

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y
AGROINDUSTRIA**

**“RECUPERACIÓN DE METALES DE LAS TARJETAS DE
CIRCUITO DE CELULARES DESCARTADOS”**

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

VICENTE SEBASTIÁN ESPINOZA ECHEVERRÍA
sebastiancx@hotmail.com

DIRECTOR: ING. ERNESTO DE LA TORRE
Ernesto.delatorre@epn.edu.ec

Quito, Octubre 2010

© Escuela Politécnica Nacional (2010)
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo, Vicente Sebastián Espinoza Echeverría, 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.

Vicente Sebastián Espinoza Echeverría

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Vicente Sebastián Espinoza Echeverría, bajo mi supervisión.

Ing. Ernesto De la Torre Msc.
DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto (DEMEX-05/PIS09-04), que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco en primer lugar a Dios y a mi Madre Dolorosa por siempre cuidarme, por darme la fuerza necesaria para superar las adversidades y por bendecirme con una familia amorosa, y amigos incondicionales. A mi colegio que fue un templo de enseñanza en todo sentido, porque siempre hay que ser más para servir mejor

A mi mami por su amor, por ser mi inspiración, motivarme a conseguir mis objetivos y enseñarme que el esfuerzo y la dedicación son los instrumentos que se necesitan para llegar lejos en este difícil camino que es la vida. A mi papi por ser un verdadero amigo, y por ser un ejemplo de valor, convicción y superación. Por su inmenso cariño y sus sermones justos y necesarios.

A ti mi amada Andrea, gracias por tu inmensa comprensión en aquellos momentos es los que no pude estar a tu lado por cumplir mis obligaciones. Gracias por hacerme ver un lado diferente de la vida y entender que a veces no se necesitan cosas grandes para poder ser feliz. Gracias por ser el apoyo incondicional, por no dejarme caer y por creer siempre en mí.

Al Ing. Ernesto por ser mi mentor, por su apoyo, confianza y por todos sus sabios consejos, los cuales me permitieron concluir este trabajo exitosamente y me motivaron a siempre aspirar a más. A la Ing. Alicia por su enorme colaboración en la revisión del presente trabajo y por el tiempo que le dedicó al mismo.

Al DEMEX, por abrirme las puertas y hacer que cada día lo considere más como mi segundo hogar. Un agradecimiento especial a Verito y Eve quienes me dieron todo el apoyo cuando el tiempo apremiaba y parecía que el calendario me ganaba. También al Ing. Lozada por su guía en los ensayos.

A Santy (Noni) por todos estos años de amistad en los que hemos aprendido juntos y hemos salido invictos. Por todas las jornadas de deberes, risas y

comilonas, gracias por ser más que mi mejor amigo, mi hermano. A Richito (Jovenazo), mi ñaño de toda la vida por su apoyo, sus palabras y sus trovas.

A mis compañeros tesistas, Angelita, Ely, Dianita, Ricky, Pauli, Fer I, Fer C, Cris, gracias por su amistad y por hacer de cada día en el laboratorio un momento de alegría.

DEDICATORIA

A mis padres Vicente y Carmita, quienes con infinito amor me han apoyado para alcanzar todas las metas que me he propuesto y han sido un ejemplo de lucha y constancia. A la memoria de mi abuelito Vicente y mi abuelito Salvador. Y para Andrea, el primer y único amor de mi vida, porque los sacrificios siempre son con el objetivo de obtener algo más.

2.	METODOLOGÍA	43
2.1.	Caracterización física y química de las tarjetas de circuito impreso	43
2.1.2.	Origen de las tarjetas de circuitos impresos como materia prima.....	46
2.1.3.	Tratamientos preliminares.....	46
2.1.3.1	Tostación Oxidante	46
2.1.3.2	Reducción de tamaño	47
2.1.3.3.	Determinación del tamaño de partícula para las tarjetas molidas en el molino de martillos y en el pulverizador	50
2.1.4.	Caracterización física de las tarjetas de circuitos impresos	51
	Caracterización por microscopía electrónica de las tarjetas de circuitos impresos.....	51
2.1.5.	Caracterización química de las tarjetas de circuitos impresos	52
2.1.5.1.	Determinación de la concentración de oro y plata en las tarjetas de circuitos impresos	52
2.1.5.2.	Determinación de la concentración de metales base, paladio y rodio en las tarjetas de circuitos impresos.....	55
2.2.	Ensayos de lixiviación ácida y básica de tarjetas de circuitos impresos para recuperación de paladio y rodio	56
2.2.1.	Lixiviación ácida de tarjetas de circuitos impresos.....	56
2.2.1.1.	Selección de tratamientos preliminares para recuperar paladio y rodio por lixiviación ácida.....	58
2.2.1.2.	Definición de los parámetros de operación para la lixiviación ácida de tarjetas de circuitos impresos.....	58
2.2.2.	Lixiviación básica de tarjetas de circuitos impresos	59
2.2.2.1.	Selección de tratamientos preliminares para recuperar paladio y rodio por lixiviación básica	60
2.2.2.2.	Definición de los parámetros de operación para la lixiviación básica de tarjetas de circuitos impresos	61
2.2.3.	Ensayo de lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio de tarjetas de circuitos impresos para recuperación de paladio y rodio	62
2.3.	Ensayos de cianuración para recuperación de oro, plata, paladio y rodio	63
2.3.1.	Ensayos de cianuración directa para recuperación de oro y plata.....	63
2.3.2.	Selección de los tratamientos preliminares para las tarjetas de circuitos impresos para ensayos de cianuración para recuperación de oro, plata, paladio y rodio.....	65
2.3.2.1.	Lixiviación amoniacal de tarjetas de circuitos impresos.....	65
2.3.2.2.	Lixiviación con ácido nítrico de tarjetas de circuitos impresos	66
2.3.3.	Definición de los parámetros de operación para la cianuración de tarjetas de circuitos impresos	67
2.3.3.1.	Definición de la concentración de cianuro de sodio en solución para el proceso de cianuración con tratamiento preliminar de tarjetas de circuitos impresos.....	67
2.3.3.2.	Definición del pH de trabajo para el proceso de cianuración con tratamiento preliminar de tarjetas de circuitos impresos.....	68

2.3.3.3. Definición del tiempo de operación para el proceso de cianuración con tratamiento preliminar de tarjetas de circuitos impresos.....	69
2.3.4. Ensayos de cianuración de tarjetas de circuitos impresos con recirculación de la solución cianurada	70
3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	73
3.1. Caracterización de tarjetas de circuitos impresos	73
3.1.1. Caracterización física	73
3.1.1.1. Análisis de la muestra por microscopía electrónica.....	73
3.1.1.2. Determinación del tamaño de partícula obtenido luego de la molienda con molino de martillos y pulverizador.....	76
3.1.2. Caracterización química.....	77
3.1.2.1. Determinación de la concentración de oro y plata.....	77
3.1.2.2. Determinación del contenido de metales base, cobre, paladio y rodio.....	80
3.2. Cianuración de tarjetas de circuitos impresos para recuperación de oro, plata, paladio y rodio.....	81
3.2.1. Cianuración directa y con reducción de tamaño manual y con molino de martillos	81
3.2.2. Cianuración con tratamiento previo de tostación y con reducción de tamaño manual y con pulverizador	83
3.2.3. Cianuración de tarjetas de circuitos impresos con tratamientos preliminares de lixiviación amoniacal y lixiviación con ácido nítrico	85
3.2.3.1. Cianuración con tratamiento preliminar de lixiviación amoniacal	86
3.2.3.2. Cianuración con tratamiento preliminar de lixiviación con ácido nítrico	93
3.2.4. Definición de parámetros para el proceso de cianuración.....	103
3.2.4.1. Definición de la concentración de cianuro de sodio para el proceso de cianuración.....	103
3.2.4.2. Definición del pH de trabajo para el proceso de cianuración	108
3.2.4.3. Definición del tiempo de operación para el proceso de cianuración	109
3.2.5. Cianuración con tratamiento de la solución con carbón activado previo a su recirculación.....	111
3.2.5.1. Definición de la concentración de carbón activado para el tratamiento de la solución previo a su recirculación.....	111
3.2.5.2. Ensayos de cianuración con recirculación de la solución cianurada	113
3.2.6. Determinación de la recuperación de paladio y rodio obtenidas en el proceso de cianuración	115
3.3. Lixiviación de tarjetas de circuitos impresos para recuperación de paladio y rodio	117

3.3.1. Lixiviación con hidróxido de potasio.....	117
3.3.1.1. Lixiviación con tratamiento preliminar de reducción de tamaño con molino de martillos y con tostación y pulverizado	117
3.3.1.2. Definición de parámetros para la lixiviación con hidróxido de potasio	118
Concentración de hidróxido	118
Tiempo de lixiviación	118
3.3.2. Lixiviación con ácido nítrico.....	120
3.3.2.1. Lixiviación con tratamiento preliminar de reducción de tamaño con molino de martillos y con tostación y pulverizado	120
3.3.2.2. Definición de parámetros para la lixiviación con ácido nítrico	121
Concentración de ácido	121
Tiempo de lixiviación	121
3.3.3. Lixiviación con ácido sulfúrico.....	123
3.3.3.1. Lixiviación con tratamiento preliminar de reducción de tamaño con molino de martillos y con tostación y pulverizado	123
3.3.3.2. Definición de parámetros para la lixiviación con ácido sulfúrico	124
Concentración de ácido	124
Tiempo de lixiviación	125
3.3.4. Lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio.....	126
3.4. diseño conceptual y análisis económico preliminar del establecimiento de una planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados para recuperación de oro, plata y paladio.....	129
3.4.1. diseño conceptual	129
3.4.1.1. Estimación de la cantidad de tarjetas de circuitos impresos a tratar	129
3.4.1.2. Dimensionamiento de la planta y especificaciones de la infraestructura	129
3.4.1.3. Equipamiento y reactivos.....	133
3.4.2. Análisis económico preliminar.....	134
4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	138
4.1. Conclusiones	138
4.2. Recomendaciones.....	140
BIBLIOGRAFÍA	141
ANEXOS	147

ÍNDICE DE TABLAS

		PAGINA
Tabla 1.1.	Composición de un tarjeta de circuitos impresos	3
Tabla 1.2.	Tipos de sustratos de tarjeta de circuitos impresos y su composición.....	4
Tabla 1.3.	Constituyentes de un baño electrolítico	9
Tabla 1.4.	Solubilidad del cobre en una solución de 0,1% de NaCN.....	19
Tabla 1.5.	Elementos presentes en desechos electrónicos	33
Tabla 1.5.	Porcentaje contenido y locación de sustancias constituyentes de un teléfono móvil	40
Tabla 2.1.	Tamices empleados para efectuar el ensayo granulométrico de las tarjetas de circuitos impresos molidas en molino de martillos	50
Tabla 2.2.	Tamices empleados para efectuar el ensayo granulométrico de las tarjetas de circuitos impresos pulverizadas.....	51
Tabla 2.3.	Carga fundente utilizada para la fusión de tarjetas de circuitos impresos	52
Tabla 2.4.	Niveles mínimos detección de metales pesados, paladio y rodio por Absorción Atómica (Equipo AAnalyst 300).....	55
Tabla 2.5.	Variación de la concentración de ácido sulfúrico para el proceso de lixiviación de tarjetas de circuitos impresos	58
Tabla 2.6.	Variación de la concentración de ácido nítrico para el proceso de lixiviación de tarjetas de circuitos impresos	59
Tabla 2.7.	Variación del tiempo de operación para el proceso de lixiviación ácida de tarjetas de circuitos impresos.....	59
Tabla 2.8.	Variación de la concentración de hidróxido de potasio para el proceso de lixiviación de tarjetas de circuitos impresos.....	61
Tabla 2.9.	Variación del tiempo de operación para el proceso de lixiviación básica de tarjetas de circuitos impresos	62
Tabla 2.10.	Resumen de ensayos de cianuración para seleccionar los tratamientos preliminares que permitan tener una mayor recuperación de oro, plata, paladio y rodio.....	66

Tabla 2.11.	Condiciones de trabajo en la definición de la concentración de cianuro de sodio en solución.....	67
Tabla 2.12.	Variación de la concentración de cianuro de sodio para el proceso de cianuración de tarjetas de circuitos impresos.....	68
Tabla 2.13.	Variación del pH de trabajo para el proceso de cianuración de tarjetas de circuitos impresos.....	69
Tabla 2.14.	Variación del tiempo de operación para el proceso de cianuración de tarjetas de circuitos impresos.....	70
Tabla 2.15.	Variación de la concentración de carbón activado para el proceso de remoción de metales en la solución fuerte del proceso de cianuración.....	71
Tabla 3.1.	Tratamiento de datos para ensayo granulométrico de tarjetas de circuitos impresos luego del proceso de reducción de tamaño con molino de martillos.....	76
Tabla 3.2.	Tratamiento de datos para ensayo granulométrico de tarjetas de circuitos impresos luego del proceso de reducción de tamaño con pulverizador NAEF.....	77
Tabla 3.3.	Contenido de oro y plata en tarjetas de circuitos impresos determinada por ensayo al fuego.....	78
Tabla 3.4.	Rango de concentración de oro y plata en tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares.....	79
Tabla 3.5.	Contenido promedio de oro y plata en tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares.....	79
Tabla 3.6.	Contenido de metales base, cobre, paladio y rodio en tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares.....	80
Tabla 3.7.	Recuperación de oro y plata obtenidos con diferentes tamaños de partícula por cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas.....	82
Tabla 3.8.	Recuperación de oro y plata obtenidos con diferentes tamaños de partícula por cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas.....	84
Tabla 3.9.	Resultados de recuperaciones de oro y plata obtenidas por cianuración para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con tratamiento de lixiviación amoniacal. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5 Tiempo 24 horas.....	86

Tabla 3.10.	Porcentaje de cobre removido para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con cada solución de amoníaco.....	86
Tabla 3.11.	Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco	87
Tabla 3.12.	Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco.....	88
Tabla 3.13.	Resultados de recuperaciones de oro y plata obtenidas por cianuración para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con tratamiento de lixiviación amoniacal. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5 Tiempo 24 horas	93
Tabla 3.14.	Porcentaje de cobre removido para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con cada solución ácido nítrico.....	94
Tabla 3.15.	Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra molida y lixiviada con soluciones de ácido nítrico	95
Tabla 3.16.	Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra tostada, pulverizada y lixiviada con soluciones de ácido nítrico.....	95
Tabla 3.16.	Consumo de reactivo en el proceso de cianuración al utilizar tratamientos preliminares de lixiviación con ácido nítrico y lixiviación con amoníaco	103
Tabla 3.17.	Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en ensayos de cianuración al variar la concentración de cianuro de sodio	104
Tabla 3.18.	Porcentaje de recuperación de oro y plata obtenidos en el proceso de cianuración para concentraciones de cianuro de 4 y 8 g/L	106
Tabla 3.19.	Consumo de cianuro de sodio para cada concentración de reactivo utilizada en el proceso de cianuración	108
Tabla 3.20.	Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en ensayos de cianuración al variar el pH de trabajo. Condiciones: Concentración de cianuro 4 [g/L], Tiempo 24 horas	109
Tabla 3.21.	Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en ensayos de cianuración al variar el tiempo de operación	110

Tabla 3.22.	Concentraciones de oro, plata y cianuro libre en la solución fuerte de cianuración luego del tratamiento con diferentes concentraciones de carbón activado durante 24 horas.....	112
Tabla 3.23.	Porcentajes de recuperación de oro y plata y consumo de cianuro obtenidos en el proceso de cianuración al recircular la solución tratada con carbón.....	114
Tabla 3.24.	Porcentajes de recuperación en función del tiempo de paladio y rodio obtenidos en ensayo de cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 4 [g/L], pH 10-10,5, tiempo 24 horas.....	115
Tabla 3.25.	Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición del tratamiento preliminar. Condiciones: concentración de KOH 14 [g/L], tiempo 2 horas.....	117
Tabla 3.26.	Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición de la concentración de hidróxido. Condiciones: tiempo 2 horas.....	118
Tabla 3.27.	Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de KOH 40 [g/L].....	119
Tabla 3.28.	Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición del tratamiento preliminar. Condiciones: concentración de HNO ₃ 35 [g/L], tiempo 2 horas.....	120
Tabla 3.29.	Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición de la concentración de agente lixivante. Condiciones: tiempo 2 horas.....	121
Tabla 3.30.	Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de ácido 50 [g/L].....	122
Tabla 3.31.	Porcentajes de recuperación en función del tiempo de paladio obtenidos en ensayo de lixiviación con ácido nítrico. Condiciones: concentración de HNO ₃ 50 [g/L], tiempo 6 horas.....	122
Tabla 3.32.	Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tratamiento preliminar. Condiciones: concentración de H ₂ SO ₄ 35 [g/L], tiempo 2 horas.....	124

Tabla 3.33.	Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición de la concentración de agente lixivante. Condiciones: tiempo 2 horas.....	125
Tabla 3.34.	Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de ácido 50 [g/L].....	125
Tabla 3.35.	Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de ácido 50 [g/L].....	126
Tabla 3.36.	Condiciones de operación de los procesos de lixiviación, cianuración y tostación	132
Tabla 3.37.	Datos del balance de masa para las corrientes sólidas del proceso de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos.....	132
Tabla 3.38.	Datos del balance de masa para las corrientes líquidas del proceso de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos	132
Tabla 3.39.	Datos del peso y del porcentaje de sólidos de las corrientes que ingresan a cada proceso en el tratamiento de tarjetas de circuitos impresos	133
Tabla 3.40.	Recuperación global de cada metal obtenida en el tratamiento de tarjetas de circuitos impresos.....	133
Tabla 3.41.	Especificaciones y costo de los equipos a utilizar en una planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos.....	134
Tabla 3.42.	Consumo y costo de los reactivos a utilizar en una planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos.....	134
Tabla 3.43.	Ingresos económicos mensuales	135
Tabla 3.44.	Costos de operación por mes de la planta.....	135
Tabla 3.45.	Indicadores económicos obtenidos	136

ÍNDICE DE FIGURAS

	PAGINA
Figura 1.1. Composición de un teléfono celular sin batería.....	2
Figura 1.2. Localización de los materiales presentes en una tarjeta de circuitos impresos	3
Figura 1.3. Estructura de un sustrato de tarjeta de circuitos impresos de doble lado con revestimiento de cobre	4
Figura 1.4. Estructura de una tarjeta de lado simple	5
Figura 1.5. Estructura de una tarjeta de lado doble	5
Figura 1.6. Estructura de una tarjeta de circuitos impresos multicapa.....	6
Figura 1.7. Estructura de una tarjeta de circuitos impresos de un teléfono celular.....	6
Figura 1.8 Blindaje con oro de pestañas contactoras en una tarjeta de circuitos impresos	7
Figura 1.9. Estructura de los chips presentes en una tarjeta de circuitos impresos de teléfonos celulares	8
Figura 1.10. Diagrama de Pourbaix para el sistema Au-H ₂ O-CN ⁻ a 25°C.....	12
Figura 1.11. Diagrama de Pourbaix para el sistema Ag-H ₂ O-CN ⁻ a 25°C.....	13
Figura 1.12. Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro.....	14
Figura 1.13. Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro.....	15
Figura 1.14. Efecto del pH en el porcentaje de recuperación de oro	17
Figura 1.15. Efecto del pH en el consumo de cianuro durante el proceso de lixiviación	17
Figura 1.16. Concentración de oro residual en función del tamaño de partícula de la mena	18
Figura 1.17. Diagrama de Pourbaix para el sistema Cu-H ₂ O-CN ⁻ a 25°C.....	19
Figura 1.18. Comparación del porcentaje de la cantidad de metal lixiviado con amoníaco para cobre, níquel, zinc y hierro	21
Figura 1.19. Diagrama de Pourbaix para el sistema Pd-H ₂ O-Cl ⁻ a 25°C	24

Figura 1.20.	Diagrama de flujo del proceso industrial de recuperación de oro, plata, cobre y paladio, utilizado en China.....	26
Figura 1.21.	Diagrama de flujo del proceso industrial de recuperación de oro y plata, utilizado en China	28
Figura 1.21.	Diagrama de flujo del proceso industrial de recuperación de oro y plata, utilizado en Corea del Sur.....	29
Figura 1.23.	Diagrama de proceso de la compañía UMICORE.....	30
Figura 2.1.	Metodología para la recuperación de oro, plata, paladio y rodio a partir de tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados.....	45
Figura 2.2.	Tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares.....	46
Figura 2.3.	Fotografía de la vista exterior e interior del molino de martillos utilizado para la reducción de tamaño	48
Figura 2.4.	Fotografía de la tarjeta luego de la reducción de tamaño con molino de martillos.....	48
Figura 2.5.	Fotografía de la vista exterior e interior del pulverizador utilizado para la reducción de tamaño	49
Figura 2.6.	Fotografía de la tarjeta tostada luego de la reducción de tamaño con pulverizador	49
Figura 2.7.	Fotografía horno de crisol a gas, empleado en la fusión de tarjetas de circuitos impresos.....	53
Figura 2.8.	Vaso de precipitación con muestra colocado en agitador mecánico.....	57
Figura 2.9.	Esquema del procedimiento de cianuración con recirculación de la solución cianurada	72
Figura 3.1.	Imagen de una fracción de tarjeta de circuitos impresos por microscopía electrónica a 20 aumentos	74
Figura 3.2.	Imagen de la estructura de los filamentos para soldadura de un capacitor perteneciente a una tarjeta de circuitos impresos por microscopía electrónica a 120 y 500 aumentos	74
Figura 3.3.	Imágenes del análisis químico de los filamentos para soldadura de un capacitor perteneciente a una tarjeta de circuitos impresos por microscopía electrónica a 500 aumentos	75

Figura 3.4.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro, plata y cobre obtenidos por cianuración en función del tamaño de partícula. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas.....	82
Figura 3.5.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro, plata y cobre obtenidos por cianuración en función del tamaño de partícula con tratamiento previo de tostación. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas.....	84
Figura 3.6.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco.....	88
Figura 3.7.	Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco.....	89
Figura 3.8.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco.....	89
Figura 3.9.	Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco.....	90
Figura 3.10.	Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (9,1%).....	91
Figura 3.11.	Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (16,7%).....	91
Figura 3.12.	Comparación de las cinéticas de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (9,1%).....	92
Figura 3.13.	Comparación de las cinéticas de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (16,7%).....	92
Figura 3.14.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico	96
Figura 3.15.	Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico	96

Figura 3.16.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico	97
Figura 3.17.	Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico	97
Figura 3.18.	Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (19,5%).....	99
Figura 3.19.	Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (33,3%).....	99
Figura 3.20.	Comparación de la cinética de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (19,5%).....	100
Figura 3.21.	Comparación de la cinética de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (33,3%).....	100
Figura 3.22.	Comparación de las cinéticas de disolución de oro obtenidas por cianuración para muestras pulverizadas que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (33,3%) y con solución de NH_3 (16,7%).....	101
Figura 3.23.	Comparación de las cinéticas de disolución de plata obtenidas por cianuración para muestras pulverizadas que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (33,3%) y con solución de NH_3 (16,7%).....	102
Figura 3.24.	Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en el proceso de cianuración en función de la concentración de NaCN. Condiciones pH 10,5, tiempo 24 horas.....	104
Figura 3.25.	Gráfico comparativo de recuperaciones de oro obtenidas en el proceso de cianuración en función del tiempo para al trabajar con concentraciones de 4 y 8 g/L	106
Figura 3.26.	Gráfico comparativo de recuperación de plata en función del tiempo para el proceso de cianuración al trabajar con concentraciones de 4 y 8 g/L.....	107
Figura 3.27.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos al variar el tiempo de cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 4[g/L], pH 10-10,5.....	110

Figura 3.28.	Variación de las concentraciones de oro y plata con la concentración de carbón activado para el proceso de tratamiento de la solución cianurada.....	112
Figura 3.29.	Variación de la concentración de cianuro libre con la concentración de carbón activado para el proceso de tratamiento de la solución cianurada.....	113
Figura 3.30.	Variación de los porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en cada ensayo de cianuración con recirculación de la solución tratada con carbón activado.....	114
Figura 3.31.	Variación del porcentaje de recuperación de paladio y rodio obtenidos en el proceso de cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 4 [g/L], pH 10-10,5, tiempo 24 horas.....	116
Figura 3.32.	Variación del porcentaje de recuperación de paladio y rodio obtenidos en el proceso de lixiviación básica. Condiciones: concentración de KOH 40 [g/L], tiempo 6 horas.....	119
Figura 3.33.	Variación del porcentaje de recuperación de paladio obtenido en el proceso de lixiviación con ácido nítrico. Condiciones: concentración de HNO ₃ 50 [g/L], tiempo 6 horas.....	123
Figura 3.34.	Variación del porcentaje de recuperación de paladio y rodio obtenidos en el proceso de lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio en función del tiempo.....	127
Figura 3.35.	Comparación del porcentaje de recuperación de paladio obtenido en el proceso de lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio y con ácido nítrico en función del tiempo.....	128
Figura 3.36.	Diagrama de flujo del proceso de recuperación de oro, plata y paladio de tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados.....	131

ÍNDICE DE ANEXOS

	PAGINA
ANEXO 1	
Determinación de la concentración de cianuro libre	148
ANEXO 2	
Determinación del d_{80} para las muestras molidas en molino de martillos y pulverizadas	149
ANEXO 3	
Fichas técnicas de cianuración	151
ANEXO 4	
Fichas técnicas de lixiviación básica	215
ANEXO 5	
Fichas técnicas de lixiviación con ácido nítrico	217
ANEXO 6	
Fichas técnicas de lixiviación con ácido sulfúrico	219
ANEXO 7	
Análisis financiero de la implementación de una planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados	222

RESUMEN

El objetivo del presente trabajo fue recuperar oro, plata, paladio y rodio de tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados. Para esto, se utilizaron las técnicas de cianuración para extraer oro, plata y paladio, y lixivaciones con hidróxido de potasio (KOH), ácido nítrico (HNO_3), ácido sulfúrico (H_2SO_4) y cloruro de sodio (NaCl) para extraer paladio y rodio.

Se determinó el contenido de cada metal en la tarjeta, se realizaron ensayos de cianuración con tratamientos preliminares de la muestra de reducción de tamaño, tostación, lixiviación con amoníaco y lixiviación con ácido nítrico para determinar aquellos que permitan alcanzar una alta recuperación de oro y plata

Se obtuvo una recuperación de 95% de oro, 82% de plata y 42% de paladio, cuando la tarjeta tostada desde temperatura ambiente hasta 850°C a 0,72 atm, pulverizada hasta un tamaño de partícula de $136\ \mu\text{m}$ y lixiviada con amoníaco al 16% v/v, fue cianurada con 4 g/L de cianuro, a pH 10,5 durante 24 horas. Adicionalmente se realizaron ensayos de cianuración con reciclo de la solución, que previamente fue tratada con carbón activado. Los resultados mostraron que el porcentaje de disolución de los metales de interés disminuyó con la recirculación, ésta tendencia se mantuvo en los ensayos subsiguientes, por lo que no se consiguió mantener la eficiencia inicial de disolución de la solución

Se efectuaron ensayos de lixiviación con tratamientos preliminares de la muestra de tostación a 850°C y 0,72 atm y reducción de tamaño. La lixiviación con ácido nítrico, con diámetro de partícula de $136\ \mu\text{m}$, con una concentración de HNO_3 de 50 g/L durante 6 horas registró una recuperación de 75% de paladio. En el caso del rodio no se logró disolución alguna del mismo. Se realizó un estudio económico preliminar de la implementación de una planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos, se determinó que con una inversión de 63 400 USD, se tendría una TIR del 18% con un valor actual neto de 12 679 USD, calculados en un horizonte de operación de 5 años, con la posibilidad de

incrementar estos valores si se consideraría una operación con mayores volúmenes y tiempos.

INTRODUCCIÓN

El uso de aparatos electrónicos ha proliferado en las últimas décadas. La producción de estos, y en particular de tecnologías de la información y comunicación (TIC), enfrenta la mayor expansión industrial de la historia. Cifras de la Organización para la Cooperación y el Desarrollo Económicos (OCDE) indican que el comercio global de TIC alcanzó el 7,7% del producto mundial bruto. Se estima que en 2006 se vendieron 230 millones de computadores y mil millones de teléfonos móviles en todo el mundo, lo que corresponde a un volumen de 5.848.000 toneladas. Como consecuencia, los residuos de aparatos eléctricos y electrónicos, constituyen los componentes de desechos de más rápido crecimiento. (Silva, 2009)

Todo un nuevo sector económico se ha desarrollado en torno a la comercialización, reparación y recuperación de materiales de aparatos electrónicos sobrantes. La mayoría de los teléfonos celulares contiene una cantidad de materiales plásticos, cerámicos, y metales, que se pueden reciclar.

Entre un 65 % y un 80% de las partes de los teléfonos móviles pueden ser re aprovechadas, de ésta manera se extiende el ciclo de vida de los productos. El reciclaje de estos aparatos ahorra recursos y protege el medio ambiente porque no es necesario extraer metales nuevos. Además, algunos de ellos contienen altos niveles de ciertos materiales, como plomo, cromo o cadmio, que los convierte en residuos peligrosos cuando son desechados, lo que se soluciona al establecer métodos de reciclaje viables y eficaces. (UNEP, 2009)

El reciclaje formal de teléfonos móviles en América latina, está en su mayor parte limitado a una recolección de los mismos y su envío a empresas en países desarrollados, las cuales poseen la infraestructura necesaria para su correcto tratamiento y aprovechamiento. En nuestro país el manejo de residuos electrónicos es un tema que no ha tenido la atención necesaria por parte de las autoridades ni de personas particulares. (Boeni et al. 2009)

En este trabajo se presenta un estudio introductorio de las técnicas de recuperación que pueden emplearse para la extracción de oro, plata, paladio y rodio, metales presentes en las tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados, con el fin de establecer procesos para su valorización. También se presenta un análisis económico preliminar de la implementación de una planta de tratamiento de tarjetas.

1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1. ESTRUCTURA Y COMPOSICIÓN DE UNA TARJETA DE CIRCUITOS IMPRESOS

TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS, GENERALIDADES

Una tarjeta de circuitos impresos ó Tarjeta de circuitos impresos, es un módulo independiente de componentes electrónicos interconectados, el cual puede ser encontrado en todos los artefactos electrónicos, desde localizadores y radios a radares y equipos de computación sofisticados.

La tecnología de circuitos impresos tiene dos objetivos fundamentales, uno relacionado con las propiedades eléctricas de los circuitos y otra con las propiedades mecánicas.

Desde el punto de vista eléctrico, el circuito impreso es una forma segura, confiable y permanente de interconectar los componentes de un circuito electrónico. Desde el punto de vista mecánico, el circuito impreso es la manera de proporcionar una base sólida al circuito, en un módulo que se pueda incluir dentro de la caja destinada a ser el empaque del sistema, y que sea capaz de resistir sacudidas e inclusive ciertos golpes sin perder por ello la capacidad de operación. (Alfonzo, 2003)

En un teléfono celular, la tarjeta de circuitos impresos corresponde a un 40% del peso total del mismo, sin considerar el peso de la batería. La figura 1.1., muestra la composición en peso de un teléfono celular sin batería. (CEMPRE, 2010)

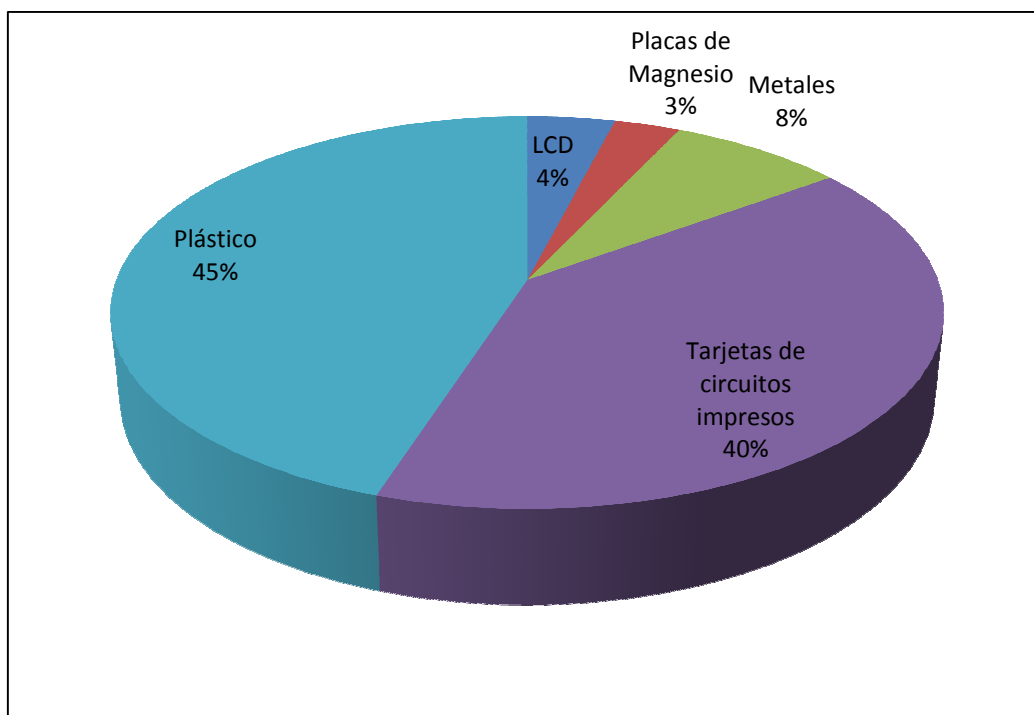


Figura 1.1. Composición de un teléfono celular sin batería
(CEMPRE, 2010)

Los circuitos están formados por una delgada capa de material conductor depositado o impreso en la superficie de un tablero conocido como sustrato. Las tarjetas tienen perforaciones, que son utilizadas para montar componentes electrónicos y para proporcionar un circuito conductivo de una capa a otra. (Quiminet, 2009)

Componentes electrónicos individuales se colocan en la superficie del sustrato y soldados a los circuitos interconectados. Los circuitos contenidos en una tarjeta de circuitos pueden tener funciones simples como amplificar una señal o funciones múltiples. (Khandpur, 2006)

1.1.1.1. Composición de una Tarjeta de circuitos impresos

Los circuitos electrónicos están constituidos principalmente por fibra de vidrio, resina epóxica, y metales tales como oro, plata, paladio, cobre, plomo, aluminio,

níquel, entre otros. La constitución aproximada de un circuito es la que se muestra en la tabla 1.1.

Tabla 1.1. Composición de un tarjeta de circuitos impresos

Material	Porcentaje
Fibra de vidrio	55 %
Resina epóxica	30 %
Cobre	15 %
Metales preciosos (Ag, Au, Pd)	< 0,1 %

(Quiminet, 2009)

La figura 1.2., se especifican las regiones de la tarjeta en las que se encuentran los materiales descritos en la tabla 1.1.

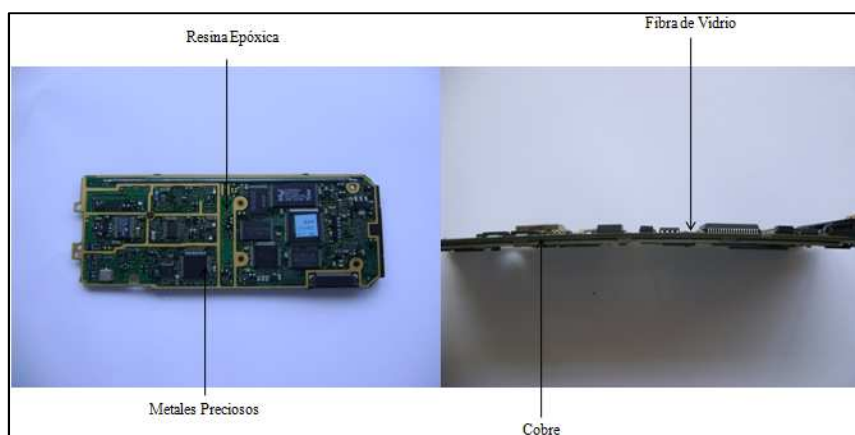


Figura 1.2. Localización de los materiales presentes en una tarjeta de circuitos impresos

1.1.1.2. Estructura de una Tarjeta de circuitos impresos

Una tarjeta de circuitos impresos consta de dos partes: un sustrato y cables impresos. El sustrato provee una estructura que físicamente sostiene a los componentes del circuito y los cables impresos en su lugar y provee aislamiento eléctrico entre partes conductoras. En la figura 1.3. se muestra la estructura de un sustrato de PCB. [Mitzner, 2009; Khandpur, 2006]

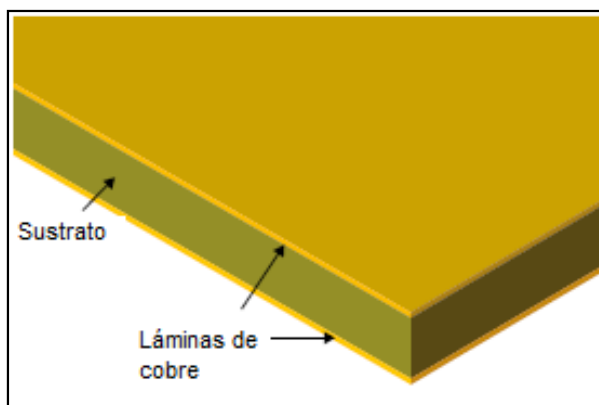


Figura 1.3. Estructura de un sustrato de tarjeta de circuitos impresos de doble lado con revestimiento de cobre
(Mitzner, 2009)

En la tabla 1.2., se muestran los principales tipos de sustratos con su composición y características.

Tabla 1.2. Tipos de sustratos de tarjeta de circuitos impresos y su composición

Tipo	Composición
XXXPC	Papel/fenol
FR-3	Papel/epoxy
FR-4	Fibra de vidrio/epoxy
G-3	Fibra de vidrio /fenol
G-9	Fibra de vidrio /melamina

(Khandpur, 2006)

1.1.1.3. Tipos de Tarjetas de circuitos impresos

Tarjeta de circuitos impresos de lado simple

Una tarjeta de circuitos impresos de lado simple tiene cables impresos solamente en un lado del sustrato. El lado que contiene el circuito patrón es llamado el lado soldado, Mientras que el otro lado se denomina lado de los componentes. Este

tipo de tarjeta es utilizado en su mayoría en el caso de circuitos simples. La Figura 1.4 muestra el esquema de una tarjeta de lado simple. (Khandpur, 2006)

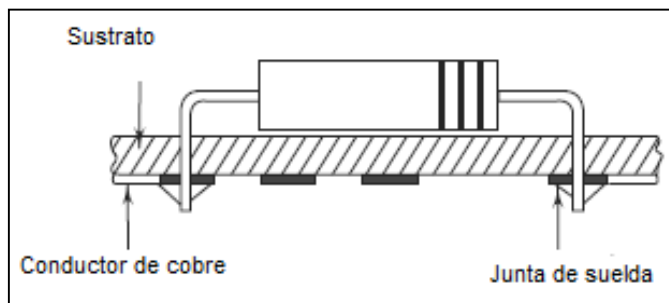


Figura 1.4. Estructura de una tarjeta de lado simple
(Khandpur, 2006)

Tarjeta de circuitos impresos de lado doble

Una tarjeta de circuitos impresos de lado doble tiene cables impresos en ambos lados del sustrato. Tanto la densidad de los componentes como de las líneas conductoras son mayores a las de las tarjetas de lado simple. La Figura 1.5 presenta el esquema de una tarjeta de circuitos impresos de lado doble. (Khandpur, 2006)

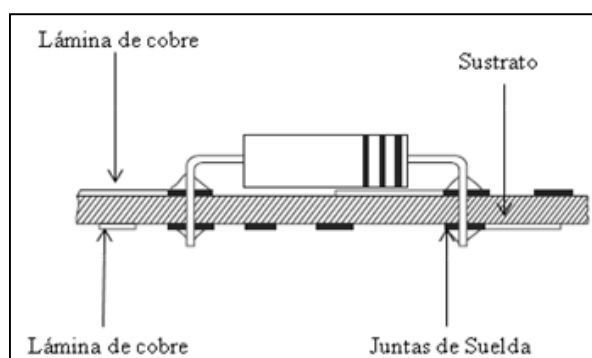


Figura 1.5. Estructura de una tarjeta de lado doble
(Khandpur, 2006)

Tarjeta de circuitos impresos Multicapa

Estas tarjetas están compuestas de más de un sustrato de lado simple o de lado doble denominados núcleos, plataformas C. Dichos núcleos son unidos con una o

más láminas de resina epóxica parcialmente curada, a la cual se le denomina plataforma B, como se muestra en la figura 1.6. (Mitzner, 2009)

En el caso de los teléfonos celulares las tarjetas utilizadas tienen seis capas de sustratos de doble lado, como indica la figura 1.7.



Figura 1.6. Estructura de una tarjeta de circuitos impresos multicapa (Mitzner, 2009)

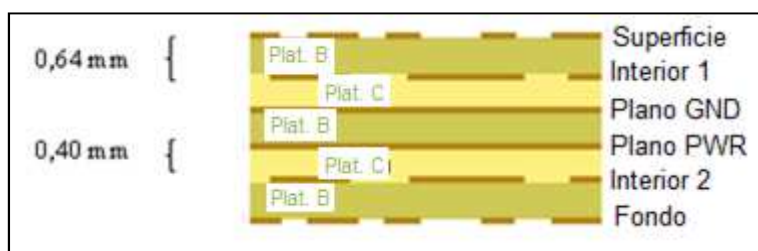


Figura 1.7. Estructura de una tarjeta de circuitos impresos de un teléfono celular (Mitzner, 2009)

1.1.1.4. Protección del cobre en las tarjetas de circuitos impresos

En una tarjeta de circuitos impresos, existen conectores de borde, que poseen contactos de resorte unidos a pestañas conectoras. Dichos conectores son utilizados para la interconexión de varios módulos en equipos electrónicos. Diferentes componentes tales como semiconductores, resistores, condensadores, chip etc. son montados sobre las tarjetas e interconectados mediante soldadura de plomo y otros metales pesados. [Mitzner, 2009; Borraz et al., 2003]

Dentro de una tarjeta de circuitos impresos, el cobre es utilizado para la interconexión de los componentes en el sustrato. A pesar de la buena conductividad de éste metal en la tarjeta para formar la línea de conducción, es propenso a oxidarse si es expuesto a la atmósfera por un largo periodo de tiempo.

El proceso de cobertura con metal, o blindaje, es una práctica estándar para asegurar la soldabilidad y proteger al circuito de la corrosión, por lo cual juega un papel importante en la fabricación de las tarjetas de circuitos impresos. (Khandpur, 2006)

En el caso de las tarjetas presentes en los teléfonos celulares, los contactores de borde son utilizados para unir a los chips con la tarjeta. Las pestañas contactoras deben tener una alta resistencia al desgaste y una baja resistencia a la conducción. Tal requerimiento, ha resultado en utilizar metales preciosos como cobertura en éstos contactos. El espesor de dicho blindaje es de aproximadamente 5 μm .

El metal utilizado más comúnmente es el oro, sin embargo en la actualidad se utilizan también metales como plata, paladio, rodio, y aleaciones oro – paladio o plata – paladio. La figura 1.8., muestra un esquema de las pastillas contactoras antes y después del blindaje con oro.

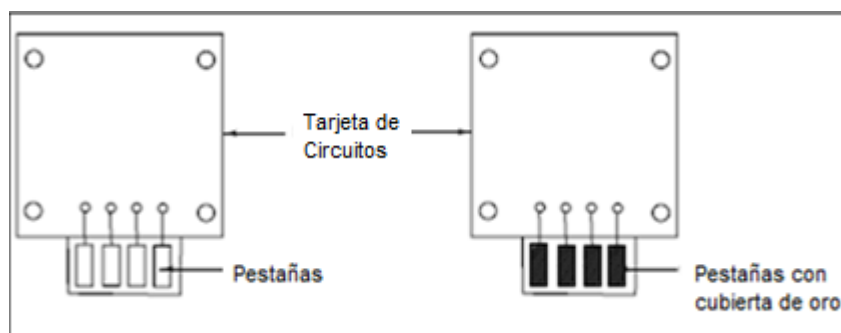


Figura 1.8. Blindaje con oro de pestañas contactoras en una tarjeta de circuitos impresos (Khandpur, 2006)

Generalmente, antes de hacer un blindaje con metales preciosos o aleaciones de los mismos, se coloca en las juntas de las soldaduras un blindaje de níquel con un espesor de 4 a 6 μm . La figura 1.9., muestra la estructura estándar de un chip que se monta en la superficie por soldadura. (Khandpur, 2006)

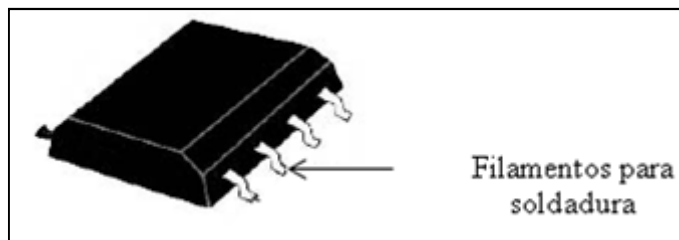


Figura 1.9. Estructura de los chips presentes en una tarjeta de circuitos impresos de teléfonos celulares
(Khandpur, 2006)

1.1.1.5. Técnicas de blindaje en tarjeta de circuitos impresos

- **Blindaje por inmersión**

El blindaje por inmersión es la técnica más simple. La deposición de la capa metálica en el sustrato tiene lugar por una reacción química de reemplazo desde una solución que contiene una sal del metal con el cual se desea cubrir. El metal presente en la solución se reduce y se deposita en el sustrato.

El espesor de la capa que se puede depositar por éste proceso es limitado, por tal razón la protección que brinda es de corto plazo. Usualmente el blindaje por inmersión es utilizado para recubrimientos de estaño, aleaciones de estaño, y oro. En el caso del blindaje por inmersión con oro, la tasa de deposición del mismo es de aproximadamente $0,025 \mu\text{m}$ cada treinta minutos. (Khandpur, 2006)

- **Blindaje por electrólisis**

El blindaje por electrólisis tiene lugar gracias a una reacción de reducción. Los electrones se desprenden de un agente reductor, el cual provee los electrones para la reacción y reduce los iones del metal en solución a un estado neutro. Con éste proceso, se da una deposición continua del metal en el sustrato por inmersión del mismo en una solución acuosa apropiada.

Sin embargo la reacción tiene lugar solamente en una superficie catalítica. Dicha superficie posee una muy delgada cobertura de un metal noble como paladio para activar el proceso de reacción. Los elementos que constituyen un baño electrolítico así como la función de los mismos se presentan en la tabla 1.3.

Tabla 1.3. Constituyentes de un baño electrolítico

Constituyente	Función
Sal del metal [KAu(CN) ₂]	Provee el metal
Agente reductor (Hipofosfito de Sodio)	Reduce el ión metálico a estado neutro
Complejante (Citrato de Sodio)	Mantiene el ion metálico en solución
Regulador de pH (NaOH)	Controla el valor del pH
Aditivos (catalizadores, Paladio)	Acelera la reacción

(Khandpur, 2006)

1.2. TÉCNICAS DE RECUPERACIÓN DE METALES DE INTERÉS DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

1.2.1. CIANURACIÓN

1.2.1.1. Generalidades

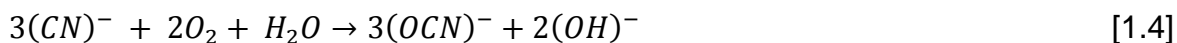
La lixiviación con cianuro ha sido utilizada por más de cien años en la industria minera para recuperar metales nobles. El cianuro es utilizado universalmente debido a su costo relativamente bajo y a su efectividad para disolver al oro. Además, a pesar de su toxicidad, puede ser utilizado con un bajo riesgo a la salud y el ambiente. Varias variables que afectan la cianuración, tales como concentración, temperatura, pH y tamaño de partícula han sido estudiadas. Sus efectos en la óptima conversión de oro han sido investigados para obtener mejoras efectivas a escala industrial. [Zhang y Cui, 2008; de Andrade Lima y Hodouin, 2005]

1.2.1.2. Química de las soluciones cianuradas

Las sales de cianuro, como el cianuro de sodio y cianuro de potasio, han sido usadas ampliamente como agentes lixiviantes. Dichas sales se disuelven y se ionizan en agua para formar iones libres como se muestra en la reacción 1.1.



Los iones cianuro se hidrolizan en agua para formar ácido cianhídrico (HCN) y el ion hidroxilo (OH). A un valor de pH de 9,3, la mitad del cianuro total en solución existe como HCN y la otra mitad como ion cianuro libre. A un valor superior de pH, el cianuro se encuentra en su mayoría como (CN)⁻.

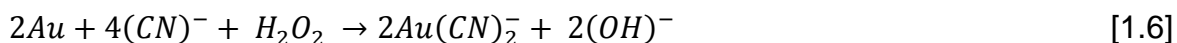
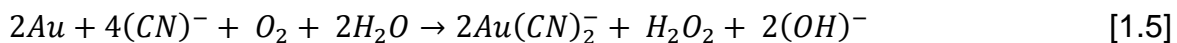


Las reacciones 1.2, 1.3 y 1.4, son reacciones no deseadas que pueden darse durante el proceso de cianuración. La formación del ion cianato (OCN)⁻, el cual no disuelve el oro reduce la concentración de cianuro libre. [Kulandaisamy et al., 2003; Marsden y House, 1992]

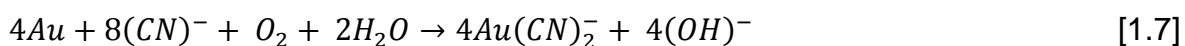
1.2.1.3. Disolución de oro y plata en soluciones cianuradas

La oxidación del oro y la plata es un prerrequisito para su disolución en una solución alcalina de cianuro. La disolución del oro al igual que la plata en una solución cianurada es esencialmente un proceso electroquímico. El oro, de acuerdo a la reacción catódica 1.5, se oxida y para formar el complejo estable $[Au(CN)_2]^-$. El oxígeno es reducido, como indica la reacción anódica 1.6, para formar peróxido de hidrógeno como producto intermedio en la primera etapa y se

convierte en agente oxidante en la segunda etapa. Las dos reacciones se dan de manera simultánea.



La suma de las dos reacciones parciales es presentada en la reacción 1.7. Dicha ecuación fue propuesta por Elsner y es estequiométricamente correcta. (Marsden y House, 1992)



La alta recuperación de oro por cianuración, se debe a la gran estabilidad del ión dicianoauroso. Esto permite que el oro sea lixiviado de manera eficiente a una concentración baja de cianuro (menor a 0,01 M) y el complejo permanece en la solución alcalina aún cuando la concentración de cianuro libre es cero.

El diagrama de Pourbaix que se presenta en la figura 1.7 para el sistema Au-H₂O-CN-, ilustra las condiciones de potencial de reducción y pH aplicados en los procesos industriales de extracción de oro. Dicho diagrama indica que la reacción de formación del complejo de Au(I) se da con mayor facilidad que el correspondiente a Au(III) dado que el potencial de oxidación del primero tiene un valor más negativo. Según Wadsworth, 2000, la disolución de oro en soluciones cianuradas alcalinas, tiene lugar en un rango de potencial de reducción de -0,4 a -0,7 V. Adicionalmente la figura 1.10., muestra que la diferencia del potencial entre las líneas de oxidación de oro y reducción de oxígeno es maximizada a un valor de pH de 9,5 aproximadamente.

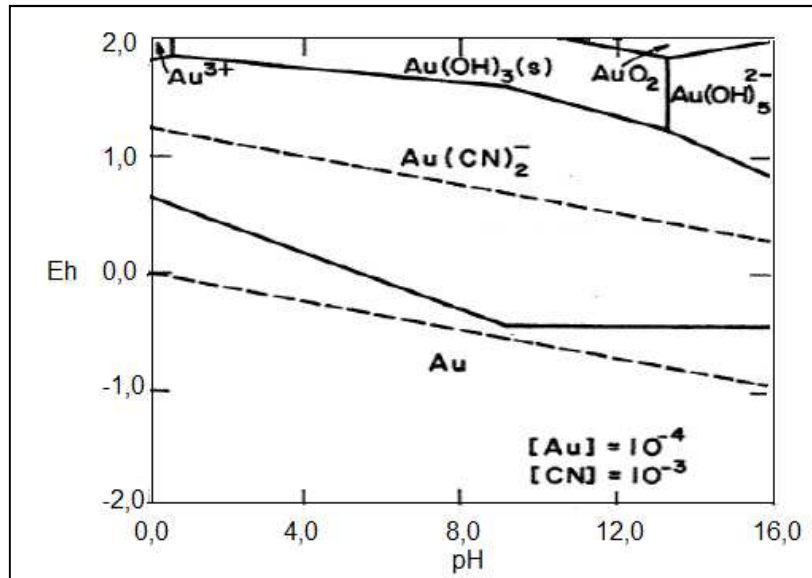


Figura 1.10. Diagrama de Pourbaix para el sistema Au-H₂O-CN⁻ a 25°C
(Marsden y House, 1992)

La plata metálica se comporta de manera similar al oro en soluciones cianuradas y su disolución y anódicamente se disuelve como indica la reacción 1.8.



En el diagrama de estabilidad que se presenta en la figura 1.11., se puede observar que el complejo $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ es predominante en un amplio rango de pH. La disolución de la plata se da por el mecanismo que indica la reacción 1.8, con una reducción directa del oxígeno a ion hidroxilo y no una reacción intermedia de producción de peróxido de hidrógeno como en el caso del oro. [Higuera et al., 2008; Marsden y House, 1992]



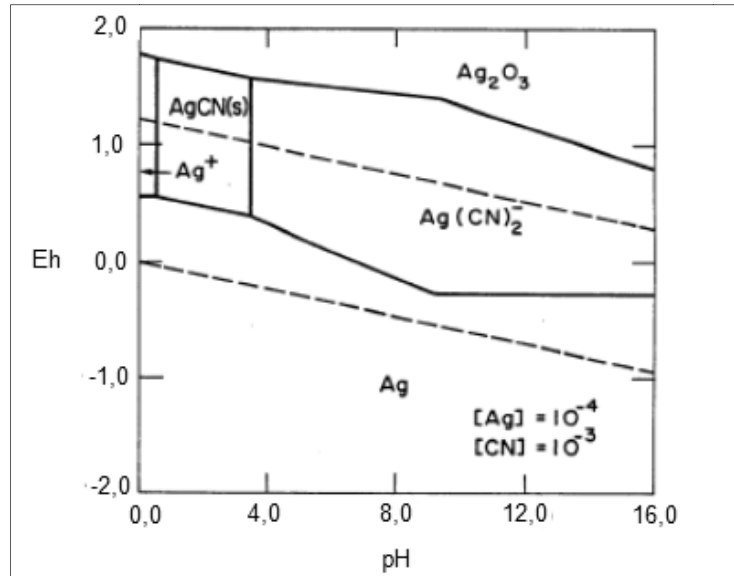


Figura 1.11. Diagrama de Pourbaix para el sistema Ag-H₂O-CN⁻ a 25°C (Marsden y House, 1992)

1.2.1.4. Variables que afectan al proceso de cianuración

- **Concentración de cianuro**

Muchos estudios demuestran que la recuperación de oro es mayor cuando la cantidad de cianuro aumenta. [Wadsworth, 2000; Ling, 1996; Kondos et al., 1995; Marsden y House, 1992]

La figura 1.12., muestra el efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro.

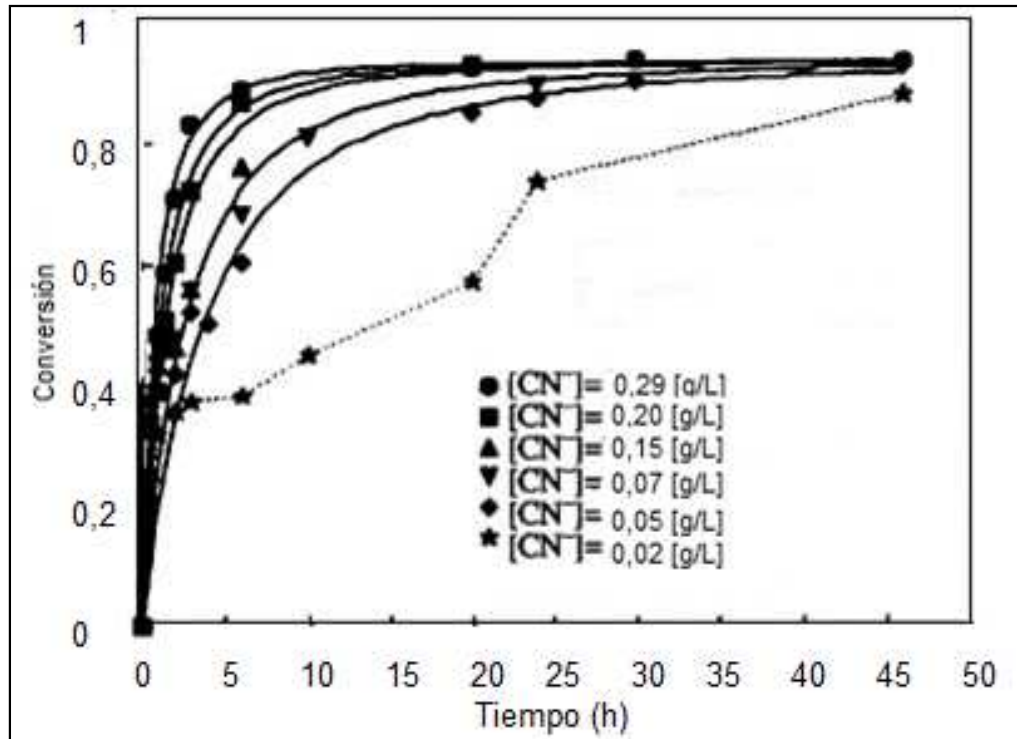


Figura 1.12. Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro (Ling, 1996)

Ling et al. 1996, establecen que la velocidad de disolución del oro registra cambios muy pequeños a concentraciones altas de cianuro. Esto también lo corroboran Deschênes et al., 2003, quienes demuestran, a través de la figura 1.13., que para concentraciones de cianuro de sodio en el rango de 0,61 a 0,72 Kg/t, la recuperación de oro resulta similar.

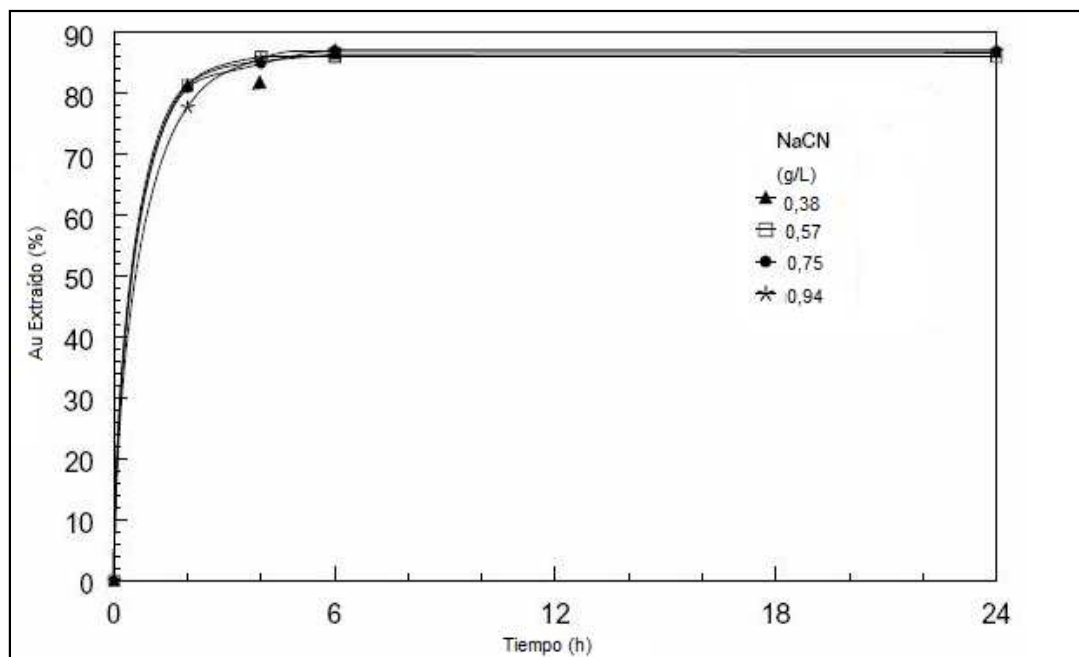


Figura 1.13. Efecto de la concentración de cianuro en la conversión de oro (Deschênes et al. 2003)

Ellis y Senanayake, 2004 proponen que la velocidad de disolución de oro aumenta de manera directamente proporcional con la concentración de cianuro pero se vuelve independiente cuando la concentración de cianuro excede el 0,06% en peso. El exceso de cianuro se traduce en un mayor e innecesario consumo del mismo por la formación de cianocomplejos provenientes de las impurezas. Sin embargo una alta concentración de cianuro puede ser requerida debido a la competencia entre el oro y otras especies como el cobre metálico. [Kondos et al., 1995; Marsden y House, 1992]

Por otro lado, una disminución en la concentración de cianuro también reduce su consumo. El uso de concentraciones de cianuro bajas puede reducir el costo de tratamiento de los efluentes a escala de planta. [Deschênes et al., 2003; Ling, 1996]

En consecuencia, una mayor o menor concentración de cianuro que el valor óptimo, puede producir efectos negativos en el proceso de lixiviación.

- pH

La adición de hidróxido de calcio, sodio o potasio es usada comúnmente para mantener el pH en la cianuración. La velocidad de disolución del oro presenta una disminución con el incremento del pH por dos razones, la primera es la absorción del ion $(OH)^-$ en la superficie del metal, lo cual disminuye el área de contacto para el proceso de lixiviación. [Ling, 1996; Kondos et al., 1995]

La segunda es el aumento de la velocidad de las reacciones de competencia tales como la disolución del hierro o el cobre. Estos efectos son generalmente más severos para la regulación con hidróxido de calcio que para la regulación con hidróxido de sodio y potasio debido a la baja solubilidad de muchas de las sales formadas. (Marsden y House, 1992).

Si se observa la figura 1.14. se puede constatar que la recuperación de oro se reduce al aumentar el pH. Un valor alto de pH permite minimizar la formación de HCN como se especifica en la reacción 1.2. Adicionalmente permite disminuir el consumo de cianuro como se muestra en la figura 1.15.

Estudios electroquímicos, muestran que la disolución máxima de oro, plata, platino y paladio en una solución cianurada se da a valores de pH en el rango de 10 a 10,5. La pérdida de cianuro es baja a un pH de 11,5. En el rango de 10 a 10,5, se pierde 0,1 Kg/t, y a un pH de 9,5 la pérdida es de 2 a 3 Kg/t.

Otra ventaja de la cianuración a valores altos de pH es la reducción de la disolución de metales base, lo que resulta en un efluentes menos contaminantes que los producidos en procesos de lixiviación ácida. Sin embargo, el valor óptimo de pH para la cianuración debe ser obtenido de manera independiente para cada tipo de mena y sistema de lixiviación. [Kulandaisamy et al., 2003; Marsden y House, 1992]

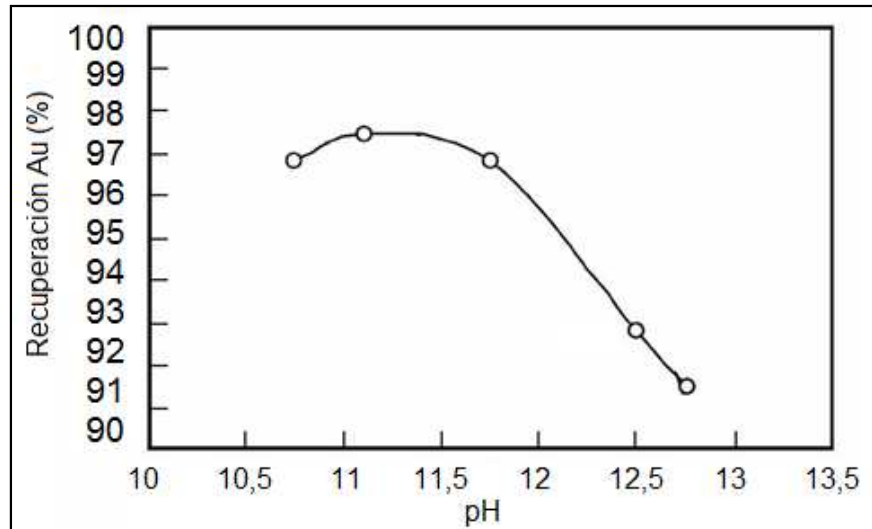


Figura 1.14. Efecto del pH en el porcentaje de recuperación de oro (Parga et al. 2007)

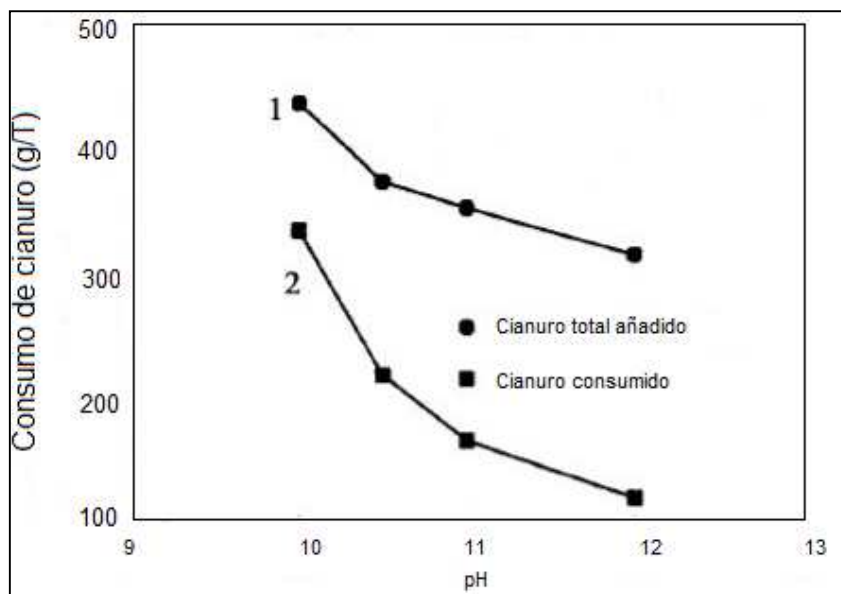


Figura 1.15. Efecto del pH en el consumo de cianuro durante el proceso de lixiviación (Ling, 1996)

- **Tamaño de partícula**

Estudios realizados por Ling, 1996, demostraron que un tamaño de partícula pequeño puede aumentar la velocidad de disolución del oro. Esto se debe a que un menor valor de d_{80} permite tener una mayor área superficial para el contacto entre el sólido y el líquido, lo cual incrementa la recuperación.

Acorde con Marsden y House, 1992, se ha determinado, con valores experimentales y prácticos, que es adecuado tener una relación $[CN^-]/[O_2]$ cercana a 6, para tener la máxima velocidad de disolución de oro, la cual es de $3,4 \mu\text{m/h}$. Si se considera un tamaño de partícula del oro de $150 \mu\text{m}$, el tiempo necesario para disolverlo es 44 horas, y si el tamaño es de $45 \mu\text{m}$, 13 horas.

La figura 1.16., presenta la relación entre el contenido de oro presente en el relave de cianuración de una mena para diferentes valores de tamaño de partícula.

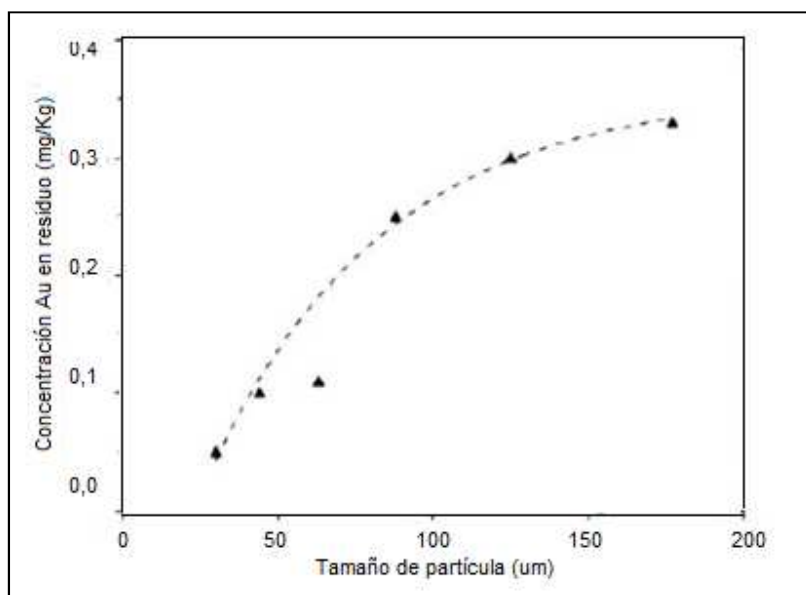


Figura 1.16. Concentración de oro residual en función del tamaño de partícula de la mena (de Andrade y Lima y Houdouin, 2005)

1.2.1.5. Interferencia de cobre en el proceso de cianuración

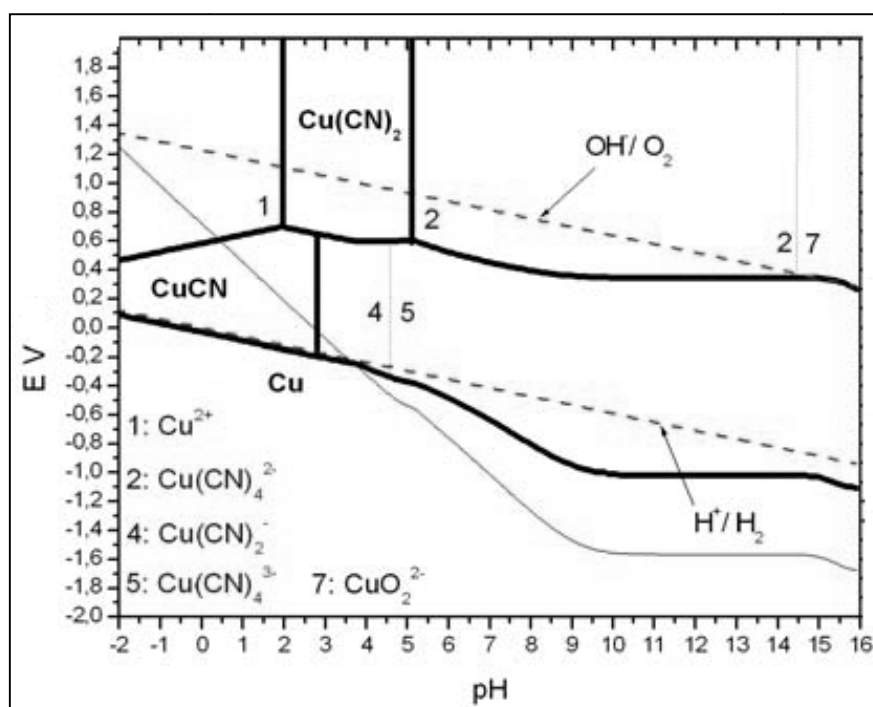
Los minerales de cobre se disuelven en varios grados en soluciones cianuradas alcalinas, la tabla 1.6., muestra el porcentaje del metal disuelto en una solución de cianuro de sodio al 0,1% para la cuprita y el cobre metálico.

Tabla 1.4. Solubilidad del cobre en una solución de 0,1% de NaCN

Mineral	Porcentaje total de cobre disuelto	
	23 °C	45°C
Cuprita (Cu ₂ O)	85,5	100,0
Cobre metálico (Cu)	90,0	100,0

(Marsden y House, 1992)

La disolución del cobre es un fenómeno no deseado durante el proceso de cianuración, puesto que consume reactivo y oxígeno disuelto. Como consecuencia de esto, se da una disminución de la disolución de oro y una interferencia en los procesos subsecuentes de recuperación, y se contamina el producto final. La cuprita es altamente soluble en cianuro, al igual que el cobre metálico. Sin embargo éste último tiene una velocidad de disolución menor que el oro y la plata. El diagrama de estabilidad que se muestra en la figura 1.17. nos permite apreciar los diferentes complejos formados por el cobre con el cianuro. La predominancia del complejo $\text{Cu}(\text{CN})_3^-$ es notable bajo condiciones utilizadas para la disolución de oro. (Marsden y House, 1992)

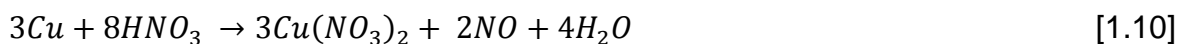
**Figura 1.17.** Diagrama de Pourbaix para el sistema Cu-H₂O-CN⁻ a 25°C (Marsden y House, 1992)

Los complejos de cobre que se muestran en el diagrama no son solventes del oro. El cobre disuelto en soluciones de cianuro hasta una concentración de 0,3% o más, disminuye el poder de extracción de la solución. (Nagy et al., 1993)

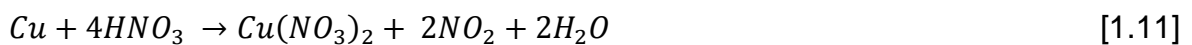
Para la remoción de cobre antes de la cianuración se pueden utilizar dos métodos:

- **Lixiviación con ácido nítrico**

Una alternativa de lixiviación de minerales cupríferos es mediante el ácido nítrico y posterior recuperación por electrodeposición directa del cobre fino. La ventaja principal es que se trabaja a condiciones normales con diversos materiales de cobre, ya que el ácido nítrico es un agente corrosivo que reacciona instantáneamente y disuelve el cobre del mineral. Así mismo se recicla la solución lixivante una vez que se ha extraído el cobre por electrodeposición directa al medio lixiviado. El proceso de lixiviación con ácido nítrico es preferible realizarlo en solución diluida para recuperar el cobre, el mecanismo de reacción es el siguiente:



Cuando se utiliza ácido nítrico concentrado, la reacción que se da es la siguiente:



En presencia de plata, la velocidad de disolución del cobre se reduce puesto que existe una competencia entre ambos metales por el ácido.

- **Lixiviación con amoníaco**

El amoníaco presenta una alta selectividad por el cobre, sobre otros metales como níquel, zinc y hierro tal y como se puede apreciar en la figura 1.18.

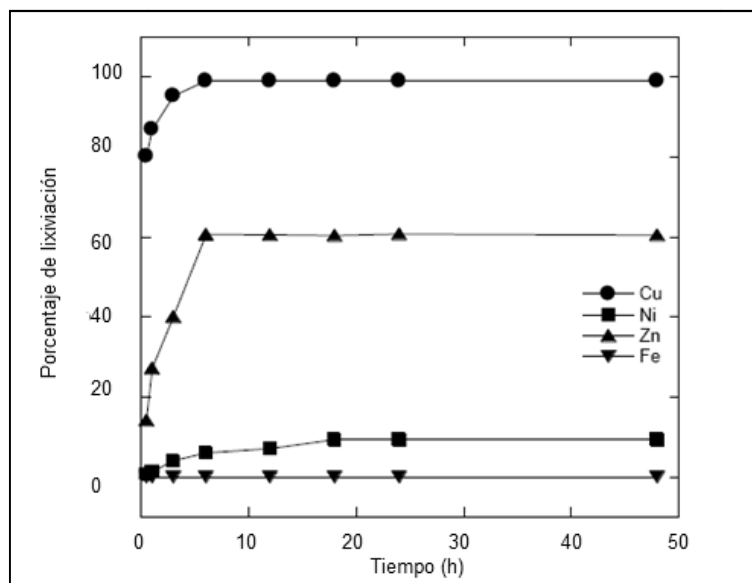


Figura 1.18. Comparación del porcentaje de la cantidad de metal lixiviado con amoniaco para cobre, níquel, zinc y hierro (Fazlul et al., 2009)

Durante el proceso de lixiviación se da la formación de un complejo amoniacal como indica la reacción 1.12 para cobre metálico y 1.13 para la cuprita. (Oficina Española de patentes y marcas, 1999)

[1.12]

[1.13]

1.2.2. RECUPERACIÓN DE PALADIO Y RODIO CON SOLUCIÓN DE ÁCIDO SULFÚRICO Y CLORURO DE SODIO

1.2.2.1. Generalidades del platino y el rodio

- **Paladio**

El paladio es un metal de transición del grupo del platino, blando, dúctil, maleable y poco abundante. Se parece químicamente al platino y se extrae de algunas

minas de cobre y níquel. Puede disolverse en ácido sulfúrico y en ácido nítrico. También se puede disolver, aunque lentamente, en ácido clorhídrico en presencia de cloro u oxígeno. Este metal también no reacciona con el oxígeno a temperaturas normales (por lo que no empaña en el aire).

El paladio se encuentra en muchos productos electrónicos como computadoras, teléfonos móviles, condensadores de múltiples capas de cerámica, revestimiento de componentes, de baja tensión contactos eléctricos, y televisores. Cuando el paladio ha absorbido grandes cantidades de hidrógeno, su tamaño ampliará ligeramente. (Hammond, 2004)

- **Rodio**

El rodio es un metal dúctil de color blanco plateado, duro y de elevada reflectancia. Tiene un punto de fusión más elevado que el del platino y una densidad menor. No se disuelve en ácidos, ni siquiera en agua regia, aunque finamente dividido sí que se puede disolver en ésta, al igual que en ácido sulfúrico concentrado y en caliente. La solubilidad con soluciones de hidróxido es muy baja. El uso principal del rodio es como agente de aleación para el endurecimiento del platino y el paladio.

Como ya se mencionó, los elementos del grupo del platino son solubles en ácidos minerales y agua regia. Los procesos que utilizan ácido clorhídrico y cloro gaseoso presentan el problema de un alto consumo de reactivo, problemas de corrosión y la necesidad de depurar los gases perjudiciales emitidos. Varios intentos han sido hechos para encontrar métodos alternativos para superar los inconvenientes e incrementar la eficiencia de extracción de dichos metales. [Fleming, 2000; Angelidis y Sourakis, 1996; Harris, 1993]

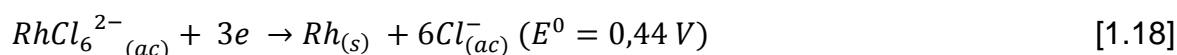
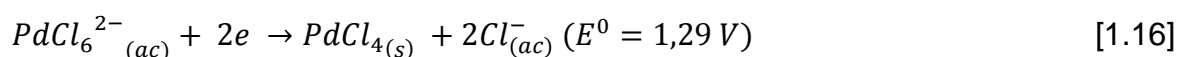
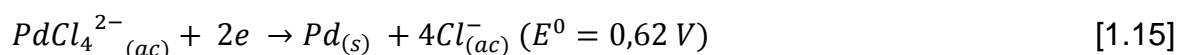
La lixiviación con formación de complejos y oxidación es considerada como un proceso favorable si se toma en cuenta los aspectos económicos y ambientales. Esta técnica está basada en la habilidad de los metales del grupo del paladio

para formar complejos estables acuosos con ligantes como el cianuro, el amoníaco, iones halogenuros y tiosulfato.

Sin embargo para dichos ensayos se debe realizar un proceso en autoclave con altas presiones, lo cual complica el proceso debido a que se deben utilizar equipos especiales y el manejo de la pulpa se vuelve difícil.

1.2.2.2. Efecto de la presencia de iones cloruro en la disolución de paladio y rodio

Para la solubilización de paladio y rodio en un medio acuoso con cloro, los potenciales de electrodo estándar para las reacciones son los siguientes:



Basados en los potenciales de las reacciones anteriores, la disolución de los metales presenta mucha dificultad. Sin embargo, la presencia de iones cloro por la formación de iones de complejos estables y el incremento de la fuerza de reducción del metal es la razón por la cual ésta técnica tiene resultado.

Como se muestra en la figura 1.19., la mayoría de los complejos formados por el cloro y el platino se encuentran dentro de la región de estabilidad del agua. El ion $Pd(Cl)_4^-$ predomina en regiones ácidas y de bajo potencial y que muestra el

diagrama de estabilidad del sistema Pd-Cl-H₂O, esto confirma la posible disolución como cloro complejos en un medio acuoso de cloro.

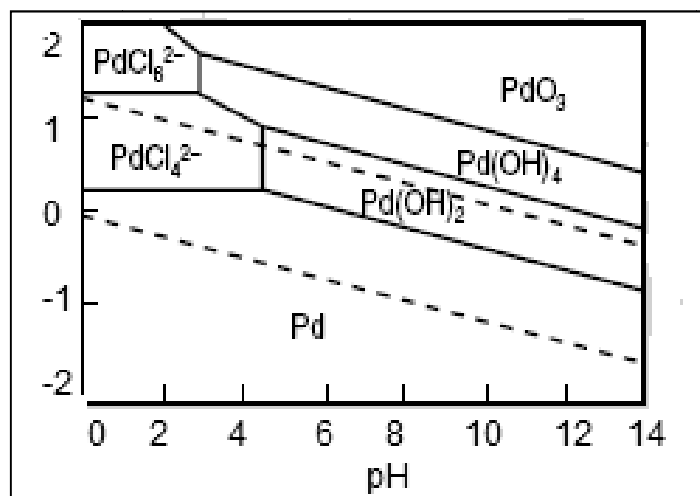


Figura 1.19. Diagrama de Pourbaix para el sistema Pd-H₂O-Cl⁻ a 25°C
(Mahmoud, 2003)

La disolución de los metales del grupo del platino está basada en la provisión de un alto potencial de oxidación y de iones complejantes efectivos en solución. Por ejemplo en el caso de la disolución con agua regia, el cloro y nitrosil cloruro (NOCl) formados, proveen un alto potencial de oxidación y la alta concentración de iones cloruro actúa como el agente complejante.

Un sistema de disolución comparable con el agua regia puede ser creado si se utiliza una mezcla de un agente oxidante, una sal de cloro y una solución ácida como el ácido sulfúrico. La adición de una sal de cloro a una solución de H₂SO₄ a una concentración moderada estabilizaría los iones de paladio y rodio en solución forman los complejos correspondientes y, en consecuencia, mejoraría su disolución. (Mahmoud, 2003)

1.2.3. PROCESOS INDUSTRIALES DE TRATAMIENTO DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

1.2.3.1. Procesos Hidrometalúrgicos

La recuperación de metales preciosos con técnicas hidrometalúrgicas como proceso principal, es una alternativa utilizada generalmente por su facilidad de operación y factibilidad económica. Generalmente los procesos industriales que involucran hidrometalurgia son aplicados en países en vías de desarrollo, y no producen metales puros, sino que envían los mismos a su refinación en plantas con tecnología más avanzada. (Zhang y Cui, 2008)

- **Recuperación de metales preciosos con lixiviación ácida, lixiviación con ácido clorhídrico y cianuración**

Este proceso industrial se concentra en la recuperación de cobre, oro, plata y paladio, como muestra el diagrama de flujo de la figura 1.20.

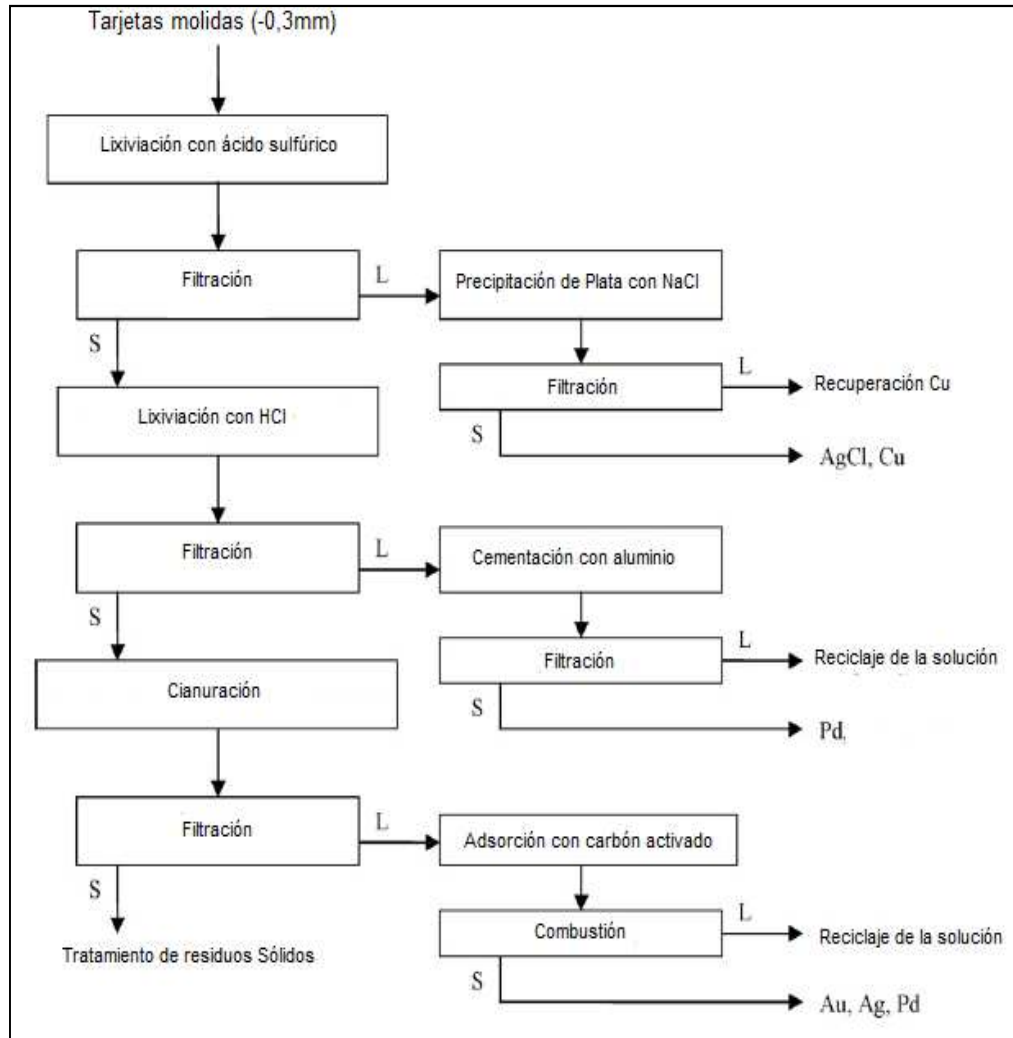


Figura 1.20. Diagrama de flujo del proceso industrial de recuperación de oro, plata, cobre y paladio, utilizado en China (Zhang y Cui, 2008)

Como se observa en la figura 1.20., luego de reducir de tamaño al material a menos de $300\ \mu\text{m}$, se utiliza la lixiviación con ácido sulfúrico para remover el parte de la plata y el cobre, luego de la filtración se precipita al primero con cloruro de sodio. El residuo sólido se envía a lixiviación con cloro, seguida de una cementación con aluminio para extraer paladio. El residuo sólido de éste proceso es enviado a cianuración para disolver el oro y el resto de plata. Luego de esto, ambos metales son removidos de la solución a través de un proceso de adsorción con carbón activado. Se consigue una recuperación de 95% de oro, 93% de plata y 99% de paladio. Este proceso industrial genera productos intermedios, puesto

que se luego de la precipitación, cementación y adsorción no existen operaciones de refinación de los metales. (Zhang y Cui, 2008)

- **Recuperación de oro con lixiviación con ácido nítrico y lixiviación con agua regia**

El proceso industrial de extracción de oro con lixiviación en ácido nítrico y agua regia fue desarrollado en China, el diagrama de flujo del mismo se presenta en la figura 1.21. En primer lugar, las tarjetas son sometidas a un proceso de tostación a una temperatura de 500 [°C] durante 8 horas, con el objetivo de remover el plástico de las mismas. Luego ingresan a un proceso de lixiviación con ácido nítrico al 50% v/v para remover a la plata y metales base tales como plomo. El siguiente paso es la extracción de oro con el uso de agua regia.

Una vez que se consigue la disolución de oro, la solución ácida es enviada a un proceso de extracción por solventes con dietil malonato. Este compuesto es utilizado por su alto coeficiente de extracción y buena selectividad. Para retirar el oro de la fase orgánica se realiza un proceso de lavado con ácido nítrico para eliminar impurezas, seguido de una reducción con una mezcla de ácido sulfúrico, ácido acético y peróxido de hidrógeno. Se obtiene una recuperación de 92% de oro. (Zhang y Cui, 2008)

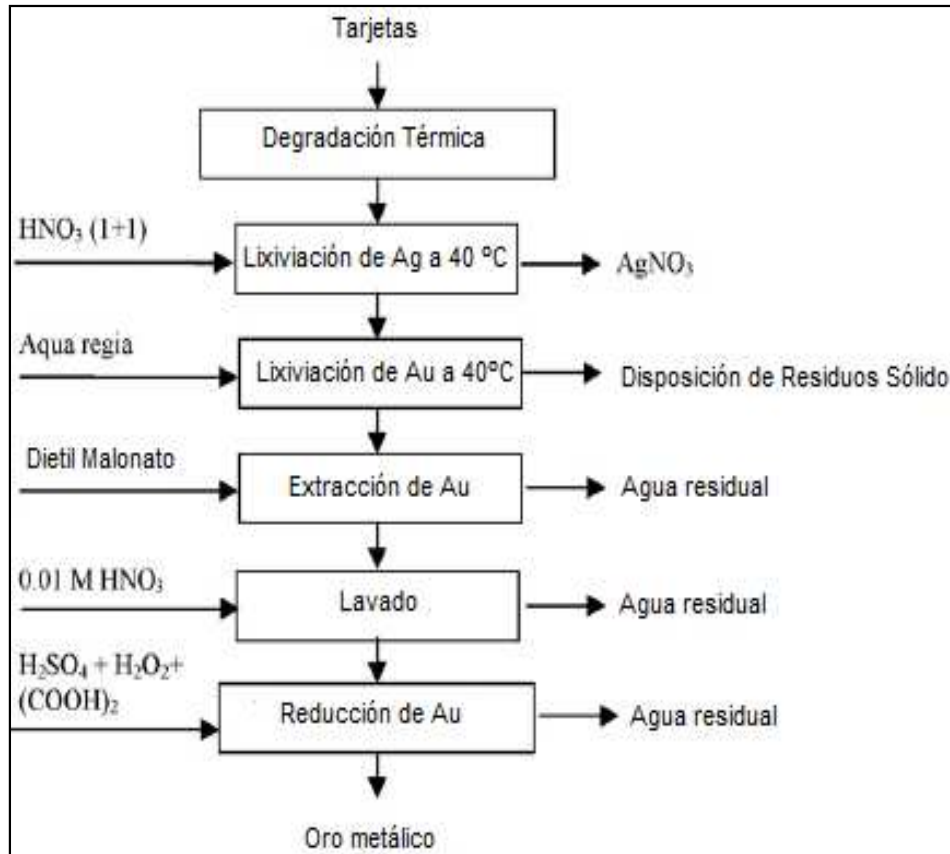


Figura 1.21. Diagrama de flujo del proceso industrial de recuperación de oro y plata, utilizado en China (Zhang y Cui, 2008)

- **Recuperación de metales preciosos y cobre con lixiviación con ácido clorhídrico, lixiviación con ácido nítrico y lixiviación con ácido sulfúrico**

El diagrama de flujo de este proceso industrial de extracción de metales preciosos, utilizado en Corea del Sur, se presenta en la figura 1.22.

Las tarjetas reciben un tratamiento de degradación térmica a 400 [°C] durante 12 horas, luego son lixiviadas con HCl para remover los metales base. Aproximadamente 98% de aluminio, 95% de estaño, 96% de plomo y 94% de zinc son disueltos. El relave de este proceso ingresa a lixiviación con ácido nítrico para extraer plata, la cual es precipitada con NaCl.

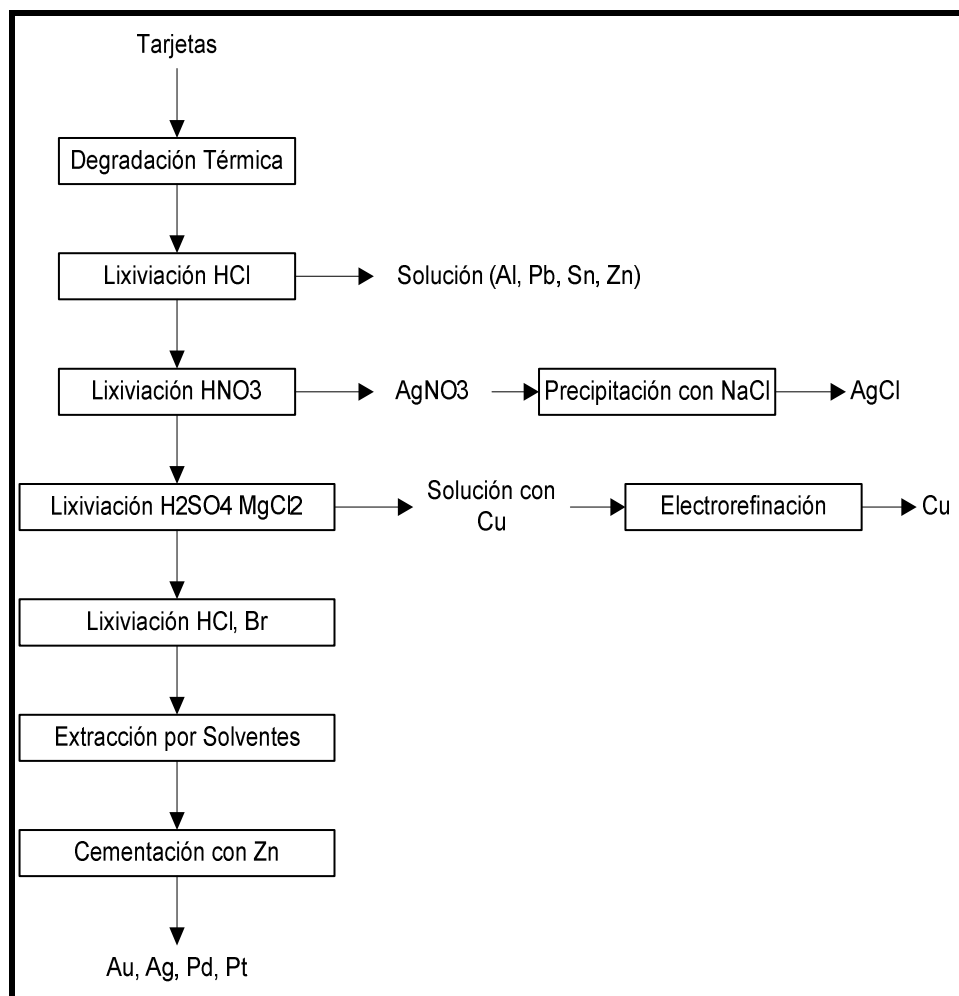


Figura 1.21. Diagrama de flujo del proceso industrial de recuperación de oro y plata, utilizado en Corea del Sur (Zhang y Cui, 2008)

El relave del proceso anterior es lixiviado con ácido sulfúrico y cloruro manganoso para disolver cobre, el cual se obtiene por electrorefinación. Enseguida el sólido es lixiviado con una mezcla de ácido clorhídrico y iones bromo para disolver todos los metales preciosos presentes, los cuales son extraídos de la solución con un solvente orgánico y luego precipitados por cementación con polvo de zinc. Los porcentajes de recuperación corresponden a 98% de oro, 86% de plata, 96% de paladio y 92% de platino.

1.2.3.2. Procesos Pirometalúrgicos

La recuperación de metales preciosos con técnicas pirometalúrgicas como proceso principal, es una alternativa utilizada generalmente en países del primer mundo. Este es el caso de Bélgica, en donde la empresa UMICORE, utiliza hornos de fusión, junto con procesos de lixiviación y electrodeposición para recuperar un total de 17 metales. El diagrama de proceso de la planta se presenta en la figura 1.2.

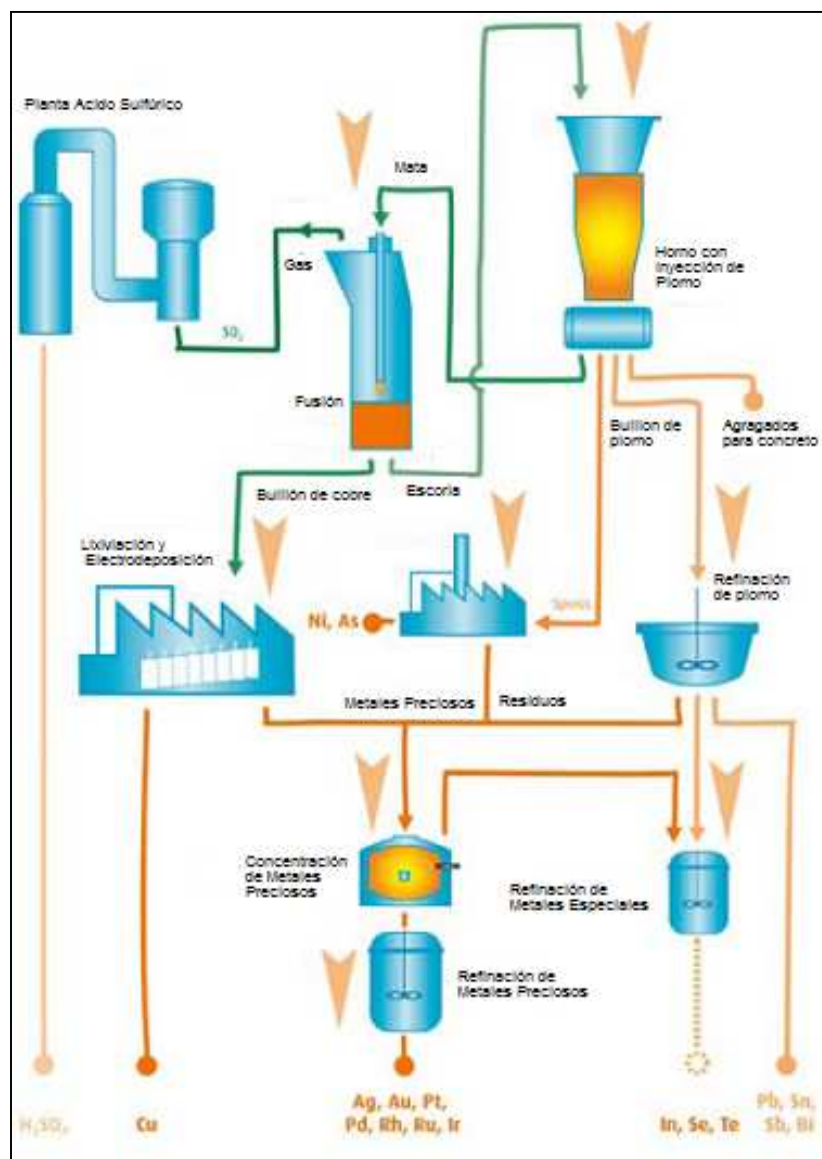


Figura 1.23. Diagrama de proceso de la compañía UMICORE (Hageluken, 2006)

Las operaciones de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos están constituidas por dos procesos; operaciones de metales preciosos y de metales base. Luego de reducir de tamaño a las tarjetas a partícula de 5x5 mm, se envían al horno de fusión, donde se inyecta aire enriquecido con oxígeno, combustible y carbón como agente reductor de los metales. Aquí los metales preciosos se separan del resto de metales, y forman parte de un bullion de cobre, los metales base se colectan en una escoria de plomo

El bullion de cobre pasa a un proceso de lixiviación con ácido sulfúrico y electrodeposición, para obtener cobre metálico. La solución que sale del proceso contiene metales preciosos, esta se envía a un proceso de concentración y refinación para obtener oro, plata y metales del grupo del platino. La escoria de plomo se envía a fusión en un alto horno, donde se obtiene un bullion de plomo, mata de cobre, níquel, arsénico y escoria. La mata de cobre es enviada al horno de fusión, mientras que el bullion de plomo es enviado a refinación. En este proceso, los residuos contienen metales preciosos y metales raros y son enviados a refinación. (Hageluken, 2006)

1.3. PROBLEMAS AMBIENTALES RELACIONADOS CON RESIDUOS ELECTRÓNICOS

1.3.1. GENERALIDADES

El término basura electrónica se refiere a los restos obsoletos de computadoras, teléfonos móviles, impresoras, cartuchos de tinta, pantallas, televisores, máquinas de fax y otros aparatos electrónicos. De los residuos sólidos urbanos, la fracción de los electrónicos es, sin duda, la que crece con mayor rapidez. Los mayores causantes de este problema son los teléfonos móviles y los ordenadores, pues son los que se reemplazan más a menudo. [Greenpeace, 2010; Sheng y Etsell, 2007]

Durante los últimos diez años, se ha dado mayor atención a los efectos de los componentes peligrosos presentes en los equipos electrónicos. Los residuos electrónicos se han convertido en uno de las más importantes limitaciones en el desarrollo de la industria electrónica, la cual genera aproximadamente 2 billones de dólares al año. [EPA, 2007; Xiang et al., 2004]

Acorde con estadísticas, el volumen global de residuos electrónicos alcanzó un valor de 40 millones de toneladas métricas en el año 2007. El rápido aumento de este tipo de residuo motiva una preocupación, pues no se deben descartar los problemas ambientales que pueden generar en un futuro próximo. Según datos entregados por la Unión Europea el volumen de este tipo de residuos se estima que aumenta a razón de un 3% a 5% anual, lo que significa que en un plazo de 5 años aumentará entre un 16% y 25% y se doblará en doce años.

La información sobre la cantidad generada de este tipo de residuos no está siempre actualizada en América Latina. Con excepción de pocos países, dentro de ellos Chile, Colombia, Argentina y Perú, se cuenta sobre todo con estadísticas de consumo de varios artefactos, los cuales eventualmente generarán desechos. La mayoría de los datos se refieren a celulares y computadores. En el caso del Ecuador, no se ha establecido ninguna estimación. [Sepúlveda et al., 2009; CONAMA, 2007]

Los desechos electrónicos en general contienen más de mil diferentes sustancias, la mayoría de las cuales son tóxicas, y algunas de ellas tienen un valor en el mercado relativamente alto cuando son recuperadas. Una disposición inadecuada y prácticas pobres de recuperación de metales, tales como oro, cobre y plata, contribuyen a potenciales impactos negativos en el ambiente y a riesgos a la salud para las personas expuestas a ésta clase de desechos.

Por tal razón los desechos electrónicos no son importantes sólo en términos de cantidad sino también de toxicidad. Los elementos más comunes presentes en residuos electrónicos se presentan en la tabla 1.4. [Jaramillo y Parody, 2010; Sepúlveda et al., 2009]

Tabla 1.5. Elementos presentes en desechos electrónicos

Elemento	Residuos en los que se encuentra
Plomo	Soldaduras, monitores CRT (Plomo en el cristal), tubos de rayos catódicos y baterías plomo-ácido
Estaño	Soldaduras
Cobre	Cables, circuitos impresos
Aluminio	Carcasas y disipadores de calor
Silicio	Cristales, transistores, tableros de circuitos impresos
Níquel	Baterías recargables de níquel-cadmio
Cadmio	Tableros de circuitos y semiconductores, baterías recargables de níquel-cadmio
Litio	Baterías
Níquel	Circuitos impresos
Oro	Recubrimiento de conectores
Bromo	Cubiertas policromadas retardantes de flamas para cubiertas, cables y tableros de circuitos
Selenio	Tableros de circuitos como rectificador de suministro de energía

(Jaramillo y Parody, 2010)

1.3.2. PROBLEMAS EN EL MANEJO DE LOS RESIDUOS ELECTRÓNICOS

La proporción de metales preciosos presentes en los residuos electrónicos es importante, se estima que en los 230 millones de computadores y los mil millones de teléfonos móviles vendidos en 2006, las cantidades de oro y plata alcanzaron respectivamente a 70 y 235 toneladas, lo que corresponde en cada caso a cerca de 3% de la producción minera mundial de ambos metales. En cuanto al paladio, estas cifras llegan incluso a las 18 toneladas o 12% .Uno de los principales obstáculos para recuperar de manera eficiente y eficaz estos recursos es la casi inexistente infraestructura para la recolección y reciclaje, junto con la ausencia de asignación de responsabilidades claras.

Los métodos de manejo de residuos electrónicos que no reciclados son disposición en tierra e incineración. La disposición en tierra comprende colocar los residuos en finas capas, compactadas al menor volumen posible y cubiertos por

tierra. Este procedimiento se realiza en un relleno sanitario. [UNEP, 2009; Dagan et al., 2007].

En los rellenos sanitarios los metales pesados lixiviados de los aparatos electrónicos pueden filtrarse al suelo con el paso del tiempo si éstos no tienen una barrera impermeable. A través del terreno, pueden llegar a aguas subterráneas, así se incrementa la probabilidad de que seres humanos y otras especies entren en contacto con dichos líquidos. [Jaramillo y Parody, 2010; UNEP, 2009]

La incineración es un sistema de tratamiento de la basura que consiste en someter a altas temperaturas los desechos sólidos, con lo que se reduce su volumen y su peso. De esta combustión resultan cenizas, escoria o residuos inertes y gases tóxicos. Cuando se realiza éste proceso sin condiciones controladas, se puede producir una oxidación incompleta de los plásticos presentes en las tarjetas, que generalmente son PVC y resinas epóxicas.

Al incinerar aparatos electrónicos, se liberan metales pesados a la atmósfera. Se ha estimado que cada año se emiten 36 toneladas de mercurio y 19 toneladas de cadmio al tratar ésta clase de residuos por incineración. Adicionalmente, la presencia de retardantes de flama en las tarjetas de circuitos impresos ocasiona la liberación de dioxinas bromadas y furanos. [Jaramillo y Parody, 2010; UNEP, 2009]

1.3.2.1. Manejo de residuos electrónicos en países del primer mundo

Los países del primer mundo constituyen los principales productores y consumidores de artefactos electrónicos. El volumen más alto de esta clase de residuos lo tiene Norte América, seguida de Europa y Asia, en dichos lugares, el porcentaje desechos equivale al 8% del total de basura producida. Por tal razón el manejo adecuado de chatarra electrónica se ha convertido en una prioridad en las naciones desarrolladas.

Una de las iniciativas implementadas es la Responsabilidad Extendida del Productor o EPR por sus siglas en inglés. Dicha normativa implica que el productor (o importador) debe hacerse cargo de los residuos generados por sus productos, una vez transformados en basura.

Esta responsabilidad se puede materializar de varias formas. Por una parte, se pueden hacer cargo en forma directa de estos residuos, o en conjunto con otras empresas del mismo rubro, o bien, de manera indirecta, al financiar los costos del manejo de estos residuos.

En el caso de Japón, existen 34 corporaciones industriales, entre las más importantes Mitsubishi y Toshiba que han provisto a ese país de estructura tecnológica y económica para la recolección, reciclaje y reutilización de seiscientas mil toneladas al año de basura electrónica. En todo el país existen más de trescientos centros de acopio y 38 plantas de reciclaje. Luego de ser recolectados, los residuos son enviados a la planta y pasan por procesos de clasificación, desmantelamiento, trituración y separación en sustancias reutilizables y no reutilizables.

Los Estados Unidos manejan una idea diferente, gracias a la iniciativa de la Agencia de Protección ambiental (EPA), se han establecido centros de acopio para desechos electrónicos, los cuales son clasificados y enviados a diversos destinos, como son centros de reparación, instituciones de caridad para la reutilización de equipos, plantas de reciclaje y exportadores. El objetivo de la iniciativa estadounidense es reparar los equipos y reutilizarlos en lugar de desecharlos, así se reduce el volumen de chatarra electrónica. Entre las empresas que gestionan los residuos se encuentran Corona Visions, con sede en Texas y Belmont Company, con sede en Chicago.

La Unión Europea, a través del Parlamento Europeo, ha definido una estrategia central, conocida como la Directiva WEEE (Waste Electrical and Electronic Equipment), la cual viene acompañada de otra directiva complementaria, la RoHS (Restriction of Hazardous Substances on Electric and Electronic Equipment). El

objetivo de estas estrategias es la reducción de la generación y peligrosidad de los residuos electrónicos así como lograr su reutilización, reciclaje y eliminación conveniente a través de la instalación de plantas de tratamientos. Actualmente la compañía Umicore, con sede en Bélgica, posee la planta más grande de tratamiento de ésta clase de desechos en toda Europa. (Jofre y Morioka, 2007)

1.3.2.2. Manejo de residuos electrónicos en países del tercer mundo

Muchos de los residuos electrónicos de economías desarrolladas son exportados a zonas en desarrollo como la China, India, Pakistán o Nigeria. El problema está en que los costos del reciclaje de productos de alta tecnología son elevados debido al uso intensivo de mano de obra para la separación de los diversos componentes y del tratamiento especial que requieren partes específicas para su reciclaje (como las tarjetas de circuitos, baterías, etc.) , razón por la cual muchas veces se exportan a países del tercer mundo, puesto que sus costos de mano de obra son bajos y las regulaciones ambientales y ocupacionales son pocas y no son tan estrictas.

Estas exportaciones de residuos electrónicos a países asiáticos y africanos representa un verdadero peligro para las comunidades pobres, donde la quema abierta, los baños ácidos y la basura tóxica genera contaminación en tierra, agua, suelos y aire, y expone a los habitantes a envenenamiento y condiciones peligrosas para su salud.

Un estímulo a estas inadecuadas prácticas son los precios de los metales, cada vez mayores, en particular del cobre, níquel, oro, plata, hierro y aluminio. Tras ser extraídos de los equipos, estos metales pueden venderse en el mercado local para luego ser exportados a mercados mundiales. Se puede comprobar, que países como China y la India tienen una demanda fuerte de obtener cualquier tipo de residuo como materia prima debido a las necesidades de su propio crecimiento económico.

América Latina ha experimentado un aumento de casi 600% en el uso de internet entre los años 2000 y 2007. Durante los últimos años, en particular 2007, ha habido una tendencia similar en la venta de equipos electrónicos en la mayoría de los países latinoamericanos. Los mercados digitales crecieron un promedio de 14% entre 2003 y 2005, más del doble de las tasas de Europa y Estados Unidos (5%) y de Asia-Pacífico (6%).

El rápido incremento en las ventas de computadores y teléfonos celulares lleva a cada vez mayores cantidades de residuos electrónicos. Diversos estudios realizados en América latina confirman esta estimación al predecir un veloz aumento en los flujos de este tipo de residuo, algunas cifras se presentan a continuación:

- Un estudio sobre residuos electrónicos en Colombia (población, 45 millones) mostró alrededor de 6.000 a 9.000 toneladas de residuos computacionales en 2007, una cantidad que se estima que se duplicará en los próximos cinco años. Esta cifra está en el mismo rango que las estimaciones de 7.300 toneladas por año hechas para Perú (población, 29 millones).
- De acuerdo con un estudio reciente, durante 2007 se produjeron más de 20.000 toneladas de residuos electrónicos en Argentina (población, 39 millones). Un informe similar relativo a México estimó 28.000 toneladas de residuos computacionales para 2006 (población, 103 millones).

A pesar de la falta de cifras globales y de una metodología estandarizada para calcular la generación de chatarra electrónica, puede concluirse que América latina deberá hacerse cargo en los próximos años del problema relativo al tratamiento final de una rápidamente creciente cantidad de computadores y otros equipos de la misma línea que se encuentran al final de su vida útil, dado que éstos ya han llegado a representar un volumen crítico en la región.

En los países en desarrollo, la infraestructura de recolección y reciclaje se caracteriza por un alto grado de informalidad, que, en un cierto nivel, perdura incluso cuando se pone en operaciones un sistema regulado de gestión de residuos electrónicos.

Aunque las empresas de reciclaje formales amplían sus actividades e incrementan las cantidades procesadas cuando se implementa un sistema formal de gestión de desechos, los recicladores informales recolectan en los hogares particulares aquellos componentes que tienen valor económico. Ello hace que un desafío importante sea guiar el rol que puede tener el sistema informal con miras a un sistema futuro.

El reciclaje formal de residuos electrónicos en América latina, en su mayor parte limitado a un desensamblaje profesional, es una actividad emergente. En algunos países, como Chile, Argentina, Perú, Colombia y Brasil, las empresas tradicionales de reciclaje de metales han descubierto el mercado de reciclaje de éstos desechos.

Las cantidades procesadas todavía están en un nivel modesto, dado que ni el marco político ni la infraestructura logística permiten volúmenes mayores. En su mayoría estas empresas no ofrecen un servicio completo, pues prefieren concentrarse en los componentes valiosos, como los paneles de control impresos, y descartan un tratamiento final adecuado de componentes de valor económico negativo, pero que implican un daño potencial al medio ambiente o a la salud.

Algunos países latinoamericanos tienen la intención de incorporar paulatinamente la gestión de residuos electrónicos en su agenda política. No obstante, en la mayoría de ellos se desconocen los destinos actuales de los equipos obsoletos, al igual que las cifras cuantitativas. Sólo en México, Costa Rica, Colombia, Perú, Argentina y Chile están disponibles estudios de líneas de base particulares. (Boeni et al., 2009)

En nuestro país el manejo de residuos electrónicos es un tema que no ha tenido atención por parte de las autoridades ni de personas particulares. Existen solamente dos gestores, la empresa Reciclmetal y la fundación Hermano Miguel con su programa de reciclaje “Proyección Futura”. Estas dos entidades se encargan de recibir los desechos y clasificarlos para posteriormente exportar los mismos a China.

1.3.3. LOS TELÉFONOS CELULARES COMO RESIDUOS ELECTRÓNICOS

Cada año se venden a nivel mundial más de 1.000 millones de aparatos celulares y dos de cada tres personas tienen acceso a la telefonía móvil. Hoy hay 4.600 millones de abonados al servicio de la telefonía celular sobre una población de más de 6.800 millones y se prevé que para fin de año los abonados alcanzarán los 5.000 millones. La constante innovación tecnológica y nuevas funcionalidades en los teléfonos celulares conllevan un permanente recambio de equipos a una velocidad preocupante. (Residuos electrónicos, 2010)

La mayoría de los teléfonos celulares contiene una cantidad de materiales plásticos, cerámicos, y metales, que se pueden reciclar. Entre un 65 % y un 80% de las partes de los teléfonos móviles pueden ser re aprovechadas, de ésta manera se extiende el ciclo de vida de los productos. El reciclaje de estos aparatos ahorra recursos y protege el medio ambiente porque no es necesario extraer metales nuevos.

Además, algunos de ellos contienen altos niveles de ciertos materiales, como plomo, cromo o cadmio, que los convierte en residuos peligrosos cuando son desechados, lo que se soluciona al establecer métodos de reciclaje viables y eficaces.

Los teléfonos celulares difieren de una marca a otra y de un modelo a otro. Por tal razón las sustancias presentes en dichos artefactos varían según la marca,

modelo y año de fabricación. Sin embargo, dicha variación es mínima, por lo que su composición general es similar.

La tabla 1.5., presenta las sustancias en tres categorías: constituyentes primarios, constituyentes menores (más de 0,1 pero menos del 1%) y micro constituyentes (presentes en un porcentaje menor a 0,1). (UNEP, 2009)

Tabla 1.5. Porcentaje contenido y locación de sustancias constituyentes de un teléfono móvil

Constituyentes primarios		
Sustancia	Locación en el teléfono	Contenido (%) incluida la batería
Plásticos (Generalmente PVC)	Carcasa, circuit board	~40%
Vidrio, cerámicos	Pantalla LCD, chips	~20%
Cobre	Circuit board, cables, conectores, baterías	~10%
Níquel	Baterías NiCd o NMH	~2 - 10%
Aluminio	Carcasa, baterías	~3%
Estaño	Circuit Board	~1%
Constituyentes menores		
Sustancia	Locación en el teléfono	Contenido (%) incluida la batería
Bromo	Circuit Board (retardantes de flama)	0,1 - 1%
Cadmio	Baterías NiCd	0,1 - 1%
Cromo	Carcasa	0,1 - 1%
Plomo	Circuit Board	0,1 - 1%
Litio	Baterías de ion de litio	0,1 - 1%
Plata	Circuit Board	0,1 - 1%
Tantalio	Circuit Board	0,1 - 1%
Zinc	Circuit Board	0,1 - 1%
Micro constituyentes		
Sustancia	Locación en el teléfono	Contenido (%) incluida la batería
Oro	Circuit Board	< 0,1%
Paladio	Circuit Board	< 0,1%
Rodio	Circuit Board	< 0,1%

(UNEP, 2009)

Efectos en la salud de los elementos más perjudiciales presentes en un teléfono celular

- **Bromo de los retardantes de flama**

Algunos retardantes de fuego bromados, utilizados en las tarjetas de circuitos y carcasas plásticas, no se descomponen fácilmente y se acumulan en el ambiente. Tal es el caso del polibromo difenil éter, el cual es el más común de éstos compuestos.

Ya sea como productos de incineración de los residuos en el caso de las dioxinas y furanos o disuelto en los lixiviados que se generan en los rellenos sanitarios y que luego entran en contacto con aguas subterráneas, exposición a compuestos que contienen bromo ha sido vinculada con efectos de neurotoxicidad, puede conducir a problemas de aprendizaje y memoria.

- **Plomo**

La exposición al plomo se da por inhalación de los gases producidos al incinerar los teléfonos celulares o por la presencia del mismo en el agua. Estudios muestran que al colocar dichos residuos en un relleno sanitario, los lixivados generados contienen entre 2 y 88,6 mg/L. (Dagan et al., 2007)

Este metal puede causar varios efectos no deseados, como son: perturbación de la biosíntesis de hemoglobina, incremento de la presión sanguínea, daño a los riñones, abortos, perturbación del sistema nervioso, daño al cerebro, disminución de la fertilidad del hombre a través del daño en el esperma, disminución de las habilidades de aprendizaje de los niños, perturbación en el comportamiento de los niños, como es agresión, comportamiento impulsivo e hipersensibilidad.

- **Cadmio**

Se estima que los lixiviados generados en un relleno sanitario que contiene teléfonos celulares contienen entre 0,004 y 0,021 mg/L. Adicionalmente éste

metal puede estar presente en los gases producidos por la incineración de desechos electrónicos.

El cadmio es altamente tóxico, afecta riñones, huesos, sistema nervioso central y sistema inmune. Produce diarreas, dolor de estómago y vómitos severos. Causa fallos en la reproducción y posibilidad incluso de infertilidad, desordenes psicológico y posible daño en el ADN o desarrollo de cáncer.

- **PVC**

Los procesos de producción y deshecho por incineración del PVC generan la liberación de dioxinas y furanos. Estos químicos son altamente persistentes en el ambiente y muchos son tóxicos incluso a muy bajas concentraciones.

- **Cromo**

El cromo puede estar presente en una concentración de 0,082 mg/L en las aguas producto de lixiviación de los residuos que pasa a través de suelo. El nivel de éste metal en el aire y el agua es generalmente bajo. La toma de mucho cromo III puede causar efectos sobre la salud, por ejemplo erupciones cutáneas.

Otros problemas de salud que son causados por el cromo (VI) son malestar de estómago y úlceras, problemas respiratorios, debilitamiento del sistema inmune, daño en los riñones e hígado, alteración del material genético, cáncer de pulmón y hasta la muerte. (Jaramillo y Parody, 2010)

2. METODOLOGÍA

2.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA Y QUÍMICA DE LAS TARJETAS DE CIRCUITO IMPRESO

En el presente proyecto de investigación, se busca recuperar oro, plata, paladio y rodio de tarjetas de circuitos impresos a través de procesos de cianuración directa y con pre-tratamientos de las tarjetas como reducción de tamaño, tostación oxidante, lixiviación básica y lixiviación ácida. También se busca recuperar paladio y rodio a través de procesos de lixiviación ácida, lixiviación básica. A continuación, se presenta la metodología experimental utilizada.

Se realizó la caracterización física de las tarjetas de circuitos impresos con microscopía electrónica de barrido, con un equipo Tescan con analizador Rayos X Quantax. Posteriormente recibieron un tratamiento de tostación oxidante para eliminar la parte plástica de las mismas.

A continuación se redujo de tamaño a las tarjetas pulverizándolas y se realizó la caracterización química por ensayo al fuego y disgregación ácida para análisis por espectro fotometría de absorción atómica con un equipo de Espectrofotometría, modelo AAnalyst 300.

En primer lugar se realizaron ensayos de cianuración directa. Con el fin de analizar la influencia del tamaño de partícula, se llevaron a cabo ensayos de cianuración de las tarjetas de circuitos impresos con un tratamiento previo de reducción de tamaño de tres maneras, manualmente, con un molino de martillos y un pulverizador.

Una vez seleccionado el tamaño de partícula, se realizaron ensayos de cianuración en los que se sometió a las tarjetas a tres tipos de tratamientos preliminares aparte de la reducción de tamaño, éstos son tostación oxidante, lixiviación básica y lixiviación ácida. El objetivo de realizar éstos tratamientos

preliminares es determinar con cuál de ellos se obtiene las mejores recuperaciones de oro, plata, paladio y rodio.

Los parámetros que se definieron en los ensayos de cianuración fueron: la concentración de cianuro de sodio, el pH y el tiempo de cianuración. Una vez definidas las condiciones anteriormente mencionadas se realizaron ensayos de cianuración con recirculación de la solución cianurada. Antes de que dicha solución sea recirculada fue sometida a un proceso de remoción de los metales de interés con carbón activado.

Finalmente se realizaron ensayos de lixiviación ácida y básica para la recuperación de paladio y rodio. En el caso de las lixivitaciones ácidas se utilizaron ácido sulfúrico y ácido nítrico. Para la lixiviación básica se utilizó hidróxido de potasio. También se hizo una lixiviación con una mezcla de ácido sulfúrico y cloruro de sodio.

Los parámetros que se definieron en los ensayos de lixiviación ácida, básica y con la mezcla de ácido sulfúrico y cloruro de sodio fueron: la concentración de agente lixivante, y el tiempo de lixiviación. La figura 2.1 detalla la secuencia de los ensayos realizados para la recuperación de oro, plata, paladio y rodio a través de la cianuración y las lixivitaciones ácida y básica.

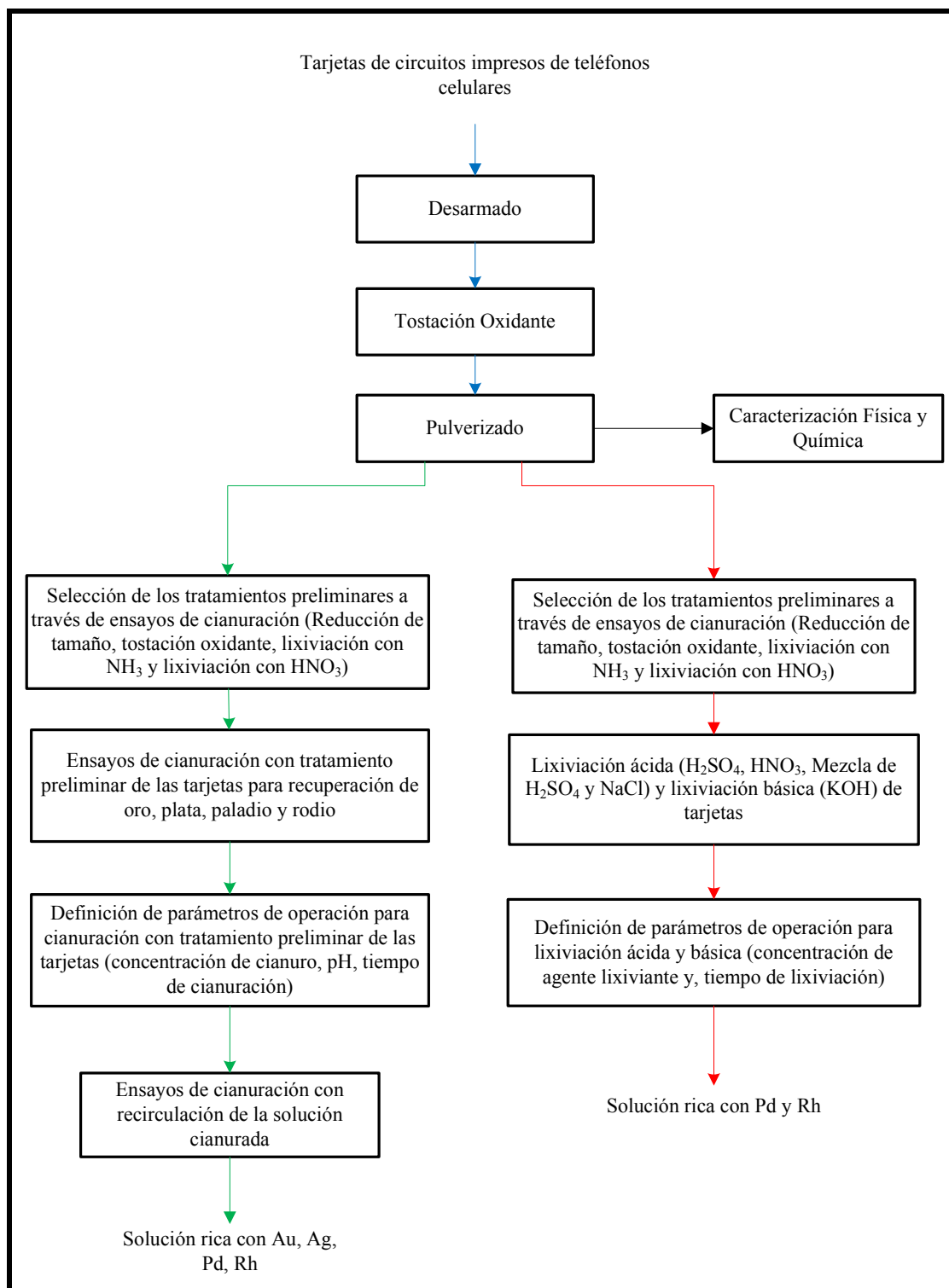


Figura 2.1. Metodología para la recuperación de oro, plata, paladio y rodio a partir de tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados

2.1.2. ORIGEN DE LAS TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS COMO MATERIA PRIMA

Para la obtención de las tarjetas de circuitos impresos, se realizó un desarmado completo de los teléfonos celulares descartados. Debido a que los teléfonos no pertenecían a un mismo modelo, las tarjetas presentaban diversos tamaños (entre 7 y 11 centímetros de largo, 3,5 y 4 centímetros de ancho, 2 y 2,5 milímetros de espesor). Un ejemplo de tarjeta de circuitos impresos se muestra en la figura 2.2.

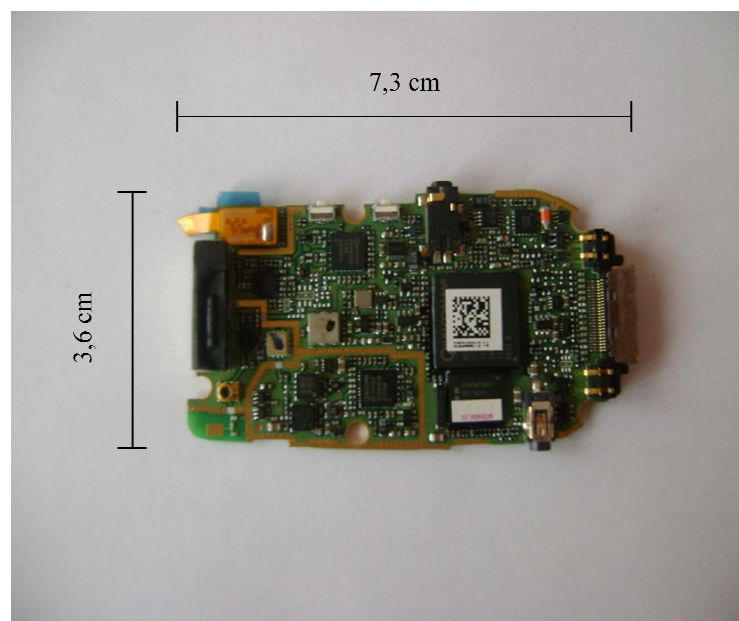


Figura 2.2. Tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares

2.1.3. TRATAMIENTOS PRELIMINARES

2.1.3.1 Tostación Oxidante

Se realizó una tostación oxidante de las tarjetas con el fin de remover la parte plástica que cubre a las partes metálicas. Se utilizó una mufla eléctrica SEPOR INC. Esta presenta un control automático de temperatura, lo cual permite fijar un valor de este parámetro al interior de la misma. El horno puede trabajar hasta una temperatura de 960 [°C]. La mufla presenta una cámara de calentamiento con una

capacidad de 48,71[L] (27,5 [cm] de altura, 41 [cm] de ancho y 43,2 [cm] de profundidad).

La tarjeta fue pesada y luego colocada en un plato cerámico el cual fue introducido en la mufla, la cual se encontraba a temperatura ambiente. A continuación se programó al equipo para que alcance una temperatura de 800[°C], el tiempo en el que alcanza dicha temperatura es de dos horas. Una vez que se alcanzó la misma, se retiró el plato del horno y se dejó enfriar.

2.1.3.2 Reducción de tamaño

Las tarjetas de circuitos impresos fueron reducidas de tamaño de tres maneras. La primera fue de manera manual, con una sierra. Se cortó a las tarjetas en piezas de 4x4 cm, 1x1 cm y 5x5 mm. El objetivo en ambos casos fue determinar el tamaño de partícula que con el que se obtiene una mayor recuperación de metales preciosos a través de la cianuración y lixiviaciones ácida y básica.

La segunda fue con el uso de un molino de martillos modelo D6431, CONDUX, con capacidad de 500 g, el molino cuenta con una tolva de alimentación de forma rectangular de 31,2 [cm] de longitud, 16,1 [cm] de ancho y 12,4 [cm] de profundidad. También tiene un ducto de descarga cilíndrico de 15,1 [cm] de diámetro. En el interior del molino se encuentran barras de metal de 5,9 [cm] de longitud, 2,5 [cm] de ancho y 1,3 [cm] de espesor. Adicionalmente existe una malla metálica con agujeros de 2 [mm] de diámetro. En la figura 2.3 se muestra el molino de martillos empleado y una vista interior del mismo. En la figura 2.4 se muestra a la tarjeta luego del proceso de molienda.



Figura 2.3. Fotografía de la vista exterior e interior del molino de martillos utilizado para la reducción de tamaño



Figura 2.4. Fotografía de la tarjeta luego de la reducción de tamaño con molino de martillos

La tercera fue con el uso de un pulverizador NAEF, cuya capacidad es de 100 g. El pulverizador consta de una cámara cilíndrica con tapa, con un diámetro de 14 [cm] y una altura de 4,4 [cm]. Dentro de la cámara se encuentran dos partes móviles, una de ellas tiene una forma anular con un diámetro externo de 12 [cm], un espesor de 1,2 [cm] y una altura de 4,2 [cm]. La otra parte móvil es un cilindro sólido que tiene un diámetro de 7 [cm] y una altura de 4 [cm]. La cámara tiene un

movimiento centrífugo y vertical, lo cual permite que las partes móviles choquen contra las paredes de la cámara y pulvericen el material. Esta reducción de tamaño fue utilizada sólo para tarjetas que tuvieron un tratamiento preliminar de tostación oxidante. El tiempo de pulverización fue de un minuto. En la figura 2.5 se muestra el pulverizador empleado y una vista interior del mismo. En la figura 2.6 se muestra a la tarjeta luego de ser pulverizada.



Figura 2.5. Fotografía de la vista exterior e interior del pulverizador utilizado para la reducción de tamaño



Figura 2.6. Fotografía de la tarjeta tostada luego de la reducción de tamaño con pulverizador

2.1.3.3. Determinación del tamaño de partícula para las tarjetas molidas en el molino de martillos y en el pulverizador

La determinación del tamaño de partícula de las tarjetas de circuito impresos luego del proceso de molienda y el de pulverizado se realizó a través de un análisis granulométrico del material, para lo cual se empleó un sistema de tamices Tyler y uno de agitación Rot-Tap, con capacidad para 7 tamices y un recipiente que actúa de fondo. Este sistema se caracteriza por presentar dos tipos de agitación, centrífuga y de golpe vertical. Se cargó el sistema de tamizado con el peso correspondiente a una tarjeta, el cual varía en función del tamaño de la misma entre 20 y 25 g, las mallas empleadas para este proceso se detallan a continuación en la tabla 2.1 y 2.2:

Tabla 2.1. Tamices empleados para efectuar el ensayo granulométrico de las tarjetas de circuitos impresos molidas en molino de martillos

Malla [#]	Abertura [μm]
6	3 350
10	2 000
18	1 000
20	850
25	710
30	600
35	500
40	425
Fondo	< 425

Tabla 2.2. Tamices empleados para efectuar el ensayo granulométrico de las tarjetas de circuitos impresos pulverizadas

Malla [#]	Abertura [μm]
80	180
100	150
150	106
180	90
200	75
270	53
Fondo	< 53

Se determina el peso retenido en cada una de las mallas con una balanza Boeco con capacidad máxima de 300 g y precisión de 0,01 g. Con los pesos obtenidos, se determina el porcentaje retenido de material en cada tamiz, el porcentaje retenido acumulado y por último el porcentaje pasado acumulado. Con este último parámetro, se grafica la curva granulométrica y se determina el d_{80} del material.

2.1.4. CARACTERIZACIÓN FÍSICA DE LAS TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

Caracterización por microscopía electrónica de las tarjetas de circuitos impresos

La tarjeta de circuitos impresos se analizó por medio de microscopía electrónica con un equipo Tescan con analizador de Rayos X Quantax. La tarjeta se cortó con una sierra con el fin de conseguir una sección recta. La muestra se colocó en la cámara del microscopio y se procedió a realizar el análisis.

2.1.5. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DE LAS TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

2.1.5.1. Determinación de la concentración de oro y plata en las tarjetas de circuitos impresos

Para la determinación de oro y plata presentes en las tarjetas de circuitos impresos se utilizó el método de ensayo al fuego. Este método consiste en producir una fusión de la muestra se utiliza una carga fundente, para obtener dos fases líquidas: una escoria constituida principalmente por silicatos complejos y una fase metálica de plomo, el cual colecta los metales nobles de interés, en éste caso oro y plata.

El plomo sólido es separado de la escoria como un régulo, el cual es oxidado en caliente en una copela de magnesita y absorbido por ella, queda en su superficie el doré de oro y plata. La carga fundente utilizada se presenta en la tabla 2.3. En cada ensayo al fuego se utilizó una tarjeta, cuyo peso variaba entre 13 y 25 g.

Tabla 2.3. Carga fundente utilizada para la fusión de tarjetas de circuitos impresos

Reactivo	Peso [g]
Bórax	30
Na ₂ CO ₃	50
PbO	50
CaCO ₃	15
NaNO ₃	4
C	3
SiO ₂	20

Para la fusión se utilizó un horno de crisol a gas, que funciona a través de la combustión de gas licuado de petróleo (GLP) en una cámara de material refractario, donde se alimenta el aire necesario por medio de un ventilador. Se opera a una temperatura aproximada de 1000 [°C].

Este equipo es de construcción nacional, tiene una capacidad de 9,74 [L] (25,4 [cm] de altura y 22,1 [cm] de diámetro. En la cámara se puede cargar crisoles número 5, los mismos que pueden contener 400 g de muestra cada uno. En la figura 2.7, se muestra el horno de crisol empleado para la fundición de tarjetas de circuitos impresos.



Figura 2.7. Fotografía horno de crisol a gas, empleado en la fusión de tarjetas de circuitos impresos

Para el ensayo de fusión se realizó el siguiente procedimiento:

- Se pesó la tarjeta (el peso de cada tarjeta varía de 13 a 25 g), se tostó la misma y luego se la pulverizó.
- La tarjeta pulverizada se mezcló con la carga fundente especificada en la tabla 2.3 y se homogenizó.
- Se colocó el material dentro de un crisol cerámico.
- Se colocó al crisol en la cámara del horno.
- Se fundió la muestra a 1000 [°C] aproximadamente, durante una hora.
- Se extrajo el crisol y se colocó la muestra final en una lingotera metálica con el fin de acumular el régulo en la parte inferior.
- Se dejó enfriar y se sacó la muestra de la lingotera.
- Se separó la escoria del régulo al fracturar la misma con un martillo.
- Se eliminó la escoria presente en la superficie del régulo con un martillo.

- Se colocó al régulo en una copela precalentada a 960 [°C] por treinta minutos.
- Se introdujo a la copela en la mufla SEPOR INC. cuya temperatura debe estar fijada a 960 [°C].
- Una vez que el plomo se fue absorbido por la copela se retiró la misma de la mufla y se dejó enfriar.
- Se pesó el doré en un balanza Sartorius Research con capacidad de 10 g y precisión de 0,00001 g.
- Se atacó al doré con 10 mL de ácido nítrico grado técnico y 10 mL de agua destilada en un tubo de ensayo calentado a baño maría durante 45 minutos con el objetivo de disolver la plata metálica presente. Se utiliza reactivos de grado técnico ya que se determinó la concentración de metales preciosos.
- Se descartó la solución y se realizaron tres lavados del precipitado presente en el tubo de ensayo. En cada lavado se utilizaron 20 mL de agua destilada.
- Se añadió 4 mL de agua regia en el tubo de ensayo y se calentó a baño maría al mismo hasta que el oro se disuelva.
- Se analizó el contenido de oro en la solución con un equipo de Espectrofotometría de Absorción Atómica, modelo AAnalyst 300, PERKIN ELMER.

En caso de que el doré no adquiera un color negro será necesario realizar un proceso de encuartación, ya que existe una cantidad de oro en el mismo mayor al 25% de su peso. El procedimiento para encuartar al doré se explica a continuación:

- Se descarta la solución de ácido nítrico y agua del tubo de ensayo.
- Se realizan tres lavados, cada uno con 20 mL de agua destilada.
- Se extrae al doré del tubo de ensayo y se lo coloca en un crisol de porcelana.
- Se seca al doré en una estufa a 110 [°C].
- Se pesa nuevamente al doré.

- Se coloca en una copela pre calentada a 960 [°C] por treinta minutos el doré, más una cantidad de plata metálica equivalente a tres veces el peso del mismo y una lámina de diez g de plomo metálico.
- Se introduce a la copela en la mufla y se sigue el mismo procedimiento mencionado anteriormente de ataque con ácido nítrico, lavado y disolución con agua regia.

2.1.5.2. Determinación de la concentración de metales base, paladio y rodio en las tarjetas de circuitos impresos

Para la determinación de los metales pesados (aluminio, cobre, cromo, hierro, plomo, zinc, manganeso, estaño, níquel, silicio), paladio y rodio presentes en las tarjetas, se empleó un equipo de Espectrofotometría de Absorción Atómica, modelo AAnalyst 300, PERKIN ELMER. Los niveles mínimos de detección para cada metal analizado en el equipo de absorción atómica, se presentan a continuación en la tabla 2.4.

Tabla 2.4. Niveles mínimos detección de metales pesados, paladio y rodio por Absorción Atómica (Equipo AAnalyst 300)

Metal	Limite de detección [mg/L]
Aluminio [Al]	0,10
Cobre [Cu]	0,01
Cromo [Cr]	0,01
Hierro [Fe]	0,01
Plomo [Pb]	0,10
Níquel [Ni]	0,01
Paladio [Pd]	0,01
Rodio [Rh]	0,10

Para el análisis de absorción atómica, se realizó previamente una disgregación ácida de la tarjeta para lo cual se realizó el siguiente procedimiento:

- Se pesó la tarjeta (el peso de cada tarjeta varía de 20 a 25 g) y se dio tratamientos preliminares de tostación oxidante y pulverización.
- Se homogeneizó a la muestra.
- Se pesó 500 mg de la muestra y se colocó en un vaso de precipitación de 250 mL.
- Se añadió 10 mL de ácido nítrico de grado técnico y 30 mL de ácido clorhídrico de grado técnico
- Se calentó la muestra conjuntamente con los ácidos en una plancha de calentamiento, hasta que la muestra se disolvió por completo.
- Se vertió la solución en un matraz de 250 mL y se aforó con agua destilada.
- La solución aforada se analizó por absorción atómica, como se especificó anteriormente.

2.2. ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN ÁCIDA Y BÁSICA DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS PARA RECUPERACIÓN DE PALADIO Y RODIO

2.2.1. LIXIVIACIÓN ÁCIDA DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

Para los presentes ensayos se utilizaron dos ácidos, ácido sulfúrico con una pureza de 98% y ácido nítrico con una pureza de 63%. En cada ensayo se utilizó una tarjeta, cuyo peso estaba en el rango de 13 a 25 g. El procedimiento seguido para los ensayos de lixiviación ácida se detalla a continuación:

- Se pesó la muestra.
- Se colocó la muestra en un vaso de precipitación de 600 mL.
- Se añadió 500 mL de agua.
- Se colocó el vaso en un agitador mecánico a 500 rpm, como se muestra en la figura 2.8.

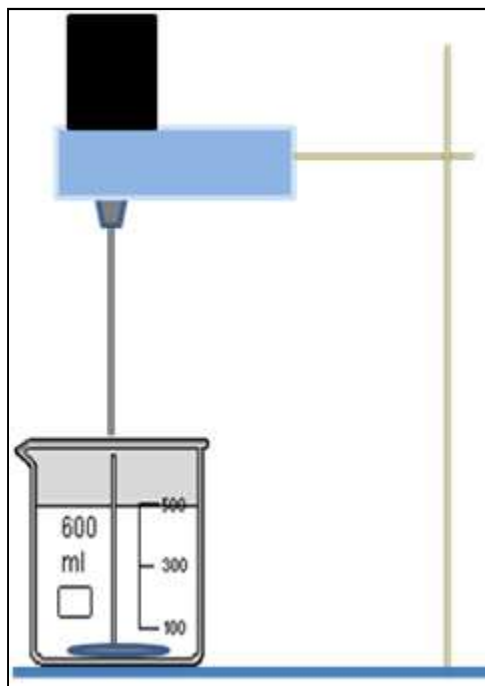


Figura 2.8. Vaso de precipitación con muestra colocado en agitador mecánico

- Se añadió al vaso el volumen de ácido requerido para alcanzar la concentración deseada del mismo en la solución (20 a 50 g/L).
- Cada hora, hasta cumplir con el tiempo de lixiviación establecido (2 a 8 horas) se tomó una alícuota de 5 mL para analizar la concentración de paladio y rodio por espectrofotometría de absorción atómica. Una vez tomada la alícuota se añadió 10 mL de agua.
- Se filtró el contenido del vaso con un embudo plástico y papel filtro.
- Se midió el volumen de solución luego de la filtración.
- Se lavó el material retenido en el papel filtro con 150 mL de agua destilada a 70 [°C].
- Se midió el volumen de solución de lavado y se tomó una alícuota de 5 mL, para analizar la concentración de paladio y rodio por espectrofotometría de absorción atómica.
- Se analizó la recuperación de paladio y rodio de acuerdo a una relación entre la cantidad de dichos metales presente en la solución cianurada y la cantidad de los mismos determinada en la caracterización química de la muestra.

2.2.1.1. Selección de tratamientos preliminares para recuperar paladio y rodio por lixiviación ácida

Se realizaron ensayos de lixiviación, se utilizaron tanto ácido sulfúrico como nítrico. Los tratamientos preliminares dados a las muestras fueron reducción de tamaño con molino de martillos, y tostación oxidante seguida de reducción de tamaño con pulverizador. Se probaron dichos tratamientos para cada ácido. Para todos los ensayos, las condiciones de operación fueron concentración de ácido de 35 g/L y tiempo de lixiviación de dos horas.

2.2.1.2. Definición de los parámetros de operación para la lixiviación ácida de tarjetas de circuitos impresos

El primer parámetro que se definió dentro de la lixiviación ácida de tarjetas de circuitos impresos fue la concentración de ácido en la solución. Para esta definición, la muestra recibió los tratamientos preliminares escogidos sobre la base de los resultados de los ensayos de la sección 2.2.1.1.

Se realizaron pruebas de lixiviación con un tiempo de dos horas, se siguió el procedimiento descrito en la sección 2.2.1., para la definición de la concentración de ácido en solución expresada en g/L, donde se varió la misma. La variación se detalla a continuación en la tabla 2.5., y 2.6., para los dos ácidos utilizados.

Tabla 2.5. Variación de la concentración de ácido sulfúrico para el proceso de lixiviación de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de lixiviación	Concentración de ácido sulfúrico [g/L]
1	20
2	35
3	50

Tabla 2.6. Variación de la concentración de ácido nítrico para el proceso de lixiviación de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de lixiviación	Concentración de ácido nítrico [g/L]
1	20
2	35
3	50

El siguiente parámetro que se definió fue el tiempo de lixiviación ácida de las tarjetas. Se utilizaron las concentraciones de ácidos definidas en la etapa anterior. Para la determinación del tiempo de lixiviación que permita la mejor recuperación de paladio y rodio, se realizaron ensayos con variación del tiempo del proceso, de modo que en cada ensayo se analizó la recuperación de paladio y rodio de acuerdo a una relación entre la cantidad de dichos metales presente en la solución cianurada y la cantidad de los mismos determinada en la caracterización química de la muestra. Los tiempos de operación empleados se detallan en la tabla 2.7.

Tabla 2.7. Variación del tiempo de operación para el proceso de lixiviación ácida de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de Lixiviación	Tiempo para el proceso de lixiviación [h]
1	2
2	4
3	6

2.2.2. LIXIVIACIÓN BÁSICA DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

Para los presentes ensayos se utilizó hidróxido de potasio de grado técnico. En cada ensayo se utilizó una tarjeta, el peso de las tarjetas estuvo en el rango de 13 a 25 g. El procedimiento seguido para los ensayos de lixiviación básica se detalla a continuación:

- Se pesó la muestra.
- Se colocó la muestra en un vaso de precipitación de 600 mL de capacidad
- Se añadió 500 mL de agua.
- Se colocó el vaso en un agitador mecánico a 500 rpm.
- Se añadió al vaso la cantidad de hidróxido requerido para alcanzar la concentración deseada del mismo en la solución (de 2 a 24 g/L).
- Cada hora, hasta cumplir con el tiempo de lixiviación establecido (2 a 8 horas), se tomó una alícuota de 5 mL para analizar la concentración de paladio y rodio por espectrofotometría de absorción atómica. Una vez tomada la alícuota se añadió 5 mL de agua.
- Se filtró el contenido del vaso con un embudo plástico y papel filtro.
- Se midió el volumen de solución luego de la filtración.
- Se lavó el material retenido en el papel filtro con 150 mL de agua destilada a 70 [°C].
- Se midió el volumen de solución de lavado y se tomó una alícuota de 5 mL, para analizar la concentración de paladio y rodio por espectrofotometría de absorción atómica.
- Se analizó la recuperación de paladio y rodio por balances metalúrgicos.

2.2.2.1. Selección de tratamientos preliminares para recuperar paladio y rodio por lixiviación básica

Los tratamientos preliminares dados a las muestras fueron reducción de tamaño con molino de martillos, y tostación oxidante seguida de reducción de tamaño con pulverizador. Para todos los ensayos, las condiciones de operación fueron concentración de hidróxido de 14 g/L y tiempo de lixiviación de dos horas.

2.2.2.2. Definición de los parámetros de operación para la lixiviación básica de tarjetas de circuitos impresos

El primer parámetro que se definió dentro de la lixiviación básica de tarjetas de circuitos impresos fue la concentración de hidróxido en la solución. Para esta dicha determinación, la muestra recibió los tratamientos preliminares escogidos sobre la base de los resultados de los ensayos de la sección 2.2.2.1.

Se realizaron pruebas de lixiviación con un tiempo de dos horas, se siguió el procedimiento descrito en la sección 2.2.2. para la definición de la concentración de hidróxido en solución, expresada en g/L, se varió la misma como se detalla a continuación en la tabla 2.8.

Tabla 2.8. Variación de la concentración de hidróxido de potasio para el proceso de lixiviación de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de lixiviación	Concentración de hidróxido de potasio [g/L]
1	2
2	14
3	40

El siguiente parámetro que se definió fue el tiempo de lixiviación de las tarjetas. Para esta determinación, se trabajó con la concentración de hidróxido seleccionada en la etapa anterior. Para la definir el tiempo de lixiviación que permita la mejor recuperación de paladio y rodio, se realizaron ensayos con variación del tiempo del proceso, de modo que en cada ensayo se analizó la recuperación de paladio y rodio de acuerdo a una relación entre la cantidad de dichos metales presente en la solución fuerte y la determinada en la caracterización química de la muestra.

Los tiempos de operación empleados para los ensayos realizados en la definición del tiempo de lixiviación básica de tarjetas, se detallan en la tabla 2.9.

Tabla 2.9. Variación del tiempo de operación para el proceso de lixiviación básica de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de Lixiviación	Tiempo para el proceso de lixiviación [h]
1	2
2	4
3	6

2.2.3. ENSAYO DE LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO SULFÚRICO Y CLORURO DE SODIO DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS PARA RECUPERACIÓN DE PALADIO Y RODIO

Para el presente ensayo se utilizó una muestra sometida primero a un pretratamiento de tostación oxidante y luego a uno de reducción de tamaño con pulverizador. Para el ensayo se utilizó una tarjeta cuyo peso fue de 22 g y el tiempo de lixiviación fue de 6 horas.

El procedimiento seguido para el ensayo de lixiviación se detalla a continuación:

- Se pesó la muestra.
- Se introdujo la muestra un vaso de precipitación de 600 mL de capacidad.
- Se preparó 250 mL de una solución de ácido sulfúrico y agua al 60% en peso.
- Se añadió al vaso la solución.
- Se añadió 1,46 g de cloruro de sodio.
- Se colocó el vaso en un agitador mecánico a 500 rpm.
- Cada hora, hasta cumplir con el tiempo de lixiviación establecido, se tomó una alícuota de 5 mL para analizar la concentración de paladio y rodio por espectrofotometría de absorción atómica. Una vez tomada la alícuota se añadió 5 mL de agua.
- Se filtró el contenido del vaso con un embudo plástico y papel filtro.
- Se midió el volumen de solución luego de la filtración.

- Se lavó el material retenido en el papel filtro con 50 mL de agua destilada a 70 [°C].
- Se midió el volumen de solución de lavado y se tomó una alícuota de 5 mL, para analizar la concentración de paladio y rodio por espectrofotometría de absorción atómica.
- Se analizó la recuperación de paladio y rodio de acuerdo a una relación entre la cantidad de dichos metales presente en la solución cianurada y la cantidad de los mismos determinada en la caracterización química de la muestra.

2.3. ENSAYOS DE CIANURACIÓN PARA RECUPERACIÓN DE ORO, PLATA, PALADIO Y RODIO

2.3.1. ENSAYOS DE CIANURACIÓN DIRECTA PARA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA

En los ensayos de cianuración directa, las tarjetas de circuitos impresos no recibieron tratamiento previo antes de someterlas al proceso. Para cada ensayo se utilizó una tarjeta y se realizó el siguiente procedimiento:

- Se pesó la muestra (el peso de cada tarjeta varió de 20 a 25 g).
- Se colocó la muestra dentro de un vaso de precipitación de 600 mL.
- Se colocó 500 mL de agua en el vaso.
- Se colocó el vaso en un agitador mecánico a 500 rpm.
- Se midió el pH con un medidor HANNA.
- Se añadió una solución de hidróxido de sodio de concentración 2 N con una pipeta de 1 mililitro hasta que el valor de pH en la pulpa sea de 10,5.
- Luego de treinta minutos se añadió la cantidad de cianuro de sodio necesaria para alcanzar la concentración deseada (de 0,5 a 4 g/L) en la solución e inmediatamente se midió el pH.

- Una hora después de haber añadido el cianuro de sodio se midió nuevamente el pH y se tomaron dos alícuotas de 5 mL de la solución.
- Se filtró cada alícuota con un embudo plástico y papel filtro.
- Se colocó una de las alícuotas en un erlemeyer de 50 mL, se añadieron dos gotas de una solución al 10% de yoduro de potasio como indicador y se tituló a la misma con una solución de nitrato de plata de concentración 4,33 g/L hasta que la solución adquirió una coloración amarilla.
- Se anotó el volumen de nitrato de plata gastado y se determinó la concentración de cianuro libre, como se explica en el anexo 1.
- Se determinó el cianuro de sodio consumido cuyo valor es la diferencia entre el cianuro de sodio presente en la solución y el cianuro de sodio inicial.
- Se añadió en el vaso el peso de cianuro de sodio correspondiente al cianuro de sodio consumido.
- Se añadieron 10 mL de agua para reponer el volumen de las alícuotas
- La segunda alícuota fue colocada en un frasco de vidrio para muestras para analizar la concentración de oro y plata con un equipo de Espectrofotometría de Absorción Atómica, modelo AAnalyst 300, PERKIN ELMER.
- Se realizó el mismo procedimiento para la hora 2 y la hora 4.
- Se dejó el vaso con agitación por el tiempo escogido para cada ensayo.
- Una vez que se cumplió dicho tiempo, se detuvo la agitación y se filtró el contenido del vaso con un embudo plástico y papel filtro.
- Se midió el volumen de solución fuerte obtenido.
- Se tomaron dos alícuotas de 5 mL, una para determinar el cianuro libre y otra para analizar la concentración de metales de interés en la solución.
- Se lavó el material retenido en el papel filtro, que constituye el relave de la cianuración, con 150 mL de agua destilada a 70 [°C].
- Se midió el volumen de solución de lavado.
- Se tomó una alícuota de 5 mL para analizar la concentración de los metales de interés.
- Se secó el material en una estufa a 110 [°C].

- Se pesó el material una vez seco.
- Se hizo un ensayo al fuego del relave como indica en la sección 2.1.5.1.
- Se analizó las recuperaciones de los dos metales mediante un balance metalúrgico.

2.3.2. SELECCIÓN DE TRATAMIENTOS PRELIMINARES DE LAS TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS PARA LOS ENSAYOS DE CIANURACIÓN PARA RECUPERACIÓN DE ORO, PLATA, PALADIO Y RODIO

Para seleccionar el tratamiento preliminar que deben tener las tarjetas, se realizaron ensayos de cianuración, una vez que la muestra recibió el pre tratamiento, con el objetivo de analizar la recuperación de oro, plata, paladio y rodio. En cada ensayo se utilizó una tarjeta de circuitos impresos. Las condiciones para los ensayos realizados en ésta sección son: concentración de cianuro de sodio de 2 g/L, tiempo de cianuración de 24 horas y pH de trabajo de 10,5.

El procedimiento para la cianuración, en todos los casos, es el mismo que se especifica en la sección 2.3.1.

Para los presentes ensayos aparte de la tostación oxidante y reducción de tamaño se dio a las muestras tratamientos de lixiviación con ácido nítrico y con amoníaco. El procedimiento de dichas lixivaciones se detalla a continuación:

2.3.2.1. Lixiviación amoniacal de tarjetas de circuitos impresos

La lixiviación amoniacal como tratamiento preliminar tiene como objetivo reducir la cantidad de cobre presente en la tarjeta el cual constituye un elemento cianicida. Se utilizaron dos soluciones, contenían 9,1 y 16,7% v/v de amoníaco respectivamente. La muestra, cuyo peso estaba en el rango de 13 a 25 g, se introdujo en un vaso de precipitación de 250 mL que contenía 120 mL de solución amoniacal. Se agitó mecánicamente el contenido del vaso a 500 rpm por el lapso

de dos horas. A continuación se filtró el mismo con un embudo plástico y papel filtro. La solución se descartó y el material que quedó en el papel filtro fue sometido a un lavado, para eliminar residuos de la solución. El lavado se realizó con 100 mL de agua a 91 [°C]. Una vez realizados los tres lavados el material fue secado en una estufa a una temperatura de 110 [°C].

2.3.2.2. Lixiviación con ácido nítrico de tarjetas de circuitos impresos

El objetivo, así como el procedimiento de la lixiviación ácida es el mismo que el de la lixiviación básica. En la lixiviación ácida se hicieron ensayos con dos soluciones de ácido nítrico de grado técnico y agua. La primera contenía 19,5% v/v de ácido y la segunda 33,3%

Los ensayos para la definición de los tratamientos preliminares realizados se resumen en la tabla 2.10.

Tabla 2.10. Resumen de ensayos de cianuración para seleccionar los tratamientos preliminares que permitan tener una mayor recuperación de oro, plata, paladio y rodio

Tratamientos preliminares
Reducción de tamaño manual con sierra a 4x4 [cm], 1x1 [cm], 7x7 [mm] y 5x5 [mm].
Reducción de tamaño con molino de martillos.
Tostación oxidante desde temperatura ambiente hasta 850 [°C] y 0,72 [atm] y reducción de tamaño manual con sierra a 4x4 [cm], 1x1 [cm], 7x7 [mm] y 5x5 [mm].
Tostación oxidante desde temperatura ambiente hasta 850 [°C] y 0,72 [atm] y reducción de tamaño con pulverizador.
Reducción de tamaño con molino de martillos y lixiviación con solución de ácido nítrico y agua (19,5%) y (33,3%).
Tostación oxidante desde temperatura ambiente hasta 850 [°C] y 0,72 [atm], reducción de tamaño con pulverizador y lixiviación con solución de ácido nítrico y agua (19,5%) y (33,3%).
Reducción de tamaño con molino de martillos y lixiviación con solución de amoníaco y agua (9,1%) y (16,7%).
Tostación oxidante desde temperatura ambiente hasta 850 [°C] y 0,72 [atm], reducción de tamaño con pulverizador y lixiviación con solución de amoníaco y agua (9,1%) y (16,7%).

2.3.3. DEFINICIÓN DE LOS PARÁMETROS DE OPERACIÓN PARA LA CIANURACIÓN DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

Una vez que se han determinado los tratamientos preliminares que permiten obtener la mejor recuperación de oro y plata a partir de las tarjetas de circuitos impresos, se procedió a la definición de parámetros de operación (concentración de cianuro de sodio en solución, pH y tiempo de cianuración) para el proceso de cianuración de las tarjetas.

En cada ensayo para la determinación de los parámetros de operación se utilizó una tarjeta, cuyo peso se encuentra entre los 20 y 25 g. El procedimiento de cianuración es el mismo que se describe en la sección 2.3.1.

2.3.3.1. Definición de la concentración de cianuro de sodio en solución para el proceso de cianuración con tratamiento preliminar de tarjetas de circuitos impresos

El primer parámetro que se definió dentro de la cianuración de tarjetas de circuitos impresos fue la concentración de cianuro de sodio en la solución. Para esta definición, la muestra recibió los tratamientos preliminares escogidos sobre la base de los resultados de los ensayos de la sección 2.3.2. Se establecieron las condiciones iniciales de trabajo para el proceso de cianuración. Las condiciones de trabajo definidas son estándar para todos los ensayos realizados y se detallan a continuación en la tabla 2.11.

Tabla 2.11. Condiciones de trabajo en la definición de la concentración de cianuro de sodio en solución

pH de trabajo	Tiempo de cianuración [h]
10,5	24

Se realizaron pruebas para la definición de la concentración de cianuro de sodio en solución, para lo cual se realizaron ensayos de cianuración, donde se varió la concentración de cianuro de sodio, expresada en g/L, como se detalla a continuación en la tabla 2.12.

Tabla 2.12. Variación de la concentración de cianuro de sodio para el proceso de cianuración de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de cianuración	Concentración de cianuro de sodio [g/L]
1	0,5
2	1
3	1,5
4	2
5	3
6	4
7	8

2.3.3.2. Definición del pH de trabajo para el proceso de cianuración con tratamiento preliminar de tarjetas de circuitos impresos

El siguiente parámetro que se definió fue el pH de trabajo al que debe estar la solución cianurada. Para esta definición, se mantuvo constante la concentración definida en la sección anterior y se empleó un tiempo de cianuración de 24 horas, dichas condiciones son estándar para todos los ensayos realizados en esta sección.

Se realizaron ensayos con variación del pH de trabajo, en un rango de 10 a 11, como se detalla en la tabla 2.13.

Tabla 2.13. Variación del pH de trabajo para el proceso de cianuración de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de cianuración	pH de trabajo
1	10
2	10,5
3	11

El pH de trabajo se mantuvo constante, se añadió una solución de H₂SO₄ de concentración 0,1 N hasta alcanzar el valor deseado.

2.3.3.3. Definición del tiempo de operación para el proceso de cianuración con tratamiento preliminar de tarjetas de circuitos impresos

El siguiente parámetro que se definió fue el tiempo de cianuración de las tarjetas. Para esta definición, se utilizó la concentración de cianuro de sodio y el pH determinados en las etapas anteriores.

Para la definir el tiempo de cianuración que permita la mejor recuperación de oro y plata, se realizaron ensayos con variación del tiempo del proceso, de modo que en cada uno se analizó la recuperación de oro y plata de acuerdo a una relación entre la cantidad de dichos metales presente en la solución cianurada y en el relave.

Se obtuvo la recuperación de paladio y rodio de acuerdo a una relación entre la cantidad de dichos metales presente en la solución fuerte y la determinada en la caracterización química de la muestra. Los tiempos de operación empleados para los ensayos realizados se detallan en la tabla 2.14.

Tabla 2.14. Variación del tiempo de operación para el proceso de cianuración de tarjetas de circuitos impresos

Ensayo de Cianuración	Tiempo para el proceso de cianuración de tarjetas pre tratadas[h]
1	4
2	8
3	16
4	24
5	48

El procedimiento a seguir para el ensayo de 48 horas es el mismo que en los ensayos anteriores con la diferencia de que a la hora 24 se toman dos alícuotas, tal y como se hizo en las horas 1, 2 y 4, y se añade el cianuro de sodio consumido.

2.3.4. ENSAYOS DE CIANURACIÓN DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS CON RECIRCULACIÓN DE LA SOLUCIÓN CIANURADA

La solución cianurada del proceso anterior fue utilizada en una nueva cianuración. Para este fin la solución recibió un tratamiento de remoción de oro, plata, paladio y rodio con carbón activado Quimicarb malla 8x20 e índice de yodo 550.

Definición de la concentración de carbón activado en solución para remoción de oro, plata, paladio y rodio

Para estos ensayos se utilizó carbón activado Quimicarb malla 8x20 e índice de yodo 550. Para determinar la concentración en solución con la que se consigue la mayor remoción de los metales recuperados se sometió a la solución a una agitación mecánica a 500 rpm durante 24 horas. Las concentraciones de carbón activado para los ensayos realizados se detallan en la tabla 2.15.

Tabla 2.15. Variación de la concentración de carbón activado para el proceso de remoción de metales en la solución fuerte del proceso de cianuración

Ensayo	Concentración de carbón activado [g/L]
1	30
2	40
3	50
4	60

El procedimiento utilizado para estos ensayos es el siguiente:

- Se tomaron 100 mL de una solución fuerte, con concentraciones de oro, plata y cianuro libre conocidas, de un ensayo de cianuración en el que se utilizaron los tratamientos preliminares y condiciones de operación definidas en las secciones 2.3.2. y 2.3.3.
- Se colocó en un vaso de precipitación de 250 mL.
- Se agregó la cantidad de carbón necesaria para alcanzar la concentración deseada (30 a 60 g/L)
- Se colocó al vaso en un agitador mecánico a 500 rpm durante 24 horas.
- Se filtró la solución y se determinó la concentración de cianuro libre de la misma manera que en la cianuración.
- Se tomó una alícuota de 5 mL para determinar la concentración de oro y plata.

Para los ensayos de cianuración con recirculación de la solución cianurada se realizó el siguiente procedimiento:

- Luego del tratamiento con carbón activado, se añadió a la solución cianurada el volumen de agua necesario para completar 500 mL.
- Se añadió la cantidad de cianuro de sodio necesaria para alcanzar la concentración definida en la sección 2.3.3.1.
- Se reguló el pH de trabajo al valor definido en la sección 2.3.3.2. y con el mismo procedimiento mencionado en dicha sección.

Una vez realizados los procedimientos anteriores, la solución está lista para ser utilizada en el próximo ensayo de cianuración, se introdujo tanto la solución como la muestra en un vaso de precipitación de 600 mL y se realizó el mismo procedimiento descrito en la sección 2.3.1, a partir del punto ocho. Un esquema del procedimiento descrito se presenta en la figura 2.9.

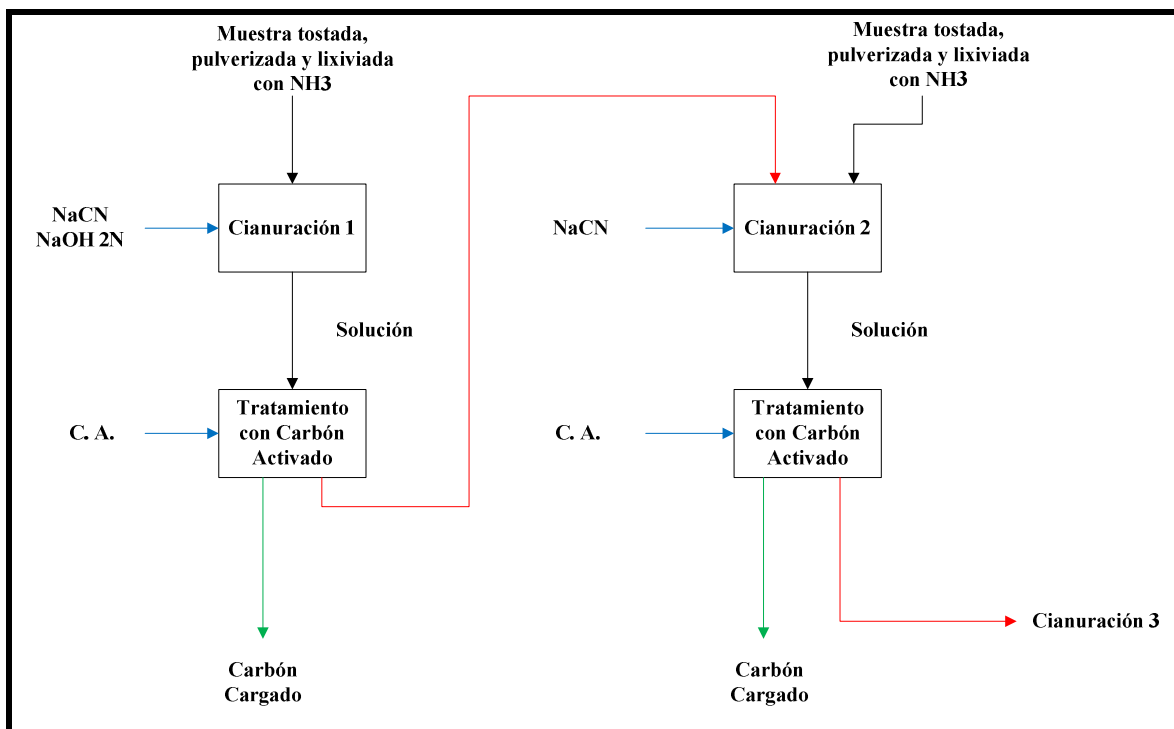


Figura 2.9. Esquema del procedimiento de cianuración con recirculación de la solución cianurada

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1. CARACTERIZACIÓN DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS

3.1.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA

3.1.1.1. Análisis de la muestra por microscopía electrónica

Para la caracterización física se realizó un análisis por microscopía electrónica de barrido. Se determinaron tres imagen del material, la primera a 20 aumentos, 20,0 [kV] de voltaje y 26 [mm] de distancia de trabajo, la segunda a 120 aumentos y la tercera a 500 aumentos, en las tres se mantuvieron el voltaje y distancia de trabajo. De esta forma, fue posible observar la estructura de la tarjeta, específicamente las pestañas contactoras las cuales tienen un delgada cobertura de oro y plata. Adicionalmente se realizó un análisis químico elemental del material, con la ayuda del software Esprit 1.8 Bruker.

En la imagen, que se presenta en la figura 3.1., es posible observar la estructura externa de la tarjeta. Como se puede ver en la parte inferior izquierda de la figura las líneas de cobre se unen a las juntas de soldadura, la cuales sirven como medio de unión de la tarjeta y el microchip. En éste caso el microchip fue removido para poder visualizar las juntas. Los circuitos integrados de la figura fueron conservados con el propósito de analizar las soldaduras de los mismos con un barrido.

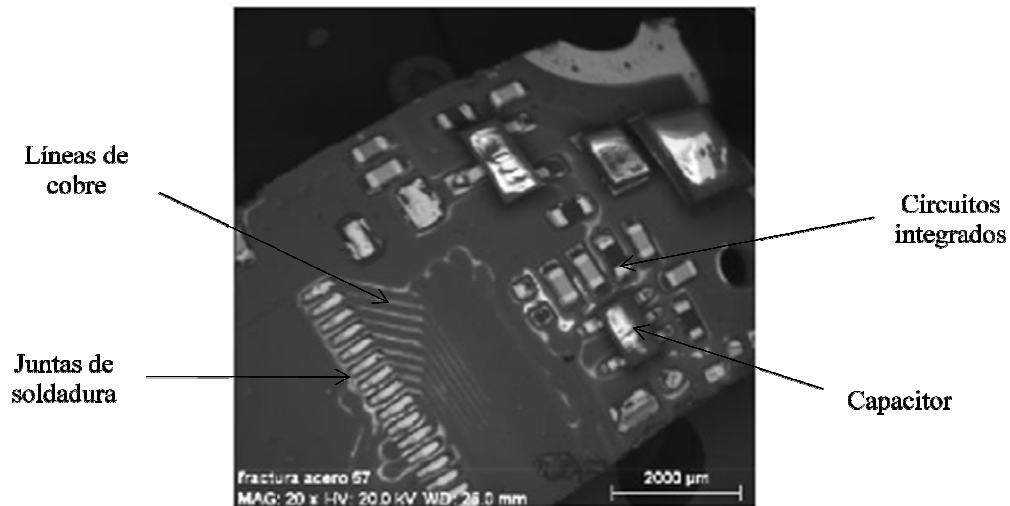


Figura 3.1. Imagen de una fracción de tarjeta de circuitos impresos por microscopía electrónica a 20 aumentos

La figura 3.2., se muestra la estructura del capacitor de la figura 3.1. La imagen de la derecha fue tomada a 120 aumentos y la de la izquierda a 500 aumentos. Como se puede ver existen pequeños filamentos que unen al capacitor con el sustrato de la tarjeta a través de pestañas contactoras.

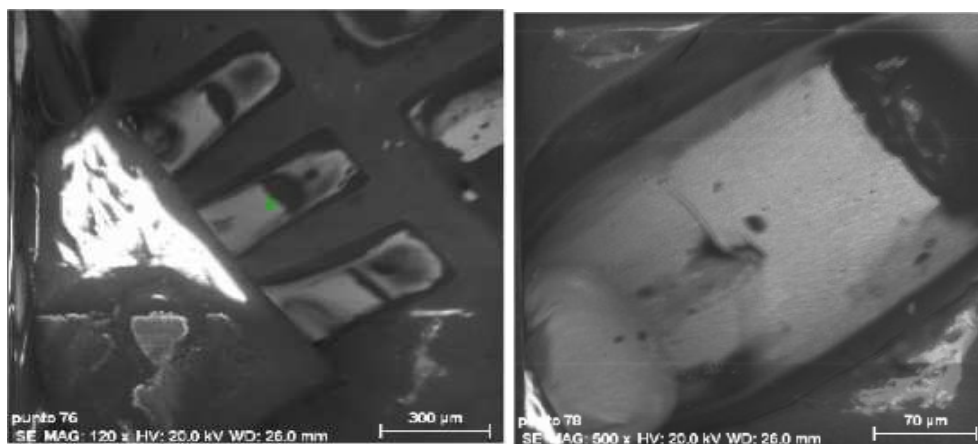


Figura 3.2. Imagen de la estructura de los filamentos para soldadura de un capacitor perteneciente a una tarjeta de circuitos impresos por microscopía electrónica a 120 y 500 aumentos

El análisis químico se realizó con el objetivo de determinar los metales presentes en los filamentos y las pestañas contactoras. Las imágenes obtenidas se presentan en la figura 3.3.

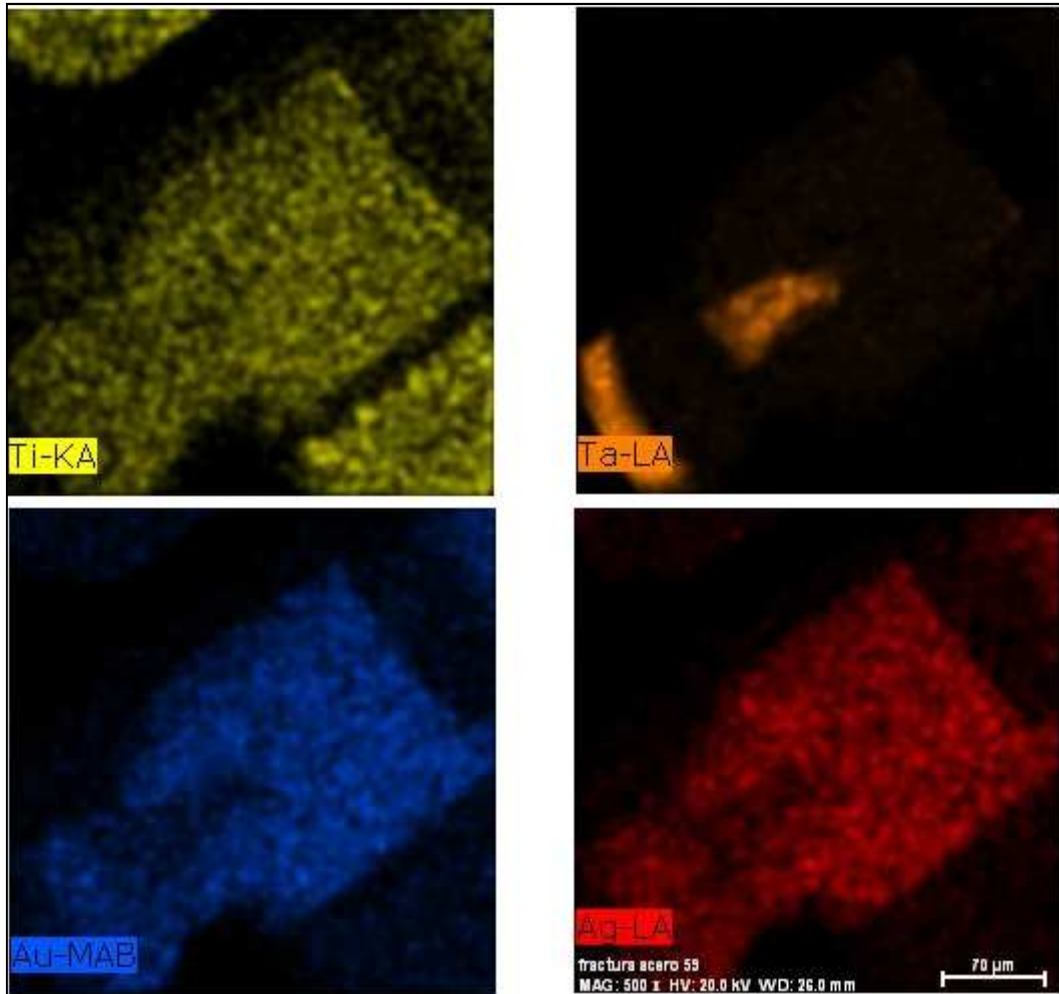


Figura 3.3. Imágenes del análisis químico de los filamentos para soldadura de un capacitor perteneciente a una tarjeta de circuitos impresos por microscopía electrónica a 500 aumentos

Para el análisis químico, el programa Esprit asigna un color a cada elemento, realiza el barrido y muestra las regiones de la muestra en las que se encuentra el metal analizado, en las cuales el color es más intenso.

Como se puede observar en la figura 3.3., el filamento posee un blindaje de una aleación de oro (color azul), plata (color rojo), y titanio (color amarillo). Se pudo determinar también que en la unión del capacitor con los filamentos, se tiene una cobertura de tantalio (color naranja).

3.1.1.2. Determinación del tamaño de partícula obtenido luego de la molienda con molino de martillos y pulverizador

Los datos obtenidos en los ensayos granulométricos para la reducción de tamaño con molino de martillos y con pulverizador se detallan en las tablas 3.1., y 3.2., respectivamente. El procedimiento para calcular el tamaño de partícula se detalla en el anexo 2.

Tabla 3.1. Tratamiento de datos para ensayo granulométrico de tarjetas de circuitos impresos luego del proceso de reducción de tamaño con molino de martillos

Malla #	Abertura [μm]	[%] Retenido	[%] Retenido Acumulado	[%] Pasado Acumulado
6	3 350	4,50	4,50	95,50
10	2 000	7,99	12,49	87,51
16	1 180	2,39	14,88	85,12
20	850	17,70	32,58	67,42
30	600	9,14	41,72	58,28
40	425	5,41	47,13	52,87
50	300	17,22	64,35	35,65
-50	-300	35,65	100,00	0,00

En el caso de la muestra tratada con molino de martillos, el d_{80} o tamaño de grano corresponde 1 000 μm , esto quiere decir que el 80 por ciento de las partículas de la muestra tienen un tamaño menor o igual al dicho valor. Es posible ver también que el 35 por ciento de la muestra, está bajo las 300 μm .

Al reducir el diámetro de partícula, la velocidad de disolución de los metales de interés (oro, plata, paladio y rodio) aumenta. Esto se debe a que un menor valor de d_{80} permite tener una mayor área superficial para el contacto entre el sólido y el líquido, lo cual incrementa la recuperación

Tabla 3.2. Tratamiento de datos para ensayo granulométrico de tarjetas de circuitos impresos luego del proceso de reducción de tamaño con pulverizador NAEF

Malla #	Abertura [μm]	[%] Retenido	[%] Retenido Acumulado	[%] Pasado Acumulado
80	180	8,64	8,64	91,36
100	150	0,39	9,02	90,98
140	125	19,89	28,91	71,09
150	106	1,39	30,30	69,70
170	90	12,80	43,10	56,90
200	75	20,82	63,92	36,08
270	53	12,34	76,25	23,75
-270	-53	23,75	100,00	0,00

En el caso de la muestra que fue pulverizada, se obtuvo un d_{80} de 136 μm , el cual es casi diez veces menor al que se obtiene con el molino de martillos. Dicho tamaño de grano aumenta la liberación de los metales y permite tener una mayor área superficial para el contacto entre la muestra y el agente lixivante, lo que se traduciría en una mayor cantidad disuelta de cada metal.

Aproximadamente la cuarta parte del peso total de la muestra tiene un diámetro de partícula inferior a 53 μm . Cabe mencionar que al utilizar una muestra previamente tostada, la reducción de tamaño es más fácil debido a que la parte plástica de la tarjeta fue removida.

3.1.2. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

3.1.2.1. Determinación de la concentración de oro y plata

Para la determinación de oro y plata se utilizaron veinte tarjetas las cuales fueron tratadas por el método de ensayo al fuego que se describe en la sección 2.1.5.1.

Las concentraciones de oro y plata que se obtuvieron en cada muestra se presentan en la tabla 3.3.

Tabla 3.3. Contenido de oro y plata en tarjetas de circuitos impresos determinada por ensayo al fuego

Muestra	Concentración Au [g/t]	Concentración Ag [g/t]	Relación Au/Ag
1	362,2	1266,4	3,5
2	306,1	1233,1	4,0
3	309,7	1254,7	4,0
4	343,1	1237,7	3,6
5	398,7	1202,0	3,0
6	340,4	1260,9	3,7
7	523,7	1378,5	2,6
8	468,0	1567,2	3,4
9	374,0	1278,5	3,4
10	253,1	1156,4	4,6
11	344,4	1102,6	3,2
12	244,6	520,5	2,1
13	367,3	2901,8	7,9
14	377,4	1420,2	3,8
15	260,1	908,4	3,5
16	591,8	536,2	0,9
17	501,8	1082,5	2,2
18	606,0	1463,5	2,4
19	857,314	2506,0	2,9
20	584,464	1837,2	3,1
Promedio	420,7	1355,7	3,4

Como se puede observar, las leyes de ambos metales dentro de las tarjetas de circuitos impresos es muy significativa comparada con la ley de oro de una mena para que la misma sea apta para explotación, la cual es de 5 g/t. Las concentraciones de oro que se obtuvieron se encuentran en un rango de 244 a 857, y las de plata de. 520 a 2901 g/t. Dicha diferencia se debe a que se utilizaron teléfonos de distintas marcas y distintos modelos. Al comparar los rangos

anteriores con los obtenidos por Williams, 2010, que se presentan en la tabla 3.4, se confirma la variación que existe de una tarjeta a otra.

De las veinte muestras utilizadas, diez de ellas tienen un contenido de oro en el rango de 300 a 400 g/t. Por otra parte el contenido de plata se encuentra en un rango más amplio, de 1 110 a 2 900.

Tabla 3.4. Rango de concentración de oro y plata en tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares

Rango de concentración Au [g/t]	Rango de concentración de Ag [g/t]
80 – 1 000	110 – 3 301

*(Williams, 2010)

Se obtuvo el promedio del contenido tanto de oro como de plata, la cuales son muy cercanos a los valores obtenidos por Cui y Zhang que se presentan en la tabla 3.5. Sin embargo, en el presente estudio, estos valores no pueden ser considerados como representativos debido a la heterogeneidad que existe en el contenido de los dos metales entre las veinte muestras. Para obtener un valor promedio más representativo, sería necesario utilizar una cantidad mucho mayor de tarjetas.

Tabla 3.5. Contenido promedio de oro y plata en tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares

Concentración Au [g/t]	Concentración de Ag [g/t]
350	1 380

(Zhang y Cui, 2008)

3.1.2.2. Determinación del contenido de metales base, cobre, paladio y rodio

Para la determinación de los metales base, paladio y rodio, se analizaron diez muestras, los contenidos de los metales base, cobre, paladio y rodio se muestran en la tabla 3.6.

Tabla 3.6. Contenido de metales base, cobre, paladio y rodio en tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares

Muestra	Cu [%]	Fe [%]	Al [%]	Cr [%]	Ni [%]	Pb [%]	Pd [g/t]	Rh [g/t]
1	10,55	0,75	0,88	0,12	0,06	0,69	69,75	48,26
2	18,16	0,78	0,93	0,09	0,05	0,64	77,68	47,89
3	32,84	0,74	0,92	0,10	0,05	0,66	72,34	50,38
4	32,25	0,76	0,91	0,10	0,05	0,66	73,26	53,65
5	37,12	0,68	0,98	0,08	0,07	0,68	68,45	49,12
6	42,80	0,80	0,83	0,15	0,04	0,70	71,80	48,76
7	15,02	0,96	0,90	0,11	0,06	0,62	74,12	46,34
8	30,28	0,65	0,85	0,07	0,05	0,60	80,32	49,90
9	25,69	0,70	0,99	0,06	0,06	0,67	76,77	43,83
10	45,63	0,73	0,91	0,13	0,04	0,63	78,00	49,41
Promedio	29,03	0,75	0,91	0,10	0,05	0,66	74,25	48,75

Como se puede constatar en la tabla 3.6., el rango en el que se encuentra el contenido de cada metal de una muestra a otra es mucho menor a los rangos de oro y plata, por lo que se puede decir que hay una mayor homogeneidad respecto a la concentración de dichos metales en las tarjetas de circuitos impresos.

El contenido de cobre promedio es equivalente al 29,03 % del peso de la tarjeta, el porcentaje de éste metal presenta un valor alto debido a la presencia de hilos y láminas del mismo entre las capas de sustrato de la tarjeta.

El contenido del resto de metales es mucho menor que el de cobre, en el caso del hierro y el aluminio, sus porcentajes promedio fueron de 0,75 y 0,91% respectivamente, están presentes en la estructura de los chips que están unidos a la tarjeta. El níquel se localiza en los bordes de la tarjeta y el plomo en las juntas de soldadura que unen a los microchips con la tarjeta.

El contenido de paladio y rodio, cuyas leyes promedio fueron de 74,25 y 48,75 g/t es mucho menor al contenido de oro y plata. Los dos metales pertenecientes al grupo del platino generalmente forma parte de aleaciones que son utilizadas en el recubrimiento de las pestañas de soldadura debido a su carácter de súper conductores y su alta resistencia al desgaste.

El alto precio del paladio y sobre todo del rodio, debido a que es un metal escaso en la naturaleza, hacen de las tarjetas de circuitos impresos un residuo muy aprovechable.

3.2. CIANURACIÓN DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS PARA RECUPERACIÓN DE ORO, PLATA, PALADIO Y RODIO

Antes de presentar los resultados de los ensayos de cianuración, es necesario recalcar que para cada ensayo realizado se utilizó una tarjeta, cuyo peso en función del tamaño se encontró en el rango de 13 a 25 g, por lo que el porcentaje de sólidos se encontró en el rango de 2,6 a 5%.

3.2.1. CIANURACIÓN DIRECTA Y CON REDUCCIÓN DE TAMAÑO MANUAL Y CON MOLINO DE MARTILLOS

Las recuperaciones obtenidas tanto de oro como de plata en los ensayos de cianuración directa y con reducciones de tamaño manual y con molino de martillos se presentan en la tabla 3.7.

Tabla 3.7. Recuperación de oro y plata obtenidos con diferentes tamaños de partícula por cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas

Tamaño de partícula [μm]	Recuperación [%]		
	Au	Ag	Cu
90 000	24,10	8,84	2,56
40 000	28,34	10,48	4,12
10 000	32,99	13,36	8,27
7 000	34,56	17,21	9,34
5 000	36,29	18,34	9,84
1 000	15,52	7,37	11,49

Sobre la base de los datos de la tabla 3.7., se elaboró un gráfico de la recuperación de oro y plata en función del tamaño de partícula, el cual se presenta en la figura 3.4.

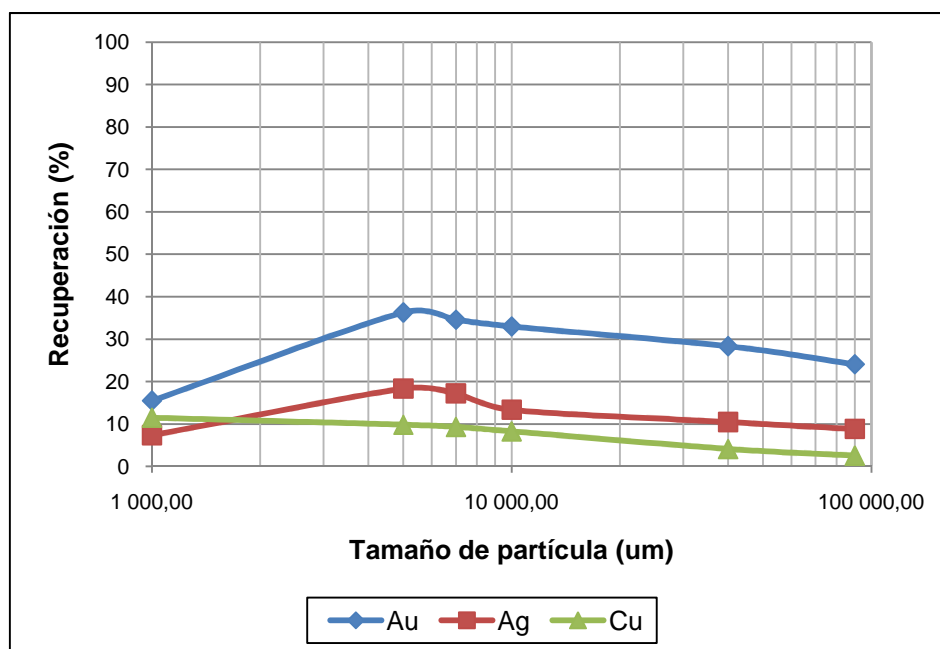


Figura 3.4. Variación de los porcentajes de recuperación de oro, plata y cobre obtenidos por cianuración en función del tamaño de partícula. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas

Como se puede observar en la figura 3.4., la recuperación de oro y plata aumentó con la disminución del d_{80} hasta alcanzar un valor máximo cuando la muestra tuvo un tamaño de partícula de 5 000 μm . Para valores mayores al mencionado la recuperación disminuyó, esto se debe a que los filamentos en los que existe blindaje con metales preciosos no fueron separados de la tarjeta, en consecuencia, la liberación de los metales es menor.

Es posible apreciar una disminución en la recuperación de ambos metales cuando el diámetro de partícula fue de 1 000 μm . A pesar de que se tiene un menor d_{80} , y por ende una mayor área superficial y una mayor liberación de oro y plata, también existe una mayor liberación de cobre pues queda expuesto al ser fracturado el sustrato de la tarjeta.

Si se consideran las características cianicidas que tiene dicho metal y sus minerales, esta va a ser disuelta por el cianuro, lo que se traduce en una menor recuperación tanto de oro como de plata. A pesar de que la recuperación de cobre fue baja hay que tener en cuenta que la ley del mismo en la muestra es alta, por lo tanto una gran parte del cianuro presente formará complejos con éste metal y existirá una menor cantidad de iones $[\text{CN}]^-$, para disolver a los metales de interés.

3.2.2. CIANURACIÓN CON TRATAMIENTO PREVIO DE TOSTACIÓN Y CON REDUCCIÓN DE TAMAÑO MANUAL Y CON PULVERIZADOR

Las recuperaciones de oro como de plata obtenidas en los ensayos de cianuración con tratamiento preliminar de tostación oxidante y con reducciones de tamaño manual y con pulverizador se presentan en la tabla 3.8.

Tabla 3.8. Recuperación de oro y plata obtenidos con diferentes tamaños de partícula por cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas

Tamaño de partícula [μm]	Recuperación [%]		
	Au	Ag	Cu
40 000	42,01	37,01	4,28
10 000	48,72	39,25	7,86
7 000	51,02	42,01	10,66
5 000	56,23	47,22	15,86
136	53,08	46,77	24,56

Con base en los datos de la tabla 3.6., se elaboró un gráfico de la recuperación de oro y plata en función del tamaño de partícula, el cual se presenta en la figura 3.5.

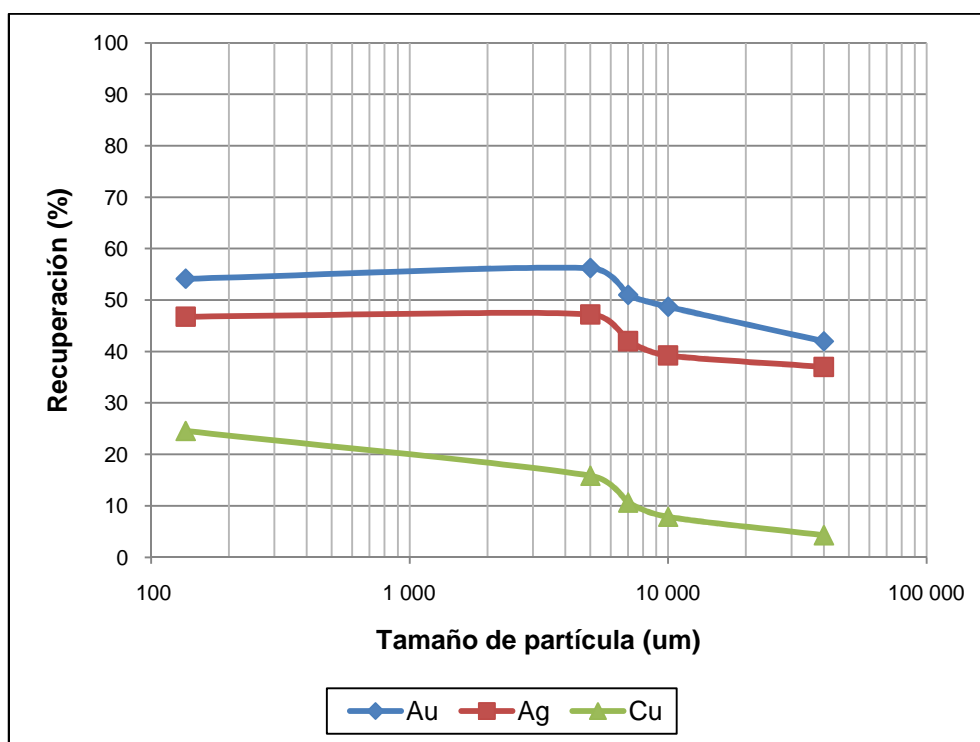


Figura 3.5. Variación de los porcentajes de recuperación de oro, plata y cobre obtenidos por cianuración en función del tamaño de partícula con tratamiento previo de tostación. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5, tiempo 24 horas

Si se observa la figura 3.5., es posible constatar que las recuperaciones de oro, plata y cobre aumentaron en un rango del 13% al 20%, si se las compara con las obtenidas con el mismo tamaño de partícula en ausencia del tratamiento preliminar de tostación. Al eliminar la parte plástica de la tarjeta, los recubrimientos desaparecieron y permitieron un mayor contacto entre la solución cianurada y la muestra. Igualmente se mantuvo la tendencia del aumento de recuperación con la disminución del d_{80} .

A diferencia del ensayo con la muestra molida con molino de martillos, la cianuración de la tarjeta que fue tostada y pulverizada permitió alcanzar una recuperación cuyo valor es similar al obtenido con una tarjeta con diámetro de partícula de 1 000 μm . Esto se debe a que al reducir casi diez veces el tamaño de grano se consigue una mayor área de contacto.

El cobre fue totalmente liberado del sustrato y su recuperación aumentó a 24,56%. Sin embargo, fue posible tener una mayor, aunque no alta, recuperación tanto de oro como de plata, puesto que las velocidades de disolución de dichos metales en una solución cianurada son mayores a la del cobre. En consecuencia el tamaño de partícula más adecuado para el proceso de cianuración es de 136 μm .

3.2.3. CIANURACIÓN DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS CON TRATAMIENTOS PRELIMINARES DE LIXIVIACIÓN AMONICAL Y LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO NÍTRICO

El objetivo de los pre tratamientos de lixiviación amoniacal y con ácido nítrico fue extraer el cobre presente en la tarjeta y así disminuir el efecto cianicida del mismo dentro del proceso. Para los dos tipos de lixivitaciones se trabajó a dos concentraciones y con dos tipos de muestra, una tratada con molino de martillos y otra tostada y pulverizada.

3.2.3.1. Cianuración con tratamiento preliminar de lixiviación amoniacal

En éstos ensayos se utilizaron soluciones de amoniaco y agua al 16,7% y al 9,1% v/v. La primera concentración se definió con base en la ley promedio de cobre y la cantidad de amoniaco estequiométrica necesaria para que se dé la reacción [1.12]. La segunda se determinó al asumir una eficiencia de reacción del 70%.

Los resultados de recuperaciones de oro y plata obtenidas con ambas soluciones para los dos tipos de muestra se presentan en la tabla 3.9. Los resultados del porcentaje de cobre removido en los dos tipos de muestras por cada solución se presentan en la tabla 3.10.

Tabla 3.9. Resultados de recuperaciones de oro y plata obtenidas por cianuración para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con tratamiento de lixiviación amoniacal. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5 Tiempo 24 horas

Solución	Muestra Molida (d_{80} 1 000 μ m)		Muestra Tostada y pulverizada (d_{80} 136 μ m)	
	Recuperación [%]		Recuperación [%]	
	Au	Ag	Au	Ag
NH ₃ (9,1%)	39,57	28,51	68,05	52,04
NH ₃ (16,7%)	42,35	31,90	82,92	68,73

Tabla 3.10. Porcentaje de cobre removido para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con cada solución de amoniaco

	Cobre removido [%]	
	NH ₃ (9,1%)	NH ₃ (16,7%)
Muestra molida (d_{80} 1 000 μ m)	35,7	51,8
Muestra tostada y pulverizada (d_{80} 136 μ m)	50,2	77,6

Como se puede apreciar en la tabla 3.9., cuando la muestra fue molida, las recuperaciones de los dos metales para las dos soluciones lixiviantes fueron similares, lo que corrobora que el diámetro de partícula que se obtiene con la

reducción por el molino de martillos no es el adecuado para obtener una alta recuperación de oro y plata. Adicionalmente, se puede observar en la tabla 3.8., que a pesar de que el porcentaje de remoción de cobre fue del 51,8%, no contribuyó al aumento de la extracción de ambos metales.

En el caso de la muestra tostada y pulverizada se observó un incremento en la recuperación de oro de 68,05% a 82,92% al aumentar la concentración de amoníaco. El porcentaje de remoción del cobre fue mayor para ambas soluciones en comparación con la muestra molida.

Esto se debe a que existe más contacto superficial debido a que el tamaño de partícula es menor. El tener un menor porcentaje de cobre en la muestra se traduce en una mayor cantidad de cianuro y oxígeno disponible para disolver el oro y la plata.

Los resultados de la recuperación de oro y plata en función del tiempo para las dos muestras tratadas se presentan en las tablas 3.11., y 3.12.

Tabla 3.11. Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco

	NH₃ (9,1%)		NH₃ (16,7%)	
	Recuperación [%]		Recuperación [%]	
Tiempo [h]	Au	Ag	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00
1	9,60	3,68	17,34	8,50
2	13,38	6,05	22,89	15,43
4	21,23	17,95	31,17	21,76
24	39,57	28,54	43,90	31,90

Tabla 3.12. Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco

Tiempo [h]	NH ₃ (9,1%)		NH ₃ (16,7%)	
	Recuperación [%]		Recuperación [%]	
	Au	Ag	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00
1	42,90	24,69	72,89	58,54
2	48,34	30,57	75,38	61,28
4	56,12	37,31	77,62	64,96
24	68,05	52,04	82,92	68,73

Sobre la base de los datos de las tablas 3.9. y 3.10., se elaboraron gráficos la recuperación de oro y plata en función del tiempo para cada muestra y cada solución utilizada en la lixiviación amoniacal, los cuales se presentan en las figuras 3.6., 3.7., 3.8., y 3.9.

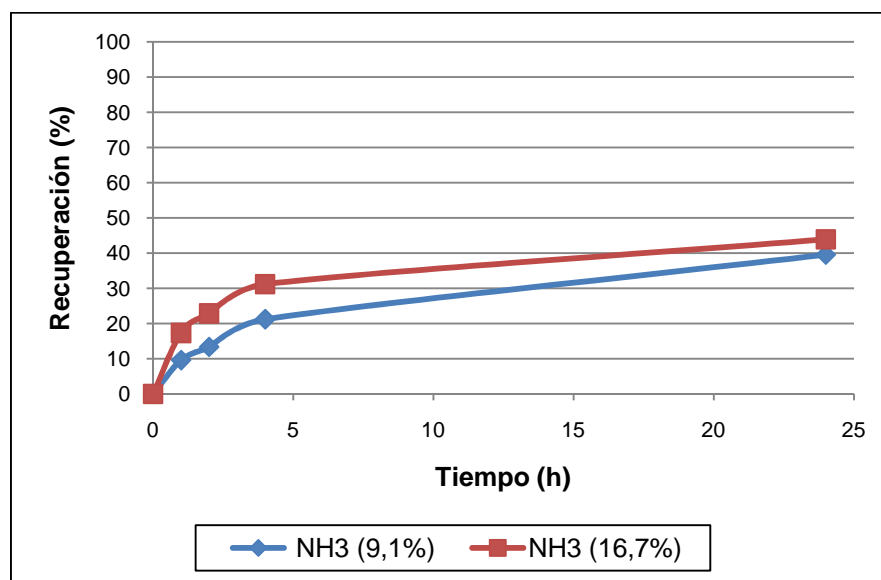


Figura 3.6. Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco

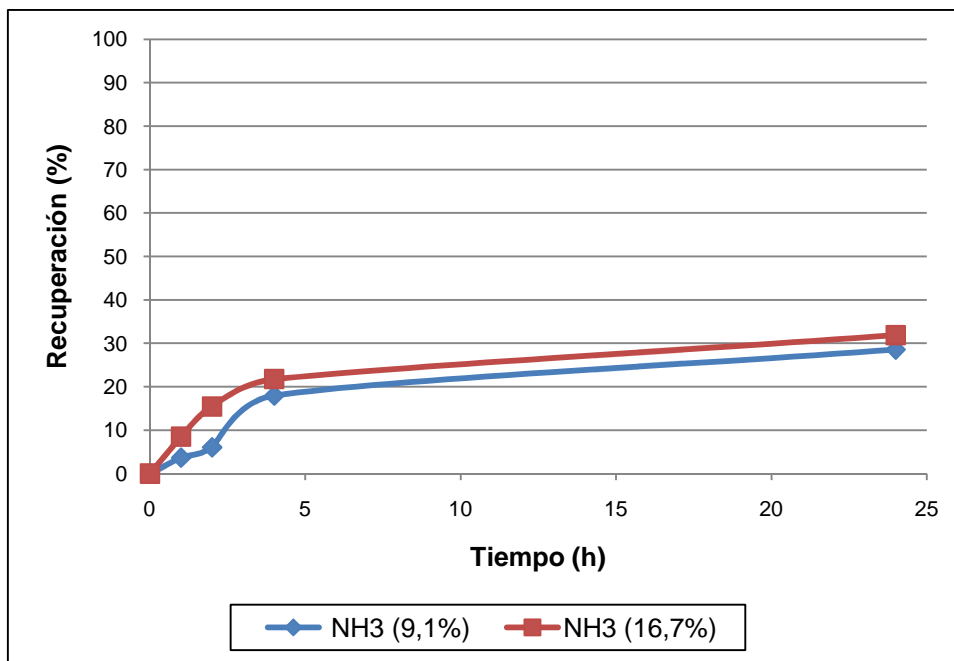


Figura 3.7. Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco

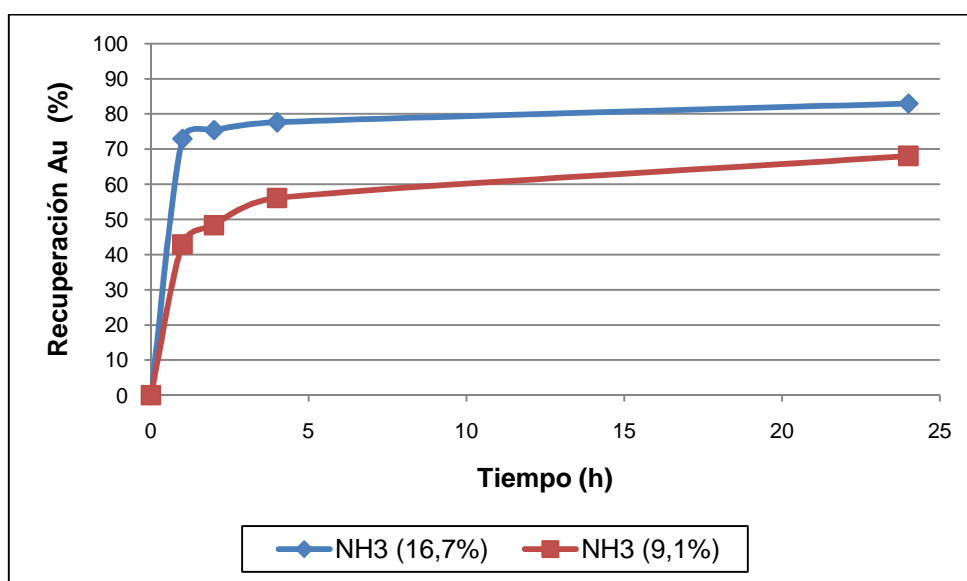


Figura 3.8. Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco

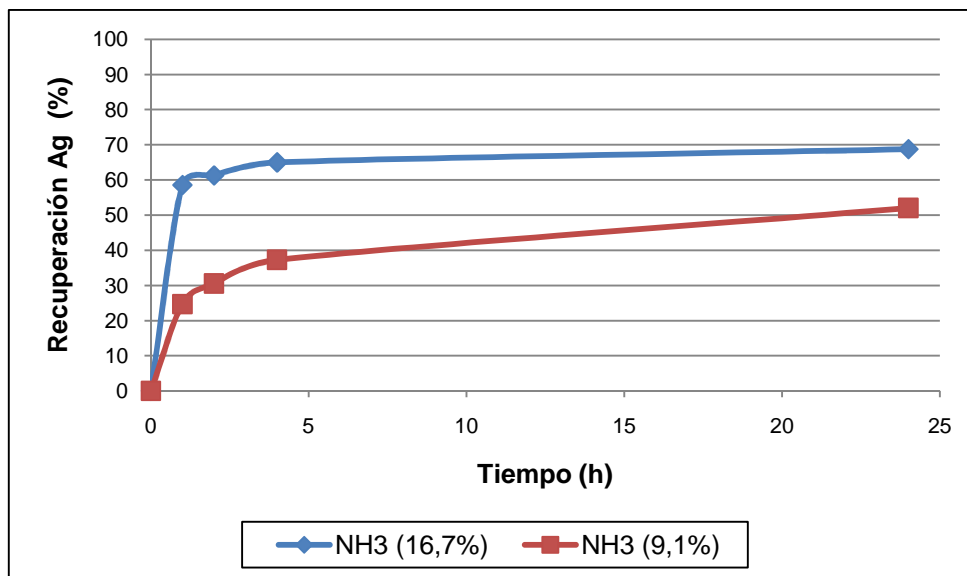


Figura 3.9. Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de amoníaco

Como se puede distinguir en las figura 3.6 y 3.7., las cinéticas de disolución de oro y plata fueron similares para las dos soluciones utilizadas, por lo tanto un aumento en la concentración de amoníaco en la solución lixiviante no incrementó significativamente la recuperación. Esto se debe principalmente a que el porcentaje de cobre contenido en la muestra luego de la lixiviación es alto todavía, y en consecuencia interfiere en el proceso de cianuración.

En las figuras 3.8. y 3.9. es posible apreciar que las cinéticas de oro y plata para la muestra pulverizada fueron similares a la cinética característica obtenida en un proceso de cianuración. Una mayor remoción de cobre, junto con un menor tamaño de partícula permitió obtener un valor alto extracción de oro y plata.

Para poder determinar las diferencias entre las cinéticas de disolución de oro y plata de la muestra molida y pulverizada para cada concentración de amoníaco utilizada, se elaboraron cuatro gráficos que se presentan en las figuras 3.10., 3.11., 3.12., y 3.13.

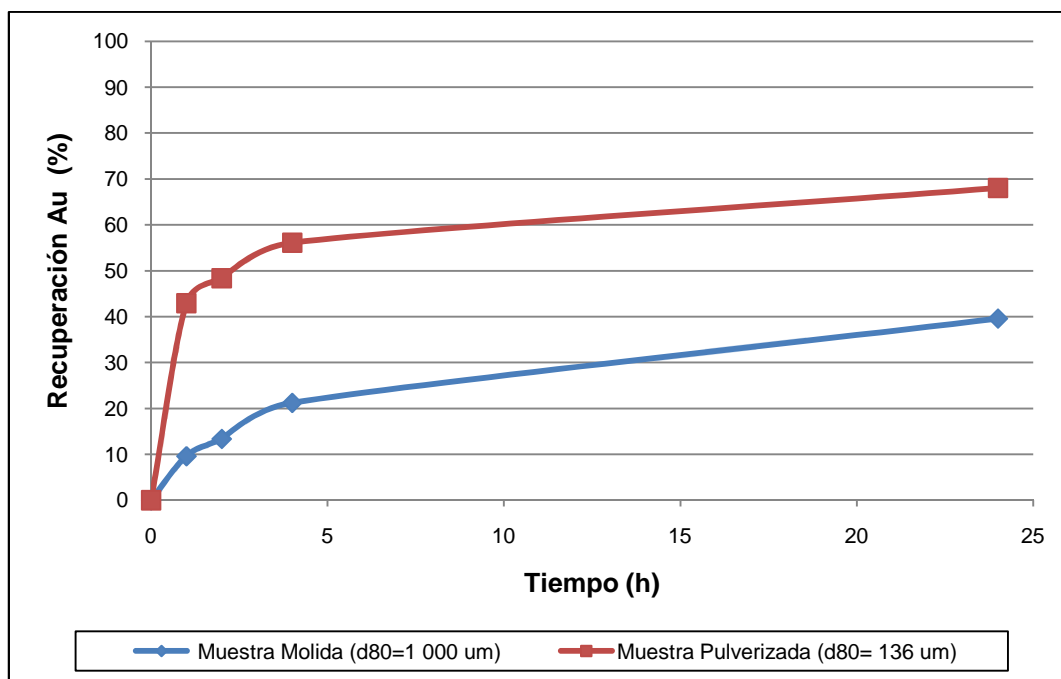


Figura 3.10. Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (9,1%)

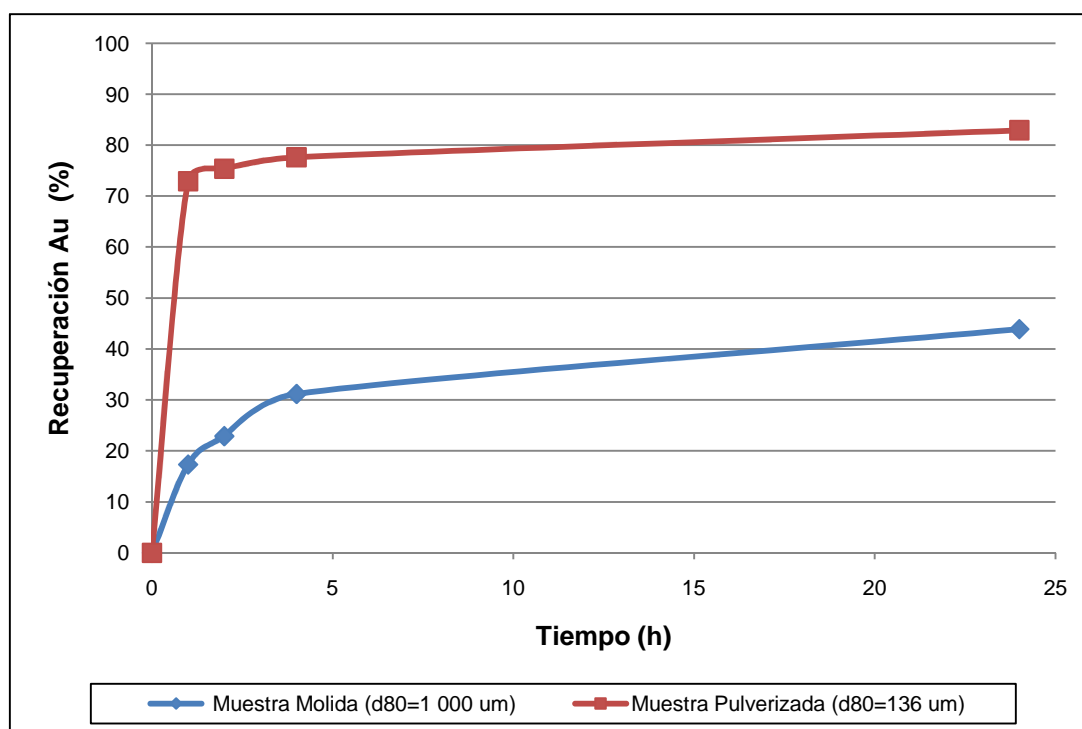


Figura 3.11. Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (16,7%)

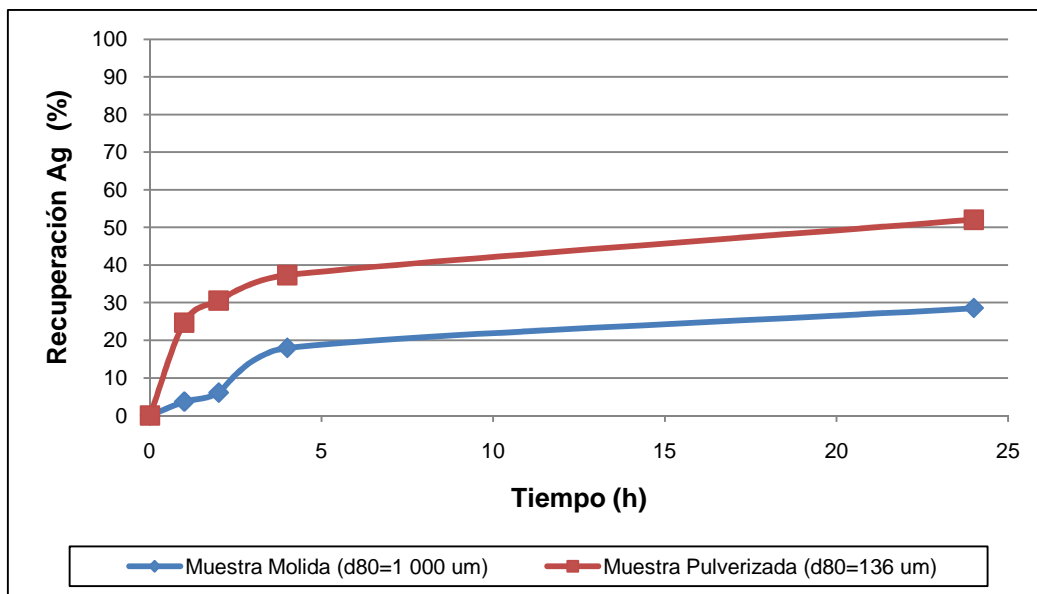


Figura 3.12. Comparación de las cinéticas de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (9,1%)

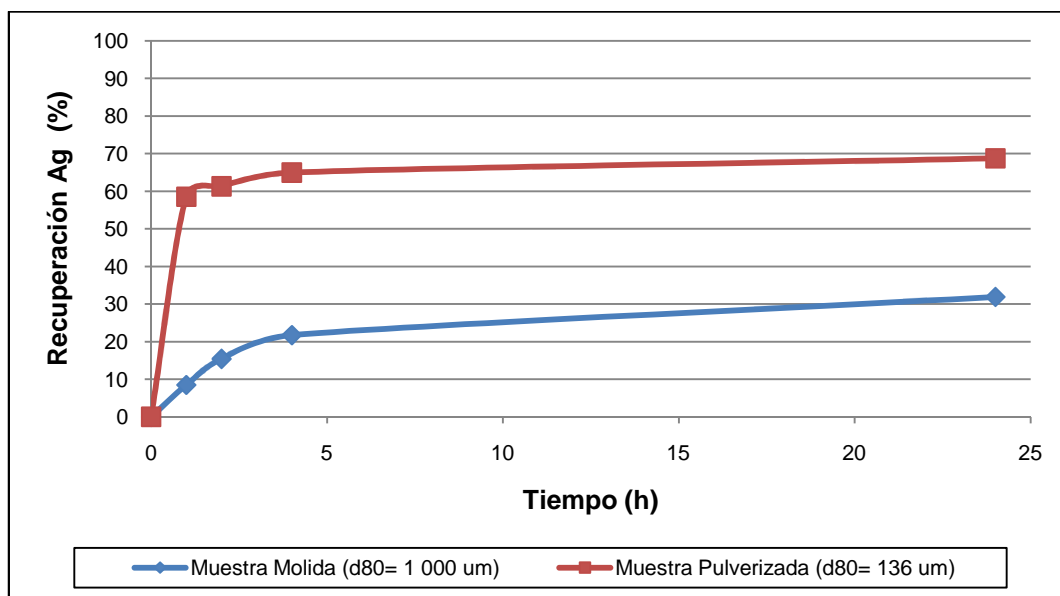


Figura 3.13. Comparación de las cinéticas de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de NH_3 (16,7%)

Si se observan las 4 figuras, es posible constatar que en la muestra pulverizada la velocidad de disolución de los dos metales fue alta durante la primera hora y luego disminuyó, y se alcanzó un incremento en la recuperación de aproximadamente 15% desde la hora 4 hasta la hora 24. Por otra parte, la

muestra molida presentó una velocidad de disolución mucho más baja, por lo que los porcentajes de oro y plata removidos fueron menores. Es posible observar que la diferencia entre las recuperaciones alcanzadas, y en consecuencia la cinética de disolución para cada metal en cada muestra fue mayor al utilizar la solución de amoníaco al 16,7%.

3.2.3.2. Cianuración con tratamiento preliminar de lixiviación con ácido nítrico

En éstos ensayos se utilizaron soluciones de ácido nítrico y agua al 33,3% y al 19,5% v/v. La primera concentración se definió con base en la ley promedio de cobre y la cantidad de ácido estequiométrica necesaria para que se de la reacción 1.11. La segunda se determinó al asumir una eficiencia de reacción del 70%. Los resultados de recuperaciones de oro y plata obtenidas con ambas soluciones para los dos tipos de muestra se presentan en la tabla 3.13.

Los resultados del porcentaje de cobre removido en los dos tipos de muestras por cada solución se presentan en la tabla 3.14. Cabe mencionar que en los ensayos realizados se registró un porcentaje de plata removido menor al 1%, por lo que se lo consideró despreciable.

Tabla 3.13. Resultados de recuperaciones de oro y plata obtenidas por cianuración para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con tratamiento de lixiviación amoniacal. Condiciones: concentración de cianuro 2 [g/L], pH 10,5 Tiempo 24 horas

Solución	Muestra Molida (d ₈₀ 1 000µm)		Muestra Tostada y pulverizada (d ₈₀ 136µm)	
	Recuperación [%]		Recuperación [%]	
	Au	Ag	Au	Ag
HNO ₃ (33,3%)	27,56	22,68	70,19	64,70
HNO ₃ (19,5%)	17,02	9,03	67,43	62,01

Tabla 3.14. Porcentaje de cobre removido para muestra molida y muestra tostada y pulverizada con cada solución ácido nítrico

	Cobre removido [%]	
	HNO₃ (19,5%)	HNO₃ (33,3%)
Muestra molida (d₈₀ 1 000µm)	46,9	68,3
Muestra tostada y pulverizada (d₈₀ 136µm)	61,4	86,2

Como se puede apreciar en la tabla 3.13., al tratar a la muestra molida con ácido nítrico antes de la cianuración, se obtuvieron recuperaciones alrededor de 10% mayores al incrementar la concentración de ácido en solución, dicho valor no es significativo si se considera que se trabajó con una solución con un 14% más de ácido.

En el caso de los ensayos realizados con tarjetas tostadas y pulverizadas, la diferencia entre los porcentajes de extracción tanto de oro como de plata fue del 2,7% aproximadamente para ambos metales.

Al utilizar una solución más concentrada de ácido no se pudo aumentar la recuperación de manera significativa. Sin embargo, como se puede ver en la tabla 3.14., se removió una mayor cantidad de cobre con la lixiviación ácida. A pesar de que el porcentaje de cobre removido fue mayor que el obtenido con amoníaco la recuperación es menor.

Los resultados de la recuperación de oro y plata en función del tiempo para las dos muestras tratadas se presentan en las tablas 3.15. y 3.16.

Tabla 3.15. Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra molida y lixiviada con soluciones de ácido nítrico

Tiempo [h]	HNO ₃ (19,5%)		HNO ₃ (33,3%)	
	Recuperación [%]		Recuperación [%]	
	Au	Ag	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00
1	1,26	0,44	19,71	14,22
2	1,41	0,95	21,69	17,07
4	1,49	1,63	23,77	20,62
24	15,91	8,55	25,18	22,05

Tabla 3.16. Porcentajes de recuperación de oro y plata en el proceso de cianuración para muestra tostada, pulverizada y lixiviada con soluciones de ácido nítrico

Tiempo [h]	HNO ₃ (19,5%)		HNO ₃ (33,3%)	
	Recuperación [%]		Recuperación [%]	
	Au	Ag	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00
1	37,20	48,48	25,28	37,77
2	49,99	48,48	39,33	40,83
4	56,22	49,49	42,99	45,94
24	62,12	58,58	69,61	62,02

Sobre la base de los datos de las tablas 3.15. y 3.16., se elaboraron gráficos la recuperación de oro y plata en función del tiempo para cada muestra y cada solución utilizada en la lixiviación ácida, los cuales se presentan en las figuras 3.14., 3.15., 3.16., y 3.17.

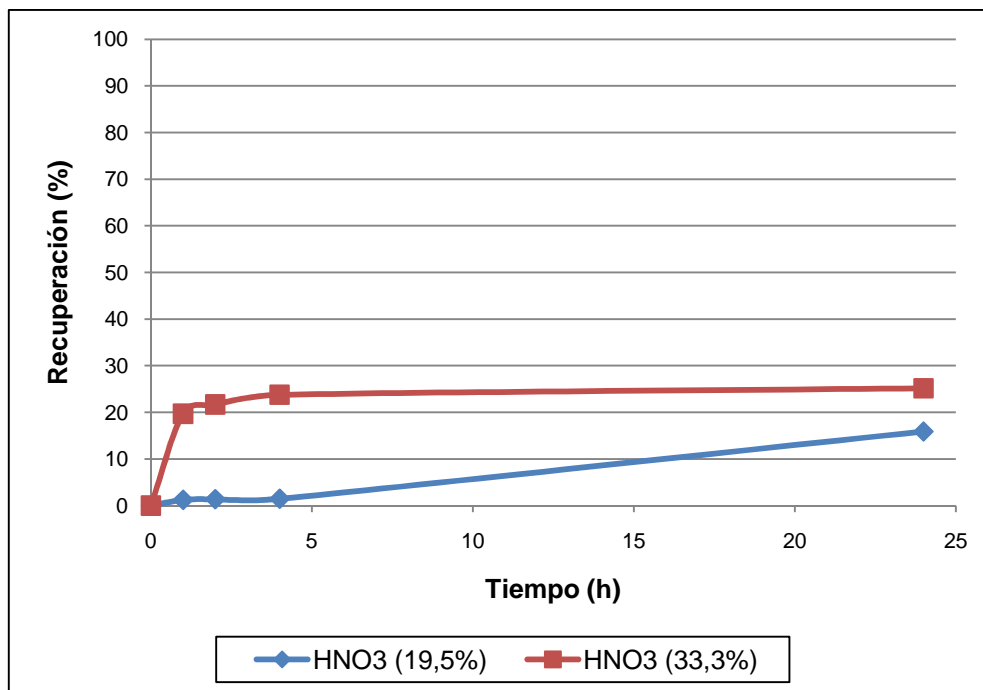


Figura 3.14. Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico

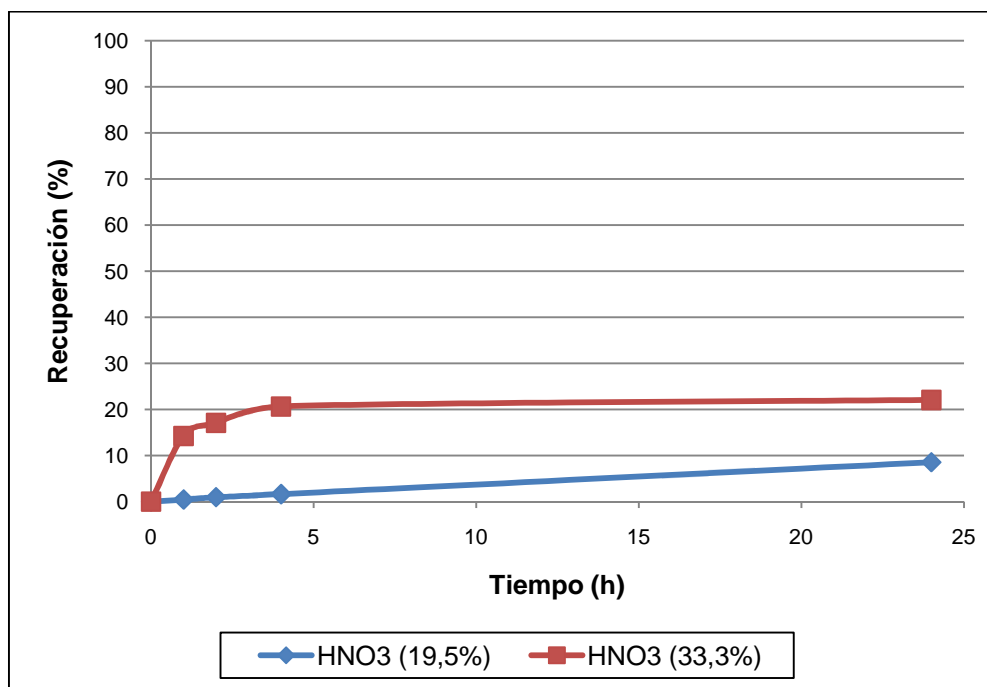


Figura 3.15. Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra molida (d_{80} 1 000 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico

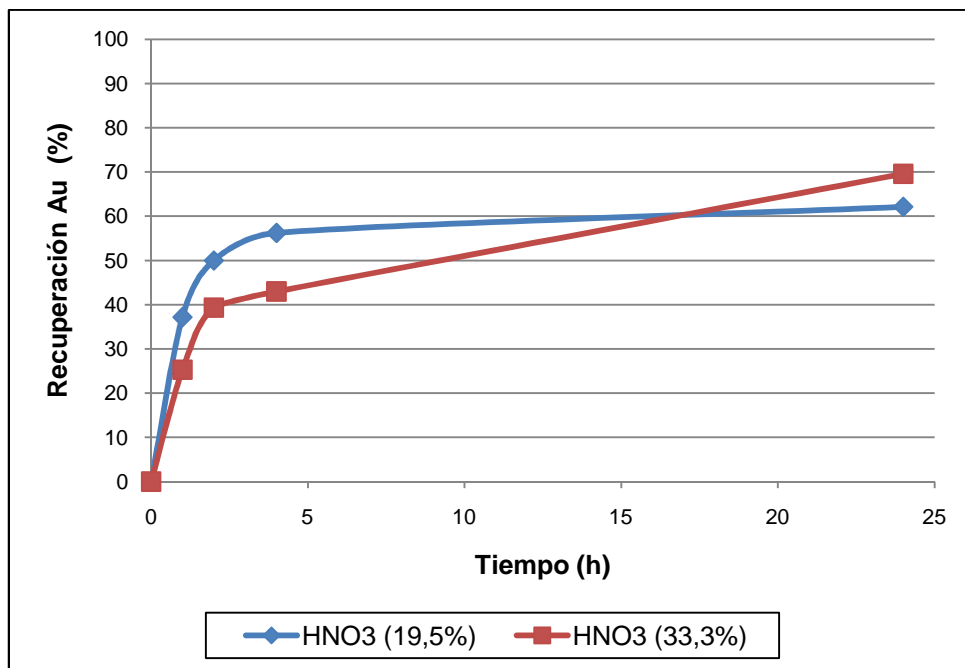


Figura 3.16. Variación de los porcentajes de recuperación de oro obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico

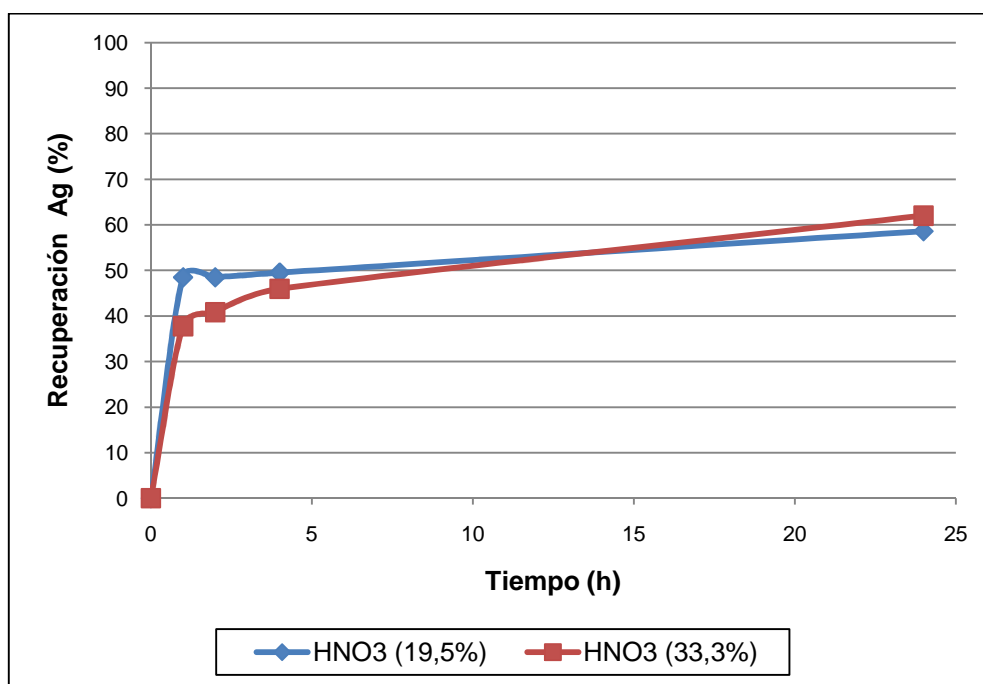


Figura 3.17. Variación de los porcentajes de recuperación de plata obtenidos por cianuración en función del tiempo para muestra tostada, pulverizada (d_{80} 136 μm) y lixiviada con soluciones de ácido nítrico

Como se puede observar en las figura 3.14., y 3.15., las cinéticas de disolución tanto de oro como de plata fueron muy bajas cuando se trató a la muestra molida con ácido nítrico al 19,5%. Durante las primeras cuatro horas, la cantidad de metal disuelto fue cercana a 1,5% del total en ambos casos, desde la hora 4 a la 24 se produjo el mayor incremento en la recuperación.

Al aumentar la concentración, se obtienen curvas cinéticas que se presentan comúnmente en un proceso de cianuración, en las mismas se puede ver una alta velocidad de disolución durante las cuatro primeras horas, y una disminución de la misma durante las siguientes 20 horas.

En las figuras 3.16., y 3.17., es posible apreciar que las cinéticas de disolución de oro y plata presentaron mayor cantidad de metal extraído con ácido nítrico al 19,5% las primeras cuatro horas, sin embargo al llegar a la hora 24 se obtuvo mayor recuperación con la solución al 33,3%, aunque la diferencia entre los dos porcentajes fue mínima.

Para establecer una comparación entre las cinéticas de disolución de oro y plata de la muestra molida y pulverizada para cada concentración de ácido utilizada, se elaboraron cuatro gráficos que se presentan en las figuras 3.18., 3.19., 3.20., y 3.21.

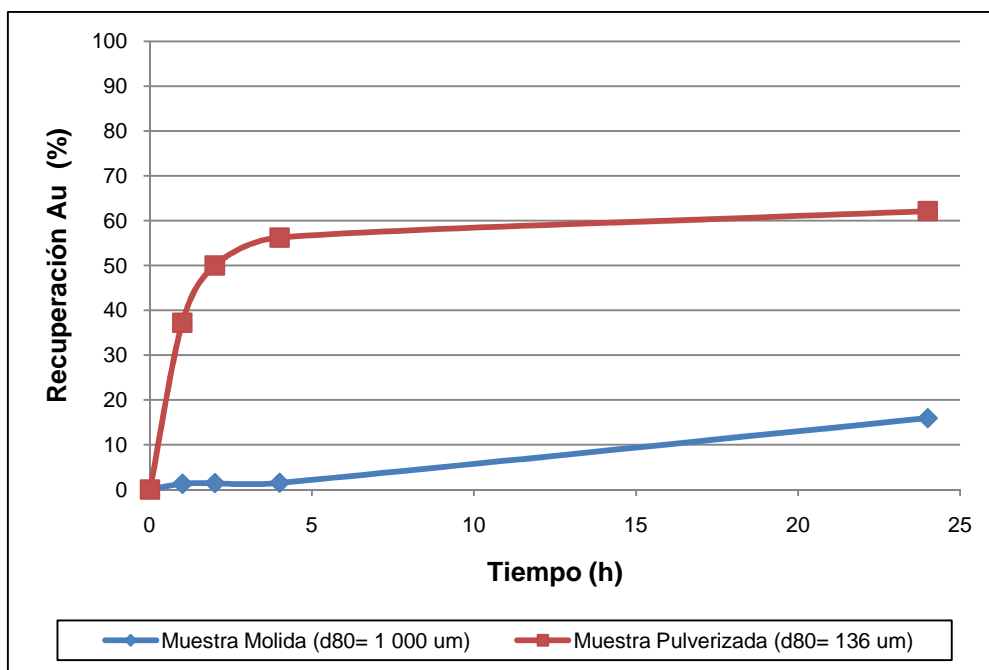


Figura 3.18. Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO₃ (19,5%)

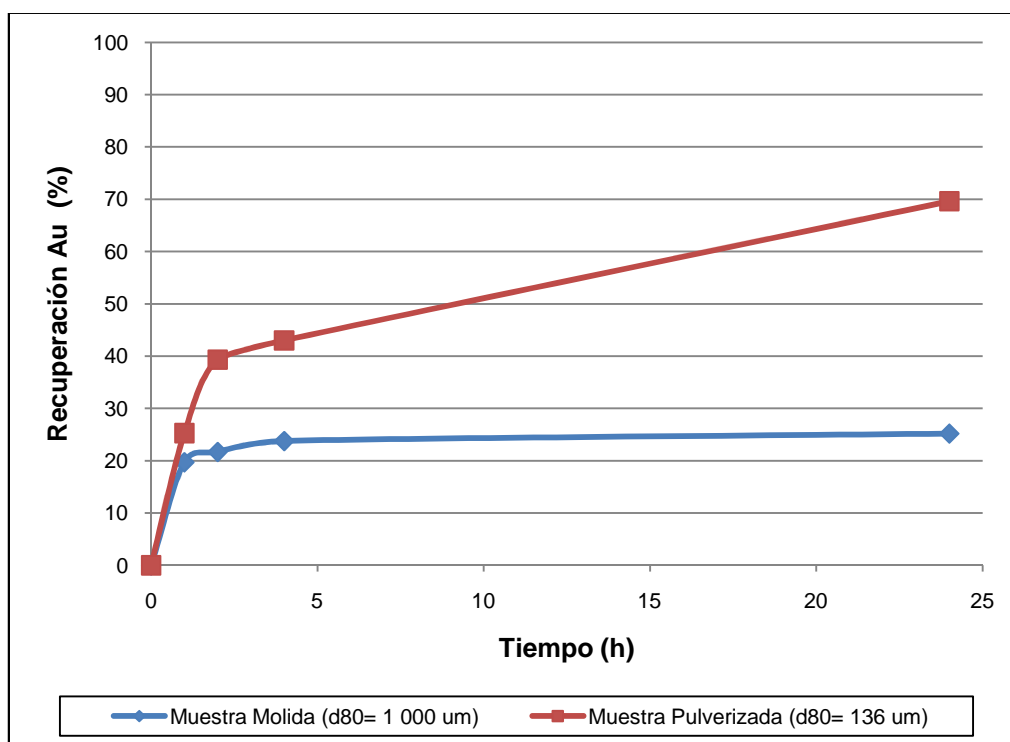


Figura 3.19. Comparación de las cinéticas de disolución de oro en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO₃ (33,3%)

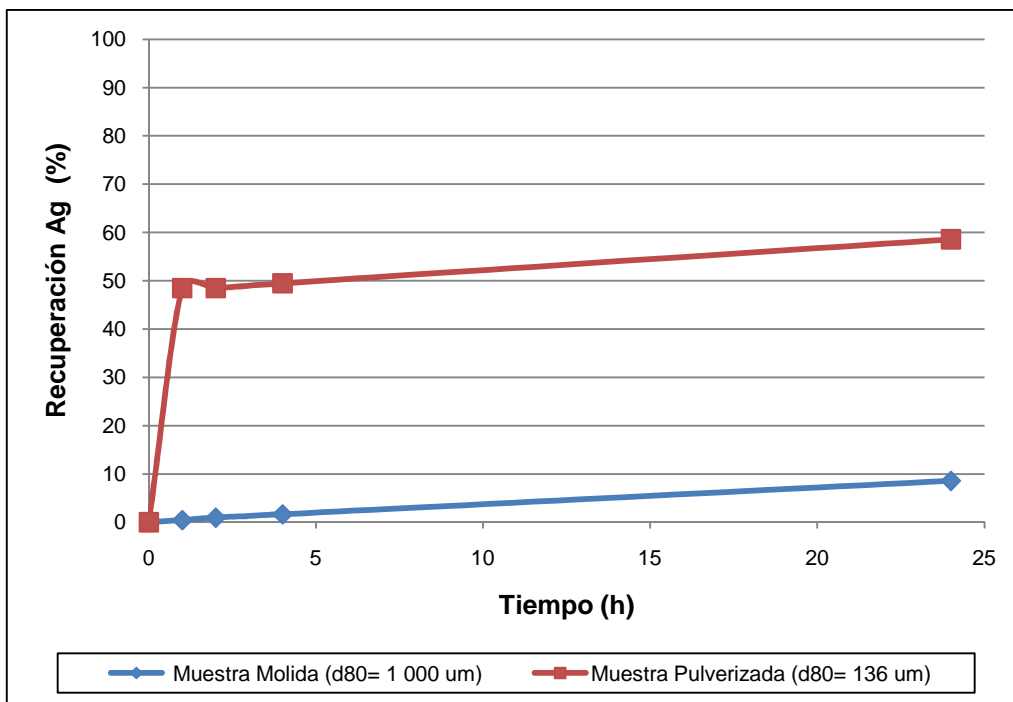


Figura 3.20. Comparación de la cinética de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (19,5%)

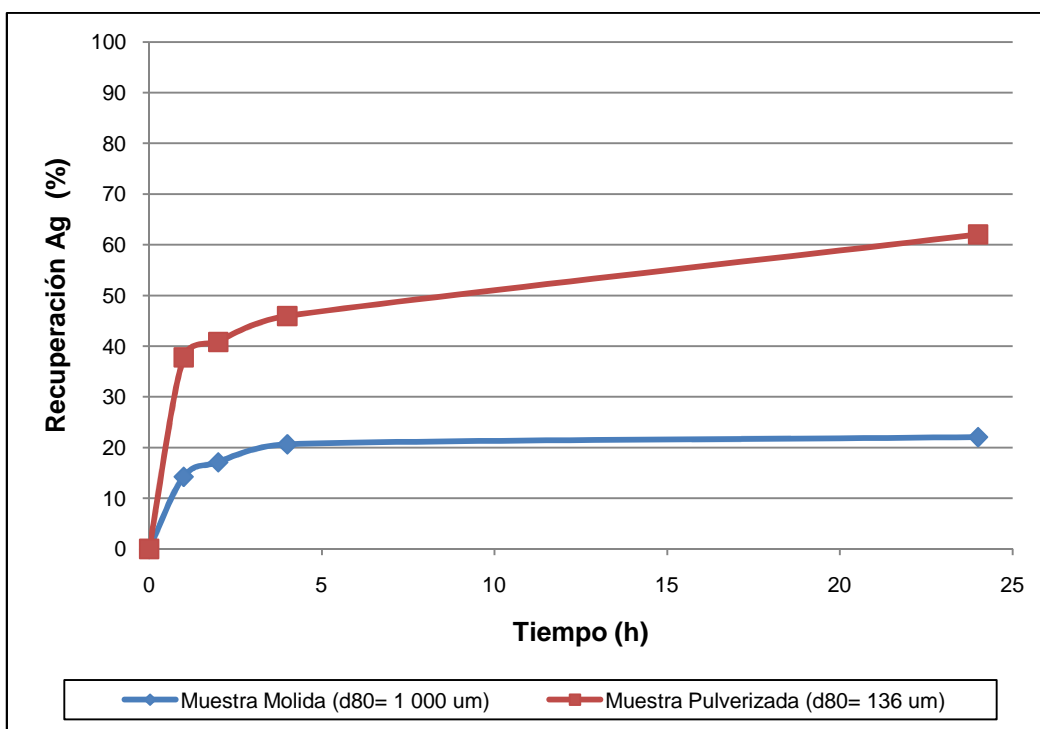


Figura 3.21. Comparación de la cinética de disolución de plata en el proceso de cianuración para muestras molida y pulverizada que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (33,3%)

Al observar las figuras 3.18., y 3.20., es posible constatar que la lixiviación con ácido nítrico al 19,5% produjo velocidades de disolución de oro y plata muy diferentes para la muestra que fue molida y aquella que fue pulverizada. Por otra parte al tener una mayor concentración de ácido, la diferencia entre las cinéticas de las dos muestras se redujo, como puede ver en las figuras 3.19., y 3.21.

El trabajar con una muestra con menor tamaño de partícula, independientemente de la solución utilizada en el tratamiento preliminar de lixiviación ácida resultó en una remoción más rápida de oro y plata y mayores porcentajes de recuperación

Para poder comparar las cinéticas de los ensayos en los que se obtuvieron mayores recuperaciones de oro y plata tanto con ácido nítrico como con amoníaco en función del tiempo y determinar cuál de los tratamientos preliminares es el más adecuado, se elaboraron dos gráficos que se presentan en las figuras 3.22., y 3.23.

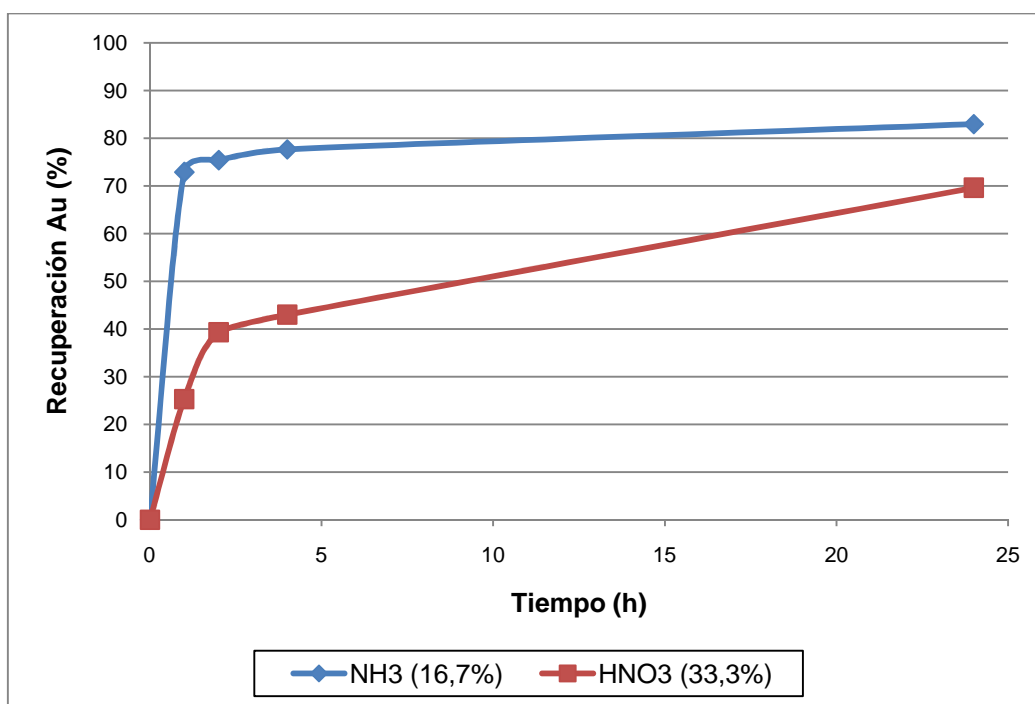


Figura 3.22. Comparación de las cinéticas de disolución de oro obtenidas por cianuración para muestras pulverizadas que fueron lixiviadas con solución de HNO_3 (33,3%) y con solución de NH_3 (16,7%)

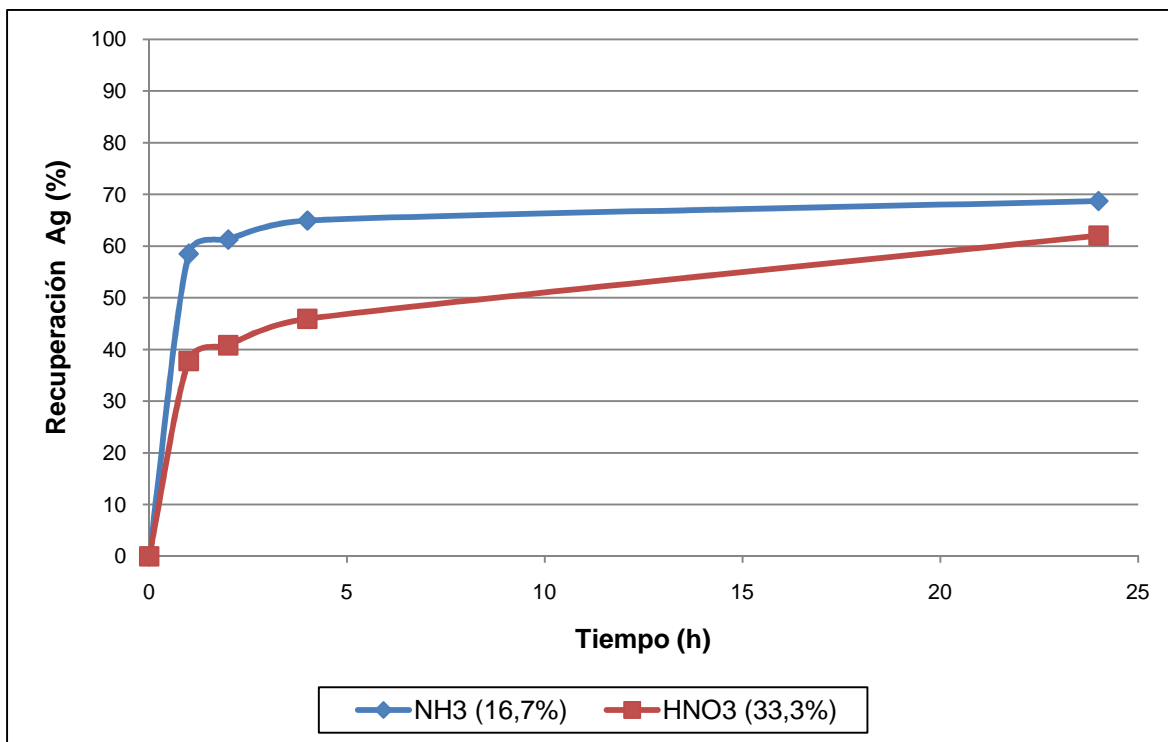


Figura 3.23. Comparación de las cinéticas de disolución de plata obtenidas por cianuración para muestras pulverizadas que fueron lixiviadas con solución de HNO₃ (33,3%) y con solución de NH₃ (16,7%)

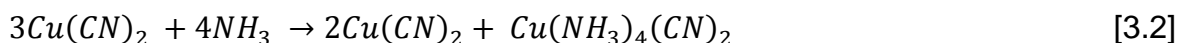
Como se mencionó anteriormente, el porcentaje de cobre removido de la tarjeta fue mayor al utilizar ácido nítrico, contrariamente, la recuperación de oro y plata fue mayor luego de someter a la muestra a lixiviación amoniacal.

La obtención de porcentajes menores de remoción con un pre tratamiento de lixiviación ácida se debe a la presencia de residuos del dicho proceso, los cuales son difíciles de neutralizar, frecuentemente en su totalidad antes de la cianuración, lo que causa la descomposición del cianuro a HCN.

La mayor recuperación de oro y plata luego de la lixiviación amoniacal se debe en parte a la presencia de residuos de amoniaco en la muestra. Si se toma en cuenta que un 23% del cobre total todavía estaba presente en la muestra, éste forma un complejo con el cianuro, como muestra la ecuación planteada por Nagy et al., que se presenta a continuación:



Adicionalmente se produce una reacción entre los complejos de cobre y el amoníaco como se muestra a continuación:



La presencia de residuos de amoníaco da lugar a la reacción 3.2. El cianuro cupriamonio se disocia en el complejo $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y el ion cianuro. En presencia de más cantidad de cianuro libre la disolución del oro y la plata se incrementan y el consumo de reactivo disminuye, como se muestra en la tabla 3.16. Por tal razón el tratamiento más adecuado es una lixiviación con amoníaco al 16,7%.

Tabla 3.16. Consumo de reactivo en el proceso de cianuración al utilizar tratamientos preliminares de lixiviación con ácido nítrico y lixiviación con amoníaco

Tratamiento Preliminar	Consumo de NaCN [Kg/t]
Lixiviación con HNO_3 (33,3%)	122,49
Lixiviación con NH_3 (16,7%)	113,66

3.2.4. DEFINICIÓN DE PARÁMETROS PARA EL PROCESO DE CIANURACIÓN

3.2.4.1. Definición de la concentración de cianuro de sodio para el proceso de cianuración

Los resultados de recuperación de oro y plata obtenidos en los ensayos de definición de la concentración de cianuro de sodio se presentan en la tabla 3.17.

Tabla 3.17. Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en ensayos de cianuración al variar la concentración de cianuro de sodio

Concentración de NaCN [g/L]	Recuperación [%]	
	Au	Ag
0,5	30,20	26,77
1,0	54,73	42,52
1,5	69,91	57,97
2,0	82,92	68,73
3,0	88,44	78,42
4,0	95,11	81,90
8,0	96,02	83,52

Con base en los datos de la tabla 3.17., se elaboró un gráfico de la recuperación de oro y plata en función de la concentración de cianuro utilizada, el cual se presenta en la figura 3.24.

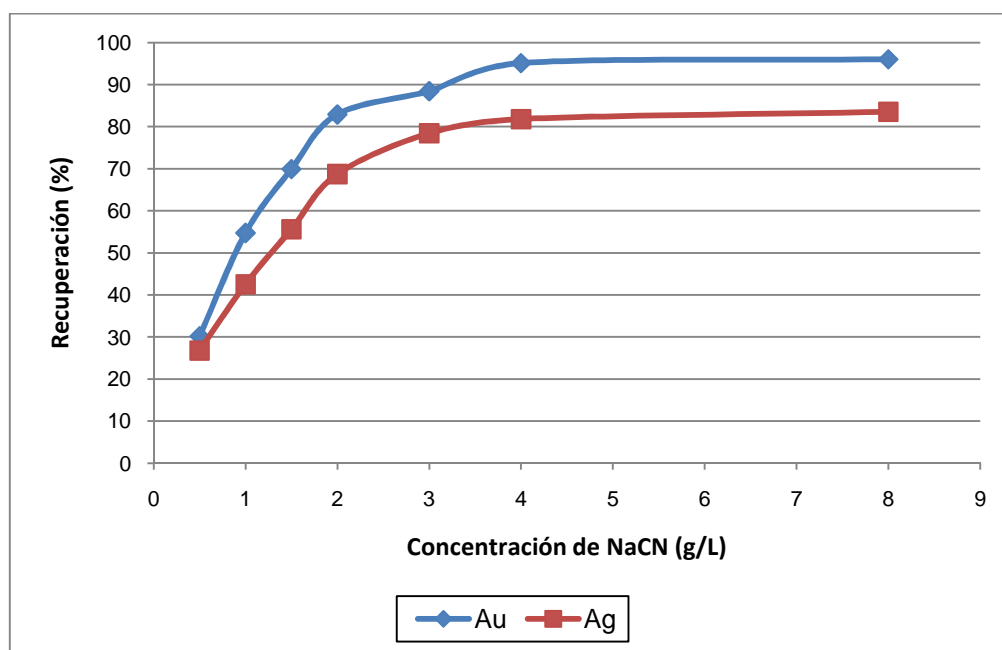


Figura 3.24. Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en el proceso de cianuración en función de la concentración de NaCN. Condiciones pH 10,5, tiempo 24 horas

Como se puede apreciar en la figura 3.24., las velocidades de disolución de oro y plata aumentaron de manera directamente proporcional a la concentración de

cianuro en el proceso. El incremento fue mucho más evidente en el rango de 0,5 a 3 g/L. Los gráficos de las cinéticas de cada ensayo se presentan en el anexo 3.

Al emplear cantidades bajas de reactivo (de 0,5 a 1,5 g/L), el porcentaje de oro extraído se vio reducido de manera considerable, esto se debe a que la muestra presentaba otros metales como el cobre. Aproximadamente, la cuarta parte del contenido total de este metal no fue removido, a pesar de que se hizo un pretratamiento con amoníaco.

Dada su condición de elemento cianicida, tiene una tendencia a formar complejos con el ion $(CN)^-$, por tal razón si no se tiene una cantidad suficiente de cianuro libre durante el proceso, la disolución de oro y de plata disminuyen.

Se obtuvo un aumento en las recuperaciones de 13% para oro y 11% para plata al cambiar la concentración de cianuro de sodio de 1,5 a 2 g/L. Al trabajar con 3 y 4 g, se consiguió elevar las tasas de extracción de oro en 5 y 6% respectivamente.

Se obtuvieron valores máximos de recuperación de los dos metales (96,02% de oro y 83,52% de plata) al utilizar una solución cianurada de 8 g/L. Sin embargo, si se comparan estos porcentajes recuperados con los obtenidos con 4 g/L, es posible ver que el aumento es cercano al 1%, por lo que no es justificable trabajar con dicha concentración.

En la tabla 3.18 se presentan una comparación de la recuperación de oro y plata en función del tiempo para las dos concentraciones.

Tabla 3.18. Porcentaje de recuperación de oro y plata obtenidos en el proceso de cianuración para concentraciones de cianuro de 4 y 8 g/L

Tiempo [h]	Concentración de NaCN			
	4 [g/L]		8 [g/L]	
	Recuperación [%]		Recuperación [%]	
	Au	Ag	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00
1	74,63	71,47	77,81	68,32
2	78,72	73,51	82,96	70,91
4	81,90	77,60	86,73	75,15
24	95,11	81,90	96,02	83,52

Con base en los datos de la tabla 3.17., se elaboraron gráficos para comparar la cinética de disolución de oro y de plata para las dos concentraciones de cianuro, los cuales se presentan en las figuras 3.25., y 3.26.

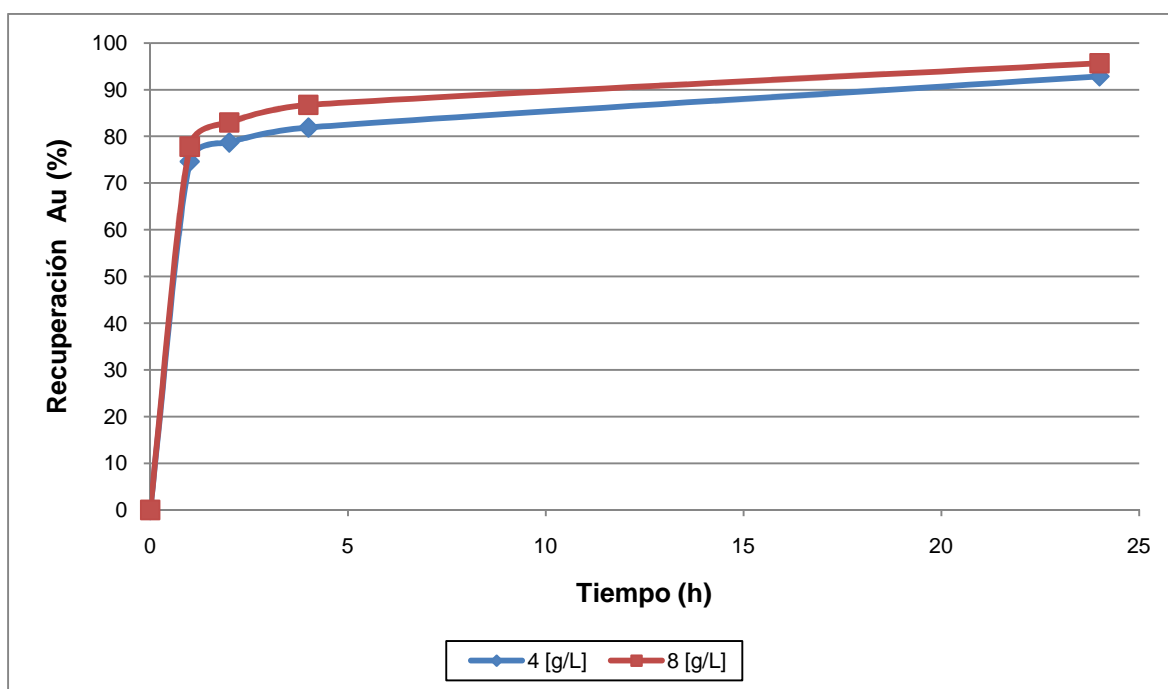


Figura 3.25. Gráfico comparativo de recuperaciones de oro obtenidas en el proceso de cianuración en función del tiempo para al trabajar con concentraciones de 4 y 8 g/L

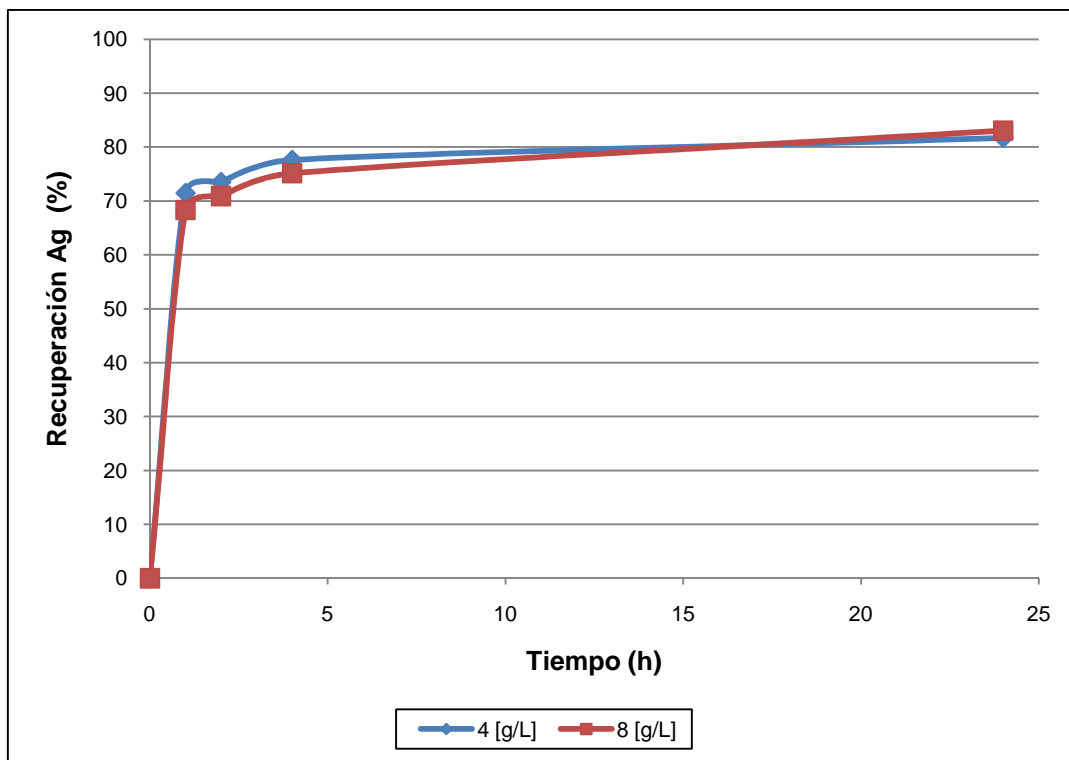


Figura 3.26. Gráfico comparativo de recuperación de plata en función del tiempo para el proceso de cianuración al trabajar con concentraciones de 4 y 8 g/L

Como es posible constatar en las dos figuras, la cinética para ambas concentraciones fue prácticamente igual. Se alcanzó un alto porcentaje de recuperación durante la primera hora, desde la hora 2 hasta la hora 4 hubo un incremento cercano al 4% para el oro y 2% para la plata.

Durante las 20 horas siguientes se alcanzó al valor máximo de extracción en ambos casos. El incrementar de manera excesiva la cantidad de cianuro en solución no tuvo efectos significativos en las recuperaciones ni en las cinéticas de disolución.

La tabla 3.19., presenta datos del consumo de cianuro obtenido en los ensayos para cada concentración utilizada.

Tabla 3.19. Consumo de cianuro de sodio para cada concentración de reactivo utilizada en el proceso de cianuración

Concentración de NaCN [g/L]	Consumo de NaCN[g/t]
0,5	44,66
1,0	94,58
1,5	106,8
2,0	113,66
3,0	170,71
4,0	266,37
8,0	618,15

Se observa que el consumo de cianuro se incrementó drásticamente al cambiar la concentración de 0,5 a 1 g/L, lo mismo sucede a partir de los tres g/L. Al tener una mayor cantidad de cianuro libre, aparte del cobre, metales base tales como hierro y plomo pueden reaccionar con este, en consecuencia se consume una mayor cantidad de reactivo.

Adicionalmente, el agregar una cantidad innecesaria de cianuro se traduciría en un aumento en los costos de tratamiento de efluentes a escala de planta. En consecuencia trabajar con una concentración de 4 g/L es lo más recomendable para éste material.

3.2.4.2. Definición del pH de trabajo para el proceso de cianuración

Los resultados de recuperación de oro y plata obtenidos en los ensayos de definición del pH de trabajo se presentan en la tabla 3.20.

Tabla 3.20. Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en ensayos de cianuración al variar el pH de trabajo. Condiciones: Concentración de cianuro 4 [g/L], Tiempo 24 horas

pH	Recuperación [%]	
	Au	Ag
10,0	94,16	79,26
10,5	95,11	81,90
11,0	92,06	75,86

Como se aprecia en la tabla 3.20., al trabajar con un pH de 10,5 se obtuvieron los mayores porcentajes de recuperación. La reducción en la disolución del oro al realizar el ensayo con pH 10 fue 1%, con pH 11 fue 3%. En el caso de la plata, las variaciones fueron de 2 y 6% respectivamente.

Al trabajar a pH 11, se puede haber producido un ligero aumento en las velocidades de disolución del hierro o del cobre presentes, o la absorción del ion $(OH)^-$ en la superficie del metal. Sin embargo estos efectos no redujeron significativamente la recuperación.

Es posible ver, sobre la base de los datos de la tabla 3.20., que el rango de pH en el que se trabajó es el adecuado, ya que las variaciones en el porcentaje de extracción de los dos metales son muy bajas, sobre todo la del oro. Preferentemente, se debería mantener el valor de este parámetro entre 10 y 10,5.

3.2.4.3. Definición del tiempo de operación para el proceso de cianuración

Los resultados de recuperación de oro y plata obtenidos en los ensayos de definición cianuración para la definición del tiempo de proceso se presentan en la tabla 3.21.

Tabla 3.21. Porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en ensayos de cianuración al variar el tiempo de operación

Tiempo [h]	Recuperación [%]	
	Au	Ag
4	81,9	77,60
8	84,00	78,50
16	90,00	80,00
24	95,44	83,52
48	92,95	81,27

Con base en los datos de la tabla 3.21., se elaboró un gráfico de la recuperación de oro y plata en función del tiempo, el cual se presenta en la figura 3.27.

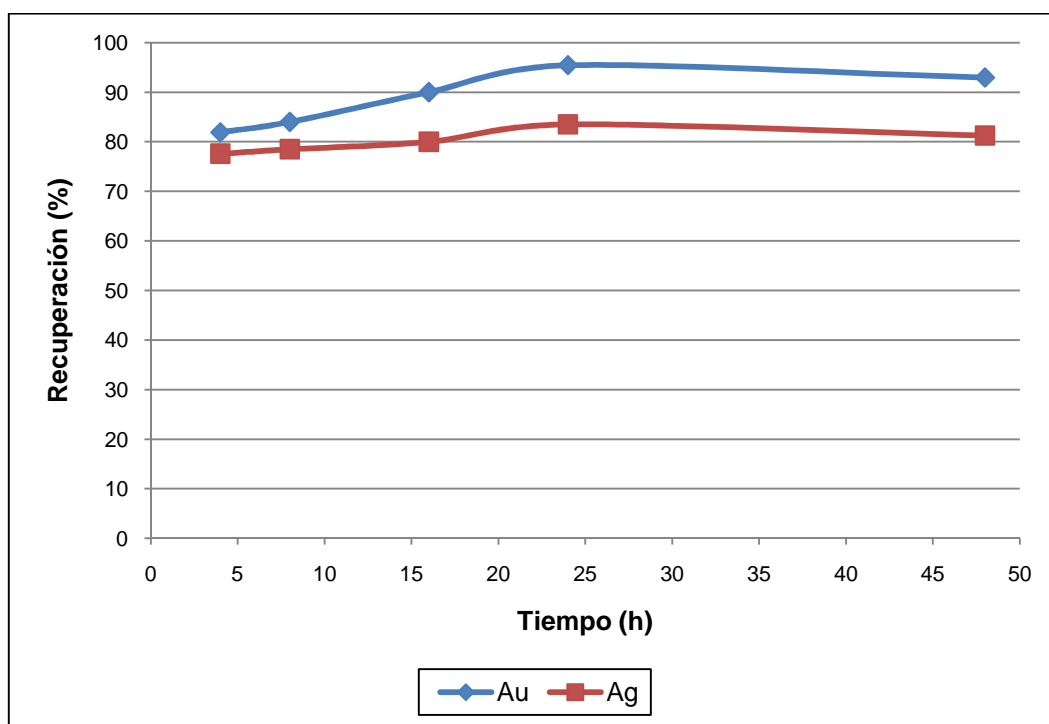


Figura 3.27. Variación de los porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos al variar el tiempo de cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 4[g/L], pH 10-10,5

Como se evidencia en la figura 3.27., al cianurar la muestra durante 4 horas se obtuvo una recuperación de oro 81,90% de oro y 77,6% de plata. Al doblar y cuadruplicar el tiempo de proceso, se observó un aumento de 2 y 6 %. En la hora 24 se alcanzó la máxima recuperación para ambos metales.

Contrariamente, el extender la cianuración hasta las 48 horas produjo una disminución en el porcentaje de oro y plata disueltos. Esto se debe a que el pH alcanza valores cercanos a 12,5. La consecuencia de éste incremento es la precipitación de los dos metales por efecto de la presencia de impurezas como hierro o calcio.

A pesar de que de la hora 16 a la hora 24 se consigue aumentar la recuperación en un 5% solamente, éste valor es considerable si se tiene presente que el contenido de oro promedio en la muestra es alto. El incrementar el tiempo de proceso en 8 horas, significaría aumentar la cantidad de oro extraída de 378 a 400 g/t.

Dado que el objetivo es determinar los parámetros que permitan obtener la mayor recuperación de oro y plata, se decidió tomar como el mejor tiempo de operación 24 horas.

3.2.5. CIANURACIÓN CON TRATAMIENTO DE LA SOLUCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO PREVIO A SU RECIRCULACIÓN

3.2.5.1. Definición de la concentración de carbón activado para el tratamiento de la solución previo a su recirculación

Para la definición de la concentración de carbón activado que remueva la mayor cantidad de oro y plata se utilizó una solución fuerte con concentraciones de oro, plata y cianuro libre de 24,75 mg/L, 79,00 mg/L y 1,68 g/L respectivamente.

Los resultados obtenidos de la variación de estas tres concentraciones con la cantidad de carbón añadida se presentan en la tabla 3.22.

Tabla 3.22. Concentraciones de oro, plata y cianuro libre en la solución fuerte de cianuración luego del tratamiento con diferentes concentraciones de carbón activado durante 24 horas

Concentración de carbón activado [g/L]	Concentración Au [mg/L]	Concentración Ag [mg/L]	Concentración de cianuro libre [g/L]
0	24,75	79	1,68
30	0,63	4,70	1,54
40	0,04	0,12	1,50
50	0,01	0,03	1,45
60	0,01	0,01	1,37

Sobre la base de los datos de la tabla 3.22., se elaboraron gráficos de la concentración de oro, plata y cianuro libre en función de la concentración de carbón activado, los cuales se presentan en las figuras 3.28., y 3.29.

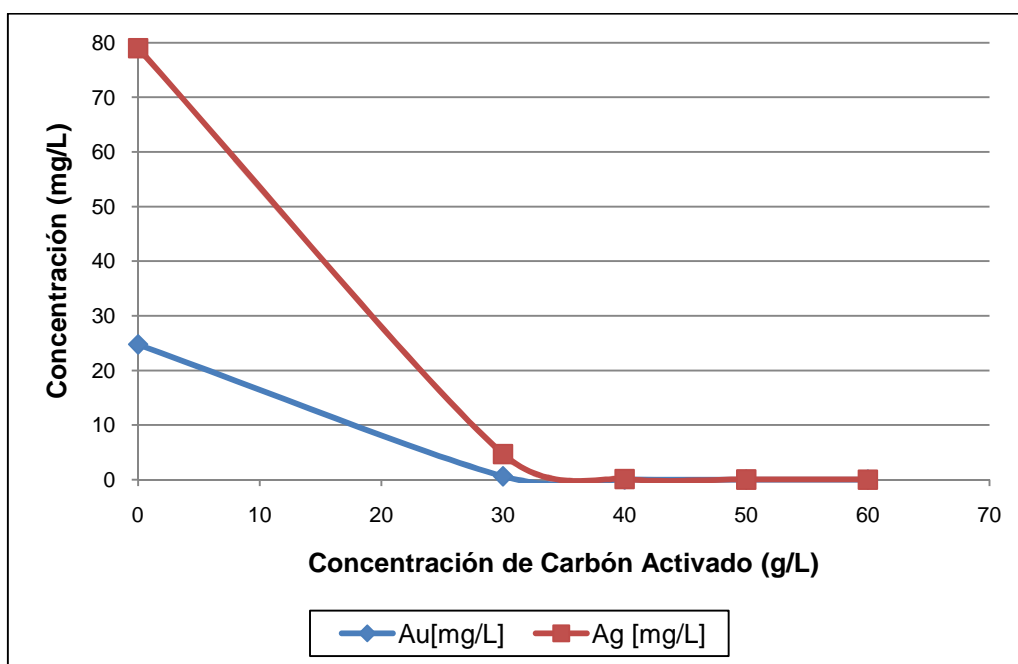


Figura 3.28. Variación de las concentraciones de oro y plata con la concentración de carbón activado para el proceso de tratamiento de la solución cianurada

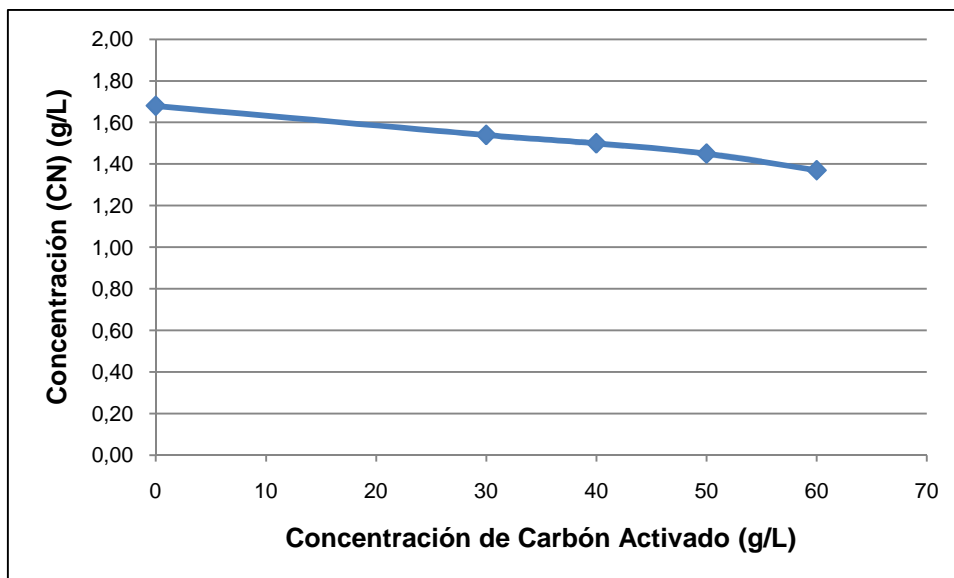


Figura 3.29. Variación de la concentración de cianuro libre con la concentración de carbón activado para el proceso de tratamiento de la solución cianurada

Por los resultados que se presentan en la tabla 3.22. y la figura 3.28., se puede constatar que al utilizar 30 g de carbón activado por litro se tuvieron buenos resultados en la remoción de los dos metales. Sin embargo todavía existió presencia de los mismos. Al trabajar a 40 g/L el contenido de oro y plata fue prácticamente cero, y con una mayor cantidad de carbón activado, el resultado fue similar.

En la figura 3.29., se observa que la disminución en la concentración de (CN)- fue baja, de 1,68 a 1,37 g/L al utilizar 60 g de carbón activado por litro. El tratamiento de remoción no tuvo un efecto perjudicial en el cianuro libre presente en la solución. Con base en los resultados obtenidos se decidió trabajar con una concentración de carbón de 40 g/L.

3.2.5.2. Ensayos de cianuración con recirculación de la solución cianurada

Los resultados obtenidos de las recuperaciones de oro y plata al recircular la solución cianurada luego del tratamiento con carbón activado se presentan en la tabla 3.23.

Tabla 3.23. Porcentajes de recuperación de oro y plata y consumo de cianuro obtenidos en el proceso de cianuración al recircular la solución tratada con carbón

Cianuración No.	Recuperación [%]		Consumo de NaCN [kg/t]
	Au	Ag	
1	95,11	81,59	218,83
2	87,47	71,60	241,45
3	81,01	69,18	238,96
4	77,44	65,01	225,72
5	73,33	60,28	217,32

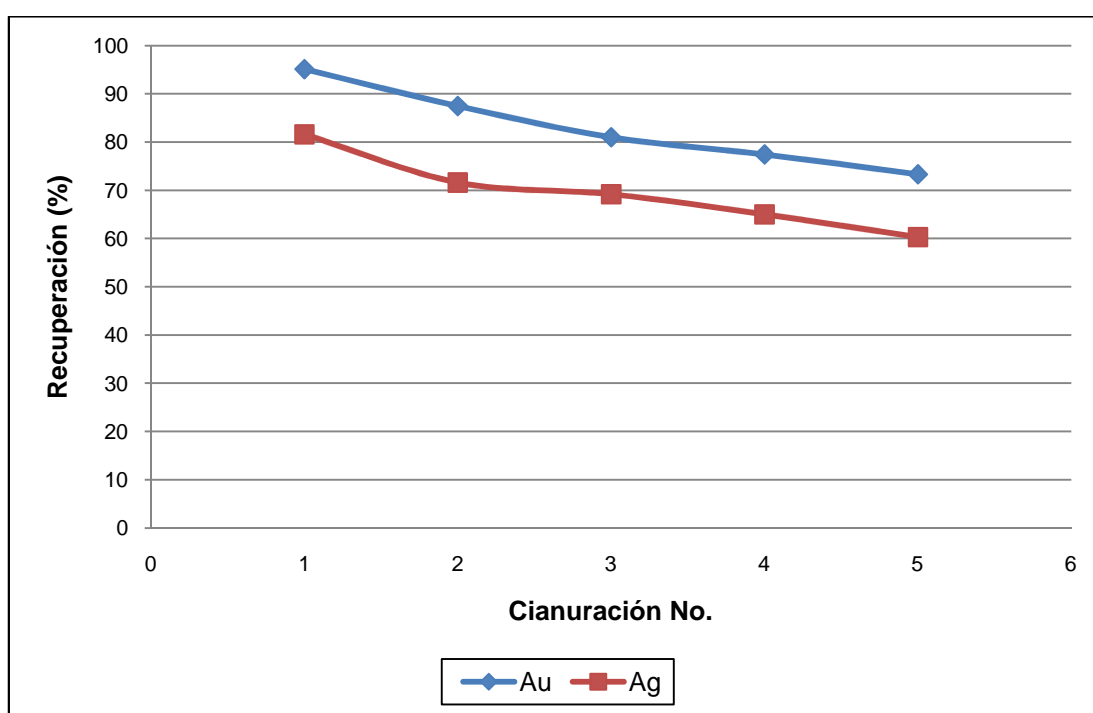


Figura 3.30. Variación de los porcentajes de recuperación de oro y plata obtenidos en cada ensayo de cianuración con recirculación de la solución tratada con carbón activado

Por los resultados que se presentan en la tabla 3.23., y la figura 3.30., se puede observar que el tratamiento con carbón activado, después del proceso de cianuración no brindó resultados positivos, pues las recuperaciones de oro y plata disminuyeron de manera progresiva. Esta tendencia se mantuvo durante todos los ensayos. En el segundo ensayo se registró una disminución de 8% y 10% en los porcentajes disueltos de oro y plata respectivamente.

En la cuarta recirculación se obtuvieron un 22% menos de extracción de oro y 21% de plata. Por lo que se puede constatar que la extracción de ambos metales se vio afectada de manera similar y muy considerable.

Como los resultados lo demuestran, no se consiguió mantener la eficiencia inicial de disolución de la solución. Una de las razones puede ser la presencia de metales base o de cobre en la solución que no fueron removidos en el proceso de tratamiento con carbón activado.

En presencia de éstos se producen reacciones de competencia, las cuales tienen un efecto extremadamente perjudicial en las velocidades de disolución de los metales preciosos presentes en la muestra. Otra posible razón puede ser la descomposición del cianuro.

3.2.6. DETERMINACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE PALADIO Y RODIO OBTENIDAS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

Los resultados de recuperación de oro y plata obtenidos en los ensayos de cianuración para la definición del tiempo de proceso se presentan en la tabla 3.24.

Tabla 3.24. Porcentajes de recuperación en función del tiempo de paladio y rodio obtenidos en ensayo de cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 4 [g/L], pH 10-10,5, tiempo 24 horas

Tiempo [h]	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
0	0,00	0,00
1	13,38	0,00
2	16,53	0,00
4	23,22	0,00
24	41,91	0,00

Sobre la base de los datos de la tabla 3.24., se elaboró un gráfico de la recuperación de paladio obtenida en función del tiempo, el cual se presenta en la figura 3.31.

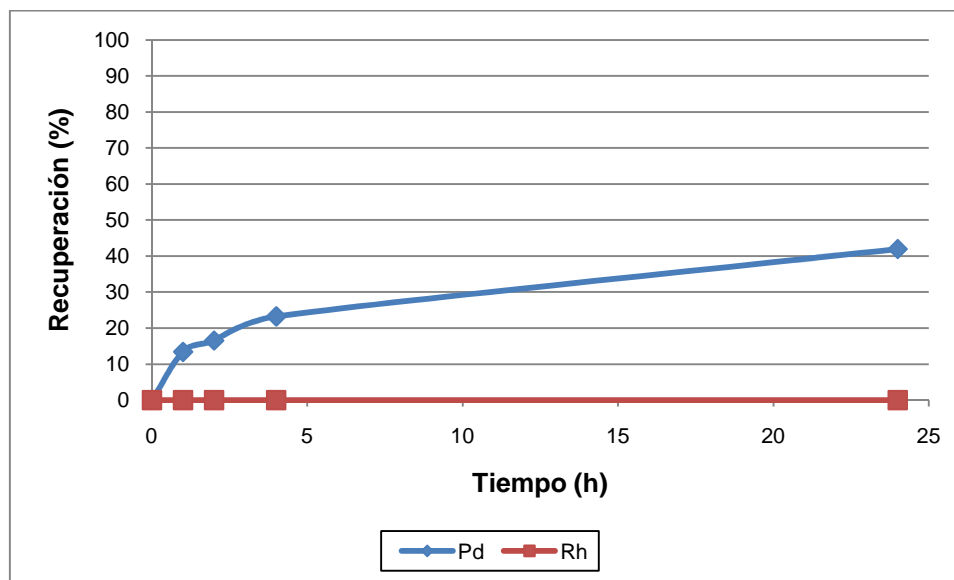


Figura 3.31. Variación del porcentaje de recuperación de paladio y rodio obtenidos en el proceso de cianuración. Condiciones: concentración de cianuro 4 [g/L], pH 10-10,5, tiempo 24 horas

Como se puede constatar en la tabla 3.24., se alcanzó una recuperación de 42% de paladio en la hora 24 de proceso. De acuerdo con lo expuesto por Mc Innes et al., 1994, la disolución de éste metal en la cianuración es muy dependiente del pH.

El trabajar con un entre 9,3 y 9,5 permite tener una tasa de disolución cercana al 66%. Adicionalmente, el uso de altas temperaturas (entre 100 y 125 [°C]) favorece aún más la extracción, se pueden alcanzar valores de 87 a 92%.

En el caso del rodio no se obtuvo ningún resultado de recuperación, lo que confirma que la cianuración no es el procedimiento indicado para disolver al mismo, al menos si no se utilizan altas presiones y temperaturas.

3.3. LIXIVIACIÓN DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS PARA RECUPERACIÓN DE PALADIO Y RODIO

3.3.1. LIXIVIACIÓN CON HIDRÓXIDO DE POTASIO

3.3.1.1. Lixiviación con tratamiento preliminar de reducción de tamaño con molino de martillos y con tostación y pulverizado

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición del tratamiento preliminar se presentan en la tabla 3.25.

Tabla 3.25. Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición del tratamiento preliminar. Condiciones: concentración de KOH 14 [g/L], tiempo 2 horas

Tratamiento	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
Reducción de tamaño con molino de martillos	1,50	0,00
Tostación y pulverizado	1,77	0,00

Como se puede constatar con los resultados de la tabla 3.25., el paladio y el rodio presentaron cinéticas de disolución muy bajas, prácticamente nulas en la solución básica. Con lo que se confirmó que los metales del grupo del platino no tienden a formar complejos con hidróxidos.

A pesar del mínimo porcentaje de recuperación, la muestra tostada y pulverizada presentó un valor ligeramente mayor al de la muestra molida. En consecuencia la primera opción de tratamiento preliminar sería la más adecuada.

3.3.1.2. Definición de parámetros para la lixiviación con hidróxido de potasio

Concentración de hidróxido

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición de la concentración de hidróxido se presentan en la tabla 3.26.

Tabla 3.26. Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición de la concentración de hidróxido. Condiciones: tiempo 2 horas

Concentración de KOH [g/L]	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
2	0,00	0,00
14	1,77	0,00
40	6,20	0,00

Se puede constatar en la tabla 3.23., que una baja concentración de hidróxido no tuvo efecto alguno en la disolución de ambos metales. Al trabajar con una solución de 40 g/L, se dio un incremento en el porcentaje de recuperación de paladio, que fue de 6%. Por otra parte, el rodio presentó valores nulos en su extracción.

Tiempo de lixiviación

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición del tiempo de proceso se presentan en la tabla 3.27. Se elaboró un gráfico del porcentaje de recuperación de paladio en función del tiempo, el cual se presenta en la figura 3.32.

Tabla 3.27. Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación básica para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de KOH 40 [g/L]

Tiempo [h]	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
2	6,20	0,00
4	8,11	0,00
6	8,59	0,00

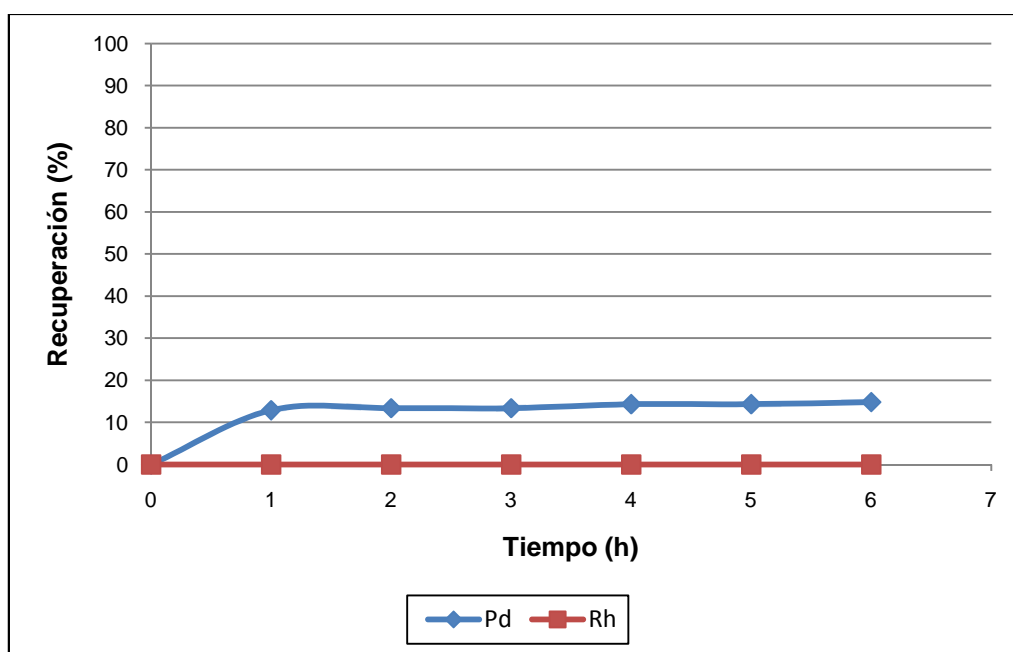


Figura 3.32. Variación del porcentaje de recuperación de paladio y rodio obtenidos en el proceso de lixiviación básica. Condiciones: concentración de KOH 40 [g/L], tiempo 6 horas

Como se aprecia en la figura 3.32., se obtuvo una recuperación de 6,20% en la hora 1, durante las dos siguientes el porcentaje se mantuvo constante, hasta alcanzar un 8,11% en la cuarta hora. Finalmente en la hora 6 se alcanzó la máxima disolución la cual fue de 8,59%.

El incremento en el porcentaje de extracción con el tiempo de proceso fue muy bajo por lo que no se consideró a este tipo de lixiviación como una técnica

eficiente para recuperar metales del grupo del platino, sin embargo podría haber sido útil para recuperar tantalio, el cual está presente en las tarjetas de circuitos impresos pero no fue cuantificado.

3.3.2. LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO NÍTRICO

3.3.2.1. Lixiviación con tratamiento preliminar de reducción de tamaño con molino de martillos y con tostación y pulverizado

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición del tratamiento preliminar se presentan en la tabla 3.28.

Tabla 3.28. Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición del tratamiento preliminar. Condiciones: concentración de HNO_3 35 [g/L], tiempo 2 horas

Tratamiento	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
Reducción de tamaño con molino de martillos	5,07	0,00
Tostación y pulverizado	12,19	0,00

Como se puede constatar con los resultados de la tabla 3.28., la diferencia entre el porcentaje de recuperación del paladio fue mucho más evidente si se lo compara con la lixiviación básica. Con la muestra tostada y pulverizada se obtuvo un 7% más de metal extraído que con la muestra molida. Por lo tanto el tamaño de partícula tuvo una influencia directa en el proceso. Sin embargo los porcentajes de remoción permanecieron bajos. En el caso del rodio no le logró su disolución puesto que el mismo no es soluble en ácido nítrico

3.3.2.2. Definición de parámetros para la lixiviación con ácido nítrico

Concentración de ácido

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición de la concentración de agente lixivante se presentan en la tabla 3.29.

Tabla 3.29. Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición de la concentración de agente lixivante. Condiciones: tiempo 2 horas

Concentración de HNO ₃ [g/L]	Recuperación Pd [%]
20	9,16
35	12,19
50	14,79

Se puede constatar en la tabla 3.29., que el incrementar la concentración de ácido de 20 a 50 g/L produjo un aumento en el porcentaje de recuperación del 5%, se obtuvo un máximo de 14,79%. Si se toma en cuenta que casi se triplicó la cantidad de agente lixivante es claro que no se obtuvieron resultados satisfactorios.

La razón de este fenómeno sería la alta presencia de cobre en la muestra, este metal consumirá reactivo y provocaría una baja tasa de disolución del paladio. Por otra parte existe la posibilidad de que el tiempo de proceso no haya sido el suficiente para obtener una mayor recuperación de paladio.

Tiempo de lixiviación

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición del tiempo de proceso se presentan en la tabla 3.30. Se elaboró un gráfico del porcentaje de

recuperación de paladio en función del tiempo, el cual se presenta en la figura 3.33. Los datos de éste gráfico se presentan en la tabla 3.31.

Tabla 3.30. Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido nítrico para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de ácido 50 [g/L]

Tiempo	Recuperación Pd[%]
2	14,79
4	46,28
6	75,43

Tabla 3.31. Porcentajes de recuperación en función del tiempo de paladio obtenidos en ensayo de lixiviación con ácido nítrico. Condiciones: concentración de HNO₃ 50 [g/L], tiempo 6 horas

Tiempo [h]	Recuperación Pd [%]
0	0,00
1	8,11
2	14,79
3	30,54
4	46,28
5	60,60
6	75,43

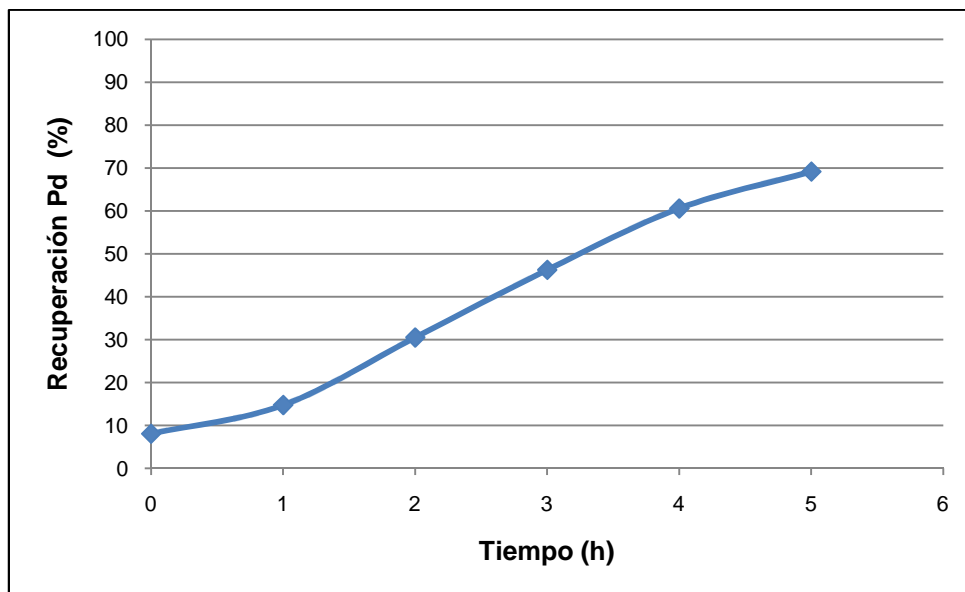


Figura 3.33. Variación del porcentaje de recuperación de paladio obtenido en el proceso de lixiviación con ácido nítrico. Condiciones: concentración de HNO_3 50 [g/L], tiempo 6 horas

Como se aprecia en la figura 3.33., se logró mejorar de manera considerable la velocidad de disolución del paladio al aumentar el tiempo del proceso en 4 horas. De la hora 1 a la hora 2 se obtuvo un 6% más de metal disuelto. A partir de la hora 2 los incrementos tendieron a ser de 15%, hasta alcanzar una tasa de extracción del 75,43% en la hora 6. Por lo tanto, es posible aseverar que el tiempo de lixiviación tuvo un papel importante en el incremento del porcentaje de recuperación de paladio

3.3.3. LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO SULFÚRICO

3.3.3.1. Lixiviación con tratamiento preliminar de reducción de tamaño con molino de martillos y con tostación y pulverizado

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tratamiento preliminar se presentan en la tabla 3.32.

Tabla 3.32. Porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tratamiento preliminar. Condiciones: concentración de H_2SO_4 35 [g/L], tiempo 2 horas

Tratamiento	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
Reducción de tamaño con molino de martillos	4,44	0,00
Tostación y pulverizado	12,88	0,00

Como se puede constatar con los resultados de la tabla 3.31., el porcentaje de recuperación de paladio fue mayor en un 10% en la muestra tostada y pulverizada respecto a la muestra molida. Dicho valor también superó, aunque ligeramente al porcentaje disuelto con ácido nítrico al utilizar la misma concentración.

En ambos casos, el tener un menor tamaño de partícula favoreció la extracción del metal puesto que existió un mayor contacto entre la muestra y la solución lixivante. Como en los ensayos anteriores, no fue posible obtener disolución alguna de rodio, a pesar de que este metal es soluble en ácido sulfúrico concentraciones mayores del mismo serían necesarias.

3.3.3.2. Definición de parámetros para la lixiviación con ácido sulfúrico

Concentración de ácido

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición de la concentración de agente lixivante se presentan en la tabla 3.33.

Tabla 3.33. Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición de la concentración de agente lixivante. Condiciones: tiempo 2 horas

Concentración de H ₂ SO ₄ [g/L]	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
20	10,21	0,00
35	12,88	0,00
50	13,36	0,00

Se puede constatar en la tabla 3.33., el incremento de la concentración de ácido de 20 a 50 g/L produjo un aumento en el porcentaje de recuperación del 3%, se obtuvo un máximo de 13,36%. Al igual que con el ácido nítrico, no se obtuvieron resultados significativos con una mayor cantidad de ácido en solución.

Respecto a la recuperación de rodio no se obtuvo resultado alguno con una mayor concentración de agente lixivante. Sería necesario utilizar una cantidad mucho mayor de ácido y altas temperaturas para lograr disolver a este metal.

Tiempo de lixiviación

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tiempo de proceso se presentan en la tabla 3.34.

Tabla 3.34. Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de ácido 50 [g/L]

Tiempo [h]	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
2	13,36	0,00
4	14,91	0,00
6	16,11	0,00

Por los resultados que se presentan en la tabla 3.33. es posible observar que un mayor tiempo de lixiviación no tuvo un efecto significativo en la recuperación, contrariamente a lo sucedido con el ácido nítrico. La razón de este comportamiento se debe a la alta presencia de cobre en la muestra, la cual afectó la disolución del paladio, dado que el reactivo tiene una mayor selectividad por el primer metal. Por lo tanto la adición de una sal de cloro sería necesaria para lograr aumentar el porcentaje de paladio disuelto en éste medio.

3.3.4. LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO SULFÚRICO Y CLORURO DE SODIO

Los resultados de los porcentajes de recuperación de paladio y rodio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio se presentan en la tabla 3.35.

Tabla 3.35. Porcentajes de recuperación de paladio obtenidos en los ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico para la definición del tiempo de proceso. Condiciones: concentración de ácido 50 [g/L]

Tiempo [h]	Recuperación [%]	
	Pd	Rh
0	0,00	0,00
1	31,64	0,00
2	34,47	0,00
3	37,31	0,00
4	37,78	0,00
5	38,25	0,00
6	43,35	0,00

Con base en los datos de la tabla 3.35., se elaboró un gráfico de la variación del porcentaje de recuperación de paladio en función del tiempo, el cual se presenta en la figura 3.34.

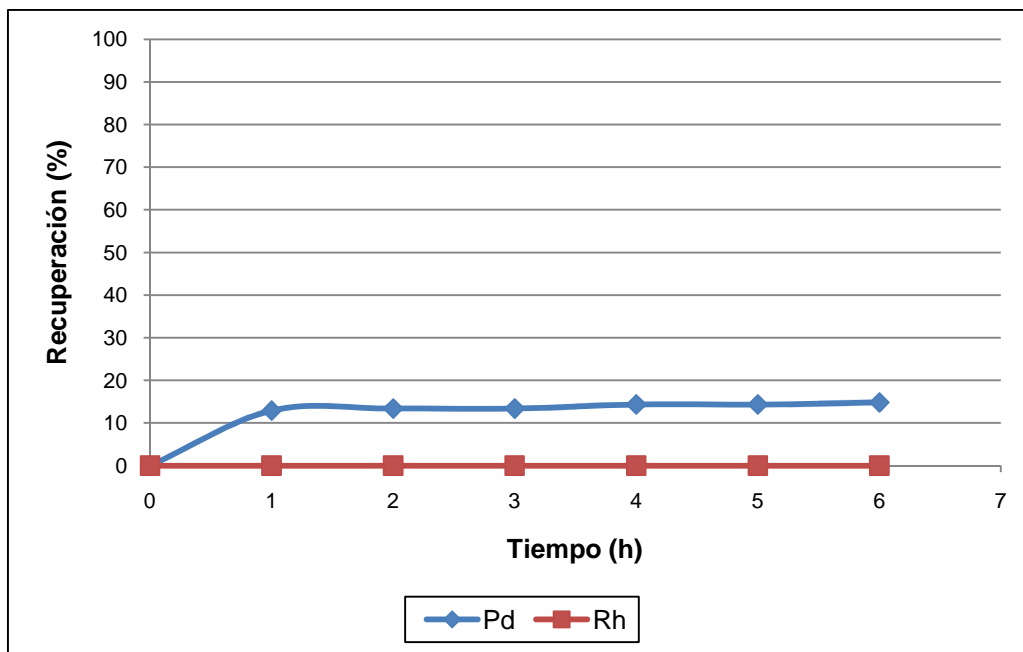


Figura 3.34. Variación del porcentaje de recuperación de paladio y rodio obtenidos en el proceso de lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio en función del tiempo

Por los resultados que se presentan en la tabla 3.34 y la figura 3.34., es posible observar que se obtuvo un porcentaje de recuperación de 31% durante la primera hora del proceso. En la segunda y tercera hora se registraron incrementos del 3%. En la cuarta y quinta hora la velocidad de disolución fue menor y se obtuvieron porcentajes muy similares. En la última hora del proceso, la extracción de paladio alcanzó su máximo valor, el cual fue de 43%.

La adición del cloruro de sodio a la solución de H_2SO_4 estabilizó los iones de paladio, se formaron los complejos correspondientes a las reacciones 1.15., y 1.16., y en consecuencia, mejoró su disolución. En el caso del rodio no se obtuvieron resultados positivos, es posible que el haber trabajado a temperatura ambiente y no a valores altos de dicho parámetro haya impedido que se formen complejos de este metal con los iones cloro.

Para poder comparar las técnicas de recuperación que dieron los mejores resultados se elaboró un gráfico de la variación del porcentaje de recuperación obtenido con cada una en función del tiempo, el cual se presenta en la figura 3.35.

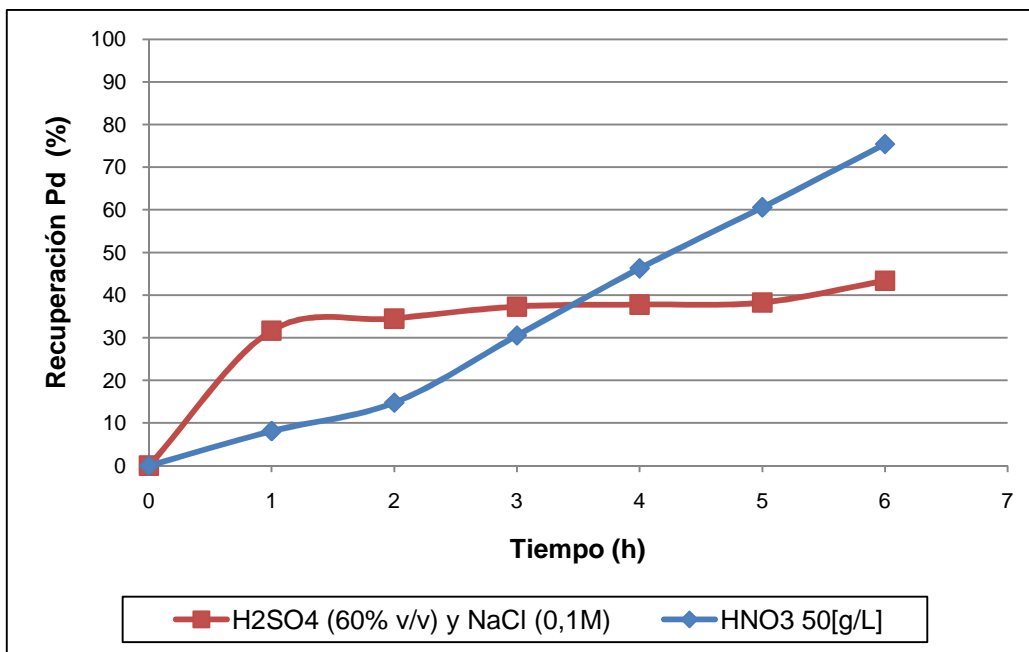


Figura 3.35. Comparación del porcentaje de recuperación de paladio obtenido en el proceso de lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio y con ácido nítrico en función del tiempo

Es posible apreciar en la figura 3.35., que las cinéticas de disolución son completamente diferentes. En la lixiviación con ácido nítrico, la recuperación se incrementó casi de manera lineal, esta llegó en la hora 6 a 75%.

En el caso de la lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio se tuvo una extracción rápida durante la primera hora y pequeños incrementos durante las 5 horas subsiguientes. La lixiviación con HNO₃ fue la técnica más eficiente para extraer el paladio.

3.4. DISEÑO CONCEPTUAL Y ANÁLISIS ECONÓMICO PRELIMINAR DEL ESTABLECIMIENTO DE UNA PLANTA DE TRATAMIENTO DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS DE TELÉFONOS CELULARES DESCARTADOS PARA RECUPERACIÓN DE ORO, PLATA Y PALADIO

3.4.1. DISEÑO CONCEPTUAL

3.4.1.1. Estimación de la cantidad de tarjetas de circuitos impresos a tratar

Para la estimación de la cantidad de tarjetas a tratar se consideró la información obtenida mediante entrevista personal a la directora de medio ambiente de la empresa MOVISTAR, la cual para el año 2010 ha proyectado recolectar un promedio de 40 000 teléfonos en todo el país durante el segundo semestre.

Esto significa que mensualmente recibiría una cantidad aproximada de 6 500 equipos. Si se considera que existen dos operadoras más en el país y la proyección es similar, se tendría una disponibilidad de aproximadamente 20 000 unidades disponibles para el procesamiento a nivel nacional.

Si se toma en cuenta que el rango de peso de las tarjetas de circuitos impresos está entre los 13 y 25 g, el valor promedio del mismo, sería 20 g. En consecuencia, se tendría una disponibilidad nacional de 400 Kg de tarjetas. Para el presente diseño, se estableció que la planta podría captar en 50% del material disponible, que son 200 Kg/mes.

3.4.1.2. Dimensionamiento de la planta y especificaciones de la infraestructura

Para el dimensionamiento de la planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos se consideró una operación de 28 días por mes. Por tal razón se procesarían una cantidad de 7 Kg/día.

Sobre ésta base se realizó un balance de masa sobre la base de las mejores condiciones obtenidas en las secciones 3.2., y 3.3., para proceso indicado en el diagrama de flujo que se presenta en la figura 3.36. Los datos de las condiciones de cada proceso, el balance de masa para cada corriente, y la recuperación global se presentan en las tablas 3.36., 3.37., 3.38., 3.39 y 3.40.

El área de construcción de la planta sería de 63 m². El tipo de construcción debería ser industrial de hormigón, de grandes luces, con estructura metálica, mampostería de bloque, techo tipo galvalume, contrapiso reforzado y acabados que faciliten la limpieza y no sean inflamables. Adicionalmente debería contar con un sistema eléctrico para instalación de equipos de alta potencia. El costo estimado de la infraestructura es de 18 900 dólares.

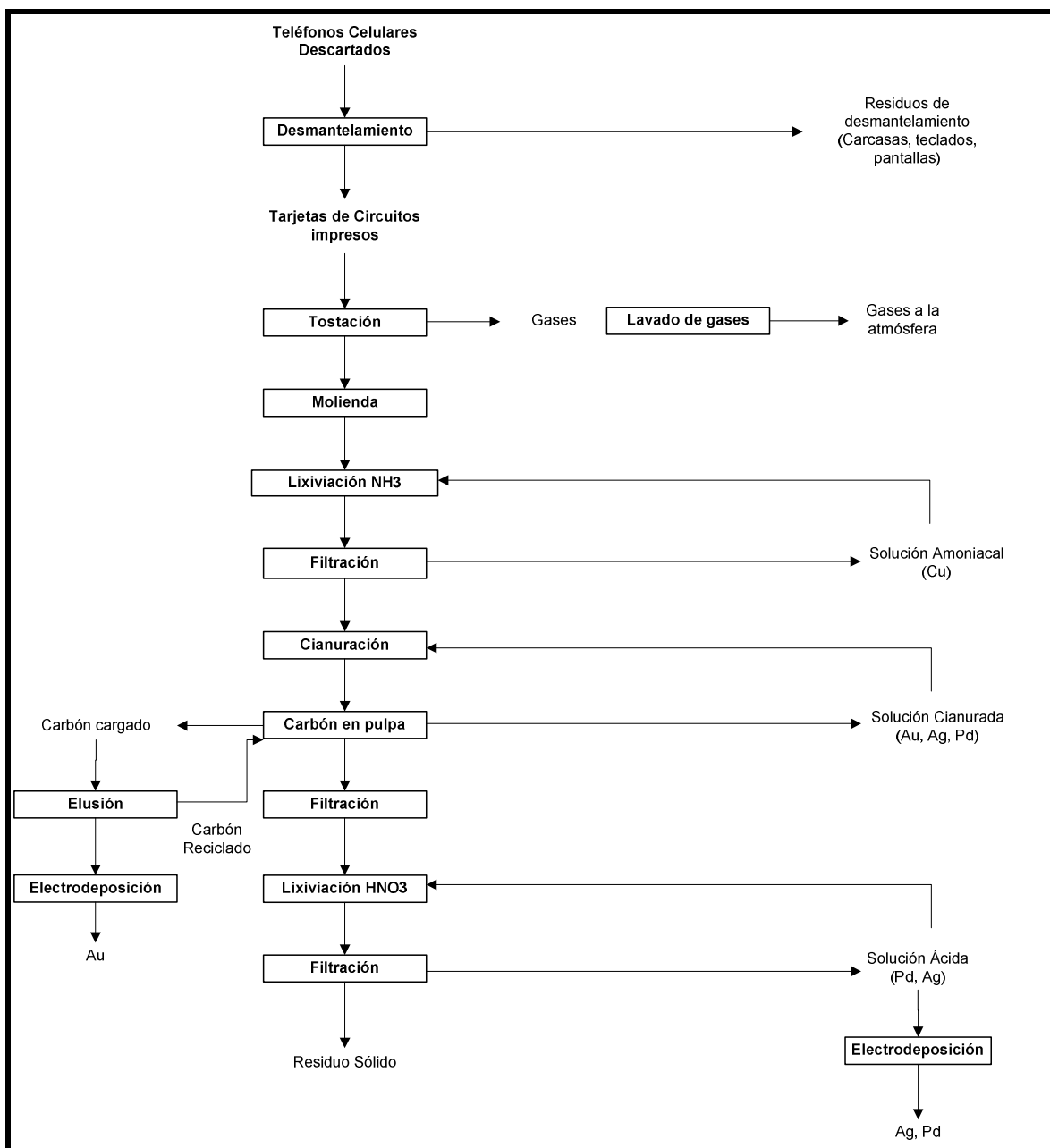


Figura 3.36. Diagrama de flujo del proceso de recuperación de oro, plata y paladio de tarjetas de circuitos impresos de teléfonos celulares descartados

Tabla 3.36. Condiciones de operación de los procesos de lixiviación, cianuración y tostación

Proceso	Temperatura [°C]	Sólidos [%]	Concentración de Reactivo	pH	Tiempo [h]
Tostación	850	-	-	-	3
Lixiviación con NH ₃	-	14	16,7% v/v	-	2
Cianuración	-	5	4,0 [g/L]	10,5	24
Lixiviación con HNO ₃	-	5	50,0 [g/L]	-	6

Tabla 3.37. Datos del balance de masa para las corrientes sólidas del proceso de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos

Corriente	Peso [Kg/día]	Oro		Plata		Paladio	
		Ley [g/Kg]	Total [g]	Ley [g/Kg]	Total [g]	Ley [g/Kg]	Total [g]
Teléfonos celulares descartados	50,00	-	-	-	-	-	-
Residuos de Desmantelamiento	43,00	-	-	-	-	-	-
Tarjetas de Circuitos impresos	7,00	0,42	2,94	1,35	9,45	0,07	0,52
Relave de Lixiviación	6,00	0,03	0,14	0,10	0,60	0,01	0,07

Tabla 3.38. Datos del balance de masa para las corrientes líquidas del proceso de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos

Corriente	Vol. [m ³]	Oro			Plata			Paladio		
		Conc. [g/m ³]	Total [g]	Rec. Proceso [%]	Conc. [g/m ³]	Total [g]	Rec. Proceso [%]	Conc. [g/m ³]	Total [g]	Rec. Proceso [%]
Solución amoniacal	0,13	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Solución Cianurada	0,13	21,51	2,80	95,11	59,47	7,73	81,81	1,68	0,22	41,91-
Solución ácida	0,13	-	-	-	8,60	1,12	65,00	1,74	0,23	74,43

Tabla 3.39. Datos del peso y del porcentaje de sólidos de las corrientes que ingresan a cada proceso en el tratamiento de tarjetas de circuitos impresos

Proceso	Peso [Kg/día]	Sólidos [%]
Desmantelamiento	7,0	-
Tostación	7,0	-
Molienda	6,9	-
Lixiviación Amoniacal	6,9	17,0
Cianuración	6,7	5,0
Lixiviación Ácida	6,6	5,0

Tabla 3.40. Recuperación global de cada metal obtenida en el tratamiento de tarjetas de circuitos impresos

	Oro	Plata	Paladio
Recuperación Global [%]	95,11	93,65	86,54

3.4.1.3. Equipamiento y reactivos

Los datos del costo de los equipos a utilizar, y sus especificaciones presentan en la tabla 3.40. Los reactivos, junto con su consumo y costo se muestran en la tabla 3.41.

Tabla 3.41. Especificaciones y costo de los equipos a utilizar en una planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos

Equipo	Cantidad.	Especificaciones técnicas	Costo [USD]
Horno	1	Horno Nichols Herreshoff mono solera con calentamiento a gas (GLP), capacidad 20 Kg	10 000
Sistema post combustión	1	Sistema de limpieza de gases con un tubo venturi, limpiador, húmedo y chimenea	20 000
Molino de martillos	1	Molino de martillos con capacidad de 4 Kg por hora	5 500
Tanque con agitación para cianuración	1	Tanque de polipropileno con capacidad de 47 galones	400
Filtros	3	Filtros de Presión con capacidad de 15 galones	7 800
Tanques con agitación para lixiviación amoniacal	1	Tanque de polipropileno con capacidad de 47 galones	400
Tanque con agitación para lixiviación con ácido nítrico	1	Tanque de polipropileno con capacidad de 47 galones	400
Total			44 500

Tabla 3.42. Consumo y costo de los reactivos a utilizar en una planta de tratamiento de tarjetas de circuitos impresos

Reactivo	Consumo [Kg/día]	Costo [USD/Kg]	Valor [USD/día]
NaCN	1,78	4,00	7,10
NH ₃	15,10	23,12	349,26
HNO ₃	9,78	1,06	10,41
NaOH	0,003	7,00	0,02
Total			366,79

3.4.2. ANÁLISIS ECONÓMICO PRELIMINAR

Para el análisis económico preliminar, Se considera el procesamiento de 200 Kg/mes de material, el mismo que no tiene costo ya que son partes de teléfonos desechados. Con una jornada de trabajo de 28 días al mes, se tiene un procesamiento diario de 7 Kg/día aproximadamente.

Con estos niveles de producción, se estiman en detalle los ingresos, que se presentan en la tabla 3.42.

Tabla 3.43. Ingresos económicos mensuales

Metal	Producción[g/día]	Producción[g/mes]	Precio [g/USD]	Ingreso mensual [USD]
Oro	2,80 g	78,40 g	40,05	3 139,78
Plata	8,85 g	247,40 g	0,61	149,55
Paladio	0,45 g	12,60 g	14,16	178,43
Total				3 467,76

La inversión estimada en la planta es de USD 63.400 con la siguiente distribución:

Equipo	USD 44 500
Infraestructura	USD 18 900

Los costos estimados para la operación mensual de la planta se presentan en la tabla 3.43.

Tabla 3.44. Costos de operación por mes de la planta

Item	Costo [USD/mes]
Reactivos	366,79
Personal	1 280,00
Servicios (agua, electricidad, GLP)	150,00
Total	1 796,79

En función de la capacidad a instalar, y de la vida útil de la misma, se estimó un horizonte de 5 años para la operación de la planta, en consideración también a la disponibilidad de la materia prima que podría incrementarse en el futuro. Para la actualización de los flujos y el cálculo de los indicadores de factibilidad económica

de la planta, se utilizó una tasa de oportunidad de 10%, en base a una media de la tasa de interés nacional.

Con estas estimaciones se construyó un flujo de fondos para el cálculo de los indicadores económicos: Valor actual neto (VAN); Tasa interna de retorno (TIR); y Relación beneficio costo (B/C). Los valores obtenidos de éstos indicadores se presentan en la tabla 3.44.

Tabla3.45. Indicadores económicos obtenidos

Indicadores	Valores
VAN	USD 12 679
TIR	18%
B/C	1,5

Los indicadores reflejan que esta planta de procesamiento, en las condiciones planteadas produciría una rentabilidad atractiva del 18% que se encuentra sobre la tasa de oportunidad del capital. Luego de la recuperación de los costos operacionales y de la inversión en la planta, a valores actuales mantendría una utilidad de USD 12.679 en los 5 años, ya que a los 3 años 2 meses se recuperaría la inversión total.

Los beneficios calculados sobre la estimación del volumen de producción por cada uno de los metales a precios actuales del mercado, superarían a los costos de operación más la inversión requeridos, en un 50% como muestra el valor de 1,5 del indicador B/C.

Los cinco años de operación estimados para el cálculo de los indicadores corresponden a un escenario conservador, puesto que la infraestructura y los equipos mayores como el horno, el sistema de post combustión y el molino de martillos podrían tener una vida útil sobre los 10 años y con una pequeña reinversión se podría estimar la rentabilidad para el mismo tiempo, en ese caso arrojaría una TIR de alrededor del 28%, lo que significa que la variable más sensible en este modelo de producción es el volumen de producción y el

aprovechamiento de la capacidad instalada. En el Anexo 7 se detalla el cálculo de los indicadores económicos explicados.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

Se obtuvieron valores promedio del contenido de oro y plata en las tarjetas de circuitos impresos de 420 y 1 355 g/t respectivamente. Dichos valores no pueden ser considerados como representativos debido a la heterogeneidad que presenta el contenido de ambos metales que existe en las muestras analizadas. El contenido de oro presentó valores en el rango de 244 a 857 g/t y el de plata entre 520 a 2901 g/t.

Los contenidos de promedio paladio y rodio fueron de 74, y 49 g/t, respectivamente. La cantidad de cobre promedio es equivalente al 29 % del peso de la tarjeta. Los rangos en los que se encuentra el contenido de cada metal de una muestra a otra permitieron determinar que hay una mayor homogeneidad respecto a la concentración de dichos metales en las tarjetas de circuitos impresos.

El tratamiento preliminar de tostación oxidante a 0,72 atm desde temperatura ambiente hasta 850°C permitió remover el plástico presente en la tarjeta y liberar a los metales preciosos. Una reducción de tamaño de las tarjetas fue necesaria para poder tener una mayor liberación y superficie de contacto entre la muestra y la solución lixivante. Se determinó que el diámetro de partícula con el que se obtiene una mayor recuperación tanto de oro como de plata durante el proceso de cianuración fue de 136 μm . Con este tamaño de grano, se alcanzaron porcentajes de extracción de 54% de oro y 47 de plata respectivamente.

El cobre constituyó el mayor problema en el proceso de cianuración debido a sus condiciones cianicidas, por tal razón fue necesario efectuar un tratamiento preliminar para remover al mismo. De los dos tratamientos utilizados, la lixiviación con amoniaco al 16% v/v durante dos horas presentó mejores resultados, a pesar de que removió menos cobre que el ácido nítrico al 33% v/v. Esto se debió a la

formación de un complejo de cobre, amoníaco y cianuro, el cual se descompuso y dejó libre al ion $(CN)^-$, lo que aumentó la disolución de los metales de interés. Se obtuvieron recuperaciones de oro y plata en el proceso de cianuración de 83% y 69% respectivamente.

Los valores de los parámetros de cianuración que permitieron obtener los mayores porcentajes de extracción de oro y plata fueron una concentración de cianuro de 4 g/L, pH entre 10 y 10,5, y tiempo de proceso de 24 horas. Con dichas condiciones se alcanzaron recuperaciones de 96% de oro y 82% de plata. El porcentaje de paladio disuelto fue de 42% y no se logró disolver cantidad alguna de rodio.

La cianuración con recirculación de la solución previamente tratada con carbón activado mostró una disminución progresiva de la tasa de disolución de oro y plata. El tratamiento de adsorción no consiguió mantener la eficiencia inicial de disolución de la solución. Una de las razones puede ser la presencia de metales base o de cobre en la solución que no fueron removidos. En presencia de éstos se producen reacciones de competencia, las cuales tienen un efecto perjudicial y disminuyen la disolución de los metales preciosos presentes en la muestra.

De las técnicas utilizadas para la extracción de paladio y rodio, la lixiviación con ácido nítrico en una concentración de 50 g/L permitió obtener la tasa más alta de recuperación. Se alcanzó una disolución del 75% del paladio total en un tiempo de 6 horas. Con ninguno de los tipos de lixiviación se consiguió disolver al rodio, se demostró que condiciones normales de presión y temperatura no favorecen su extracción.

Sobre la base del diseño conceptual y el análisis económico realizados, fue posible determinar la factibilidad técnica y económica del establecimiento de una planta de tratamiento para las tarjetas de circuitos impresos, que en un escenario conservador, con una mediana inversión, permitiría una rentabilidad del 18% con un Valor actual neto de USD 12 679, calculados en un horizonte de operación de

5 años, con la posibilidad de incrementar estos valores si se consideraría una operación con mayores volúmenes y tiempos.

4.2. RECOMENDACIONES

Profundizar el estudio de la recirculación de la solución cianurada, específicamente se debería determinar la presencia de metales base en la solución luego del tratamiento con carbón activado.

Determinar el contenido de tantalio en las tarjetas de circuitos impresos de los teléfonos descartados ya que éste puede estar presente en una cantidad considerable para su recuperación.

Sería recomendable realizar ensayos de caracterización y cianuración, con los tratamientos preliminares y parámetros definidos en el presente trabajo, de tarjetas de circuitos de otros residuos electrónicos, tales como las tarjetas madre y procesadores de computadores.

Realizar ensayos de lixiviación con ácido sulfúrico y cloruro de sodio con temperaturas altas para determinar si éste parámetro influye en la recuperación de rodio.

Realizar pruebas a escala de planta piloto de la recuperación de oro, plata y paladio, con la utilización del proceso definido en el presente trabajo, con una ingeniería de detalle y un análisis económico más profundo.

BIBLIOGRAFÍA

1. Alfonzo, N., 2003, "Elaboración de circuitos impresos de una cara", http://www.labc.usb.ve/mgimenez/Ec1177/Contenido/Elaboracion_Circuitos_Impre.pdf, (Junio, 2010).
2. Angelidis, T. y Skouraki, E., 1996, "Preliminary Studies of Platinum Dissolution from a Spent Industrial Catalyst", *Applied Catalysis A: General*, **8**, (142), 387.
3. Boeni, H., Silva, U. y Ott, D., 2009, "Reciclaje de residuos electrónicos en América latina: panorama general, desafíos y potencial", http://www.residuoselectronicos.net/archivos/documentos/Reciclaje_de_residuos_electronicos_en_AmericaLatina_Boeni-Silva-Ott-FINAL.pdf. (Junio, 2010)
4. Borraz, N., Blasco, R. y Barcos, R., 2003, "Reciclado de chatarra electrónica", http://usuarios.multimania.es/Vampiria/Ingenieria_Industrial/Reciclaje_Materiales/chatarra_electronica.doc, (Junio, 2010).
5. CEMPRE, 2010, "Residuos Electrónicos", http://www.cempre.org.uy/index.php?option=com_content&view=article&id=87&Itemid=105http://www.cempre.org.uy/index.php?option=com_content&view=article&id=87&Itemid=105, (Junio, 2010).
6. CONAMA, 2007, "Residuos electrónicos" <http://www.conama.cl/rm/568/article-38368.html>, (Junio 2010).
7. Dagan, R., Dubey, B., Bitton, G. y Townsend, T., 2007, "Aquatic Toxicity of Leachates Generated from Electronic Devices", *Archives of environmental contamination and toxicology*, **19**, (53), 168.

8. de Andrade Lima, L. y Hodouin, D. , 2005, "A Lumped Kinetic Model for Gold Ore Cyanidation". *Hydrometallurgy*, 6, (79), 121.
9. Deschênes, G., Lacasse, S. y Fulton, M., 2003 "Improvement of Cyanidation Practice at Goldcorp Red Lake Mine", *Minerals Engineering*, 8, (16), 503.
10. Ellis, S. y Senanayake, G., 2004, "The Effects of Dissolved Oxygen and Cyanide Dosage on Gold Extraction from a Pyrrhotite-Rich Ore", *Hydrometallurgy*, 4, (72), 39.
11. EPA, 2007, "MANAGEMENT OF ELECTRONIC WASTE IN THE UNITED STATES" www.epa.gov/epaoswer/hazwaste/recycle/ecycling/manage.htm, (Junio, 2010).
12. Fazlul, B., Noorzahan, B., Sham sul, B. y Kamarudin, H., 2009, "SELECTIVE LEACHING FOR THE RECOVERY OF COPPER FROM PCB", <http://dspace.unimap.edu.my/dspace/bitstream/123456789/7476/1/Selective%20leaching%20for%20the%20recovery%20of%20Copper.pdf> (Abril, 2010).
13. Fleming, C., 2000, "A Process for the Simultaneous Leaching and Recovery of Gold, Platinum Group Metals and Base Metals from Ores and Concentrates," EPD Congress, Editorial. P.R. Taylor Warrendale, Estados Unidos, 419.
14. Greenpeace, 2010, "El problema de los residuos electrónicos (e-waste)", <http://www.greenpeace.org/espana/campaigns/contaminacion/electronicos-alta-tecnologia/el-problema-de-los-residuos-el>, (Junio 2010).
15. Hageluken, C., 2006, "Recycling of electronic scrap at Umicore's integrated smelter and refinery", <http://eco-cell.com/files/attachments/EMC-2005-Umicore-WEEE.pdf>, (Julio, 2010).

16. Hammond, C., 2004, *"The Elements, in Handbook of Chemistry and Physics"*, octagésima primera edición, Editorial CRC, Londres, Inglaterra, 189.
17. Harris, G., 1993 "A Review of Precious Metals Refining", Proceedings of the 17th International Precious Metals Institute Conference, Editorial IPMI, Austin, Estados Unidos, 351.
18. Higuera, F., Flores, R. y Peña, D., 2008, "ESTUDIO DEL PROCESO DE PULIMENTO QUÍMICO DE PIEZAS DE JOYERÍA", <http://www.revistas.unal.edu.co/index.php/dyna/article/viewFile/10248/10766>, (Julio, 2010).
19. Higuera, O., Tristancho, J. y Flores, L., 2007, "Comportamiento electroquímico del cobre en soluciones cianuradas", *Scientia et Technica*, 16, (13), 239.
20. Jaramillo, A. y Parody, E., 2010, "LOS RESIDUOS ELÉCTRONICOS, PELIGRO PARA LA SALUD Y EL MEDIO AMBIENTE" <http://www.scribd.com/doc/32091527/Los-residuos-electronicos>, (Junio 2010).
21. Jofre, S., Morioka, T., 2005, "Waste management of electric and electronic equipment: comparative analysis of end-of-life strategies", *Journal Materials Cycle Waste Management*, 1, (7), 24.
22. Khandpur, R., 2006, "Printed Circuit Boards: Design, Fabrication and Testing", Editorial McGraw-Hill, New York, Estados Unidos, pp. 3 – 9, 21, 91, 310 – 337.
23. Kondos, P., Deschênes, G. y Morrison, R., 1995, "Process Optimization Studies in Gold Cyanidation", *Hydrometallurgy*, 2, (39), 235.

24. Kulandaisamy, S., Rethinaraj, J., Adaikkalam, P., Srinivasan, N. y Raghavan, M., 2003, "The Aqueous Recovery of Gold from Electronic Scrap", *Journal of Materials*, 8, (55), 35.
25. Ling, P., 1996, "An Improved Rate Equation for Cyanidation of a Gold Ore", *Canadian Metallurgical Quarterly*, 3, (35), 225.
26. Mahmoud, H., 2003, "Leaching Platinum-Group Metals in a Sulfuric Acid/Chloride Solution", *Journal of Materials*, 4, (55), 37.
27. Marsden, J. y House, I., 1992, "*The Chemistry of Gold Extraction*", Editorial: Ellis Horwood., New York, Estados Unidos, pp. 160-170.
28. Mc Innes, C., Sparrow, G. y Woodcock, T., 1994, "Extraction of platinum, palladium and gold by cyanidation of Coronation Hill ore", *Hidrometallurgy*, 1, (35), 141.
29. Mitzner, K., 2009, "Complete PCB Desing Using OrCAD Capture and PCB Editor", Editorial Elsevier, Shanghai, China, pp. 2 – 9.
30. Nagy, J., McKusic, P. y McCulloch, H., 1993, "Tratamiento químico de menas refractarias de oro", Editorial Universit, Johannesburgo, Sudáfrica, pp. 3.17, 3.18, 3.19.
31. Oficina Española de patentes, 1999, "Procedimiento hidrometalúrgico para la recuperación de cobre de residuos metalúrgicos oxidados", http://digital.csic.es/bitstream/10261/6657/1/2114444_B1.pdf, (Junio, 2010).
32. Parga, J. y Valenzuela, J., Francisco, C., 2007, "Pressure Cyanide Leaching for Precious Metals Recovery", *Aqueous Processing*, 23, (2), 46.
33. Quiminet, 2009, "Recuperación de metales preciosos y metales base a partir de tarjetas de circuitos impresos – PCBs", <http://www.quiminet.com>

- [/ar9/arvcdAA ssadddsaaasd-recuperacion-de-metales-preciosos-y-metales-base-a-partir-de-tarjetas-de-circuitos-impresos-pcbs.htm](#), (Junio, 2010).
34. Renner, H., 1997, "Gold, Handbook of Extractive Metallurgy", Vol. III, Editorial. F. Habashi, Weinheim, Alemania, pp. 1183–1213.
 35. Residuos Electrónicos, 2010, "Basura electrónica, el lado tóxico de la telefonía móvil", <http://www.residuoselectronicos.net/archivos/documentos/basura-electronica-el-lado-toxico-de-la-telefonía-movil.pdf> , (Junio, 2010).
 36. Sepúlveda, A., Schlupe, M., Renaud, F., Striecher, M., Kuehr, L., Hagelken, C. y Gereke, A., 2010, "A review of the environmental fate and effects of hazardous substances released from electrical and electronic equipments during recycling: Examples from China and India", *Environmental Impact Assessment Review*, 1, (30), 28.
 37. Sheng, P., Etsell, T., 2007, "Recovery of gold from computer circuit board scrap using aqua regia", *Waste Management Research*, 9, (25), 380.
 38. Silva U., 2009, "Gestión de Residuos Electrónicos en América Latina", [http://www.residuoselectronicos.net/archivos/documentos/Gestion de Residuos_RELAC.pdf](http://www.residuoselectronicos.net/archivos/documentos/Gestion_de_Residuos_RELAC.pdf), (Julio, 2010).
 39. Srithammavut, W., 2008, "Modeling of gold cyanidation", <https://oa.doria.fi/bitstream/handle/10024/42686/nbnfife200810152009.pdf?sequence=3>, (Mayo 2010).
 40. UNEP, Basel Convention, 2009 "GUIDELINE ON MATERIAL RECOVERY AND RECYCLING OF END-OF-LIFE MOBILE PHONES". MOBILE PHONE PARTNERSHIP INITIATIVE (MPPI) - PROJECT 3.1. www.basel.int/industry/mppiwp/guid-info/guidmaterial.pdf (Febrero, 2010).

41. Wadsworth, M., 2000, "Gold Dissolution and Activation in Cyanide Solution", *Hydrometallurgy*, 24, (57), 1.
42. Williams P., 2010, "Valorization of printed circuit boards from Waste Electrical and Electronic Equipment by Pyrolysis", *Waste Biomass Valor*, 1, (1), 107.
43. Xiang, D., Mou, P., Wang, J., Guanghong , D. y Zhang, H, 2007, "Printed Circuit Boards recycling process and its environmental impact assessment", *International Journal of Advanced Manufacturing Technology*, 12, (34), 1030.
44. Zhang, L. y Cui, J., 2008, "Metallurgical recovery of metals from electronic waste: A review", *Journal of Hazardous Materials*, 2, (158), 228.

ANEXOS

ANEXO 1

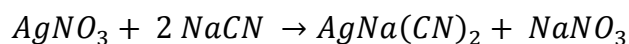
DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO LIBRE

PROCEDIMIENTO

- Se prepara una solución estándar de nitrato de plata (AgNO_3) 4.33 g/L.
- Se toma una alícuota de 5mL de la solución cianurada.
- Se añaden dos gotas de KI aL 10% y se titula con la solución estándar de nitrato de plata. El punto de final de titulación está indicado por la formación de una coloración amarilla debido a la formación de yoduro de plata.

CALCULOS

La reacción que se produce en la titulación es:



De acuerdo a la estequiometría de la reacción se tiene:

$$Y \text{ mL} \times \frac{4,33 \text{ g AgNO}_3}{1\ 000 \text{ mL}} \times \frac{98 \text{ g NaCN}}{169,87 \text{ g AgNO}_3} = Y \times 0,0075 \text{ g NaCN}$$

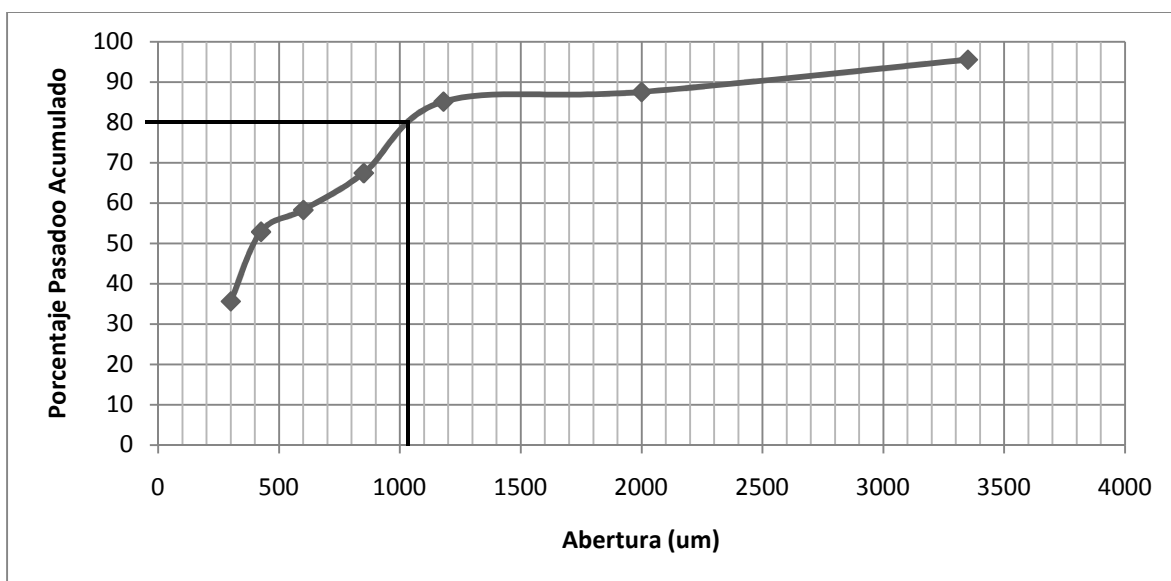
Para Y mL de solución de AgNO_3 , se consumen Y x 0,0075 g de NaCN. Al dividir los gramos de cianuro consumidos para el volumen de la alícuota, obtenemos la concentración de cianuro libre.

ANEXO 2

DETERMINACIÓN DEL D_{80} PARA LAS MUESTRAS MOLIDAS EN MOLINO DE MARTILLOS Y PULVERIZADAS

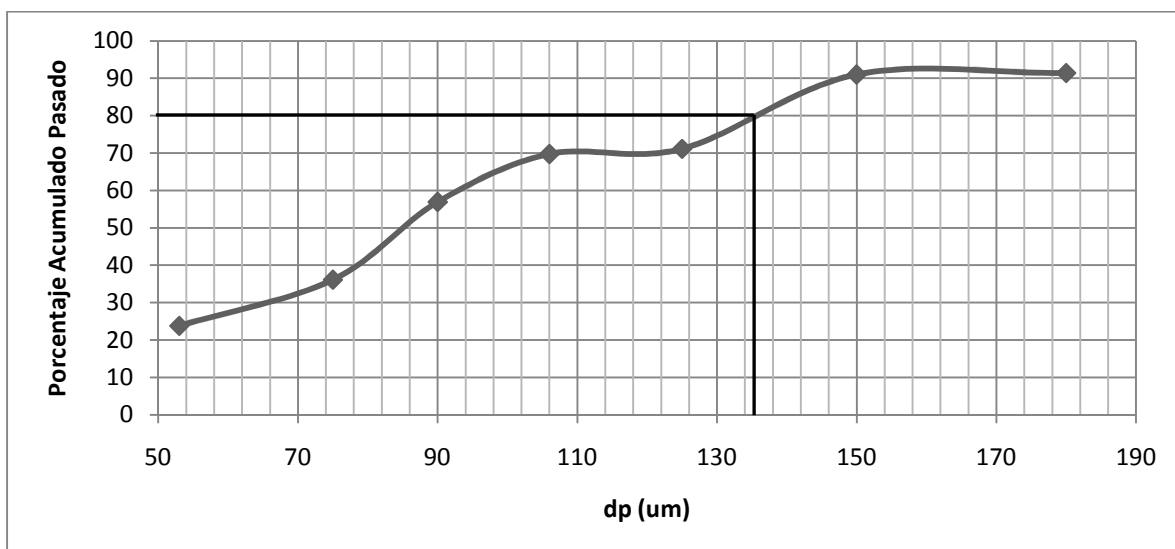
Muestra molida

Malla #	Abertura (um)	Log dp	Peso Retenido	% Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasado Acumulado
6	3350	3,53	0,94	4,50	4,50	95,50
10	2000	3,30	1,67	7,99	12,49	87,51
16	1180	3,07	0,50	2,39	14,88	85,12
20	850	2,93	3,70	17,70	32,58	67,42
30	600	2,78	1,91	9,14	41,72	58,28
40	425	2,63	1,13	5,41	47,13	52,87
50	300	2,48	3,60	17,22	64,35	35,65
-50	-300		7,45	35,65	100,00	0,00
			20,90	100,00		



Muestra pulverizada

Malla #	Abertura (um)	Peso Retenido	% Retenido	%Retenido Acumulado	%Pasado Acumulado	Log dp
80	180	1,12	8,64	8,64	91,36	2,26
100	150	0,05	0,39	9,02	90,98	2,18
140	125	2,58	19,89	28,91	71,09	2,10
150	106	0,18	1,39	30,30	69,70	2,03
170	90	1,66	12,80	43,10	56,90	1,95
200	75	2,7	20,82	63,92	36,08	1,88
270	53	1,6	12,34	76,25	23,75	1,72
-270	-53	3,08	23,75	100,00	0,00	
		12,97	100,00			



ANEXO 3

FICHAS TÉCNICAS DE CIANURACIÓN

Ficha técnica N°1

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos entera, d_{80} 9 cm

Ensayo CN°1

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 25,11 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,02
- **pH final:** 10,56
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,56
1	4,00	1,00	0,00	11,36
2	3,72	0,93	0,07	11,21
4	3,60	0,90	0,10	11,29
24	3,40	0,85	0,00	11,85
Total de NaCN añadido (g): 1,32				
Consumo de NaCN (kg/t): 52,57				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	24,5	-	0,40	-	10,14	75,88
Sol. Fuerte	-	0,495	-	6,48	3,21	24,00
Sol. Lavado	-	0,148	-	0,1	0,01	0,11
TOTAL	-	-	-	-	13,36	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/kg)	(mg/L)		
Relave	24,5	-	1,47	-	35,88	91,16
Sol. Fuerte	-	0,495	-	6,99	3,46	8,79
Sol. Lavado	-	0,148	-	0,12	0,02	0,05
TOTAL	-	-	-	-	39,36	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 24,10 %

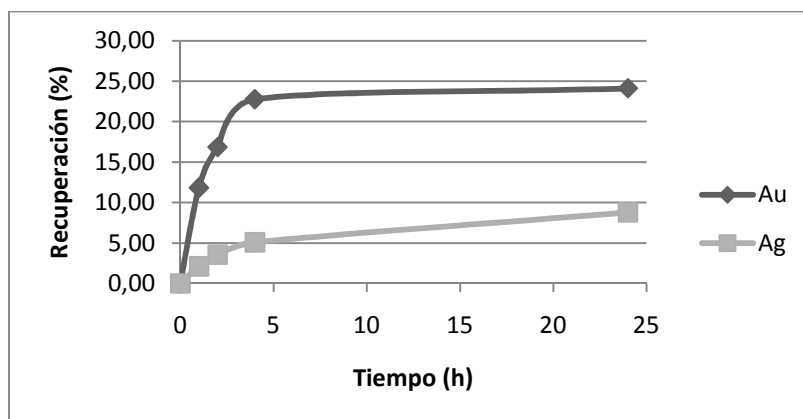
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 8,84 %

Alimentación recalculada Au: 532,15 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 1567,47 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	11,83	2,12
2	16,84	3,56
4	22,75	5,09
24	24,10	8,79



Ficha técnica N°2

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos fracturada en pedazos de tamaño 4x4 cm

Ensayo CN²

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 25,11 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,10
- **pH final:** 10,59
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,59
1	3,76	0,94	0,06	11,56
2	3,20	0,80	0,20	11,74
4	3,44	0,86	0,14	12,02
24	2,24	0,56	0,00	12,52
Total de NaCN añadido (g): 1,40				
Consumo de NaCN (kg/t): 62,67				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	22,30	-	0,32	-	7,16	71,66
Sol. Fuerte	-	0,491	-	5,70	2,83	28,01
Sol. Lavado	-	0,145	-	0,23	0,07	0,33
TOTAL	-	-	-	-	10,06	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	22,3	-	1,28	-	28,62	89,53
Sol. Fuerte	-	0,491	-	6,79	3,33	10,43
Sol. Lavado	-	0,145	-	0,10	0,01	0,05
TOTAL	-	-	-	-	31,97	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol.Fuerte + Sol. Lavado)= 28,34 %

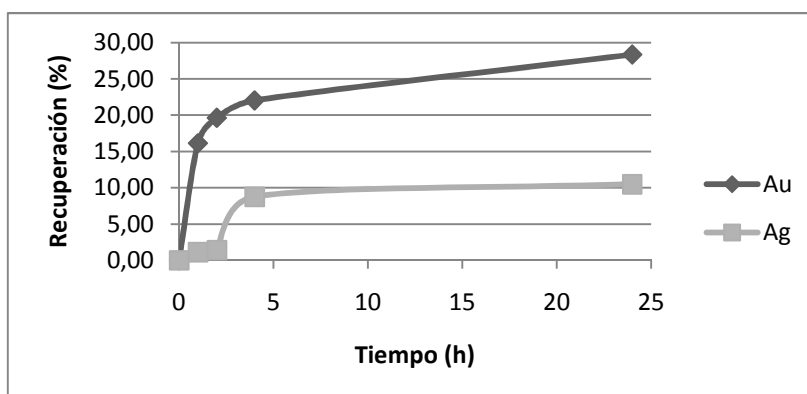
Recuperación de plata en solución (Sol.Fuerte + Sol. Lavado)= 10,48 %

Alimentación recalculada: 447,27 g Au/t

Alimentación recalculada: 1430,99 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	16,12	1,13
2	19,63	1,41
4	22,03	8,76
24	28,34	10,48



Ficha técnica N°3

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos fracturada en pedazos de tamaño 1x1 cm

Ensayo CN³

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 21,67 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,00
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	4,00	1,00	0,00	10,5
1	3,60	0,90	0,00	11,47
2	3,52	0,88	0,10	11,53
4	2,48	0,62	0,12	11,55
24	4,00	1,00	0,00	11,95
Total de NaCN añadido (g): 1,22				
Consumo de NaCN (kg/t): 56,30				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	20,7	-	0,344	-	7,45	67,01
Sol. Fuerte	-	0,485	-	7,44	3,61	32,46
Sol. Lavado	-	0,142	-	0,42	0,06	0,54
TOTAL	-	-	-	-	11,12	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	20,7	-	0,927	-	20,08	86,63
Sol. Fuerte	-	0,485	-	6,30	3,06	13,18
Sol. Lavado	-	0,142	-	0,30	0,04	0,18
TOTAL	-	-	-	-	23,18	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 32,99 %

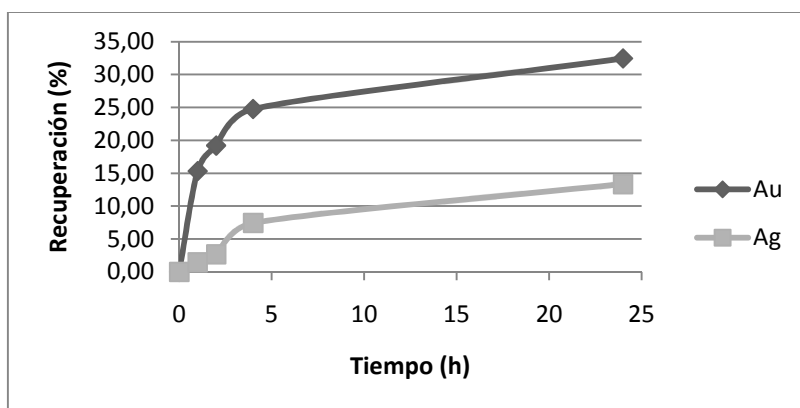
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 13,36 %

Alimentación recalculada Au: 513,06 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 1069,69 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	15,34	1,45
2	19,21	2,67
4	24,78	7,43
24	32,46	13,36



Ficha técnica N°4

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos fracturada en pedazos de tamaño 7x7 mm

Ensayo CN⁴

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 21,34 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,03
- **pH final:** 10,60
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,60
1	3,80	0,95	0,05	11,31
2	3,32	0,83	0,17	11,48
4	3,40	0,85	0,15	11,78
24	2,48	0,62	0,00	12,00
Total de NaCN añadido (g): 1,37				
Consumo de NaCN (kg/t): 64,20				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	20,5	-	0,347	-	7,40	65,44
Sol. Fuerte	-	0,487	-	7,92	3,86	34,11
Sol. Lavado	-	0,144	-	0,35	0,05	0,45
TOTAL	-	-	-	-	11,31	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	20,5	-	1,38	-	29,58	82,80
Sol. Fuerte	-	0,487	-	12,58	6,13	17,15
Sol. Lavado	-	0,144	-	0,14	0,02	0,06
TOTAL	-	-	-	-	35,73	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 34,56 %

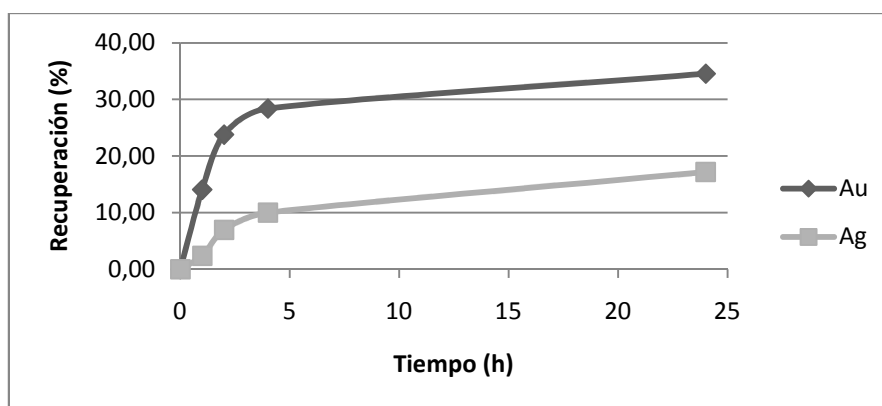
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 17,21 %

Alimentación recalculada Au: 529,87 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 1674,16 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	14,06	2,40
2	23,80	6,97
4	28,39	10,00
24	34,56	17,21



Ficha técnica N^o

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos fracturada en pedazos de 5x5 mm

Ensayo CN^o

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 23,90 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,10
- **pH final:** 10,58
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,58
1	3,42	0,86	0,14	11,40
2	2,36	0,59	0,41	11,68
4	1,80	0,45	0,55	11,89
24	1,18	0,30	0,00	12,31
Total de NaCN añadido (g): 2,5				
Consumo de NaCN (kg/t): 88,71				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	21,9	-	0,169	-	4,06	63,72
Sol. Fuerte	-	0,475	-	4,72	2,24	35,19
Sol. Lavado	-	0,14	-	0,50	0,07	1,10
TOTAL	-	-	-	-	6,37	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	21,9	-	1,386	-	16,22	82,79
Sol. Fuerte	-	0,487	-	7,08	3,36	17,17
Sol. Lavado	-	0,144	-	0,06	0,01	0,04
TOTAL	-	-	-	-	19,59	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 36,29 %

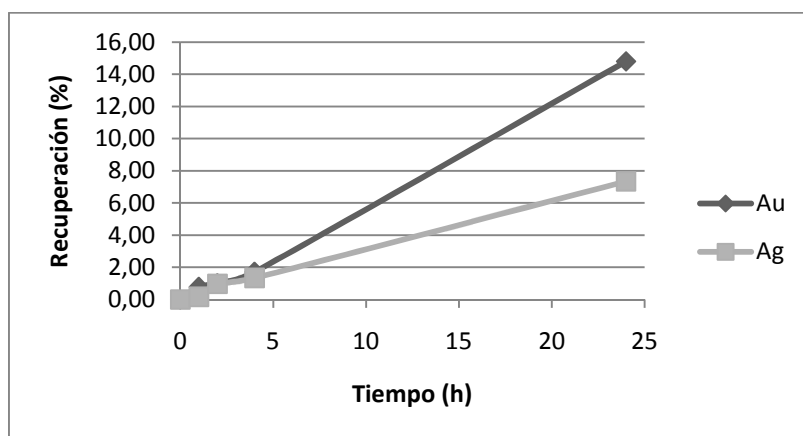
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 17,21 %

Alimentación recalculada Au: 266,61 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 819,72 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	0,78	0,17
2	1,01	0,98
4	1,71	1,34
24	14,80	7,34



Ficha técnica N°

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida en molino de martillos d80 1 000 μm

Ensayo CN°

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 13,88 g
 - **Volumen de H₂O:** 0,5 L
 - **pH inicial:** 7,16
 - **pH final:** 10,56
 - **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
 - **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,56
1	2,12	0,53	0,47	10,59
2	3,36	0,84	0,16	11,15
4	3,06	0,77	0,24	11,21
24	1,18	0,30	0,00	12,68
Total de NaCN añadido (g): 1,87				
Consumo de NaCN (kg/t): 134,37				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,2	-	0,169	-	5,20	84,49
Sol. Fuerte	-	0,475	-	1,90	0,91	14,79
Sol. Lavado	-	0,14	-	0,32	0,04	0,72
TOTAL	-	-	-	-	6,15	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,2	-	1,386	-	55,75	92,63
Sol. Fuerte	-	0,487	-	9,22	4,42	7,34
Sol. Lavado	-	0,144	-	0,12	0,02	0,03
TOTAL	-	-	-	-	60,18	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 15,52 %

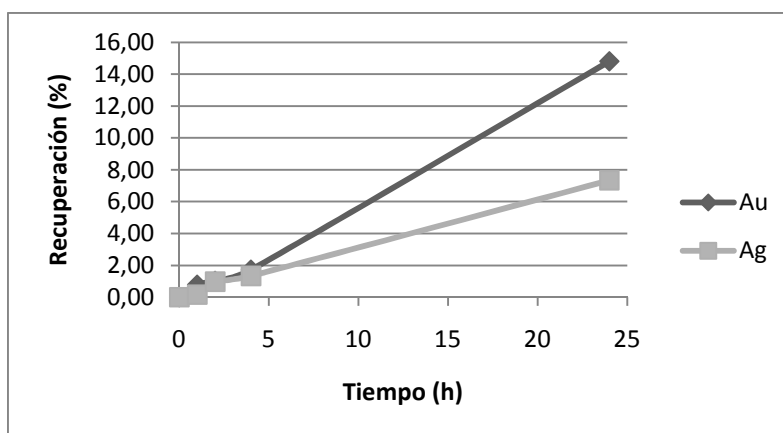
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 7,37 %

Alimentación recalculada Au: 443,39 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 4335,95 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	22,30	1,40
2	23,30	1,97
4	27,80	4,72
24	36,29	17,21



Ficha técnica N°7

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y fracturada en pedazos de 4x4 cm

Ensayo CN7

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 21,78 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,20
- **pH final:** 10,60
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,10 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,60
1	2,12	0,53	0,47	10,91
2	3,36	0,84	0,16	10,64
4	3,06	0,77	0,24	11,46
24	1,18	0,30	0,00	10,54
Total de NaCN añadido (g): 1,87				
Consumo de NaCN (kg/t): 85,63				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	21,2	-	0,390	-	8,50	57,99
Sol. Fuerte	-	0,479	-	12,67	6,07	41,41
Sol. Lavado	-	0,138	-	0,64	0,09	0,60
TOTAL	-	-	-	-	14,66	100,00

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	21,2	-	0,299	-	65,24	62,99
Sol. Fuerte	-	0,479	-	79,72	38,19	36,87
Sol. Lavado	-	0,138	-	1,11	0,15	0,15
TOTAL	-	-	-	-	103,58	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 42,01 %

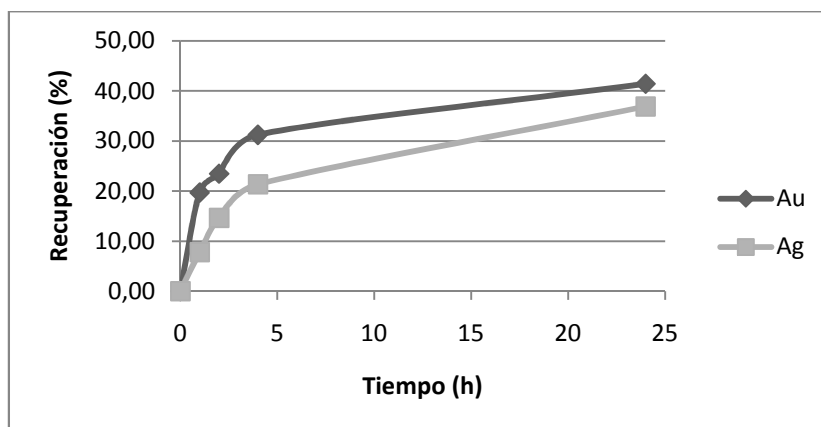
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 37,01 %

Alimentación recalculada Au: 672,97 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 4775,70 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	19,70	7,80
2	23,45	14,65
4	31,23	21,34
24	41,41	36,87



Ficha técnica N°8

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y fracturada en pedazos de 1x1 cm

Ensayo CN°8

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 19,78 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,09
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,11 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,50
1	3,76	0,940	0,06	10,85
2	2,00	0,500	0,50	10,99
4	1,72	0,430	0,57	11,42
24	1,96	0,490	0,00	11,97
Total de NaCN añadido (g): 1,83				
Consumo de NaCN (kg/t): 92,54				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	19,0	-	0,233	-	4,61	48,98
Sol. Fuerte	-	0,473	-	10,11	4,78	50,81
Sol. Lavado	-	0,135	-	0,15	0,02	0,22
TOTAL	-	-	-	-	9,41	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	19,0	-	0,618	-	12,24	57,99
Sol. Fuerte	-	0,473	-	18,56	8,78	41,59
Sol. Lavado	-	0,132	-	0,66	0,09	0,41
TOTAL	-	-	-	-	21,11	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 51,02 %

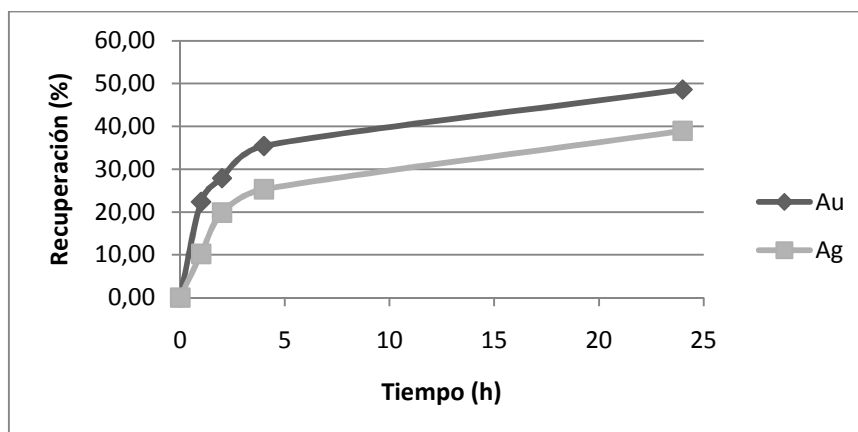
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 42,01 %

Alimentación recalculada Au: 475,85 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 1067,04 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	37,01	33,77
2	40,02	34,84
4	45,02	38,74
24	51,02	42,01



Ficha técnica N^o 9

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y fracturada en pedazos de 7x7 mm

Ensayo CN^o 9

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 22,36 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,11
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,10 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,50
1	2,34	0,59	0,42	10,81
2	2,90	0,73	0,28	10,94
4	3,44	0,86	0,14	11,36
24	2,98	0,75	0,00	11,84
Total de NaCN añadido (g): 1,13				
Consumo de NaCN (kg/t): 95,33				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	21,0	-	0,304	-	6,80	51,28
Sol. Fuerte	-	0,473	-	13,62	6,44	48,58
Sol. Lavado	-	0,132	-	0,14	0,02	0,14
TOTAL	-	-	-	-	13,26	100,00

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	21,0	-	0,210	-	47,12	60,75
Sol. Fuerte	-	0,473	-	63,89	30,22	38,96
Sol. Lavado	-	0,132	-	1,69	0,22	0,29
TOTAL	-	-	-	-	77,56	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 42,72 %

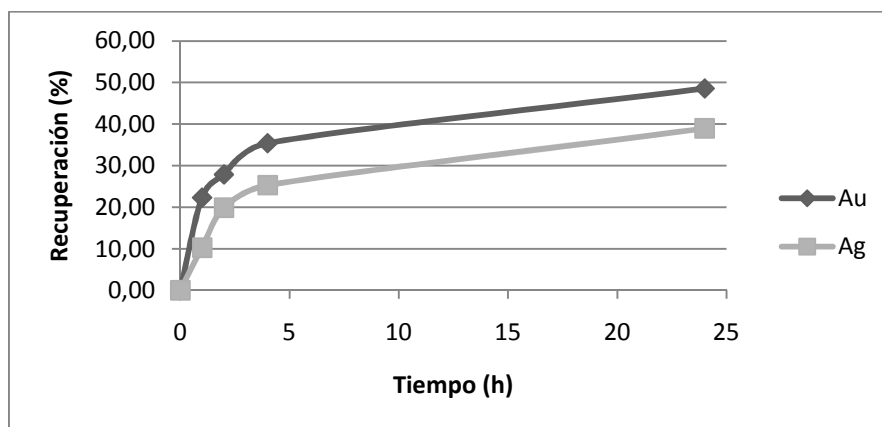
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 39,25 %

Alimentación recalculada Au: 593,06 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 3468,83 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	22,34	10,23
2	27,89	19,87
4	35,41	25,31
24	48,58	38,96



Ficha técnica N°10

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y fracturada en pedazos de 5x5 mm

Ensayo CN⁹

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 13,89 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,06
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,10 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,50
1	2,12	0,53	0,47	10,97
2	3,36	0,84	0,16	11,04
4	3,06	0,77	0,24	11,52
24	1,88	0,47	0,00	11,99
Total de NaCN añadido (g): 1,87				
Consumo de NaCN (kg/t): 143,27				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	11,2	-	0,173	-	2,40	43,77
Sol. Fuerte	-	0,473	-	6,47	3,06	55,81
Sol. Lavado	-	0,135	-	0,17	0,02	0,42
TOTAL	-	-	-		5,48	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	11,2	-	1,328	-	18,44	52,78
Sol. Fuerte	-	0,473	-	33,89	16,03	45,88
Sol. Lavado	-	0,132	-	3,54	0,47	1,34
TOTAL	-	-	-	-	34,94	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 56,23 %

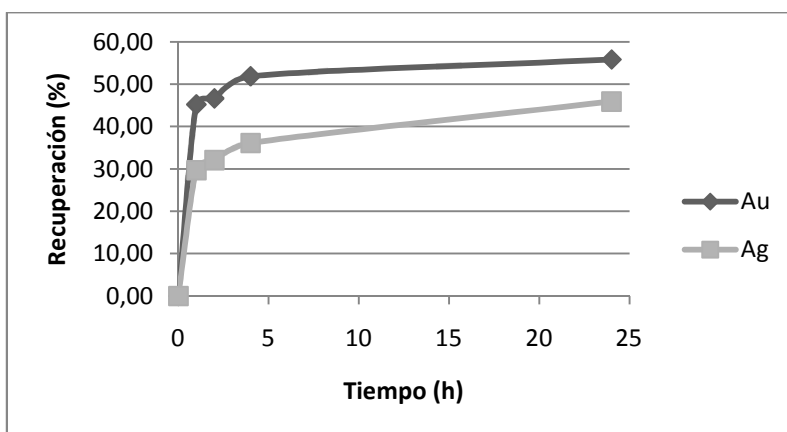
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 47,22 %

Alimentación recalculada Au: 394,76 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 2515,28 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	45,20	29,66
2	46,63	32,06
4	51,85	36,07
24	55,81	45,88



Ficha técnica N°11

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada (d80 136 um)

Ensayo CN9

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 16,40 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,06
- **pH final:** 10,37
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,10 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	2,12	0,53	0,47	10,37
1	3,36	0,84	0,16	10,91
2	3,06	0,77	0,24	10,64
4	1,88	0,47	0,00	11,46
24	2,12	0,53	0,47	10,54
Total de NaCN añadido (g): 1,87				
Consumo de NaCN (kg/t): 113,72				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,3	-	0,306	-	5,02	45,84
Sol. Fuerte	-	0,484	-	11,36	5,50	50,20
Sol. Lavado	-	0,140	-	3,10	0,43	3,96
TOTAL	-	-	-		10,95	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,3	-	0,537	-	8,81	53,23
Sol. Fuerte	-	0,484	-	15,45	7,48	45,18
Sol. Lavado	-	0,140	-	1,88	0,26	1,59
TOTAL	-	-	-	-	16,55	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 56,23 %

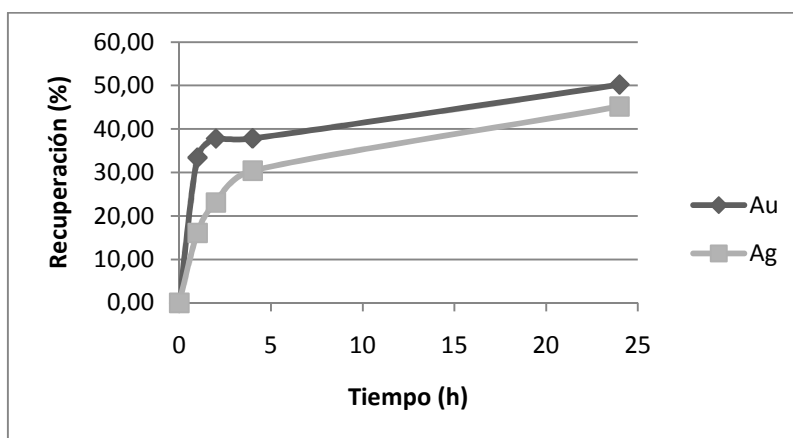
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 47,22 %

Alimentación recalculada Au: 394,76 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 2515,28 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	33,41	16,08
2	37,78	23,10
4	37,83	30,41
24	50,20	45,18



Ficha técnica N°12

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH₃ 16,7%

Ensayo CN°12

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 18,74 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,77
- **pH final:** 11,30
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,08 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	11,30
1	3,76	0,94	0,06	10,88
2	2,00	0,50	0,50	11,83
4	1,72	0,43	0,57	10,84
24	1,96	0,49	0,00	10,50
Total de NaCN añadido (g): 2,13				
Consumo de NaCN (kg/t): 113,66				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	0,132	-	2,37	17,09
Sol. Fuerte	-	0,486	-	23,49	11,42	82,34
Sol. Lavado	-	0,142	-	0,55	0,08	0,56
TOTAL	-	-	-		13,86	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	0,206	-	3,69	31,26
Sol. Fuerte	-	0,486	-	15,70	7,63	64,65
Sol. Lavado	-	0,142	-	3,40	0,48	4,09
TOTAL	-	-	-	-	11,80	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 82,92 %

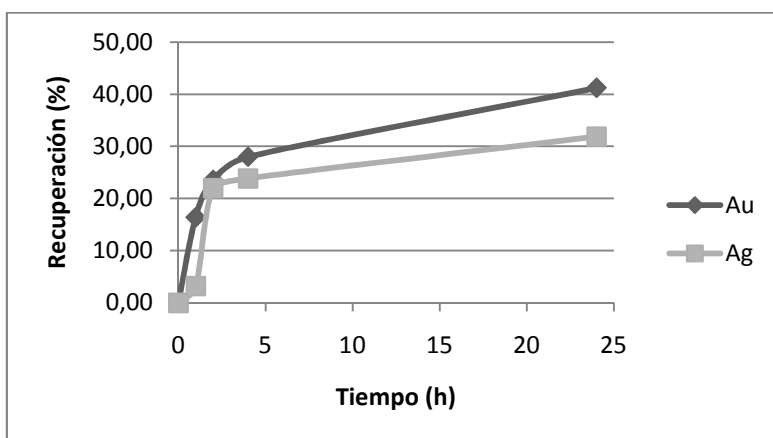
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 62,73 %

Alimentación recalculada Au: 774,97 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 659,75 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	72,89	23,88
2	75,38	32,52
4	77,62	37,46
24	82,35	64,64



Ficha técnica N°13

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH₃ 9,1%

Ensayo CN¹²

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 18,74 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,67
- **pH final:** 11,11
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,13 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	11,11
1	2,28	0,57	0,43	10,55
2	1,48	0,37	0,63	10,80
4	2,36	0,59	0,41	11,57
24	2,80	0,70	0,00	12,10
Total de NaCN añadido (g): 2,47				
Consumo de NaCN (kg/t): 131,80				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,2	-	0,135	-	2,33	31,95
Sol. Fuerte	-	0,47	-	10,41	4,89	67,10
Sol. Lavado	-	0,136	-	0,51	0,07	0,95
TOTAL	-	-	-	-	7,29	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,2	-	0,942	-	16,22	47,96
Sol. Fuerte	-	0,47	-	36,99	17,39	51,40
Sol. Lavado	-	0,136	-	1,59	0,22	0,64
TOTAL	-	-	-	-	33,83	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 68,05 %

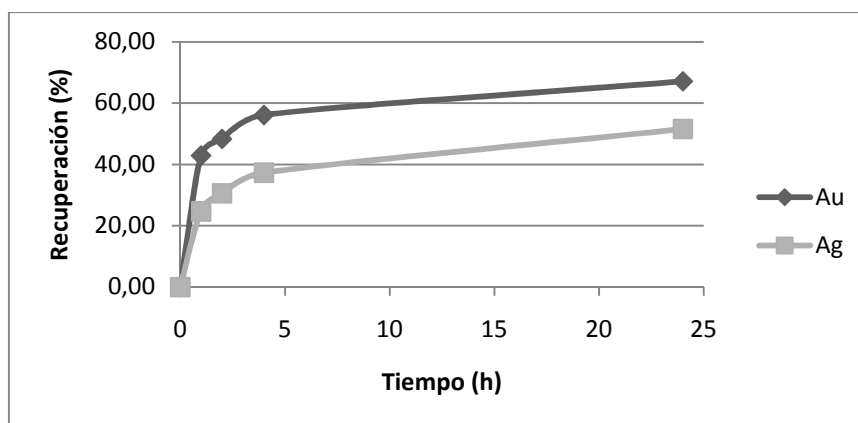
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 52,04 %

Alimentación recalculada Au: 423,71 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 1965,46 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	42,90	24,69
2	48,34	30,57
4	56,12	37,31
24	67,10	51,56



Ficha técnica N°14

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida (d80 1000 um) y lixiviada con NH₃ 16,7%

Ensayo CN°14

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 21,17 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,67
- **pH final:** 12,37
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,08 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	12,37
1	1,30	0,33	0,68	11,41
2	2,24	0,56	0,44	11,21
4	2,56	0,64	0,36	11,94
24	2,02	0,51	0,00	10,50
Total de NaCN añadido (g): 1,48				
Consumo de NaCN (kg/t): 116,91				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/kg)	(mg/L)		
Relave	19,0	-	0,933	-	17,72	57,65
Sol. Fuerte	-	0,47	-	26,96	12,67	41,23
Sol. Lavado	-	0,136	-	2,54	0,35	1,12
TOTAL	-	-	-	-	30,74	100,00

Fracción	Peso (Kg)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/kg)	(mg/L)		
Relave	19,0	-	7,35	-	139,60	68,10
Sol. Fuerte	-	0,47	-	139,00	65,33	31,87
Sol. Lavado	-	0,136	-	0,47	0,06	0,03
TOTAL	-	-	-	-	204,99	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 42,35 %

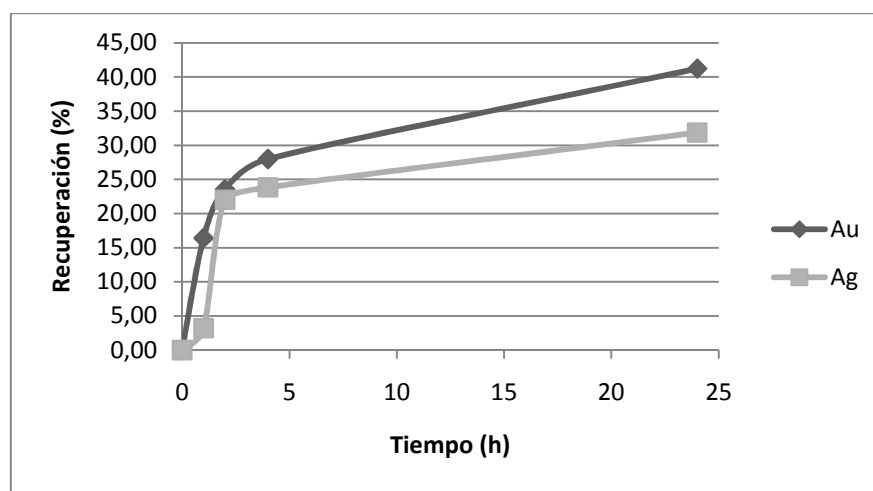
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 31,90 %

Alimentación recalculada Au: 1451,90 g Au/t

Alimentación recalculada Ag: 9683,23 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	16,42	3,21
2	23,55	22,01
4	28,00	23,84
24	41,23	31,87



Ficha técnica N°15

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida (d80 1000 um) y lixiviada con NH₃ 9,1%

Ensayo CN°15

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 20,34 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,27
- **pH final:** 10,52
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,08 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,52
1	3,42	0,86	0,15	11,34
2	2,36	0,59	0,41	10,71
4	1,80	0,45	0,55	10,5
24	1,18	0,30	0,00	11,33
Total de NaCN añadido (g): 2,11				
Consumo de NaCN (kg/t): 103,49				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	19,1	-	0,746	-	14,27	60,43
Sol. Fuerte	-	0,482	-	18,89	9,10	38,56
Sol. Lavado	-	0,140	-	1,70	0,24	1,01
TOTAL	-	-	-		23,61	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	19,1	-	4,100	-	78,41	71,49
Sol. Fuerte	-	0,482	-	64,64	31,16	28,40
Sol. Lavado	-	0,140	-	0,86	0,12	0,11
TOTAL	-	-	-	-	109,69	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol .Fuerte + Sol. Lavado)= 39,57 %

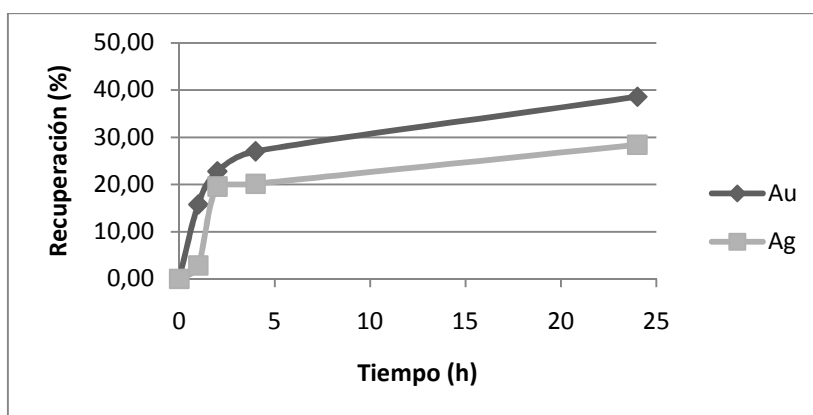
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 28,51 %

Alimentación recalculada: 1160,91 g Au/t

Alimentación recalculada: 5392,67 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	15,75	2,84
2	22,76	19,57
4	27,02	20,15
24	38,56	28,40



Ficha técnica N°16

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida (d80 1000 um) y lixiviada con HNO₃ 33,3%

Ensayo CN°16

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 13,82 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,09
- **pH final:** 11,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,10 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	11,5
1	2,12	0,53	0,47	10,87
2	3,36	0,84	0,16	10,89
4	3,06	0,77	0,24	10,97
24	1,88	0,47	0,00	10,53
Total de NaCN añadido (g): 1,87				
Consumo de NaCN (kg/t): 134,05				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,1	-	0,738	-	9,66	72,45
Sol. Fuerte	-	0,470	-	7,14	3,36	25,17
Sol. Lavado	-	0,136	-	2,33	0,32	2,38
TOTAL	-	-	-		13,33	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,1	-	1,204	-	15,77	77,32
Sol. Fuerte	-	0,470	-	9,30	4,37	21,43
Sol. Lavado	-	0,136	-	1,87	0,25	1,25
TOTAL	-	-	-	-	20,40	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 27,56 %

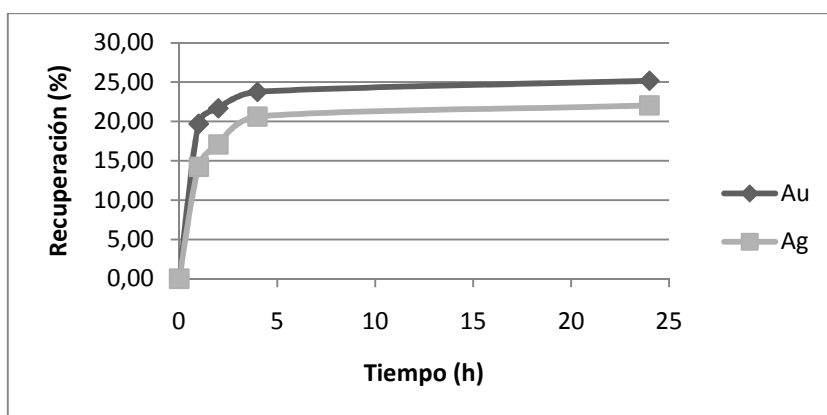
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 22,68 %

Alimentación recalculada: 964,74 g Au/t

Alimentación recalculada: 1475,78 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	19,71	14,22
2	21,69	17,07
4	23,77	20,62
24	25,18	22,05



Ficha técnica N°17

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida (d80 1000 um) y lixiviada con HNO₃ 19,5%

Ensayo CN¹⁷

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 20,43 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,10
- **pH final:** 11,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,10 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	11,5
1	2,28	0,57	0,43	10,87
2	2,82	0,71	0,30	10,89
4	1,64	0,41	0,59	10,97
24	0,22	0,06	0,00	10,53
Total de NaCN añadido (g): 2,32				
Consumo de NaCN (kg/t): 113,91				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	18,2	-	0,279	-	5,10	82,98
Sol. Fuerte	-	0,457	-	2,14	0,98	15,91
Sol. Lavado	-	0,134	-	0,51	0,07	1,11
TOTAL	-	-	-	-	6,15	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	18,2	-	1,653	-	30,14	90,97
Sol. Fuerte	-	0,457	-	6,20	2,83	8,55
Sol. Lavado	-	0,134	-	1,19	0,16	0,48
TOTAL	-	-	-	-	33,13	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 17,02 %

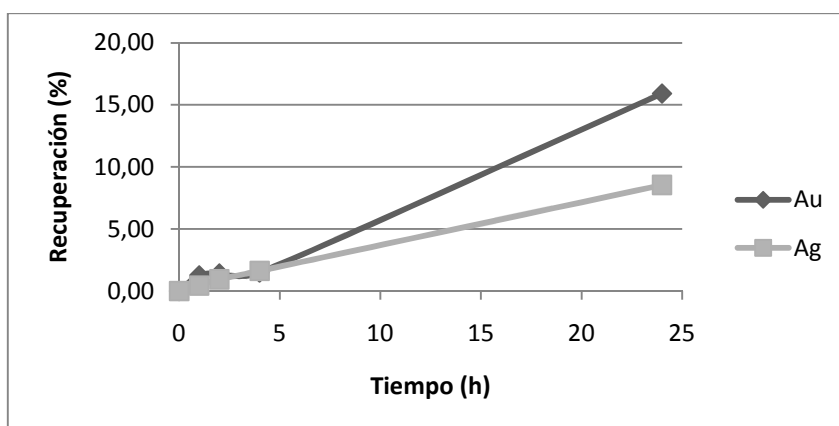
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 9,03 %

Alimentación recalculada: 300,85 g Au/t

Alimentación recalculada: 1621,77 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	1,26	0,44
2	1,41	0,95
4	1,49	1,63
24	15,91	8,55



Ficha técnica N°18

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con HNO₃ 19,5%

Ensayo CN°18

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 22,22 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 6,50
- **pH final:** 10,89
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,10 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 2 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,89
1	3,30	0,83	0,68	10,95
2	3,72	0,93	0,57	10,49
4	3,20	0,80	0,70	11,21
24	2,22	0,56	0,00	11,36
Total de NaCN añadido (g): 2,95				
Consumo de NaCN (kg/t): 170,71				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	11,5	-	0,199	-	2,29	32,58
Sol. Fuerte	-	0,461	-	9,47	4,37	62,12
Sol. Lavado	-	0,137	-	2,72	0,37	5,30
TOTAL	-	-	-	-	7,03	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	11,5	-	1,505	-	17,34	37,99
Sol. Fuerte	-	0,461	-	58,00	26,74	58,58
Sol. Lavado	-	0,137	-	11,40	1,56	3,42
TOTAL	-	-	-	-	45,64	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 67,43 %

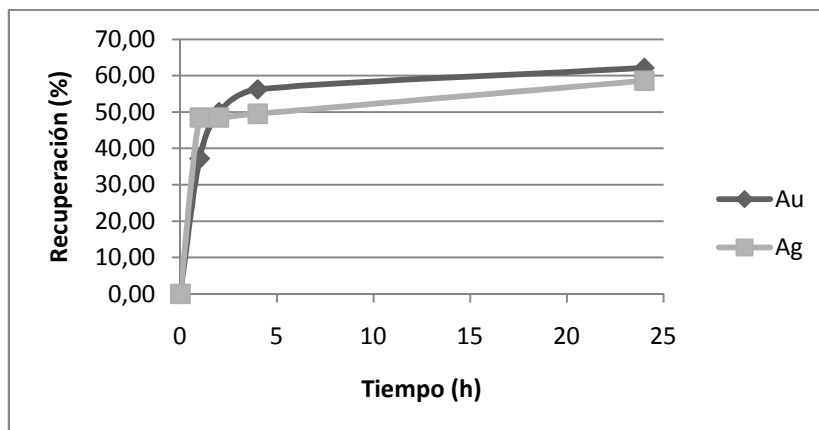
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 62,01 %

Alimentación recalculada: 316,31 g Au/t

Alimentación recalculada: 2054,00 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	37,20	48,48
2	49,99	48,48
4	56,22	49,49
24	62,12	58,58



Ficha técnica N°19

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con HNO₃ 33,3%

Ensayo CN°19

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 18,45 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 6,70
- **pH final:** 10,60
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,14 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 3 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,60
1	2,14	0,54	0,47	11,25
2	2,78	0,70	0,31	10,68
4	2,56	0,64	0,36	11,34
24	1,88	0,47	0,00	11,89
Total de NaCN añadido (g): 2,26				
Consumo de NaCN (kg/t): 122,49				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	15,7	-	0,146	-	2,29	29,81
Sol. Fuerte	-	0,461	-	11,60	5,35	69,60
Sol. Lavado	-	0,137	-	0,33	0,05	0,59
TOTAL	-	-	-	-	7,68	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	15,7	-	0,603	-	9,46	35,30
Sol. Fuerte	-	0,461	-	36,05	16,62	62,02
Sol. Lavado	-	0,137	-	5,23	0,72	2,67
TOTAL	-	-	-	-	26,80	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 70,19 %

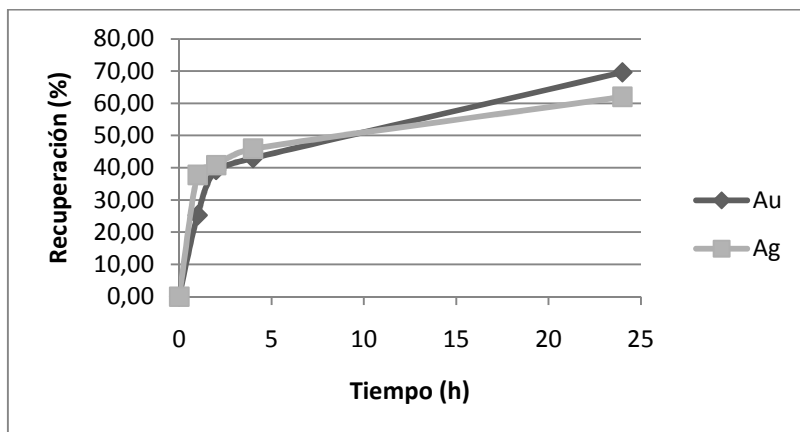
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 64,70 %

Alimentación recalculada: 416,41 g Au/t

Alimentación recalculada: 1452,33 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	25,28	37,77
2	39,33	40,83
4	42,99	45,94
24	69,61	62,02



Ficha técnica N°20

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN20

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 20,18 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,60
- **pH final:** 10,93
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 3 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,93
1	3,30	0,83	0,68	10,59
2	3,72	0,93	0,57	11,10
4	3,20	0,80	0,70	10,86
24	2,22	0,56	0,00	11,65
Total de NaCN añadido (g): 3,45				
Consumo de NaCN (kg/t): 170,71				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	0,132	-	2,37	11,56
Sol. Fuerte	-	0,486	-	37,01	17,99	87,71
Sol. Lavado	-	0,142	-	1,06	0,15	0,73
TOTAL	-	-	-		20,51	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	0,242	-	4,33	21,57
Sol. Fuerte	-	0,486	-	32,04	15,57	77,56
Sol. Lavado	-	0,142	-	1,23	0,17	0,87
TOTAL	-	-	-	-	20,08	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 88,44 %

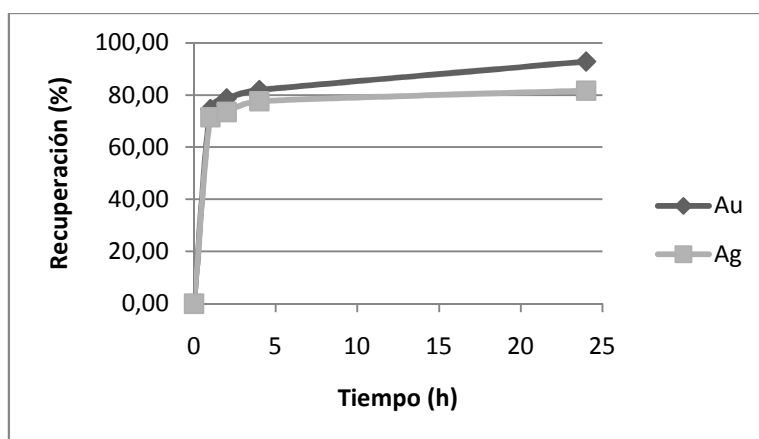
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 78,42 %

Alimentación recalculada: 1016,22 g Au/t

Alimentación recalculada: 994,85 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	74,63	71,47
2	78,72	73,51
4	81,90	77,60
24	92,86	81,68



Ficha técnica N°21

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN21

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 16,39 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,60
- **pH final:** 10,93
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 4 g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO_3 consumido (mL)	$[\text{CN}^-]$ libre (g)	$[\text{CN}^-]$ añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,93
1	3,30	0,83	1,18	10,59
2	3,72	0,93	1,07	11,10
4	3,20	0,80	1,20	10,86
24	2,22	0,56	0,00	11,65
Total de NaCN añadido (g): 4,45				
Consumo de NaCN (kg/t): 301,71				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	15,6	-	0,061	-	0,96	4,88
Sol. Fuerte	-	0,479	-	38,15	18,27	92,86
Sol. Lavado	-	0,127	-	3,50	0,44	2,26
TOTAL	-	-	-		19,68	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	15,6	-	0,272	-	4,24	18,10
Sol. Fuerte	-	0,479	-	39,95	19,14	81,69
Sol. Lavado	-	0,127	-	0,38	0,05	0,21
TOTAL	-	-	-	-	23,42	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 95,11 %

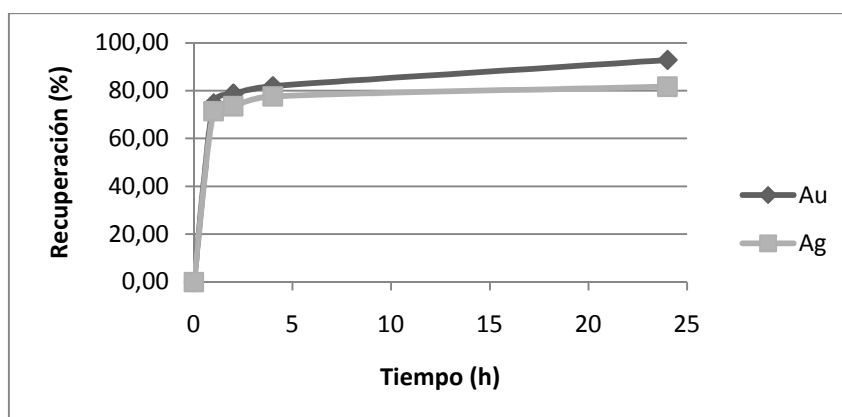
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 81,81 %

Alimentación recalculada: 1200,63 g Au/t

Alimentación recalculada: 1429,18 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0	0
1	74,63	71,47
2	78,72	73,51
4	81,9	77,6
24	95,12	81,9



Ficha técnica N°22

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH₃ 16,7%

Ensayo CN22

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 14,70 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,60
- **pH final:** 10,93
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 1,5g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,93
1	2,20	0,55	0,20	10,59
2	1,92	0,48	0,27	11,10
4	1,60	0,40	0,35	10,86
24	0,00	0,00	0,00	11,65
Total de NaCN añadido (g): 1,82				
Consumo de NaCN (kg/t): 106,80				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,3	-	0,284	-	3,78	30,09
Sol. Fuerte	-	0,475	-	18,17	8,63	68,71
Sol. Lavado	-	0,131	-	1,15	0,15	1,20
TOTAL	-	-	-		12,56	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,3	-	1,082	-	14,38	42,03
Sol. Fuerte	-	0,475	-	40,59	19,28	56,35
Sol. Lavado	-	0,131	-	4,22	0,55	1,62
TOTAL	-	-	-	-	34,21	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 69,91 %

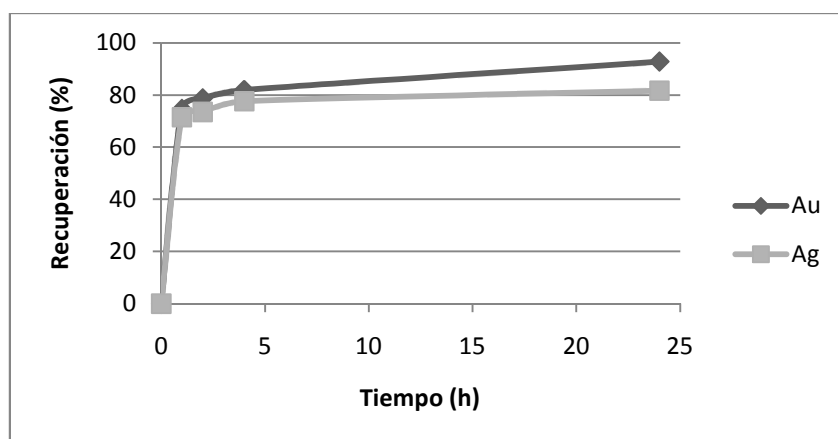
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 57,97 %

Alimentación recalculada: 854,52 g Au/t

Alimentación recalculada: 2327,42 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	23,28	36,74
2	36,33	39,82
4	44,99	43,50
24	68,71	56,35



Ficha técnica N°23

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN23

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 15,86 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,40
- **pH final:** 10,53
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 1,0g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO_3 consumido (mL)	$[\text{CN}^-]$ libre (g)	$[\text{CN}^-]$ añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,53
1	0,80	0,20	0,30	10,69
2	0,72	0,18	0,32	11,12
4	0,48	0,12	0,38	10,76
24	0,32	0,08	0,00	11,03
Total de NaCN añadido (g): 1,5				
Consumo de NaCN (kg/t): 94,58				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,2	-	0,603	-	8,55	45,27
Sol. Fuerte	-	0,485	-	20,83	10,10	53,49
Sol. Lavado	-	0,139	-	1,68	0,23	1,24
TOTAL	-	-	-		18,89	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,2	-	1,779	-	25,21	57,48
Sol. Fuerte	-	0,485	-	38,02	18,44	42,05
Sol. Lavado	-	0,139	-	1,49	0,21	0,47
TOTAL	-	-	-	-	43,86	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 54,73 %

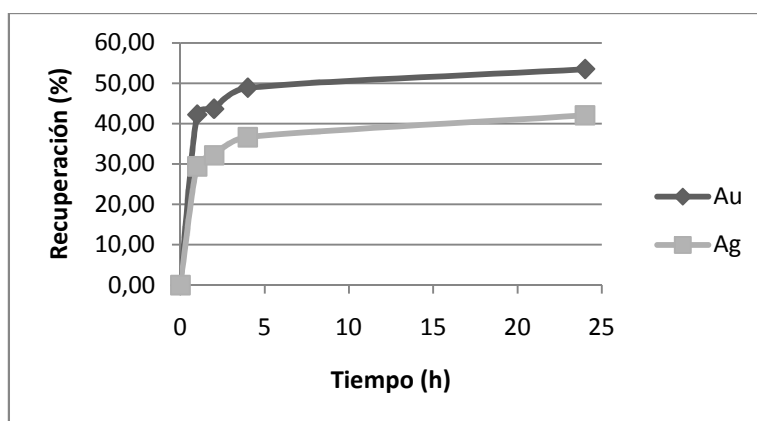
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 42,52 %

Alimentación recalculada: 1119,80 g Au/t

Alimentación recalculada: 2765,25 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	42,20	29,41
2	43,63	32,11
4	48,85	36,63
24	53,49	42,05



Ficha técnica N°24

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH₃ 16,7%

Ensayo CN24

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 17,24 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,40
- **pH final:** 10,78
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 0,5g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,78
1	0,80	0,10	0,15	10,99
2	0,72	0,09	0,16	11,32
4	0,48	0,04	0,21	10,56
24	0,32	0,01	0,00	10,50
Total de NaCN añadido (g): 0,77				
Consumo de NaCN (kg/t): 44,66				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	16,1	-	1,464	-	23,55	69,80
Sol. Fuerte	-	0,485	-	20,66	10,02	29,70
Sol. Lavado	-	0,139	-	1,21	0,17	0,50
TOTAL	-	-	-	-	33,74	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	16,1	-	2,189	-	35,21	73,23
Sol. Fuerte	-	0,485	-	26,02	12,62	26,25
Sol. Lavado	-	0,139	-	1,79	0,25	0,52
TOTAL	-	-	-	-	48,08	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 30,20 %

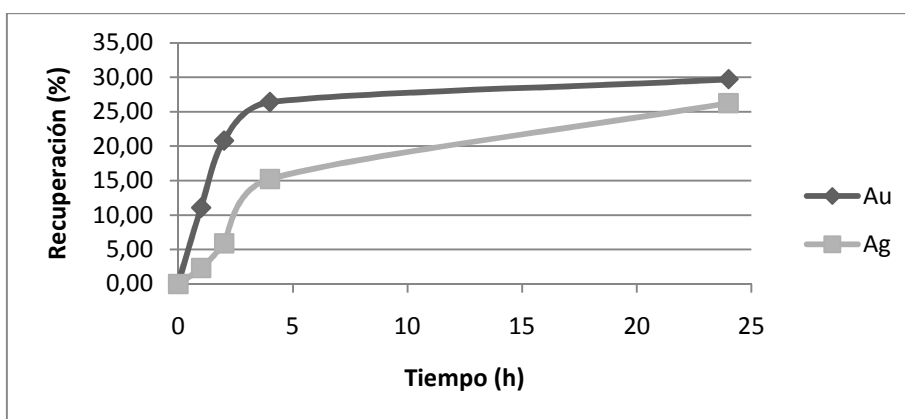
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 26,77 %

Alimentación recalculada: 1957,06 g Au/t

Alimentación recalculada: 2788,78 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	11,06	2,31
2	20,80	5,91
4	26,39	15,25
24	29,70	26,25



Ficha técnica N°25

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN25

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 19,72 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,18
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 0,5g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO_3 consumido (mL)	$[\text{CN}^-]$ libre (g)	$[\text{CN}^-]$ añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,50
1	5,04	1,26	2,74	10,61
2	5,48	1,37	2,63	11,03
4	4,72	1,18	2,82	10,54
24	3,28	0,82	0,00	10,50
Total de NaCN añadido (g): 12,19				
Consumo de NaCN (kg/t): 615,18				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	18,2	-	0,019	-	0,35	3,98
Sol. Fuerte	-	0,489	-	17,21	8,42	95,67
Sol. Lavado	-	0,146	-	0,21	0,03	0,35
TOTAL	-	-	-		8,80	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	18,2	-	0,672	-	12,21	16,48
Sol. Fuerte	-	0,489	-	125,87	61,55	83,07
Sol. Lavado	-	0,146	-	2,28	0,33	0,45
TOTAL	-	-	-	-	74,09	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 96,02 %

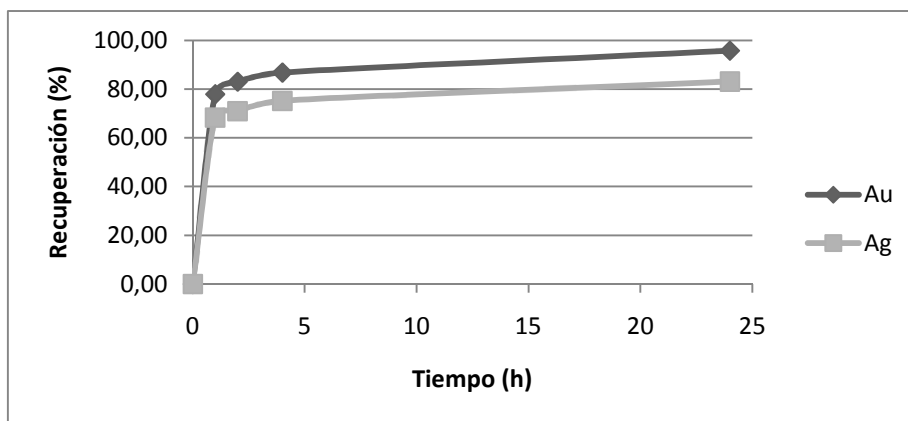
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 83,52 %

Alimentación recalculada: 446,06 g Au/t

Alimentación recalculada: 3757,27 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	77,81	68,32
2	82,96	70,91
4	86,73	75,15
24	95,67	83,07



Ficha técnica N°26

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN°26

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 19,72 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,18
- **pH final:** 11,30
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 0,5g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	11,30
1	3,28	0,82	1,18	10,28
2	4,52	1,13	0,87	10,30
4	4,68	1,17	0,83	11,30
24	3,26	0,82	0,00	10,50
Total de NaCN añadido (g): 4,88				
Consumo de NaCN (kg/t): 339,12				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	12,2	-	0,0609	-	0,74	7,57
Sol. Fuerte	-	0,481	-	17,74	8,53	87,28
Sol. Lavado	-	0,145	-	3,47	0,50	5,15
TOTAL	-	-	-		9,78	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	12,2	-	1,513	-	18,39	20,75
Sol. Fuerte	-	0,481	-	143,58	69,06	77,91
Sol. Lavado	-	0,145	-	8,18	1,19	1,34
TOTAL	-	-	-	-	88,64	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 92,43 %

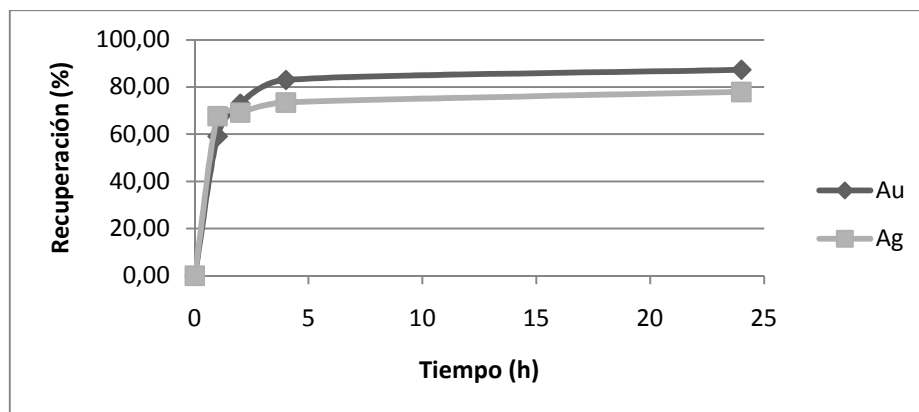
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 79,26 %

Alimentación recalculada: 679,37 g Au/t

Alimentación recalculada: 6159,70 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	59,12	67,67
2	72,89	69,12
4	82,98	73,42
24	90,18	77,91



Ficha técnica N°27

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH₃ 16,7%

Ensayo CN27

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 19,72 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,39
- **pH final:** 11,25
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 4g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	11,25
1	5,70	1,43	0,58	11,30
2	6,50	1,63	0,38	11,30
4	5,96	1,49	0,51	11,86
24	3,26	0,82	0,00	11,32
Total de NaCN añadido (g): 3,46				
Consumo de NaCN (kg/t): 216,25				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,4	-	0,148	-	2,13	7,94
Sol. Fuerte	-	0,478	-	50,10	23,95	89,22
Sol. Lavado	-	0,146	-	5,22	0,76	2,84
TOTAL	-	-	-	-	26,84	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,4	-	1,085	-	15,61	24,13
Sol. Fuerte	-	0,478	-	102,00	48,76	75,37
Sol. Lavado	-	0,146	-	2,20	0,32	0,50
TOTAL	-	-	-	-	64,69	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 92,06 %

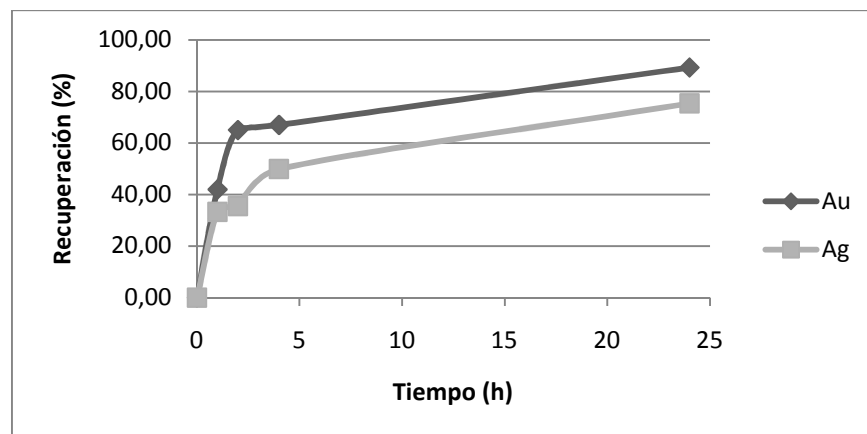
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 75,86 %

Alimentación recalculada: 1677,50 g Au/t

Alimentación recalculada: 4042,95 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	41,96	33,25
2	65,00	35,46
4	66,96	49,87
24	89,22	75,36



Ficha técnica N°28

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN°28

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata con recirculación de la solución.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 20,45 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,39
- **pH final:** 10,83
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 4g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,83
1	4,48	1,12	0,88	10,86
2	4,40	1,10	0,90	10,82
4	5,22	1,31	0,70	11,65
24	3,36	0,84	0,00	11,86
Total de NaCN añadido (g): 4,48				
Consumo de NaCN (kg/t): 218,83				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	0,036	-	0,66	5,09
Sol. Fuerte	-	0,489	-	23,81	11,64	89,78
Sol. Lavado	-	0,137	-	4,86	0,67	5,13
TOTAL	-	-	-		12,97	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	0,788	-	14,13	18,12
Sol. Fuerte	-	0,489	-	125,50	61,37	78,71
Sol. Lavado	-	0,137	-	18,00	2,47	3,16
TOTAL	-	-	-	-	77,97	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 95,10 %

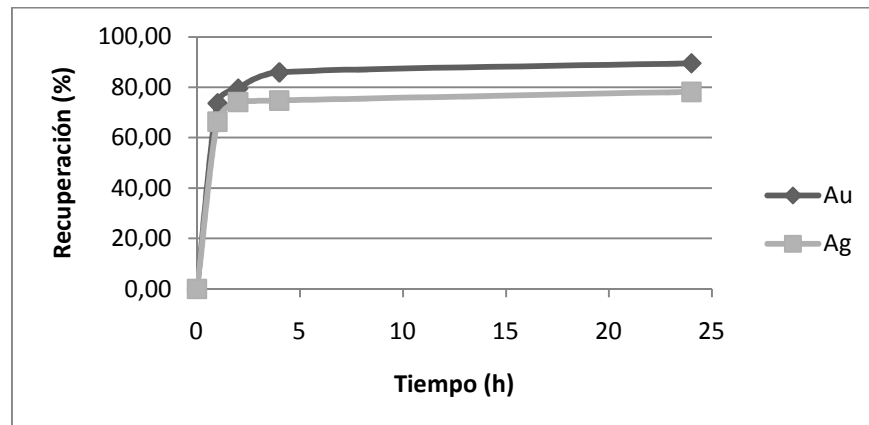
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 81,59 %

Alimentación recalculada: 634,18 g Au/t

Alimentación recalculada: 3812,49 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	73,62	66,33
2	79,48	74,12
4	85,95	74,74
24	89,52	78,17



Ficha técnica N°29

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN°29

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata con recirculación la solución.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 18,72 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,39
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 4g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO_3 consumido (mL)	$[\text{CN}^-]$ libre (g)	$[\text{CN}^-]$ añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,5
1	4,34	1,09	0,92	10,54
2	4,48	1,12	0,88	10,64
4	5,10	1,28	0,73	10,91
24	3,58	0,90	0,00	11,46
Total de NaCN añadido (g): 4,52				
Consumo de NaCN (kg/t): 241,45				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	0,090	-	1,62	12,51
Sol. Fuerte	-	0,478	-	22,89	10,94	84,50
Sol. Lavado	-	0,146	-	2,65	0,39	2,99
TOTAL	-	-	-		12,95	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	17,9	-	1,290	-	23,13	28,41
Sol. Fuerte	-	0,478	-	116,00	55,45	68,10
Sol. Lavado	-	0,146	-	19,50	2,85	3,50
TOTAL	-	-	-	-	81,43	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 87,49 %

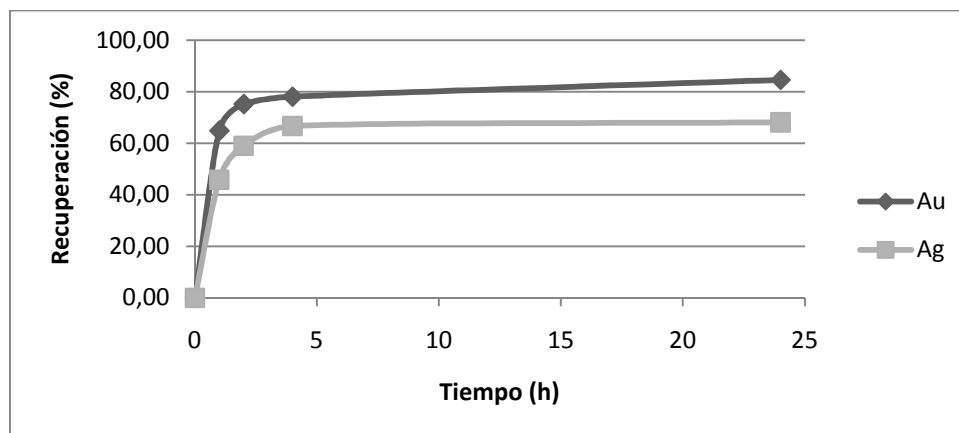
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 71,59 %

Alimentación recalculada: 691,68 g Au/t

Alimentación recalculada: 4349,63 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	64,81	45,79
2	75,15	59,00
4	77,99	66,63
24	84,48	68,10



Ficha técnica N°30

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH₃ 16,7%

Ensayo CN°30

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata con recirculación la solución.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 16,07 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,39
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 4g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,5
1	5,68	1,42	0,58	10,62
2	5,80	1,45	0,55	10,84
4	5,16	1,29	0,71	10,85
24	4,28	1,07	0,00	11,12
Total de NaCN añadido (g): 3,84				
Consumo de NaCN (kg/t): 238,95				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,8	-	0,177	-	2,45	18,99
Sol. Fuerte	-	0,49	-	20,30	9,95	77,09
Sol. Lavado	-	0,128	-	3,96	0,51	3,93
TOTAL	-	-	-	-	12,90	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,8	-	2,272	-	31,43	30,82
Sol. Fuerte	-	0,49	-	143,50	70,32	68,96
Sol. Lavado	-	0,128	-	1,72	0,22	0,22
TOTAL	-	-	-	-	101,97	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 81,01 %

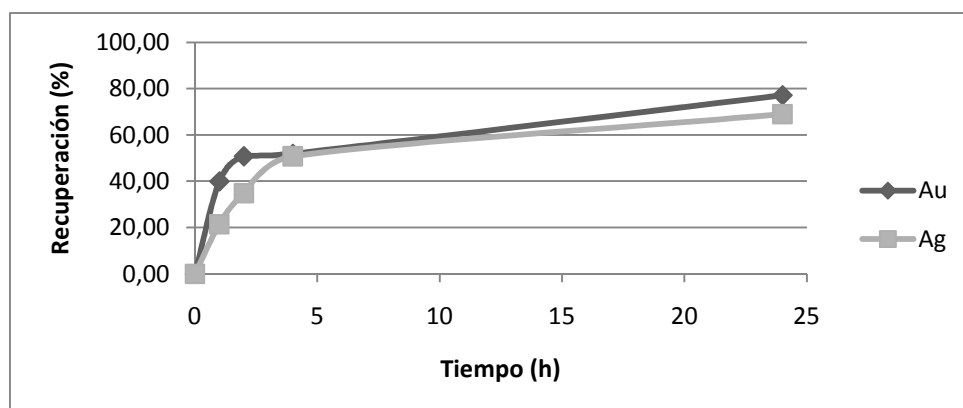
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 69,18 %

Alimentación recalculada: 802,98 g Au/t

Alimentación recalculada: 6345,06 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	39,95	21,38
2	50,77	34,84
4	51,83	50,78
24	77,09	68,96



Ficha técnica N°31

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH_3 16,7%

Ensayo CN°31

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata con recirculación la solución.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 20,18 g
- **Volumen de H_2O :** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,39
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 4g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,5
1	4,08	1,02	0,98	10,5
2	4,70	1,18	0,83	10,63
4	5,00	1,25	0,75	10,86
24	4,08	1,02	0,00	11,34
Total de NaCN añadido (g): 4,56				
Consumo de NaCN (kg/t): 225,72				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,7	-	0,231	-	3,39	22,71
Sol. Fuerte	-	0,49	-	22,34	10,95	73,34
Sol. Lavado	-	0,125	-	4,72	0,59	3,95
TOTAL	-	-	-	-	14,93	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	14,7	-	2,081	-	30,49	35,02
Sol. Fuerte	-	0,49	-	114,50	56,11	64,44
Sol. Lavado	-	0,125	-	3,72	0,47	0,53
TOTAL	-	-	-	-	87,06	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 77,29 %

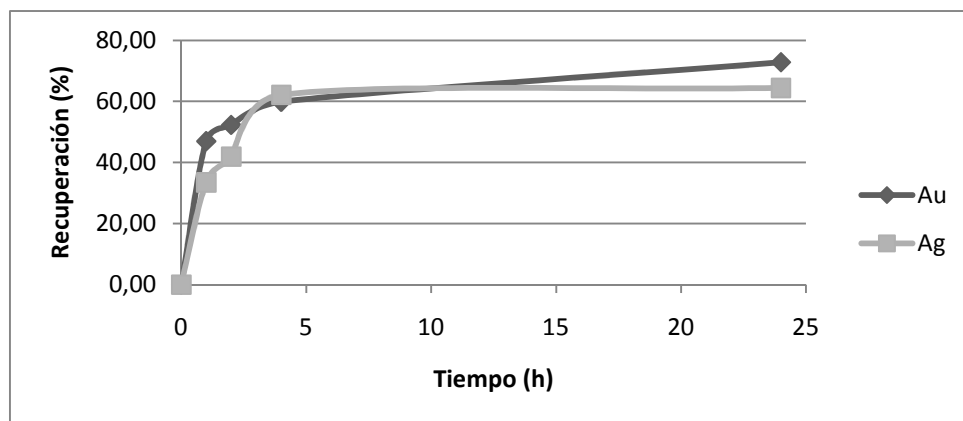
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 64,98 %

Alimentación recalculada: 739,67 g Au/t

Alimentación recalculada: 4314,17 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	46,99	33,46
2	52,31	41,89
4	59,94	62,14
24	72,85	64,39



Ficha técnica N°32

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada, pulverizada (d80 136 um) y lixiviada con NH₃ 16,7%

Ensayo CN°32

Objetivo: Cianurar la tarjeta para obtener oro y plata con recirculación la solución.

Condiciones de Cianuración:

- **Peso del concentrado:** 19,97 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **pH inicial:** 7,39
- **pH final:** 10,50
- **Adición de solución NaOH 2N:** 0,12 mL
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de cianuro:** 4g/L

Control de Cianuración:

Tiempo (h)	AgNO ₃ consumido (mL)	[CN ⁻] libre (g)	[CN ⁻] añadido (g)	pH
0	0,00	0,00	0,00	10,5
1	4,40	1,10	0,90	10,5
2	4,92	1,23	0,77	10,69
4	5,32	1,33	0,67	11,13
24	3,26	0,82	0,00	11,28
Total de NaCN añadido (g): 4,34				
Consumo de NaCN (kg/t): 217,33				

Resultados de Cianuración:

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Au		Peso Au (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,8	-	0,273	-	3,78	26,67
Sol. Fuerte	-	0,49	-	20,33	9,96	70,27
Sol. Lavado	-	0,128	-	3,39	0,43	3,06
TOTAL	-	-	-		14,18	100,00

Fracción	Peso (g)	Volumen (L)	Contenido de Ag		Peso Ag (mg)	Repartición (%)
			(mg/g)	(mg/L)		
Relave	13,8	-	0,711	-	9,84	39,72
Sol. Fuerte	-	0,49	-	29,50	14,46	58,35
Sol. Lavado	-	0,128	-	3,72	0,48	1,92
TOTAL	-	-	-	-	24,77	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 73,33 %

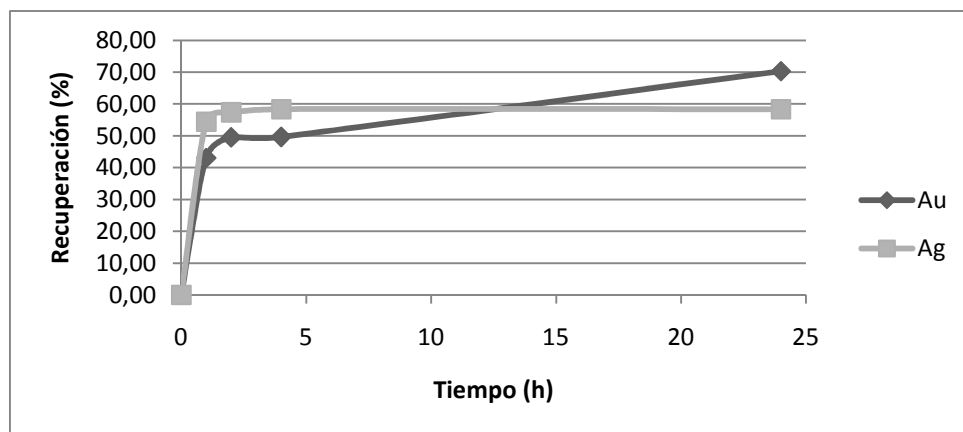
Recuperación de plata en solución (Sol. Fuerte + Sol. Lavado)= 60,28 %

Alimentación recalculada: 709,85 g Au/t

Alimentación recalculada: 1240,42 g Ag/t

Cinética de Cianuración:

Tiempo (h)	Rec Au	Rec Ag
0	0,00	0,00
1	43,04	54,40
2	49,50	57,37
4	49,64	58,35
24	70,27	58,35



ANEXO 4

FICHAS TÉCNICAS DE LIXIVIACIÓN BÁSICA

Ficha técnica N°33

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida con molino de martillos

Ensayo L 1

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 18,07g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de KOH:** 14 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,475 L

Volumen solución de lavado: 0,107 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0
1	0,04	1,42
2	0,05	1,77

Ficha técnica N°34

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada

Ensayo L 2

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 19,80 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h

- **Concentración de KOH:** 14 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,440 L

Volumen solución de lavado: 0,142 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0
1	0,04	1,20
2	0,05	1,50

Ficha técnica N°35

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada

Ensayo L 3

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 13.69 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de KOH:** 40 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,485 L

Volumen solución de lavado: 0,135 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0,00
1	0,13	6,20
2	0,13	6,20
3	0,13	6,20
4	0,17	8,11
5	0,17	8,11
6	0,18	8,59

ANEXO 5

FICHAS TÉCNICAS DE LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO NÍTRICO

Ficha técnica N°36

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida con molino de martillos

Ensayo L 1

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 9,66 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de HNO₃:** 35 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,489 L

Volumen solución de lavado: 0,136 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0
1	0,11	3,59
2	0,15	5,07

Ficha técnica N°37

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada

Ensayo L 2

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 19,80 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h

- **Concentración de HNO₃:** 35 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,476 L

Volumen solución de lavado: 0,141 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0
1	0,13	8,63
2	0,16	12,19

Ficha técnica N°38

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada

Ensayo L 3

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 13.69 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de HNO₃:** 50 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,485 L

Volumen solución de lavado: 0,135 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0,00
1	0,17	8,11
2	0,31	14,79
3	0,64	30,54
4	0,97	46,28
5	1,27	60,60
6	1,45	75,43

ANEXO 6

FICHAS TÉCNICAS DE LIXIVIACIÓN CON ÁCIDO SULFÚRICO

Ficha técnica N°39

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos molida con molino de martillos

Ensayo L 1

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 21,48 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de H₂SO₄:** 35 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,461 L

Volumen solución de lavado: 0,146 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0
1	0,14	3,99
2	0,14	3,99

Ficha técnica N°40

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada

Ensayo L 2

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 13,69 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h

- **Concentración de H₂SO₄:** 35 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,485 L

Volumen solución de lavado: 0,135 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0
1	0,25	11,93
2	0,27	14,98

Ficha técnica N°1

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada

Ensayo L 3

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 13.69 g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de H₂SO₄:** 50 g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,485 L

Volumen solución de lavado: 0,135 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0,00
1	0,27	12,88
2	0,28	13,36
3	0,28	13,36
4	0,3	14,31
5	0,3	14,31
6	0,31	16,12

Ficha técnica N°42

Muestra: Tarjeta de circuitos impresos tostada y pulverizada

Ensayo L 3

Objetivo: Lixiviar la tarjeta para recuperar paladio y rodio.

Condiciones de Lixiviación:

- **Peso del concentrado:** 18,5g
- **Volumen de H₂O:** 0,5 L
- **Tiempo de agitación:** 0.5 h
- **Concentración de H₂SO₄:** 60% v/v 0,1M NaCl g/L

Datos de lixiviación:

Volumen solución fuerte: 0,485 L

Volumen solución de lavado: 0,135 L

Tiempo [h]	Concentración de paladio [mg/L]	Recuperación [%]
0	0	0,00
1	0,27	12,88
2	0,28	13,36
3	0,28	13,36
4	0,3	14,31
5	0,3	14,31
6	0,31	16,12

ANEXO 7

ANALISIS FINANCIERO DE LA IMPLEMENTACIÓN DE UNA PLANTA DE TRATAMIENTO DE TARJETAS DE CIRCUITOS IMPRESOS DE TELÉFONOS CELULARES DESCARTADOS

FLUJOS		Valor mes	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	TOTAL
INGRESOS									
Producción de oro (g)		78,4		941	941	941	941	941	
Producción de plata (g)		247,4		2.969	2.969	2.969	2.969	2.969	
Producción de paladio (g)		12,6		151	151	151	151	151	
Precio del gramo de oro (USD)	40,05	338,4		40,05	40,05	40,05	40,05	40,05	
Precio del gramo de plata(USD)	0,61			0,61	0,61	0,61	0,61	0,61	
Precio del gramo de paladio(USD)	14,16			14,16	14,16	14,16	14,16	14,16	
Ingreso por ventas de oro(USD)				37.679	37.679	37.679	37.679	37.679	
Ingreso por ventas de plata(USD)				1.811	1.811	1.811	1.811	1.811	
Ingresos por venta de paladio(USD)				2.141	2.141	2.141	2.141	2.141	
Ingresos totales				41.631	41.631	41.631	41.631	41.631	416.310
COSTOS OPERACIÓN (UDS)				21.561	21.561	21.561	21.561	21.561	215.615
Reactivos		366,79		4.401	4.401	4.401	4.401	4.401	
Personal		1280		15.360	15.360	15.360	15.360	15.360	
Servicios		150		1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	
INVERSIÓN (USD)			63.400						
Equipos			44.500						
Infraestructura			18.900						
FLUJO NETO			-63400	20.070	20.070	20.070	20.070	20.070	
TASA DE DESCUENTO	10%								
VAN (USD)		12.679							
B/C		1,5							