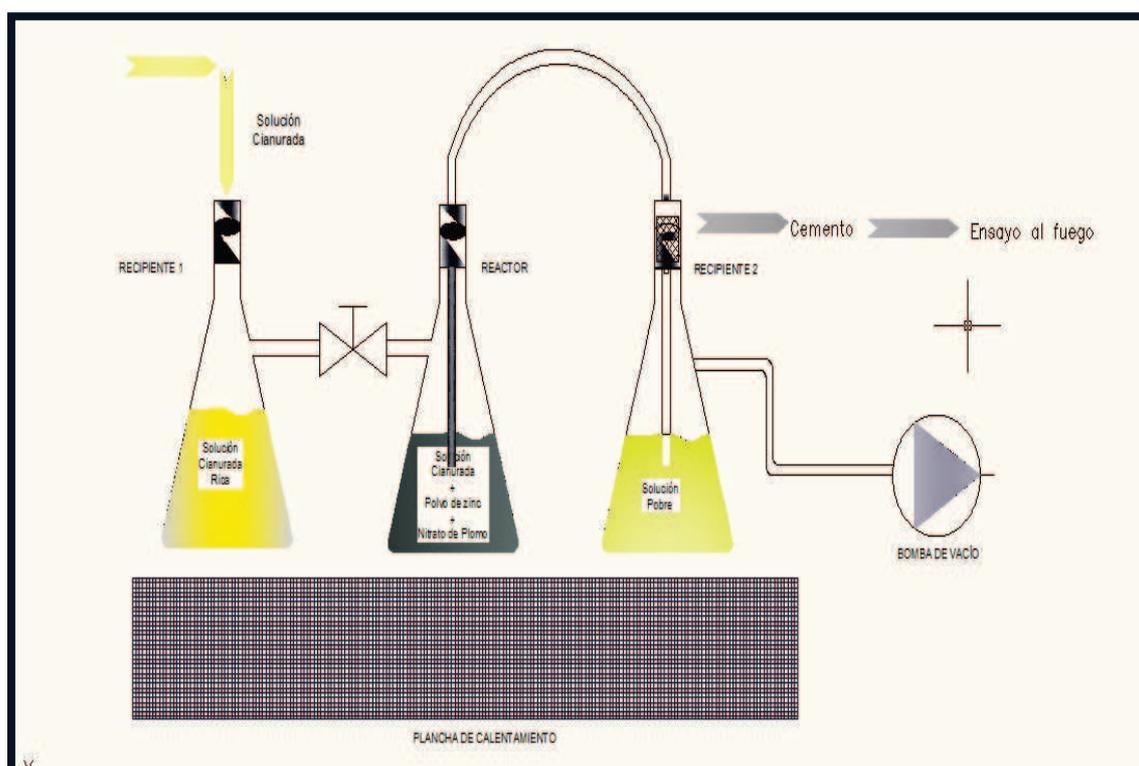
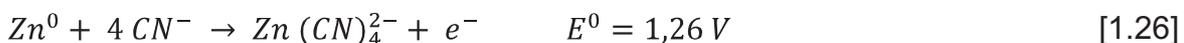
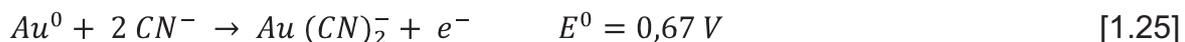
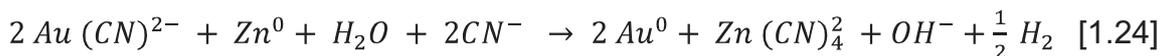


Figura 3.17. Esquema del sistema de cementación

d) Cálculos

El principio de precipitación de metales preciosos contenidos en soluciones cianuradas se basa en que el oro es electronegativo con respecto al zinc, se produce un reemplazo electroquímico del oro por zinc así como el desplazamiento del hidrógeno del agua por el sodio como se muestran en las Reacciones 1.24, 1.25 y 1.26.



Una vez que se produzcan las reacciones de oxidación y reducción se obtiene el cemento que es sometido a ensayo al fuego para recuperar el oro.

e) Condiciones de operación

Volumen de solución cargada de oro:	1L
Cianuro de sodio:	2,00 g/L
Polvo de zinc:	4,00 g
Nitrato de plata:	0,50 g

f) Ficha Técnica

A continuación se muestra el formato recomendado para la ficha técnica de la recuperación de oro con el sistema de cementación.

Cementación con polvo de zinc

Muestra:

Ensayo N°.

Fecha:

Objetivo:

Condiciones de cementación

Volumen de solución cargada de oro:

Cianuro de sodio:

Polvo de zinc:

Nitrato de plata:

Resultados

Tabla 2.27 Pesos obtenidos del proceso de fusión del cemento cargado de oro y su recuperación

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo		g
Peso doré cemento		g
Peso Au		g
Recuperación Au		%

3.8.2 RECUPERACIÓN DE ORO CON EL SISTEMA ELECTROLISIS

a) Objetivo

Recuperar oro a partir de soluciones cianuradas con el sistema de electrolisis. Determinar el porcentaje de recuperación del precipitado por ensayo al fuego.

b) Procedimiento experimental

- Colocar la celda electrolítica sobre la mesa donde se encuentra la fuente de poder.
- Añadir el electrolito (solución cargada de oro) a la celda electrolítica.
- Regular el pH (> 11,00).
- Colocar los ánodos y cátodos de forma intercalada.
- Utilizar los sistemas de conducción de corriente para conectar la fuente de poder con cada uno de los electrodos.
- Verificar el paso de la corriente con un multímetro.
- Encender la fuente de poder.
- Cada media hora medir la temperatura del electrolito, pesar los electrodos y tomar una muestra de 10,00 mL de la solución para ser analizada por

espectrofotometría de absorción atómica, esto se realiza hasta que se cumplan 150 min de iniciado el proceso.

- Una vez terminado el proceso de electrolisis se procede a un lavado de los electrodos con ácido nítrico, el producto obtenido se filtra y el material depositado en los filtros se somete a ensayo al fuego.
- El electrolito que queda en la celda también se filtra y este producto se somete a ensayo al fuego.
- Con los resultados de los pasos anteriores se obtiene el porcentaje de oro depositado en las placas y lo que precipitó en la solución.

c) Esquema del sistema de electrólisis

Para facilitar el desarrollo de la práctica se muestra un esquema del sistema implementado el laboratorio, con una vista de las placas, su distribución en la celda así como la vista superior de la misma.

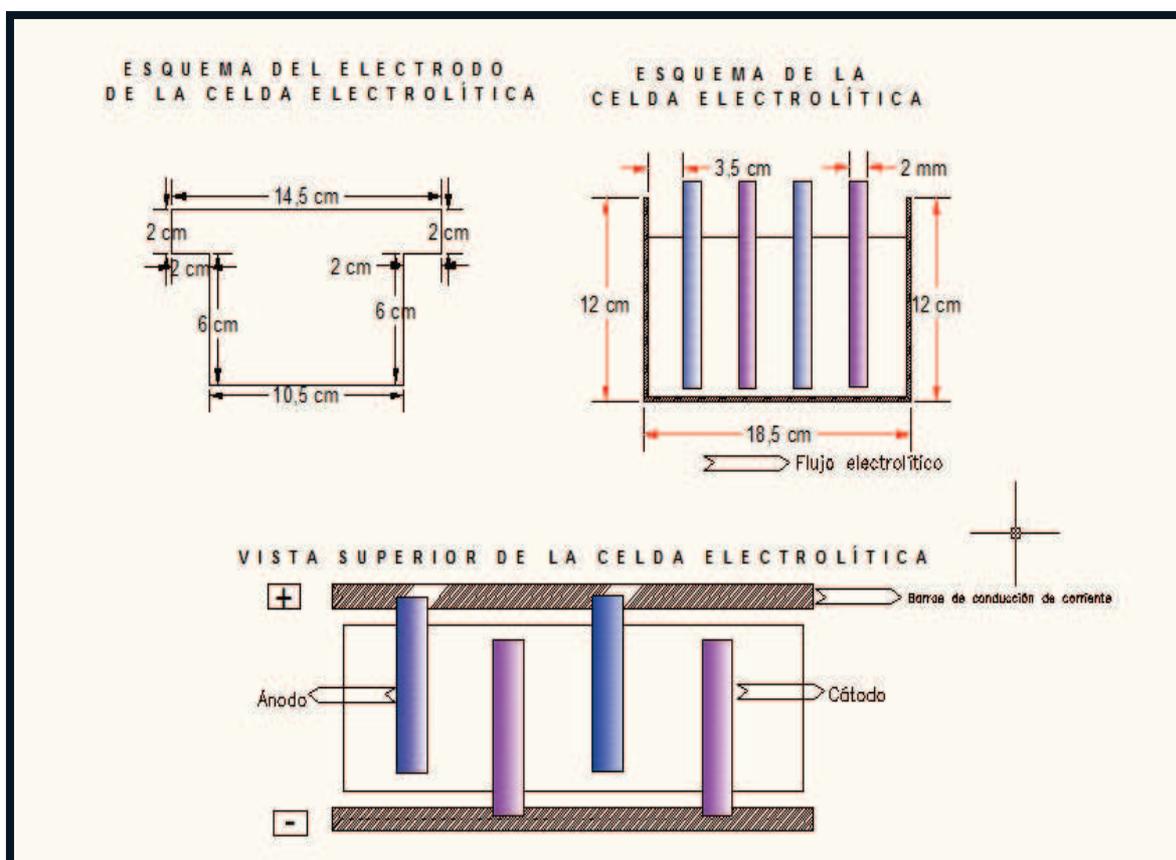


Figura 3.18. Esquema del sistema de electrólisis

d) Cálculos

Para obtener la recuperación de oro, cada 30 min se registra el incremento de peso en los electrodos.

Con el material depositado en los electrodos y el precipitado en la solución se realiza el ensayo al fuego.

Con los resultados de los análisis realizados por espectrofotometría de absorción atómica se realiza la curva de porcentaje de recuperación de oro con respecto al tiempo y se analiza la cinética del proceso.

Finalmente se determina la eficiencia de corriente con la Ecuación 1.27:

$$Eficiencia = \frac{\text{Peso del metal efectivamente depositado}}{\text{peso que teóricamente debía depositarse}} \quad [1.27]$$

e) Condiciones de operación

Volumen de solución cargada de oro: 1L

Voltaje: 3,00 V

Intensidad de corriente: 500,00 A/m²

f) Ficha Técnica

A continuación se muestra el formato recomendado para la ficha técnica de la recuperación de oro con el sistema de cementación.

Electrólisis para recuperar oro de soluciones cargadas

Muestra:

Ensayo N°.

Fecha:

Objetivo:

Condiciones electrólisis

Volumen de solución cargada de oro:

Voltaje:

Intensidad de corriente:

Control del proceso de electrolisis

Tabla 2.28 Valores de las condiciones de trabajo y de los resultados del proceso a diferentes tiempos

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)

Datos de cinética

Tabla 2.29 Porcentaje de recuperación de oro a diferentes tiempos

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)

Resultados

Tabla 2.30 Pesos obtenidos del proceso de fusión del material cargado de oro y su recuperación

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo		g
Peso doré		g
Peso Au		g
Recuperación Au		%

3. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 CONCLUSIONES

- El mineral de Pacto está formado principalmente por cuarzo (86,00 %). La presencia de plomo, cobre y zinc es mínima, por debajo del 1,00 %. El contenido de oro en el mineral es de 21,45 g/ton y el de plata es 98,39 g/ton.
- Para recuperar oro con el sistema de cementación y electrólisis se empleó soluciones de baja concentración del metal precioso (< 10 mg/L) obtenidas mediante cianuración. Las mejores condiciones del proceso, necesarias para concentrar el oro en solución fueron: 2,00 kg de mineral, tiempo de molienda 30 min, concentración de cianuro de sodio 2,00 g/L, tiempo de agitación 24 h, porcentaje de sólidos 33,33% y pH 11,00.
- Las recuperaciones de oro con el sistema de cementación de las soluciones de baja concentración fueron mayores al 99,00 %, esto se debe a que la solución fue clarificada, desoxigenada y cementada de tal forma que no hubo interferencia en la precipitación del oro sobre el zinc, lo que se evidencia con las elevadas recuperaciones obtenidas
- En el proceso de cementación se estudió la influencia de la cantidad de polvo de zinc y de cianuro de sodio, concluyéndose, mediante un análisis estadístico, que el polvo de zinc añadido tiene mayor influencia que el cianuro porque en el análisis de varianza se descompone la variabilidad de la recuperación en contribuciones que ocasionan la presencia de polvo de zinc y cianuro de sodio, en donde la contribución de cada factor se mide con la eliminación de los efectos de los demás factores.
- Las mejores condiciones de cementación determinadas experimentalmente que permitieron obtener recuperaciones de hasta 99,00 % son: 4,00 g de polvo de zinc, 2,00 g/L de cianuro de sodio y 0,50 g de nitrato de plomo. La cantidad de zinc en el proceso fue determinante ya que un exceso de este pudo haber pasivado la superficie del metal y la sal de plomo sirve como catalizador en la reacción de reducción que provoca la precipitación del oro.

- El proceso de cementación se dio de forma similar con la solución de alta concentración, se obtuvieron recuperaciones mayores al 99,00 %.
- El proceso de electrolisis es ineficiente con soluciones de baja concentración (< 10 mg/L), lo que se comprobó con los resultados experimentales en los que se recuperó 22,00 %, el metal depositado en los cátodos fue mínima y otra parte precipito.
- Las condiciones de trabajo escogidas para el proceso de electrolisis con la solución de alta concentración (100 mg/L) fueron: 3,00 V y la intensidad de corriente de 500,00 A/m² con las que se recuperó el 88,86 % del metal precioso. Según los resultados del estudio estadístico el factor determinante en el proceso es la intensidad de corriente. A mayor intensidad de corriente mayor recuperación de oro.
- Con la solución de alta concentración (100 mg/L) se obtuvieron recuperaciones superiores al 80,00 % mientras que con la de baja concentración se recuperó apenas el 22,00 %. Esto permite concluir que el proceso de electrolisis, aplicado a soluciones de alta concentración es eficiente.
- Con la solución de baja concentración (<10 mg/L) la eficiencia de corriente fue inferior al 21,00 % y la recuperación menor al 20,00 %. En cambio con la solución de alta concentración la eficiencia fue de 76,50 % y la recuperación de oro se elevo a 88,86 %. Esto se debe a que la eficiencia de corriente se obtiene con base en el peso de oro depositado en los cátodos de la celda electrolítica.
- Si comparamos el sistema de cementación con el de electrolisis aplicados a soluciones de baja concentración, se puede decir que la cementación es más eficiente ya que se obtuvieron recuperaciones con ensayo al fuego de 99,00 %, mientras que con la electrolisis los resultados fueron inferiores al 20,00 %. Con soluciones de alta concentración los dos procesos fueron eficientes.

4.2 RECOMENDACIONES

- Desarrollar una investigación para determinar el efecto de la temperatura en la recuperación de oro en los sistemas de cementación y electrolisis porque puede influir positiva o negativamente en los procesos.
- Emplear los sistemas de cementación y electrolisis con soluciones cargadas de oro obtenidas de la disolución de oro con tiosulfato de sodio porque este es un reactivo también utilizado en la metalurgia del oro.
- Realizar un estudio complementario para determinar el efecto de la presión en los sistemas de cementación y electrolisis porque puede influir en los procesos.
- Desarrollar una investigación para determinar el comportamiento de los sistemas de cementación y electrolisis con soluciones que sean producto del proceso de elusión del complejo cianurado de oro adsorbido en carbón activado.

BIBLIOGRAFÍA

1. Adams, M. (1990). The chemical behaviour of cyanide in the extraction of gold. Mechanisms of cyanide loss in the carbon in pulp process. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 90 (3), p. 67.
2. Aguirre, M. y Cofre, C. (2011). *Recuperación de oro desde relaves comparando procesos CIP y lixiviación en pilas*. Proyecto para optar al Título de Ingeniero Civil en Metalurgia Extractiva. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, Valparaíso, Chile, p. 65.
3. Angelov, A. y Groudev, S. (2002). Treatment of gold – bearing solutions by cementations with metallic zinc. *Minning and mineral processing*, 44 (2), p. 117.
4. Albis, V., Cimenelli, V. y De Souza, R. (1998). Cyanide Recycling Using Strong-Base Ion-Exchange Resins. *Universidad Federal de Minas Gerais, Metallurgical and Materials Engineering*, Sao Paulo, Brasil.
5. Azañero, A. (2001). Recuperación de oro y plata por Heap Leaching. *Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica*, 4 (7), p. 63.
6. Ballester, A., Verdeja, L. y Sancho, J. (2001). *Metalurgia Extractiva Fundamentos*. (1ra edición). Madrid: Síntesis.
7. Benedict, M. (2012, Marzo) *Electrowinning*. Recuperado de <http://www.pprc.org/cpc/workshops/electrowinning.pdf>
8. Boqué, R. Y Maroto, A. (2012, Julio) *El análisis de varianza (ANOVA)*. Recopilado de <http://www.quimica.urv.es/quimio/general/anovacast.pdf>.

9. Cáceres, G. (2007). *Hidrometalurgia y Electrometalurgia*. Universidad de Atacama, Copiapó II.
10. Campanella, E. (2011). *CVSA innova en proceso extracción de metales preciosos*. Recuperado de <http://www.geonavitas.com.ar/es/noticias/archivo/16162-cvsa-innova-en-proceso-de-extraccion-de-metales-preciosos.html>.
11. Carrera, J. (2012, Marzo). *Electricidad*. Recuperado de <http://descom.jmc.utfsm.cl/ccontreras/capitulo8-1.pdf>.
12. Cerón, m. y Soto, A. (2004, Marzo). *Elementos de Electroquímica*. Recuperado de <http://es.scribd.com/rolconuse6629/d/61235115-Elementos-de-Electroquimica-Maria-Luisa-Ceron-2004>.
13. Chi, G., Fuerstenau, M. y Marsden, J. (1997). Study of Merrill Crowe processing. Part I: Solubility of zinc in alkaline cyanide solution. *International Journal of Mineral Processing*, 49(3), p. 171.
14. Cifuentes, G., (2012, Junio). *Electroobtención de zinc utilizando celda de electrodiálisis reactiva*. Recuperado de <http://www.ufrgs.br/cyted-recmet/wordpress/Guanajuato2012/Molina.pdf>.
15. Continental Gold Ltd., (2012, Octubre). *Primer análisis: Actualización de reporte de recursos minerales*. Recopilado de http://www.interbolsa.com/c/document_library/get_file?uuid=d3d8c523-11d1-4e19-98a5-e8befd48d792&groupId=81085.
16. De la Torre, E., Guevara, A. y Díaz, X. (2005) Recuperación de oro de soluciones cianuradas En Pontificia Universidad Católica del Perú y Consejo interuniversitario de la comunidad francófona de Bélgica. *Recuperación de oro a partir de minerales refractarios polisulfurados*, (pp. 12, 13). Quito, Ecuador: EPN

17. Díaz, F. (2008). Principios de Electrodeposición. *Lecturas de Ingeniería 7*. (pp.1 – 10). Cuautitlán, México: Universidad Autónoma de México.
18. Domic, E. (2001). *Hidrometalurgia, fundamentos, procesos y aplicaciones*. (1era edición). Santiago de Chile, Chile: Andros Impresores Ltda.
19. Flores, E. (2011). Plan de desarrollo minero del Ecuador dice que el mayor potencial del ecuador es en oro, plata y cobre. *Agencia de noticias del Ecuador y Suramérica*, Quito, Ecuador.
20. García, J. (1994). Advances in the study of electrowinning of gold from dilute cyanide solutions. En Wilkomirsky, I., Sánchez, M. y Hecker, C. (Ed.), *Chemical Metallurgy Volume III*, (pp. 233, 234). Concepción, Chile: Universidad de Concepción.
21. Geankoplis, C. (1998). *Procesos de Transporte y Operaciones Unitarias*. (3ra edición).Minnesota, Estados Unidos: Continental.
22. Grotheer, M., Alkire, R. y Varjian, R. (2006). Industrial Electrolysis and Electrochemical Engineering. *The electrochemical Society Interface*, 6 (1), p. 52.
23. Guerrero, J., Morante, F. y Santos, L. (2006, Marzo). *Caracterización y ensayos de cianuración intensiva de muestras minerales con contenido de oro del distrito minero Ponce Enríquez – Ecuador*. Recuperado de <http://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/152/1/189.pdf>.
24. Higgins, R. (1993). *Engineering metallurgy Applied Physical Metallurgy Vol I*. (6ta edición). Londres, Gran Bretaña: Hodder & Stoughton, Londres.

25. Hiskey, B. (1985). Gold and silver extraction: The application of heap leaching cyanidation. *Arizona Bureau Geology and Mineral Technology Fieldnotes*, 15 (4), p. 1.
26. Jimenez, A. y Rojas A. (2012, junio). Sustancias patrones para estandarización de ácidos y bases. Recuperado de <http://agalano.com/Cursos/QuimAnal1/Patrones.pdf>.
27. Katz, M. (2011, Marzo). *La Energía libre*. Recuperado de http://www.rlabato.com/isp/qui/qui_fis_2011-001.pdf.
28. Levenspiel, O. (2004). *Ingeniería de las reacciones químicas*. (3ra edición). Oregon, Estados Unidos: Limusa Wiley.
29. Lillo, A., Aros, H. y Carlesi, C. (2011). Electrodiálisis de soluciones cianuradas. *Revista de la Facultad de Ingeniería*, 25 (1), p. 54.
30. Longsdon, M., Halgestein, K. y Mudder, T. (2001). El manejo del cianuro en la extracción de oro. *Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente*, Ottawa, Canadá.
31. Lovera, D., Arias, V., Quiñonez, J., Puente, L., Landauro, C., Pillaca, M. y Medina, J. (2010). Cinética de la reacción de cementación del cobre a partir de minerales sulfurados del complejo Marañon. *Revista del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas*, 13 (26), p. 15.
32. Manrique, J. (2012, Marzo). Manejo de Pilas de Lixiviación de oro en Minera Yanacocha S.R.L. Recuperado de http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/tesis/ingenie/manrique_mj/cap1.pdf.
33. Maron, S. y Prutton, C. (2003). *Fundamentos de Físico – Química*. México D.F., México: Editorial Limusa.

34. Marsdein, J y Lain, H. (1992). *The chemistry of gold extraction*. Londres, Gran Bretaña: EllisHorwood Limited.
35. Merck. (2012, Junio). 109868 Oro Patrón. Fráncfort, Alemania.
Recuperado de http://www.merckmillipore.com/is-bin/INTERSHOP.enfinity/WFS/Merck-EC-Site/es_ES/-/USD/ViewPDF-Print.pdf?RenderPageType=ProductDetail&CatalogCategoryID=YX6b.s1L4awAAA EW.OEfvhTI&ProductUUID=9Seb.s1OKsgAAAEadE97CifT&PortalCatalogUUID=t02b.s1LX0MAAAEWc9UfvhTI.
36. Mina El Peñon. (2007, Marzo). *Descripción Planta Proceso El Piñon*.
Recuperado de http://www.eseia.cl/archivos/467_Anexo_F_Descripcion_Planta_de_Proceso.pdf.
37. Miranda, L. (2007). *Flotación selectiva del mineral de Pacto al nivel de planta piloto para obtener concentrados sulfurados con oro y plata*. Tesis previa a la obtención del título de Ingeniera Química. Escuela Politécnica Nacional. Quito, Ecuador.
38. Morante, G. (2002). Electrocoagulación de aguas residuales. *Revista Colombiana de Física*, 34 (2), pp.484 y 485.
39. Mode, E. (2005). *Elementos de Probabilidad y Estadística*. Barcelona, España: Reverté.
40. Navarro, P., Vargas, C., Alvarez, R. y Alguacil, F. (2005). Cementación de oro con polvo de zinc en soluciones de lixiviación con amoníaco – tiosulfato. *Revista de Metalurgia*, 41 (1), p. 12.

41. Nehl, F., Murphy, J., Atkinson, G. y Walters, L. (1993). Selective Electrowinning of gold and silver from cyanide process solutions. *Report of Investigations*, 23 (43), p. 760.
42. Palomino, R. y Janampa, H. (2006). *Técnico Ambiental Módulo Procesamiento*. Capacitación para trabajadores mineros Cerro Rico – Base Rey, Compumet EIRL, Lima, Perú, pp. 32.
43. Parga, J., Wan, R. y Miller, J. (1988). Zinc dust cementation of silver from alkaline cyanide solution – analysis of Merrill – Crowe plant data, Minerals and Metallurgical processing, Salt Lake City, p.170.
44. Pérez, J. e Higuera, O. (2008). Comportamiento electroquímico del cianuro. *Ingeniería & Desarrollo. Universidad del Norte*, 24 (1), p. 63.
45. Perkin Elmer TM Instruments. (2000). *Analytical Methods for Atomic Absorption Spectrometry*, Singapore, pp. 47, 55, 57,69, 73, 96,108.
46. Ritchie, I. (2005). A contribution to the theory of cementation (metal displacement) reactions. *Australian journal chemistry*, 29 (4), p. 699.
47. Rodríguez, J. (Abril, 2006). *Propiedades Físicas: densidad y porosidad*. Recuperado de <http://petro.uniovi.es/Docencia/mro/21DenPoros06.pdf>
48. Romero, A. y Flores, S. (2010). La influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales alterados. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG*, 12 (24), p. 133.
49. SAAC Ingenieros SRL. (2004). *Metalurgia del oro en la franja aurífera Palpa – Ocoña*. Módulos de capacitación técnico ambiental, Lima.
50. Serrano, J. (2011). *Espectro Minero se abre con Kinross*. Empresas mineras: El Comercio, Quito, Ecuador.

51. Sociedad Nacional de Minería. (2011, Enero). *El oro*. <http://snmpe.org.pe/pdfs/Informe-Quincenal/Minería/Informe-Quincenal-Minería-La-Lixiviación.pdf>.
52. Steyn, J. y Sandenbergh, R. (2004). A study of the influence of copper on the gold electrowinning process. *The Journal of the South African institute of Mining and Metallurgy*, 104 (3), p. 177.
53. Statgraphics Centurion XVI. (2010). *Statgraphics Centurion XVI Manual del Usuario*. Estados Unidos: StatPoint Technologies Inc.
54. Treasure, P. (2004, Marzo). *Silver recovery from cyanide solutions*. Recuperado de <http://www.merrillcrowe.com/silver-recovery-from-cyanide-solutions.pdf>.
55. Vasquez, J. (2000). *Procesamiento de minerales auríferos. El control analítico en el procesamiento de minerales*. Ministerio de Energía y Minas de la República de Colombia, Bogotá, Colombia.
56. ZN Metal S.A.C., (2010, Mayo). *El polvo de zinc en la minería*. Recuperado de <http://www.znmetal.com/enfasis-en-la-mineria.php>.
57. Van Tunder, C. y Sole, M. (2006). Innovations in precious metal recovery. *The journal of the south African institute of mining and metallurgy*, 106 (1), p. 297.
58. Yanez, J., García, I., Pedraza, J. y Laverde, D. (2004). Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro Frío (Bolívar – Colombia), para la selección de procesos de extracción. *Dyna*, 145 (72), p. 29, 30.

59. Zabaleta, G. (1999). *El oro: comercio, obtención y aplicaciones*. Anales de la Real Sociedad Española de Química, Madrid, España.

ANEXOS

ANEXO I

Análisis Granulométrico FICHA TÉCNICA N°. 1

Muestra: Mineral de Pacto (M1)
Objetivo: Análisis granulométrico

Condiciones de operación
Tiempo de molienda: 20 min
Peso de material: 2 kg
Volumen de agua: 4 L
Velocidad del molino: 65 rpm

Tabla AII.1. Análisis granulométrico del mineral de Pacto para 20 min de molienda

# Malla	Abertura (um)	Peso retenido (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasado Acumulado
0	300	0	0	0	100,00
48	295	44,30	2,22	2,22	97,78
65	208	133,95	6,72	8,94	91,06
100	147	272,25	13,66	22,60	77,40
150	104	280,98	14,09	36,69	63,31
200	74	315,93	15,85	52,54	47,46
-200	0	946,28	47,46	100,00	0,00
Total		1993,69	100,00		

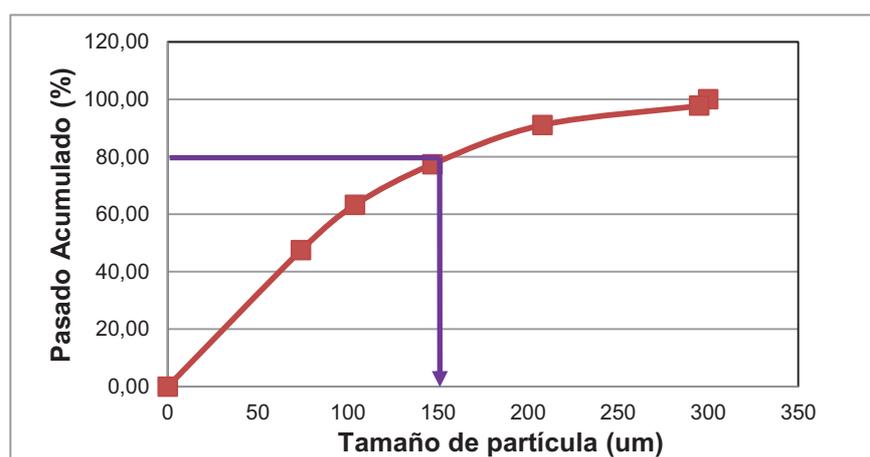


Figura AII.1. Curva granulométrica para determinar el d_{80} a 20 min de molienda

Tabla AII.1. Tamaño de partícula del mineral con un tiempo de molienda de 20 min

Parámetro	Valor	Unidad
d_{80}	151	um

FICHA TÉCNICA No. 2

Muestra: Mineral de Pacto (M2)
Objetivo: Análisis granulométrico

Condiciones de operación
Tiempo de molienda: 30 min
Peso de material: 2 kg
Volumen de agua: 4 L
Velocidad del molino: 65 rpm

Tabla AII.2. Análisis granulométrico del mineral de Pacto para 30 min de molienda

# Malla	Abertura (um)	Peso (g)	Peso retenido (%)	% Retenido Acumulado	% Pasado Acumulado
0	300	0	0	0	100,00
48	295	19,30	0,97	0,97	99,03
65	208	78,40	3,94	4,91	95,09
100	147	211,90	10,65	15,56	84,44
150	104	250,21	12,57	28,13	71,87
200	74	340,15	17,09	45,23	54,77
-200	0	1089,98	54,77	100,00	0,00
Total		1989,94	100,00		

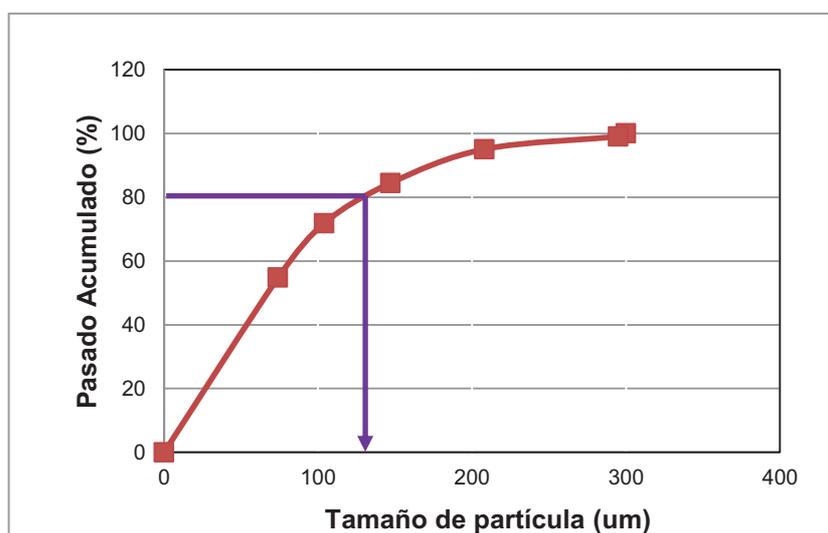


Figura AII.2. Curva granulométrica para determinar el d80 a 30 min de molienda

Tabla AII.3. Tamaño de partícula del mineral con un tiempo de molienda de 30 min

Parámetro	Valor	Unidad
d80	127	um

FICHA TÉCNICA No. 3

Muestra: Mineral de Pacto (M3)
Objetivo: Análisis granulométrico

Condiciones de operación
Tiempo de molienda: 40 min
Peso de material: 2 kg
Volumen de agua: 4 L
Velocidad del molino: 65 rpm

Tabla AII.4. Análisis granulométrico del mineral de Pacto para 30 min de molienda

# Malla	Abertura (um)	Peso retenido (g)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasado Acumulado
0	300	0	0	0	100,00
48	295	1,70	0,09	0,09	100,30
65	208	10,96	0,55	0,64	99,75
100	147	58,60	2,94	3,58	96,81
150	104	135,42	6,80	10,37	90,01
200	74	320,99	16,11	26,48	73,90
-200	0	1472,39	73,90	100,38	0,00
Total		1992,40	100,00		

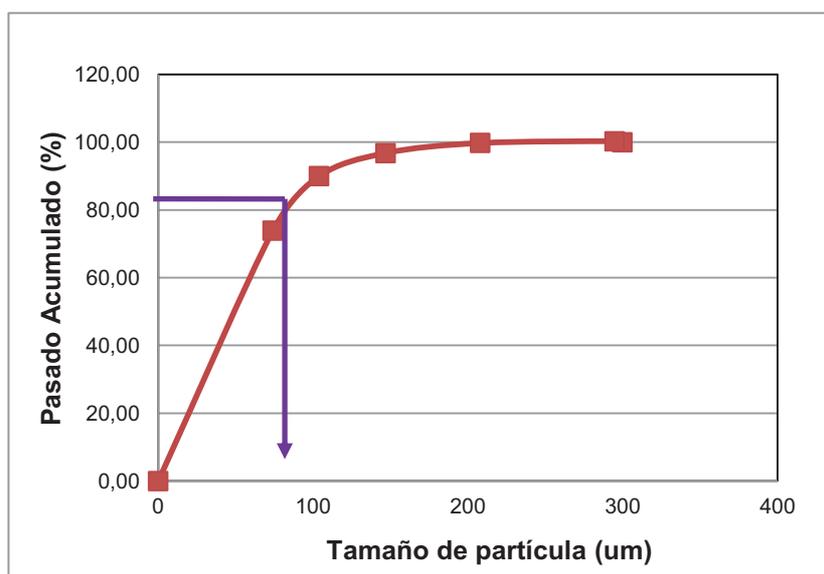


Figura AII.3. Curva granulométrica para determinar el d80 a 40 min de molienda

Tabla AII.5. Tamaño de partícula del mineral con un tiempo de molienda de 40 min

Parámetro	Valor	Unidad
d80	85	um

ANEXO II

ENSAYOS DE CIANURACIÓN

FICHA TÉCNICA No. 4

Muestra:	M4
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	30 min
Volumen de agua añadida:	4 L
% sólidos:	33,3 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	7,5g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	24 h
Concentración de Cianuro:	2 g/L

Tabla AIV.1. Control de Cianuración a las condiciones estándar

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Cal](g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	-	8,00	0,00	11,000
1/2	1,32	0,00	2,72	0,00	11,00
1	1,28	0,00	2,88	0,08	11,00
2	1,25	0,00	0,00	0,08	11,00
4	1,11	0,00	0,56	0,08	10,50
8	1,09	0,00	0,64	0,08	11,00
21	1,07	0,00	1,72	0,08	11,00
24	1,00	0,01	0,00	0,04	10,50
Total añadido (g)			16,52	7,94	
Consumo (Kg/ton)			6,26	3,97	

Tabla AIV.2. Balance Metalúrgico del proceso a las condiciones estándar

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	mg	
Solución final (L)	1,8	9,66	38,64	83,04
Solución lavado(L)	0,98	1,96	7,84	16,85
Relave (kg)	1,9	0,05	0,05	0,11
Alimentación Recalculada			46,53	100,00

%Recuperación Au en solución: **99,89%**

Tabla AIV. 3. Porcentaje de recuperación de oro a las condiciones estándar

Tiempo (h)	Au (mg/L)	Recuperación Au (%)
1/2	2,08	20,83
1	2,86	28,65
2	5,35	53,59
4	7,49	75,03
8	8,63	86,44
21	9,56	95,76
24	9,66	96,76

FICHA TÉCNICA No. 5

Muestra:	M5
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	20 min
Peso de material:	2 kg
% sólidos:	33,3 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	24 h
Concentración de Cianuro:	2 g/L

Tabla AIV.4. Control De Cianuración con variación del tiempo de molienda (20 min)

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Cal] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	-	8,00	0,00	11,000
1/2	1,32	0,02	2,72	0,00	11,00
1	1,28	0,02	2,88	0,08	11,00
2	1,25	0,02	3,00	0,08	11,00
4	1,11	0,02	3,56	0,08	11,00
8	1,09	0,02	3,64	0,08	11,00
21	1,07	0,02	3,72	0,08	11,00
24	1,00	0,01	0,00	0,04	10,50
Total añadido (g)			27,52	5,44	
Consumo (g/Kg)			11,76	2,72	

Tabla AIV.5. Balance Metalúrgico del proceso con 20 min de molienda

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	mg	
Solución final (L)	1,8	8,70	34,08	87,07
Solución lavado(L)	0,98	0,93	0,93	2,83
Relave (kg)	1,9	1,06	4,24	10,61
Alimentación Recalculada	-----	----	32,89	100,00

%Recuperación Au en solución: **89,39 %**

Tabla AIV.6. Porcentaje de recuperación de oro con 20 min de molienda

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
½	1,91	19,13
1	2,42	24,24
2	3,03	30,35
4	5,91	59,20
8	7,57	75,83
21	8,60	86,14
24	8,70	87,15

FICHA TÉCNICA No. 6

Muestra:	M6
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	40 min
% sólidos:	33,3 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	24 h
Concentración de Cianuro:	2 g/L

Tabla AIV.7. Control De Cianuración con la variación del tiempo de molienda (40 min)

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Cal] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	-	8,00	0,00	11,000
1/2	3,04	0,03	3,04	0,00	11,00
1	2,88	0,03	2,88	0,10	11,00
2	1,40	0,03	1,40	0,10	11,00
4	1,08	0,01	1,08	0,04	10,50
8	0,50	0,03	0,50	0,10	11,00
21	0,38	0,03	0,38	0,10	11,00
24	0,32	0,03	0,32	0,10	11,00
Total añadido (g)		-----	17,60	5,54	
Consumo (g/Kg)		-----	6,80	2,77	

Tabla AIV.8. Balance metalúrgico del proceso con 40 min de molienda

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	mg	
Solución final (L)	1,7	7,05	28,2	70,08
Solución lavado(L)	0,88	0,03	0,12	0,31
Relave (kg)	1,8	2,98	11,92	29,62
Alimentación Recalculada	-----	-----	38,24	100,00

%Recuperación Au en solución: **70,38 %**

Tabla AIV.9. Porcentaje de recuperación de oro con 40 min de molienda

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
0	0	0
½	2,08	20,83
1	2,43	24,34
2	3,03	30,35
4	5,09	30,95
8	5,98	59,90
21	6,78	67,91
24	7,05	70,62

FICHA TÉCNICA No. 7

Muestra:	M7
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	30 min
Peso de material:	1 kg
Volumen de agua añadida:	4 L
% sólidos:	20 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	24 h
Concentración de Cianuro:	2 g/L

Tabla AIV.10. Control de Cianuración con 20 % de sólidos

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Cal] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	-	8,00	0,00	11,000
1/2	1,40	0,00	0,60	0,00	11,00
1	1,88	0,00	0,12	0,00	11,00
2	1,60	0,00	0,40	0,00	11,00
4	1,92	0,00	0,08	0,00	11,00
8	1,08	0,00	0,92	0,00	11,00
21	1,16	0,00	0,84	0,00	11,00
24	1,84	0,11	0,00	0,42	11,00
Total añadido (g)			10,96	5,42	
Consumo (g/Kg)			3,48	2,71	

Tabla AIV. 11. Balance Metalúrgico del proceso con 20 % de sólidos

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	Mg	
Solución final (L)	1,80	5,53	16,59	51,86
Solución lavado(L)	0,90	0,08	0,08	0,25
Relave (kg)	1,90	2,00	15,32	47,89
Alimentación Recalculada	-----	-----	7,59	100,00

%Recuperación Au en solución: 52,11%

Tabla AIV. 12. Porcentaje de recuperación de oro del proceso con 20 % de sólidos

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
1/2	1,98	19,83
1	2,61	26,14
2	4,00	40,07
4	4,67	46,78
8	4,92	49,28
21	5,50	55,09
24	5,53	55,39

FICHA TÉCNICA No. 8

Muestra:	M8
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	30 min
Peso de material:	2 kg
Volumen de agua añadida:	3 L
% sólidos:	40 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	24 h
Concentración de Cianuro:	2 g/L

Tabla AIV. 13. Control de Cianuración con 40 % de sólidos

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Ca] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	0,00	8,00	0,00	11,000
1/2	1,51	0,00	0,49	0,00	11,00
1	1,41	0,00	0,59	0,00	11,00
2	1,37	0,00	0,63	0,00	11,00
4	1,30	0,00	0,70	0,00	11,00
8	1,85	0,11	0,15	0,42	10,50
21	1,24	0,03	0,76	0,12	10,50
24	2,00	0,11	0,00	0,42	10,50
Total añadido (g)			11,31	5,96	
Consumo (g/Kg)			3,66	2,98	

Tabla AIV.14. Balance Metalúrgico del proceso con 40 % de sólidos

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	mg	
Solución final (L)	2,70	3,80	15,2	38,52
Solución lavado(L)	0,80	0,99	0,99	2,51
Relave (kg)	1,73	0,98	23,27	58,97
Alimentación Recalculada	----	-----	19,46	100,00

%Recuperación Au en solución: 41,03 %

Tabla AIII.1. % Recuperación de oro a diferentes tiempos con 40% de sólidos

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
0	0	0
1/2	2,76	27,65
1	3,45	34,56
2	3,45	34,56
4	3,56	35,66
8	3,69	36,96
21	3,75	37,56
24	3,80	38,06

FICHA TÉCNICA No. 9

Muestra:	M9
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	30 min
Peso de material:	2 kg
Volumen de agua añadida:	4 L
% sólidos:	33,33 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	24 h
Concentración de Cianuro:	1 g/L

Tabla AIV. 15. Control de Cianuración con 1 g/L de NaCN

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Cal] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	1,00	-	4,00	0,00	11,000
1/2	0,39	0,00	1,56	0,00	11,00
1	0,30	0,00	1,20	0,00	11,00
2	0,16	0,00	0,64	0,00	11,00
4	0,14	0,00	0,56	0,00	11,00
8	0,11	0,00	0,44	0,00	11,00
21	0,07	0,00	0,28	0,00	11,00
24	0,06	0,03	0,24	0,10	10,50
Total añadido (g)			8,92	7,60	
Consumo (g/Kg)			2,46	3,80	

Tabla AIV. 16. Balance Metalúrgico del proceso con con 1 g/L de NaCN

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	mg	
Solución final (L)	3,60	7,91	31,64	77,95
Solución lavado(L)	0,98	0,87	0,87	2,14
Relave (kg)	1,90	2,02	8,08	19,91
Alimentación Recalculada	----	-----	40,59	100,00

Tabla AIV. 17. Porcentaje de recuperación de oro con 1 g/L de NaCN

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
0	0	0
1/2	1,69	16,93
1	2,12	21,24
2	2,59	25,94
4	4,56	45,68
8	5,49	54,99
21	7,80	78,13
24	7,91	79,23

FICHA TÉCNICA No. 10

Muestra:	M10
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	30 min
Peso de material:	2 kg
Volumen de agua añadida:	4 L
% sólidos:	33,33 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	24 h
Concentración de Cianuro:	3 g/L

Tabla AIV.18. Control De Cianuración con 3 g/L de NaCN

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Cal] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	-	12,00	0,00	11,000
1/2	2,24	0,00	1,80	0,00	11,00
1	2,17	0,00	3,04	0,00	11,00
2	2,06	0,00	3,32	0,00	11,00
4	2,05	0,00	3,76	0,00	11,00
8	2,03	0,03	3,80	0,12	10,50
21	1,92	0,00	3,88	0,00	11,00
24	3,00	0,00	4,32	0,00	11,00
Total añadido (g)			35,92	7,62	
Consumo (g/Kg)			13,96	3,81	

Tabla AIV.19. Balance Metalúrgico del proceso con 3 g/L de NaCN

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	mg	
Solución final (L)	3,60	6,88	27,52	68,54
Solución lavado(L)	0,88	0,91	0,91	2,97
Relave (kg)	1,63	2,93	11,722	29,19
Alimentación Recalculada			40,15	100,00

%Recuperación Au en solución: 70,81 %

Tabla AIV.20. Porcentaje de recuperación de oro con 3 g/L de NaCN

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
0	0	0
1/2	1,83	18,33
1	2,15	21,54
2	2,44	24,44
4	2,90	29,05
8	4,30	43,07
21	5,76	57,70
24	6,88	68,91

FICHA TÉCNICA No. 11

Muestra:	M11
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	30 min
Peso de material:	2 kg
Volumen de agua añadida:	4 L
% sólidos:	33,33 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	8 h
Concentración de Cianuro:	2 g/L

Tabla AIV. 21. Control de Cianuración con 8 h de agitación

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Ca] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	-	8,00	0,00	11,00
1/2	1,60	0,00	1,60	0,00	11,00
1	1,87	0,00	0,52	0,00	11,00
2	1,81	0,04	0,76	0,16	10,50
4	1,65	0,04	1,42	0,16	10,50
8	1,50	0,00	2,00	0,00	11,00
Total añadido (g)			14,30	6,60	
Consumo (Kg/ton)			5,15	3,30	

Tabla AIV. 22. Balance Metalúrgico con 8 h de agitación

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au(%)
		mg/L	Mg	
Solución final (L)	3,70	5,69	22,76	57,56
Solución lavado(L)	0,70	0,98	0,98	2,48
Relave (kg)	1,45	3,95	15,8	39,96
Alimentación Recalculada			39,54	100,00

%Recuperación Au en solución: 60,04 %

Tabla AIV.23. Porcentaje de recuperación de oro con 8 h de agitación

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
0	0	0
1/2	0,18	1,80
1	1,20	12,02
2	1,24	12,42
4	3,58	35,86
8	5,69	56,99

FICHA TÉCNICA No. 12

Muestra:	M12
Objetivo:	Cianuración por agitación
Tiempo de molienda:	30 min
Peso de material:	2 kg
Volumen de agua añadida:	4 L
% sólidos:	33,33 %
pH inicial:	7
pH final:	11
Adición de cal:	5 g
Tiempo de aireación:	0,5 h
Tiempo de agitación:	18 h
Concentración de Cianuro:	2 g/L

Tabla AIV. 24. Control De Cianuración en 18 h de agitación

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[Cal] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición cal (g)	pH
0	2,00	-	8,00	0,00	11,000
1/2	1,49	0,00	0,51	0,00	11,00
1	1,53	0,00	0,47	0,00	11,00
2	1,39	0,00	0,61	0,00	11,00
4	1,26	0,04	0,73	0,14	10,50
18	1,27	0,00	0,74	0,00	11,00
Total añadido (g)			11,06	8,14	
Consumo (Kg/ton)			3,53	4,07	

Tabla AIV.25. Balance Metalúrgico en 18 h de agitación

Fracción	Productos finales	Leyes Au		Repartición Au (%)
		mg/L	mg	
Solución final (L)	3,40	7,95	31,80	76,57
Solución lavado(L)	0,80	0,89	0,89	2,14
Relave (kg)	1,67	2,21	8,84	21,29
Alimentación Recalculada			41,61	100,00

%Recuperación Au en solución: 78,71 %

Tabla AIV.26. Porcentaje de recuperación de oro en 18 h de agitación

Tiempo (h)	Au (ppm)	Recuperación Au (%)
0	0	0
1/2	2,17	21,74
1	2,73	27,35
2	3,32	33,26
4	7,92	79,33
18	7,95	79,63

ANEXO III

Cálculos realizados para obtener el tiempo de residencia en el reactor del sistema de cementación

- **Determinación del flujo molar**

$$W_A = \frac{4\pi D}{\frac{1}{r_1} - \frac{1}{r_2}} * C_1 - C_2$$

[3.1]

$$D : 3,2 \text{ E } -6 \text{ m}^2/\text{s}$$

$$r_1 : 2,65 \text{ E } -5 \text{ m}$$

$$r_2 : 2,65 \text{ E } -7 \text{ m}$$

$$C_{A1} : 2,85 \text{ E } -5 \text{ Kgmol/m}^3$$

$$C_{A2} = C_{A1} (1-x) = 3,02 \text{ E } -16 \text{ Kgmol/m}^3$$

$$W_A : 13,02 \text{ E } -16 \text{ Kgmol/s}$$

$$W_A = N_A * A$$

[3.2]

$$N_A = 1,82 \text{ E } -12 \text{ Kgmol/m}^2\text{s}$$

- **Determinación del tiempo de residencia**

$$t = \frac{N_1}{N_0} \frac{dN_A}{-r_A V} \quad [3.3]$$

$$r_A : -kC_A \quad [3.4]$$

$$k : 1,62 \text{ E } -2 \text{ 1/s}$$

$$r_A : 1,32 \text{ E } -8 \text{ Kgmol/m}^3\text{s}$$

$$t = 15 \text{ min}$$

ANEXO IV

ENSAYOS DE CEMENTACIÓN CON LA SOLUCIÓN DE BAJA CONCENTRACIÓN FICHA TÉCNICA No. 14

Muestra: M13
Objetivo: Cementación con polvo de zinc
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Polvo de zinc: 3 g
Cianuro de sodio: 1 g/L
Nitrato de plomo: 0,5 g

Tabla AV.1. Resultados de la Repetición 1 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	36,40	g
Peso doré cemento	0,02636	g
Peso Au	0,00599	g
Solución pobre	0,76	mg/L
Recuperación Au (*EF)	84,09	%
Recuperación Au (**S)	89,33	%

*EF: Porcentaje de recuperación de oro por ensayo al fuego

**S: Porcentaje de recuperación de oro en solución

Tabla AV.2. Resultados de la Repetición 2 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	32,40	g
Peso doré cemento	0,02702	g
Peso Au	0,00614	g
Solución pobre	0,37	mg/L
Recuperación Au (*EF)	86,20	%
Recuperación Au (**S)	94,81	%

Tabla AV.3. Resultados de la Repetición 3 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	22,60	g
Peso doré cemento	0,26673	g
Peso Au	0,00606	g
Solución pobre	0,43	mg/L
Recuperación Au (*EF)	85,07	%
Recuperación Au (**S)	93,96	%

FICHA TÉCNICA No. 15

Muestra: M14
Objetivo: Cementación con polvo de zinc

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Polvo de zinc: 4 g
Cianuro de sodio: 1 g/L
Nitrato de plomo: 0,5 g

Tabla AV.4. Resultados de la Repetición 1 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	23,60	g
Peso doré cemento	0,30526	g
Peso Au	0,00655	g
Solución pobre	0,48	mg/L
Recuperación Au (*EF)	91,95	%
Recuperación Au (**S)	93,26	%

*EF: Porcentaje de recuperación de oro por ensayo al fuego

**S: Porcentaje de recuperación de oro en solución

Tabla AV.5. Resultados de la Repetición 2 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	27,10	g
Peso doré cemento	0,02713	g
Peso Au	0,00420	g
Solución pobre	0,16000	mg/L
Recuperación Au (*EF)	91,25	%
Recuperación Au (**S)	97,75	%

Tabla AV.6. Resultados de la Repetición 3 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	23,60	g
Peso doré cemento	0,31372	g
Peso Au	0,00664	g
Solución pobre	0,46	mg/L
Recuperación Au (*EF)	93,21	%
Recuperación Au (**S)	93,54	%

FICHA TÉCNICA No. 16

Muestra: M15
Objetivo: Cementación con polvo de zinc

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Polvo de zinc: 5 g
Cianuro de sodio: 1 g/L
Nitrato de plomo: 0,5 g

Tabla AV.7. Resultados de la Repetición 1 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	29,30	g
Peso doré cemento	0,02136	g
Peso Au	0,00653	g
Solución pobre	0,51	mg/L
Recuperación Au (*EF)	91,67	%
Recuperación Au (**S)	92,84	%

*EF: Porcentaje de recuperación de oro por ensayo al fuego

**S: Porcentaje de recuperación de oro en solución

Tabla AV.8. Resultados de la Repetición 2 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	35,50	g
Peso doré cemento	0,02713	g
Peso Au	0,00573	g
Solución pobre	0,81	mg/L
Recuperación Au (*EF)	80,44	%
Recuperación Au (**S)	88,63	%

Tabla AV.9. Resultados de la Repetición 3 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	30,50	g
Peso doré cemento	0,35830	g
Peso Au	0,00597	g
Solución pobre	0,38	mg/L
Recuperación Au (*EF)	83,81	%
Recuperación Au (**S)	94,67	%

FICHA TÉCNICA No. 17

Muestra: M16
Objetivo: Cementación con polvo de zinc

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Polvo de zinc: 3 g
Cianuro de sodio: 2 g/L
Nitrato de plomo: 0,5 g

Tabla AV.10. Resultados de la Repetición 1 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	30,20	g
Peso doré cemento	0,02565	g
Peso Au	0,00651	g
Solución pobre	0,56	mg/L
Recuperación Au (*EF)	91,39	%
Recuperación Au (**S)	92,14	%

*EF: Porcentaje de recuperación de oro por ensayo al fuego

**S: Porcentaje de recuperación de oro en solución

Tabla AV.11. Resultados de la Repetición 2 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	31,30	g
Peso doré cemento	0,27279	g
Peso Au	0,00630	g
Solución pobre	0,48	mg/L
Recuperación Au (*EF)	88,44	%
Recuperación Au (**S)	93,26	%

Tabla AV.12. Resultados de la Repetición 3 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	30,40	g
Peso doré cemento	0,25340	g
Peso Au	0,00593	g
Solución pobre	0,58	mg/L
Recuperación Au (*EF)	83,25	%
Recuperación Au (**S)	91,86	%

FICHA TÉCNICA No. 18

Muestra: M17
Objetivo: Cementación con polvo de zinc

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Polvo de zinc: 4 g
Cianuro de sodio: 2 g/L
Nitrato de plomo: 0,5 g

Tabla AV.13. Resultados de la Repetición 1 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	36,40	g
Peso doré cemento	0,02515	g
Peso Au	0,00706	g
Solución pobre	0,06	mg/L
Recuperación Au (*EF)	99,11	%
Recuperación Au (**S)	99,16	%

*EF: Porcentaje de recuperación de oro por ensayo al fuego

**S: Porcentaje de recuperación de oro en solución

Tabla AV.14. Resultados de la Repetición 2 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	27,90	g
Peso doré cemento	0,37141	g
Peso Au	0,00701	g
Solución pobre	0,07000	mg/L
Recuperación Au (*EF)	98,41	%
Recuperación Au (**S)	99,02	%

Tabla AV.15. Resultados de la Repetición 3 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	36,30	g
Peso doré cemento	0,31372	g
Peso Au	0,00707	g
Solución pobre	0,04	mg/L
Recuperación Au (*EF)	99,25	%
Recuperación Au (**S)	99,44	%

FICHA TÉCNICA No. 19

Muestra: M18
Objetivo: Cementación con polvo de zinc

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Polvo de zinc: 5 g
Cianuro de sodio: 2 g/L
Nitrato de plomo: 0,5 g

Tabla AV.16. Resultados de la Repetición 1 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	36,00	g
Peso doré cemento	0,01471	g
Peso Au	0,00642	g
Solución pobre	0,47	mg/L
Recuperación Au (*EF)	91,95	%
Recuperación Au (**S)	93,40	%

*EF: Porcentaje de recuperación de oro por ensayo al fuego

**S: Porcentaje de recuperación de oro en solución

Tabla AV.17. Resultados de la Repetición 2 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	26,70	g
Peso doré cemento	0,32458	g
Peso Au	0,00591	g
Solución pobre	0,68	mg/L
Recuperación Au (*EF)	82,97	%
Recuperación Au (**S)	90,45	%

Tabla AV.18. Resultados de la Repetición 3 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	33,80	g
Peso doré cemento	0,30982	g
Peso Au	0,00590	g
Solución pobre	0,28	mg/L
Recuperación Au (*EF)	82,83	%
Recuperación Au (**S)	96,07	%

ANEXO V

ENSAYOS DE CEMENTACIÓN CON LA SOLUCIÓN DE ALTA CONCENTRACIÓN

FICHA TÉCNICA NO. 20

Muestra: M19 (Solución de alta concentración)
Objetivo: Cementación con polvo de zinc

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Polvo de zinc: 4 g
Cianuro de sodio: 2 g/L
Nitrato de plomo: 0,5 g

Tabla AVII.1. Resultados de la Repetición 1 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	33,30	g
Peso Au	0,09908	g
Solución pobre	0,85	mg/L
Recuperación Au (*EF)	99,08	%
Recuperación Au (**S)	99,15	%

*EF: Porcentaje de recuperación de oro por ensayo al fuego

**S: Porcentaje de recuperación de oro en solución

Tabla AVII.2. Resultados de la Repetición 2 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	31,60	g
Peso Au	0,09445	g
Solución pobre	0,07	mg/L
Recuperación Au (*EF)	99,45	%
Recuperación Au (**S)	99,93	%

Tabla AVII.3. Resultados de la Repetición 3 del ensayo

Característica	Valor	Unidad
Peso régulo	29,90	g
Peso Au	0,09975	g
Solución pobre	0,08	mg/L
Recuperación Au (*EF)	99,75	%
Recuperación Au (**S)	99,92	%

ANEXO VI

ENSAYOS DE ELECTRÓLISIS CON LA SOLUCIÓN DE BAJA
CONCENTRACIÓN

FICHA TÉCNICA No. 21

Muestra: M20(Repetición 1)

Objetivo: Electrodeposición

CONDICIONES DE OPERACIÓN

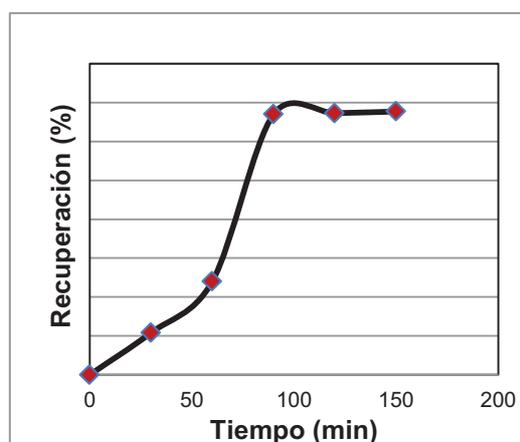
Voltaje: 3 V

Densidad de corriente: 350 A/m²Área: 0,0091 m²Tabla AVIII.1. Control del proceso de electrodeposición para 3 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,18	3,22	12	17	63,9000	43,0143	62,7667	44,1655
30	3,22	3,22	12	19	63,9101	43,0130	62,7661	44,1716
60	3,02	3,00	12	31	63,9258	43,0424	62,7208	44,1497
90	3,59	3,12	12	32	63,9382	43,0522	62,7875	44,1541
120	3,15	3,14	12	33	63,9324	43,0514	62,7728	44,1534
150	3,23	3,14	12	35	62,9257	43,0525	62,7822	44,1615

Tabla AVIII.2. Porcentaje de recuperación de oro a diferentes tiempos para 3 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	6,35	10,81
60	5,41	24,02
90	2,35	66,99
120	2,33	67,28
150	2,30	67,70

Figura AVIII.1. Cinética de recuperación de oro de la repetición 1 para 3 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 22

Muestra: M21(Repetición 2)
Objetivo: Electrodeposición

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.3. Control de la repetición 2 del proceso para 3 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,06	3,14	12	16	63,8266	42,3356	61,9063	43,1060
30	3,01	3,12	12	20	63,8285	42,3475	61,8050	43,1106
60	2,99	3,10	12	21	63,8308	42,3575	61,9112	43,1105
90	3,2	3,12	12	22	63,8300	42,3603	61,9105	43,1104
120	3,13	3,17	12	24	63,8436	42,3693	61,9158	43,1101
150	3,25	3,34	12	28	63,8538	42,3875	61,9434	43,1113

Tabla AVIII.4. % Recuperación de oro a diferentes tiempos

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	4,53	36,38
60	3,78	46,91
90	3,07	56,88
120	2,16	69,66
150	1,21	83,01

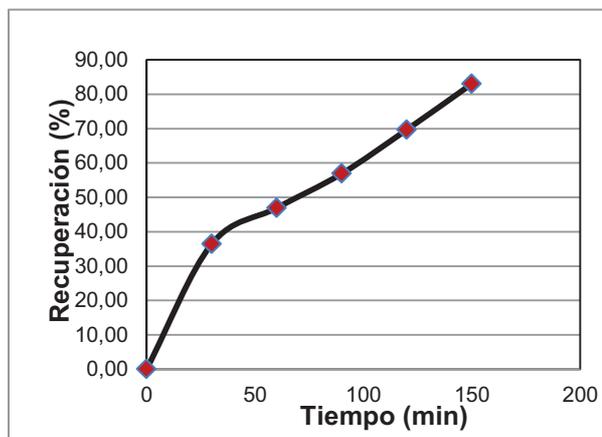


Figura AVIII.2. Porcentaje de recuperación de oro repetición 2 del proceso para 3 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 23

Muestra: M22 (Repetición 3)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.5. Control de la repetición 3 del proceso para 3 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,04	3,24	12	18	63,8003	41,5603	61,3427	42,3992
30	3,14	3,14	12	20	63,8018	41,5720	61,3452	42,4062
60	3,13	3,13	12	22	63,8092	41,5855	61,3526	42,4007
90	3,06	3,06	12	24	63,8020	41,5886	61,3472	42,4018
120	3,02	3,02	12	25	63,8095	41,5932	61,3594	42,4008
150	3,03	3,05	12	29	63,8210	41,5977	61,3761	42,4004

Tabla AVIII.6. Porcentaje de Recuperación de oro la repetición 3 del proceso para 3 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	3,97	44,24
60	2,63	63,06
90	1,49	79,07
120	0,89	87,50
150	0,64	91,01

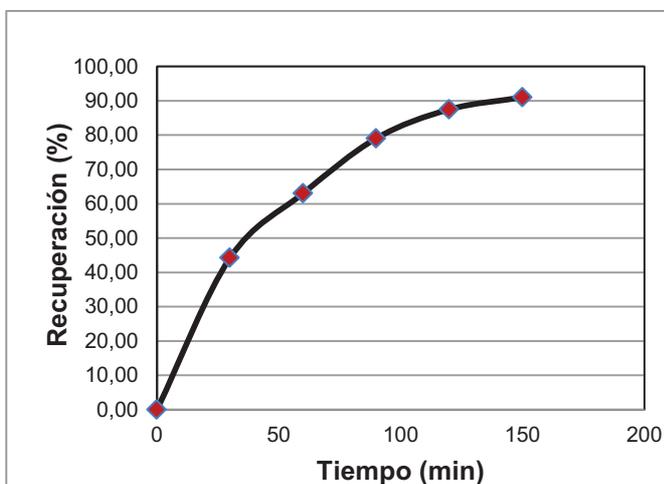


Figura AVIII.3. Porcentaje de Recuperación la repetición 3 del proceso para 3 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 24

Muestra: M23 (Repetición 1)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 4 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.7. Control de la repetición 1 del proceso para 4 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	4,00	2,51	12	17	63,9064	42,9476	62,7653	43,9931
30	4,20	2,93	12	22	63,9091	42,9549	62,7685	44,0001
60	4,14	2,98	12	29	63,7099	42,9031	62,7850	44,0422
90	4,12	2,79	12	32	63,9176	42,9789	62,7533	44,0127
120	3,95	2,73	12	32	63,9262	42,9595	62,8045	44,0139
150	3,90	2,90	12	33	63,9318	42,9780	62,8030	44,0138

Tabla AVIII.8. Porcentaje de recuperación de oro la repetición 1 del proceso para 4 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	5,05	29,07
60	5,05	29,07
90	4,51	36,66
120	4,20	41,01
150	4,08	42,70

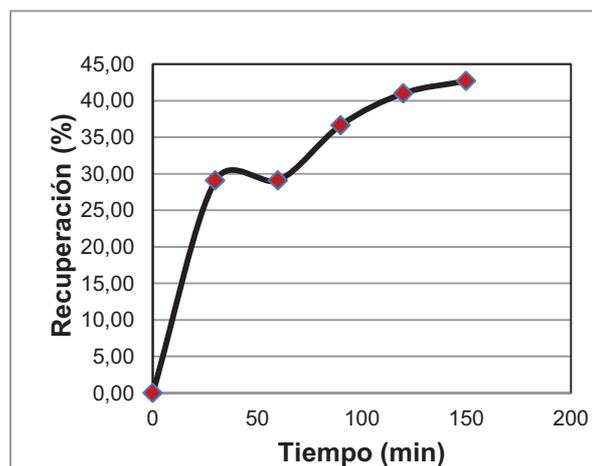


Figura AVIII.4. Porcentaje de recuperación de oro la repetición 1 del proceso para 4 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 25

Muestra: M24 (Repetición 2)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 4 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.9. Control de la repetición 2 del proceso para 4 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,96	3,12	12	17	63,8264	42,1837	61,9413	43,0267
30	4,21	3,11	12	22	63,8310	42,2048	61,9097	43,0287
60	4,13	3,33	12	26	63,8325	42,2142	61,9091	43,0297
90	4,07	3,38	12	29	63,8368	42,2183	61,9223	43,0370
120	4,07	3,38	12	34	63,8550	42,2291	61,9530	43,0375
150	4,12	3,21	12	36	63,8668	42,1971	661,9628	43,0472

Tabla AVIII.20. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 2 del proceso para 4 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	4,31	39,47
60	2,9	59,27
90	2,11	70,37
120	1,36	80,90
150	1,05	85,25

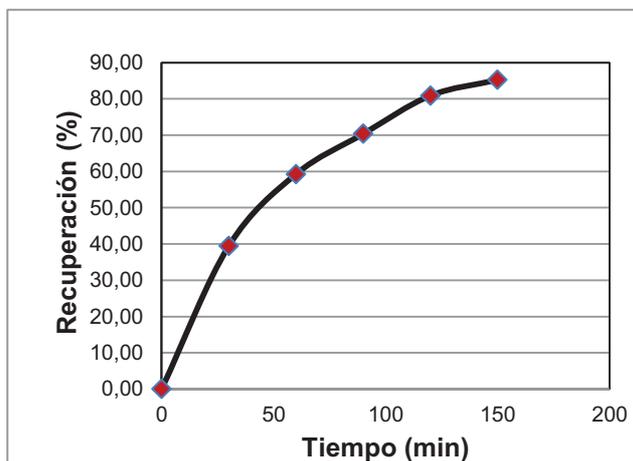


Figura AVIII. 5. Porcentaje de recuperación de la repetición 2 del proceso para 4 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 26

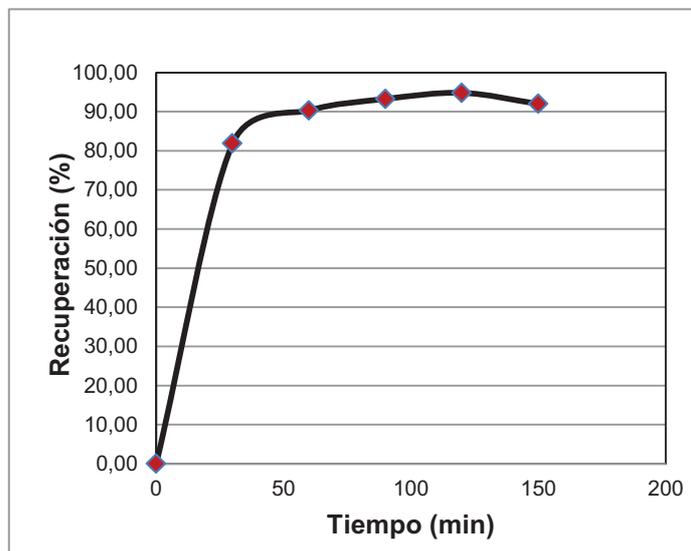
Muestra: M25 (Repetición 3)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 4 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.3. Control de de la repetición 3 del proceso para 4 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,95	3,14	12	19	63,7991	41,4802	61,3454	42,1504
30	3,93	3,81	12	32	63,8100	41,5142	61,3598	42,1507
60	4,01	3,79	12	34	63,8247	41,5207	61,3817	42,1500
90	3,95	3,72	12	34	63,8428	41,5274	61,3868	42,1502
120	3,96	3,79	12	35	63,9322	41,5302	61,3859	42,1503
150	4,01	3,78	12	36	63,8721	41,5313	61,3861	42,1501

Tabla AVIII.12. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 3 del proceso para 4 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	1,29	81,88
60	0,69	90,31
90	0,48	93,26
120	0,37	94,80
150	0,57	91,99

Figura AVIII.6. Porcentaje de Recuperación de la repetición 3 del proceso para 4 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA NO. 27

Muestra: M26 (Repetición 1)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 5 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.13. Control de la repetición 1 del proceso para 5 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	5,15	2,82	12	17	63,8170	42,4506	62,7591	43,4015
30	5,14	2,82	12	33	63,9093	42,8013	62,7469	43,1022
60	5,25	2,82	12	36	63,9126	42,8197	62,1717	43,0615
90	5,5	2,92	12	37	63,9191	42,8084	62,7622	43,0627
120	5,9	2,95	12	39	63,9291	42,8223	62,7689	43,0652
150	5,7	2,97	12	41	62,9253	42,8235	62,7691	43,0666

Tabla AVIII.14. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 1 del proceso para 5 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	1,29	81,88
60	0,69	90,31
90	0,48	93,26
120	0,37	94,80
150	0,57	91,99

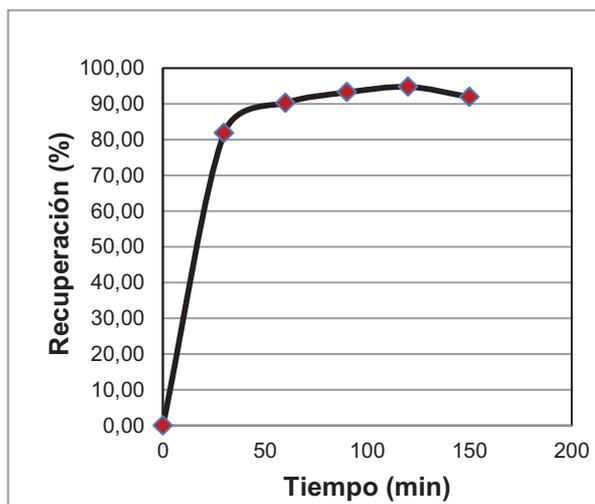


Figura AVIII.7. Porcentaje de recuperación de la repetición 1 del proceso para 5 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 28

Muestra: M27 (Repetición 2)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 5 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.15. Control de la repetición 2 del proceso para 5 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	5,08	2,79	12	26	63,8246	41,9942	61,9025	42,8294
30	4,95	3,04	12	37	63,8263	42,0077	61,9039	42,8427
60	5,16	3,63	12	39	63,8291	42,0176	61,9137	42,8140
90	5,01	3,68	12	42	63,8389	42,0208	61,9250	42,8532
120	5,13	3,33	12	45	63,8532	42,0328	61,9607	42,8088
150	5,1	3,25	12	46	63,8819	42,9237	61,8373	42,7241

Tabla AVIII.16. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 2 del proceso para 5 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	3,53	50,42
60	2,43	65,87
90	2,37	66,71
120	2,42	66,01
150	2,35	66,99

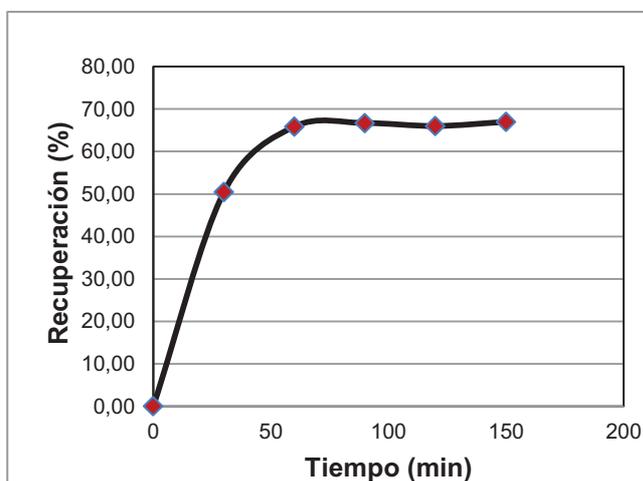


Figura AVIII.8. % Recuperación a diferentes tiempos

FICHA TÉCNICA No. 29

Muestra: M28 (Repetición 3)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 5 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.17. Control de la repetición 3 del proceso para 5 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	5,16	3,10	12	18	63,7979	41,2418	61,3405	42,1470
30	5,1	3,19	12	29	63,8008	41,2607	61,3372	42,1426
60	4,84	3,23	12	29	63,8149	41,2708	61,3410	42,1412
90	5,09	3,12	12	33	63,8235	41,2823	61,3684	42,1458
120	5,17	3,16	12	27	63,8257	41,2785	61,3641	42,1424
150	5,12	3,12	12	38	63,8311	41,2814	61,3638	42,1463

Tabla AVIII.18. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 3 del proceso para 5 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	3,83	46,21
60	2,73	61,66
90	1,85	74,02
120	1,72	75,84
150	1,76	75,28

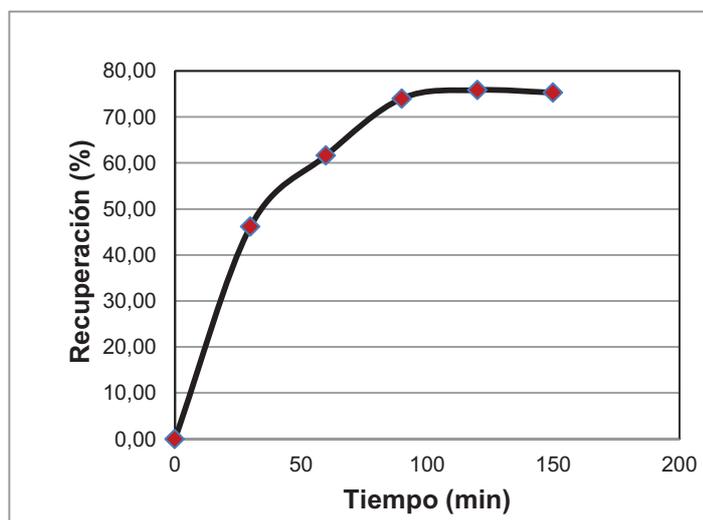


Figura AVIII. 9. Porcentaje de recuperación de la repetición 3 del proceso para 5 V y 350 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 30

Muestra: M29 (Repetición 1)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.19. Control de la repetición 1 del proceso para 3 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,12	4,50	12	16	63,9036	42,6639	62,7258	43,6196
30	3,02	4,66	12	26	63,9041	42,7007	62,7181	43,6358
60	2,96	4,70	12	30	63,8956	42,6862	62,7078	43,6428
90	3,38	4,89	12	36	63,9009	42,7068	62,4240	43,6697
120	3,13	4,65	12	38	63,9124	42,7091	62,4239	43,6627
150	3,08	4,73	12	41	63,9105	42,7123	62,4253	43,6731

Tabla AVIII.20. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 1 del proceso para 3 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	6,7	5,90
60	6,32	11,24
90	6,08	14,61
120	5,73	19,52
150	5,7	19,94

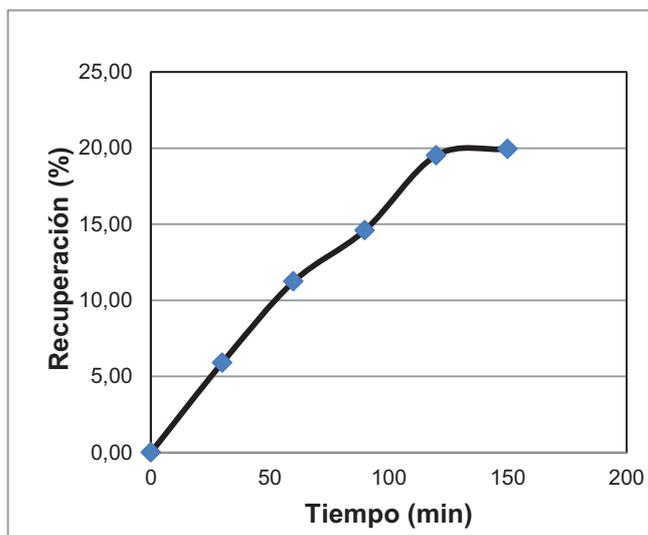


Figura AVIII.10. Porcentaje de recuperación de la repetición 1 del proceso para 3 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 31

Muestra: M30 (Repetición 2)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.4. Control de la repetición 2 del proceso para 3 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	4,02	3,54	12	17	63,8232	41,8909	61,8660	42,7187
30	4,75	3,12	12	22	63,8432	41,9120	61,8722	42,7397
60	4,65	3,97	12	35	63,8503	41,9164	61,8680	42,7380
90	4,77	3,08	12	40	63,8515	41,9062	61,8671	42,7341
120	4,63	3,15	12	42	63,8513	41,9013	61,8542	42,7313
150	4,54	3,19	12	45	63,8556	41,9121	61,8623	42,7305

Tabla AVIII.22. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 2 del proceso para 3 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	6,78	4,78
60	6,55	8,01
90	5,93	16,71
120	5,68	20,22
150	5,68	20,22

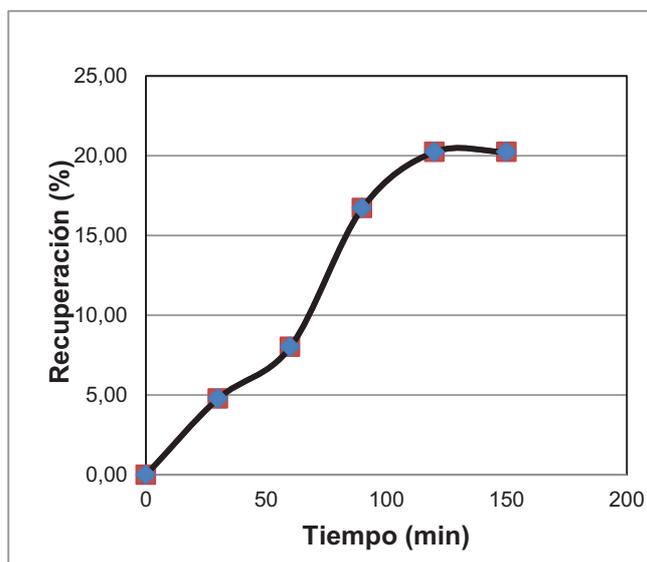


Figura AVIII.11. Porcentaje de recuperación de la repetición 2 del proceso para 3 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 32

Muestra: M31 (Repetición 3)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.23. Control de la repetición 3 del proceso para 3 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,21	4,34	12	19	63,7954	41,0488	61,3160	41,9803
30	3,04	4,80	12	38	63,7990	41,0647	61,2956	41,9979
60	3,12	4,01	12	39	63,8285	41,0736	61,3052	41,9985
90	3,15	4,65	12	41	63,8160	41,0725	61,3008	42,0116
120	3,06	4,74	12	42	63,8183	41,0760	61,2989	42,0182
150	3,13	4,73	12	45	63,8179	41,0771	61,3001	42,0179

Tabla AVIII.24. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 3 del proceso para 3 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	6,77	4,92
60	5,93	16,71
90	5,61	21,21
120	5,55	22,05
150	5,5	22,75

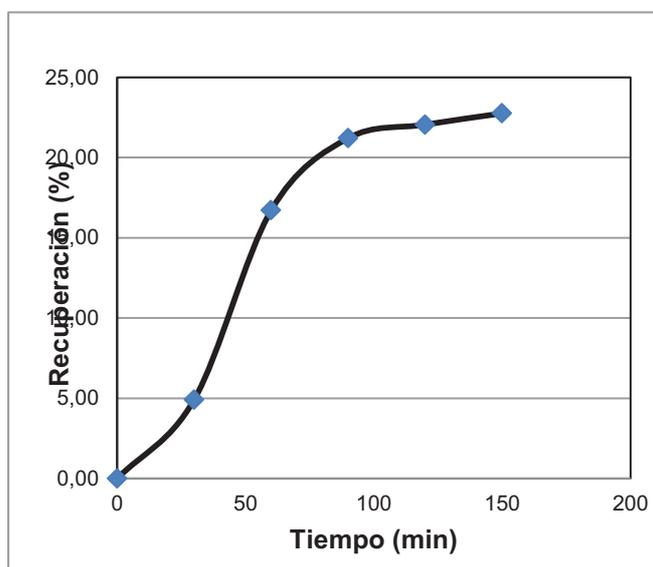


Figura AVIII.12. Porcentaje de recuperación de la repetición 3 del proceso para 3 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 33

Muestra: M32 (Repetición 1)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 4 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.25. Control de la repetición 1 del proceso para 4 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,88	4,25	12	16	63,9167	42,5765	62,4395	42,6142
30	3,97	4,20	12	23	63,8630	42,5715	62,3624	42,6245
60	4,05	4,13	12	29	63,8501	42,5765	62,3195	42,6313
90	4,02	4,13	12	34	63,8626	42,5854	62,2529	42,6410
120	4,05	4,04	12	41	63,8578	42,5901	62,2188	42,6001
150	4,13	4,25	12	45	63,8581	42,5893	62,2243	42,6109

Tabla AVIII.26. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 1 del proceso para 4 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	5,02	29,49
60	5,03	29,35
90	5,36	24,72
120	5,53	22,33
150	5,65	20,65

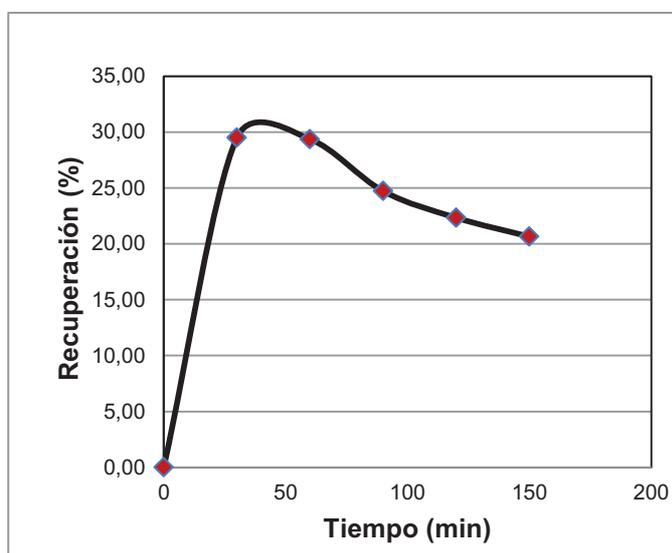


Figura AVIII.13. Porcentaje de recuperación de la repetición 1 del proceso para 4 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 34

Muestra: M33 (Repetición 2)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 4 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.5. Control de la repetición 1 del proceso para 4 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	4,09	3,89	12	17	63,8181	41,7792	61,7918	41,8014
30	3,81	3,81	12	41	63,8280	41,7924	61,7408	41,7256
60	4,05	3,92	12	44	63,8334	41,7981	61,7335	41,7224
90	3,98	4,22	12	45	63,8405	41,7994	61,0927	41,6526
120	4,04	4,33	12	45	63,8293	42,9776	61,6893	41,7532
150	4,13	2,35	12	46	63,8369	41,8062	61,6494	41,7849

Tabla AVIII.28. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 1 del proceso para 4 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	4,6	35,39
60	4,73	33,57
90	4,93	30,76
120	5,01	29,63
150	5,05	29,07

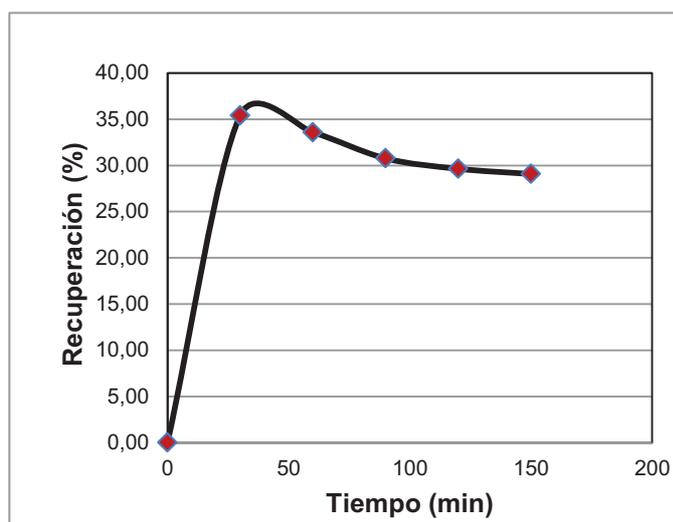


Figura AVIII.14. Porcentaje de recuperación de la repetición 2 del proceso para 4 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 35

Muestra: M34 (Repetición 3)
Objetivo: Electrodeposición

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Voltaje: 4 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.29. Control de la repetición 3 del proceso para 4 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,94	3,97	12	18	63,8819	41,0239	61,3623	41,8014
30	3,94	4,53	12	26	63,7419	41,1235	61,1522	41,7256
60	3,95	4,46	12	36	63,9090	41,1392	60,7391	41,7224
90	3,98	4,76	12	38	63,8971	41,9224	61,0324	41,6526
120	4,01	4,35	12	41	63,9001	41,1234	61,2854	41,7532
150	4,03	4,37	12	45	63,9032	41,1238	61,3124	41,7849

Tabla AVIII.30. Porcentaje de recuperación de oro la repetición 3 del proceso para 4 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	5,62	21,07
60	5,75	19,24
90	5,90	17,13
120	5,93	16,71
150	5,96	16,29

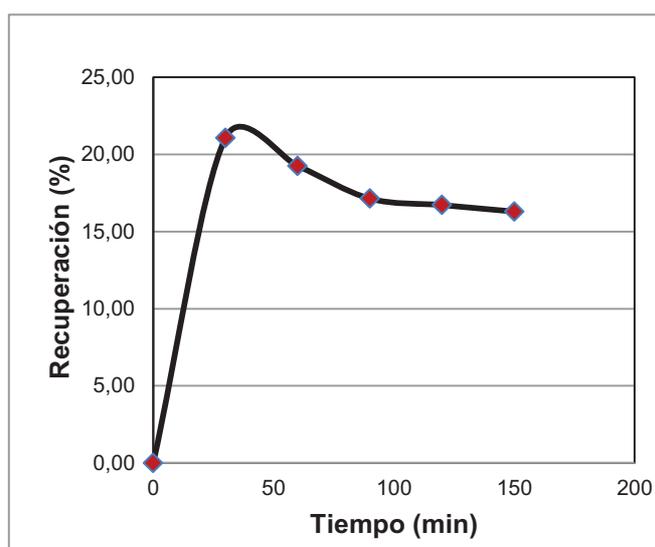


Figura AVIII.15. Porcentaje de recuperación la repetición 3 del proceso para 4 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 36

Muestra: M35 (Repetición 1)
Objetivo: Electrodeposición

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Voltaje: 5 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.31. Control de la repetición 1 del proceso para 5 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,92	4,43	12	16	63,8329	42,4458	62,1920	43,2707
30	3,98	4,37	12	39	63,8636	42,4418	62,1215	43,3085
60	4,54	4,20	12	44	63,8407	42,4581	62,0824	43,2619
90	4,56	4,29	12	57	63,8671	42,4681	62,0419	43,2722
120	4,55	4,28	12	60	63,8661	42,4710	62,0194	43,3021
150	4,70	4,26	12	63	63,8704	42,4792	62,9469	43,3075

Tabla AVIII.32. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 1 del proceso para 5 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	6,86	3,65
60	6,09	14,47
90	6,03	15,31
120	5,97	16,15
150	5,96	16,29

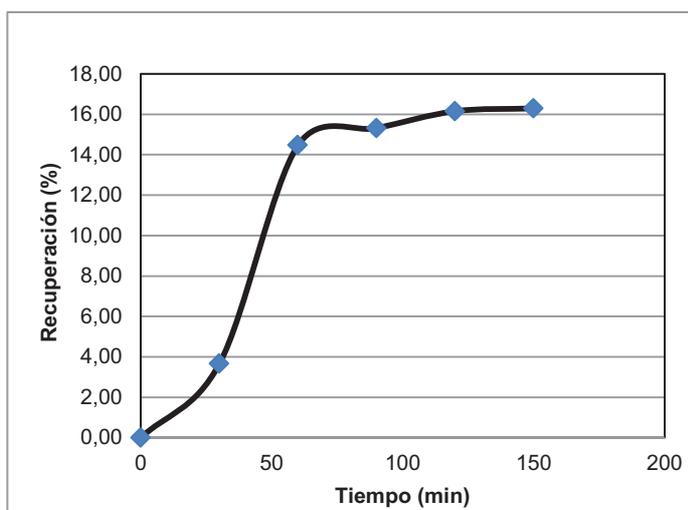


Figura AVIII.16. Porcentaje de de recuperación de la repetición 1 del proceso para 5 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA NO. 37

Muestra: M36 (Repetición 2)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 5 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.6. Control de la repetición 2 del proceso para 5 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	5,91	4,32	12	17	63,8091	41,6442	61,6157	42,5289
30	5,01	4,56	12	48	63,8558	41,6635	61,4797	42,5446
60	5,12	4,02	12	49	63,8390	41,6690	61,4697	42,5468
90	5,01	3,95	12	51	63,8368	41,6663	61,4155	42,5420
120	5,06	4,03	12	53	63,8445	41,6732	61,3924	42,5403
150	5,02	4,01	12	60	63,8453	41,6735	61,4143	42,5415

Tabla AVIII.34. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 2 del proceso para 5 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	6,85	3,79
60	6,28	11,80
90	6,13	13,90
120	6,25	12,22
150	6,24	12,36

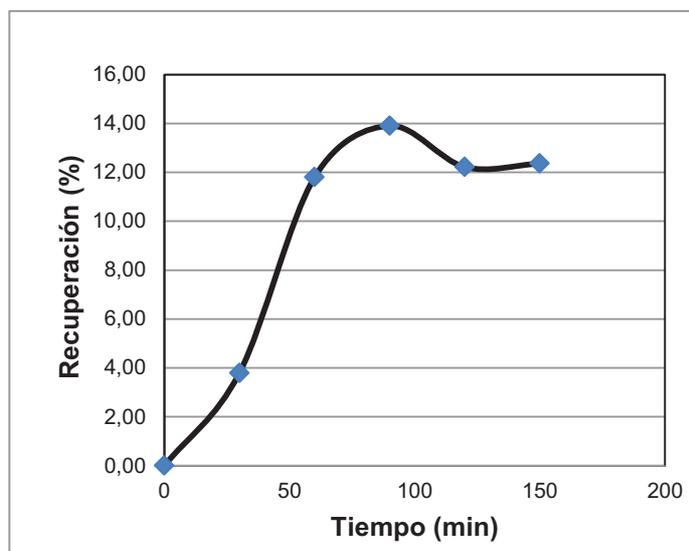


Figura AVIII.17. Porcentaje de recuperación de la repetición 2 del proceso para 5 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 38

Muestra: M37 (Repetición 3)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 5 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AVIII.35. Control de la repetición 3 del proceso para 5 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	5,03	4,93	12	18	63,7209	40,7243	60,6901	41,5492
30	5,13	4,66	12	27	63,6381	40,7440	60,3204	41,5663
60	5,05	4,51	12	43	63,5699	40,7463	59,9895	41,5727
90	4,79	4,58	12	54	63,4966	40,7521	59,7623	41,5725
120	5,03	4,43	12	57	63,5102	40,7398	59,7549	41,5698
150	5,11	4,37	12	59	63,5123	40,7436	60,0231	41,5701

Tabla AVIII.36. Porcentaje de recuperación de oro de la repetición 3 del proceso para 5 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	7,12	0,00
30	6,82	4,21
60	6,01	15,59
90	5,92	16,85
120	5,9	17,13
150	5,9	17,13

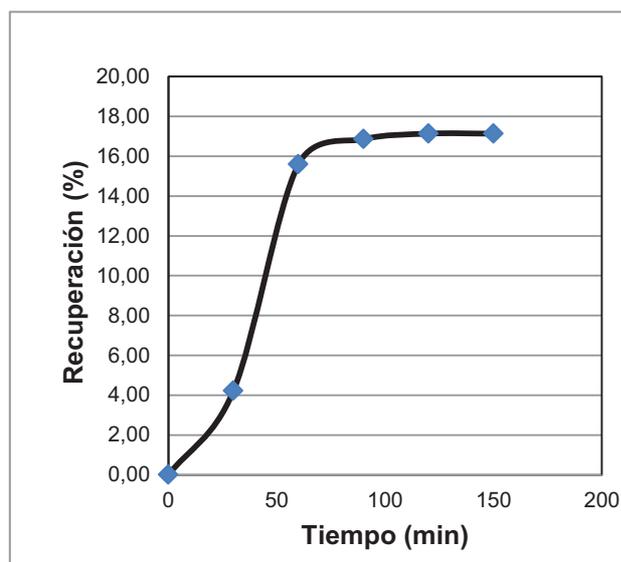


Figura AVIII.18. Porcentaje de recuperación de la repetición 3 del proceso para 5 V y 500 A/m²

ANEXO VII

ENSAYOS DE ELECTROLISIS CON LA SOLUCIÓN DE ALTA
CONCENTRACIÓN

FICHA TÉCNICA No. 39

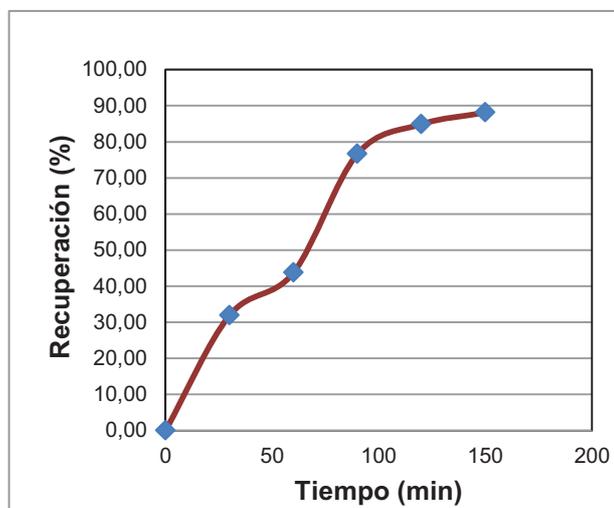
Muestra: M38 (Repetición 1)
Objetivo: Electrodeposición
CONDICIONES DE OPERACIÓN
Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AX.1. Control del proceso para la solución de alta concentración 3 V y 350 A/m²

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	2,98	3,60	12	18	63,4570	40,5761	59,7228	41,4849
30	3,13	3,13	12	29	63,4585	40,5895	59,7236	41,5877
60	3,55	3,79	12	37	63,4612	40,6100	59,7250	41,5987
90	3,11	3,38	12	54	63,4643	40,6136	59,7265	41,5985
120	3,21	3,27	12	58	63,4687	40,6153	59,7285	41,6034
150	3,05	3,16	12	59	63,4624	40,6173	59,7293	41,6029

Tabla AX.2. Porcentaje de recuperación de oro para la solución de alta concentración 3 V y 500 A/m²

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	100	0,00
30	68,12	31,88
60	56,25	43,75
90	23,36	76,64
120	15,13	84,87
150	11,89	89,63

Figura AX.1. Porcentaje de recuperación de oro para la solución de alta concentración 3 V y 500 A/m²

FICHA TÉCNICA No. 40

Muestra: M39 (Repetición 2)
Objetivo: Electrodeposición

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 500 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AX.3. Control del proceso para la solución de alta concentración 3 V y 500 A/m² (Repetición 2)

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	Ph	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,01	3,45	12	18	63,4428	40,5621	59,7234	41,3621
30	3,25	3,27	12	27	63,4514	40,5723	59,7241	41,4698
60	3,13	3,81	12	36	63,4528	40,6238	59,7243	41,4442
90	3,15	3,46	12	49	63,4671	40,6200	59,7255	41,4308
120	3,09	3,31	12	54	63,4528	40,6206	59,7275	41,4598
150	3,31	3,26	12	56	63,4663	40,6202	59,7289	41,4901

Tabla AX.4. Porcentaje de recuperación de oro para la solución de alta concentración 3 V y 500 A/m² (Repetición 2)

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	100	0,00
30	72,21	27,79
60	63,42	36,58
90	25,36	74,64
120	12,21	87,79
150	13,98	88,23

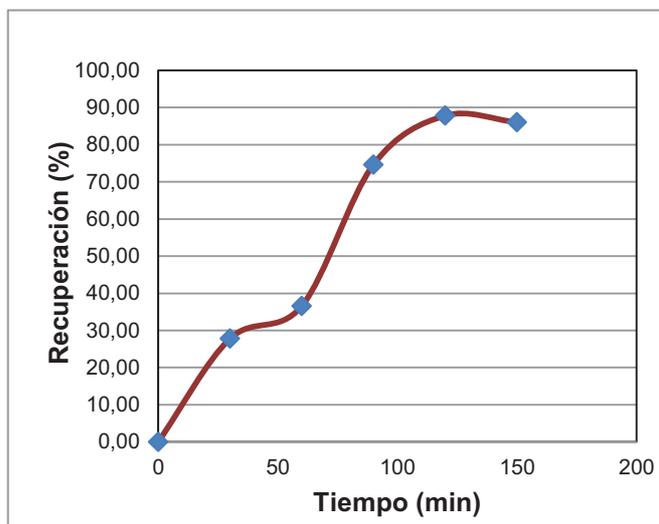


Figura AX.2. Porcentaje de recuperación de oro para la solución de alta concentración 3 V y 350 A/m² (Repetición 2)

FICHA TÉCNICA No. 41

Muestra: M40 (Repetición 3)
Objetivo: Electrodeposición

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Voltaje: 3 V
Densidad de corriente: 350 A/m²
Área: 0,0091 m²

Tabla AX.5. Control del proceso para la solución de alta concentración 3 V y 350 A/m² (Repetición 3)

Tiempo (min)	Voltaje (V)	Intensidad de corriente (A)	pH	Temperatura (°C)	Peso ánodo 1 (g)	Peso cátodo 2 (g)	Peso ánodo 3 (g)	Peso cátodo 4 (g)
0	3,21	3,70	12	18	63,4428	40,5721	59,7213	42,2313
30	3,65	3,15	12	27	63,4498	40,5742	59,7241	42,3626
60	3,28	3,67	12	31	63,4514	40,6099	59,7261	42,3742
90	3,33	3,41	12	44	63,4534	40,6103	59,7271	42,3821
120	3,25	3,33	12	53	63,4636	40,6223	59,7278	42,3829
150	3,28	3,28	12	56	63,4644	40,6217	59,7289	42,3818

Tabla AX.6. Porcentaje de recuperación de oro para la solución de alta concentración 3 V y 350 A/m² (Repetición 3)

Tiempo (min)	mg/L	Recuperación Au (%)
0	100	0,00
30	81,28	18,72
60	73,23	26,77
90	53,29	46,71
120	27,42	72,58
150	15,46	88,71

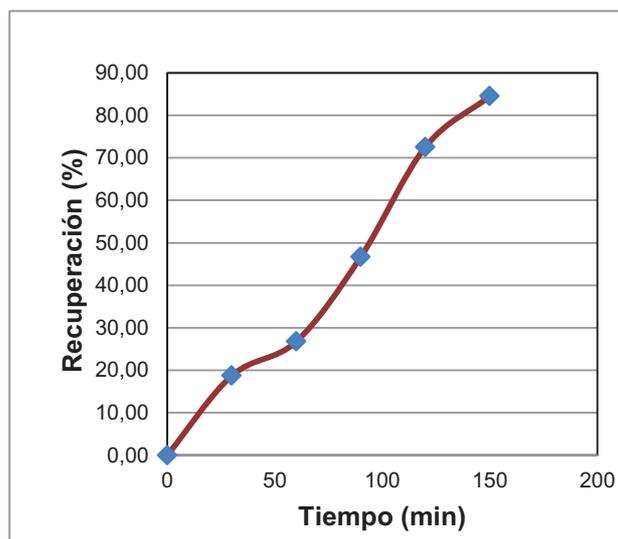


Figura AX.3. Porcentaje de recuperación de oro para la solución de alta concentración 3 V y 350 A/m² (Repetición 3)