

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIA

ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN DE INDIO A PARTIR DE PANTALLAS DE CRISTAL LÍQUIDO DESCARTADAS

PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERA QUÍMICA

MARÍA ESTEFANÍA VARGAS TORRES

maria.vargas01@epn.edu.ec

DIRECTOR: ING. ERNESTO HALE DE LA TORRE CHAUVÍN Ph.D

ernesto.delatorre@epn.edu.ec

Quito, Mayo 2017

© Escuela Politécnica Nacional (2017)
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo, María Estefanía Vargas Torres, 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.

María Estefanía Vargas Torres

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por María Estefanía Vargas Torres, bajo mi supervisión.

Ing. Ernesto de la Torre PhD.

DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del Proyecto PIS 039-12 de la Escuela Politécnica Nacional, que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

AGRADECIMIENTOS

Gracias Dios por estar junto a mi en este proceso que ha servido para crecer y madurar. Gracias por no soltar mi mano. Se que tu me has sostenido.

Papitos Elsitita y Luchito les agradezco infinitamente su apoyo, ternura, dulzura, sus consejos y cuidado a lo largo de mi vida, gracias a su ejemplo es que cada día puedo seguir adelante. Ustedes son mi fortaleza, gracias por incentivar me a seguir.

Que sería de mi sin mi familia es por esto que agradezco infinitamente a todos por estar ahí apoyándome siempre y teniendo fe en mi, son mi especial tesoro, mi regalo perfecto. Gracias bebecitas: Kary, Paoly; Mary. Gracias pequeños loquitos por iluminar mi vida y regalarme tanta alegría: Paulito, Anita, Juanito. Gracias cuñias por todo: Antoñito, George. Los amo infinitamente

Bebecita Kary gracias por ser mi mamá, gracias por tus locuras y ocurrencias, eres única. Bebecita Poli gracias por estar ahí curándome cuando casi muero, gracias por tu cariño. Bebecita Mary te agradezco infinitamente por ayudarme tanto en este tiempo, por desvelarte conmigo por todas las risas, por escucharme, por tus consejos por tus vivencias y tu amor. Gracias por ser lo que son "mis hermanas y mejores amigas". Siempre hacen mi vida mejor.

Diego te agradezco enormemente por estar en mi vida y por ayudarme a crecer y formar mi carácter. Gracias por no dejarme caer cuando sentía que no daba más. Gracias por tu cariño. Eres mi bendición.

Al Dr. Ernesto de la Torre por haberme permitido realizar este Proyecto de Titulación por su apoyo y consejo a lo largo de este proceso.

Un agradecimiento especial a todos los que forman parte del DEMEX, Ing. Alicia gracias por estar pendiente de nosotros para que logremos este objetivo. Ing. Dianita gracias por su apoyo. Ing. Eddy gracias por su ayuda. Pauly bella en serio gracias por tu cariño y porque siempre nos recibes con una sonrisa. Gracias Ing. Eve por su disciplina me sirvió para crecer. Gracias Ing. Klebercito, Wilmercito, Ing Verito, Don Carlitos.

A los Inges que estuvieron a lo largo de la Carrera siempre con sus enseñanzas ayudándonos a lograr muchos objetivos, muchas gracias en especial a: Inge Omar, Inge Quiroz, Inge Aldás, Inge Albuja, Inge Cata, Inge Salvador, Inge Lore.

Tengo que agradecer a la Srta Fanny porque anhelaría que esté aquí en este momento. Gracias por siempre tener fe en mí. Gracias por sus enseñanzas y por recordarme lo fuerte que puedo ser. Sé que Dios le tiene en sus brazos.

Gracias a mis tíos abuelos por su sabiduría: Isabelita y Julito. Gracias a mis tíos por su sabio consejo y su ejemplo de vida: Patyta, Cayito, Eugeñita, Ernesti, Sandrita, Hugo, Lilianita, Hernán, Fabi, Heraldito, Pepe, Lupita. Glorita, Nibo y a mi Tía Chabelita que sin duda sé que está pendiente de mí desde el cielo. Gracias a mis primos por su cariño: Iri, Nety, Sophie, Nancy, Emy, Steven, Cristy, Gabo, Davichi, Sofy, Paty, Edy, Jonita, Ely, Neil, Mark, Bryan, Yuvinne, Belencita, Karencita, Alancito, Ariel, Nico, Mateo, Danita, David Alejandro, Mike, Pepe Lucho, Ibechy, Mary, Angelita, Gustavy.

Conforme el tiempo transcurre existen personas que han marcado mi vida de una manera distinta y tengo que agradecer su presencia, porque realmente Dios fue bueno cuando les puso en mi camino.

Mis amigas: Adri C, Mami Mona, Bettycita, Yolita, Dani.

Mis brujitas: Eve, Paty, Dianita, Mary.

Mis niñas: Sandrita, Tefy.

Mi cosita bella: Vale gracias infinitas por tu cariño y amistad.

Mi niño: Paúl, gracias por ser parte de mi vida desde los inicios de la carrera.

Mis pequeñas: Carlita y Patyto, gracias por su amistad y su apoyo en este tiempo y a lo largo de la carrera. Son muy importantes para mí. Les agradezco inmensamente por ser como son.

Mis amigos de la u: David, Dani, Sebas, Freddy, Kathy P, Samy, Mishu, Guiss, Vanne, Kenny, Monita, Cris F, Luisito G, Gus, Javi. Jennycita, Stalin C, Irene, Edu, Raque, Jonathan.

Mi niña MIPRO: Gracias mi Ing. Dani.

Quiero agradecer especialmente al Ministerio de Industrias por permitirme desarrollar mis prácticas pre-profesionales. En especial a Merceditas, Gonzalo, Pablo, Mary y Tefy gracias por sus enseñanzas.

DEDICATORIA

A Dios

Gracias infinitas por permitirme vivir y disfrutar cada momento, gracias por tu amor inigualable

A mis padres Luchito y Elsita

Son los mejores padres del mundo, gracias por su ternura y amor.

A mi familia: Kary, Paoly, Mary, Pau, Anita, Juanito, Antoñito, George

Son mi especial tesoro, gracias por sus oraciones y por su apoyo incondicional.

A Diego

Eres muy especial, gracias por estar en mi vida.

"La gratitud son las memorias del corazón"

ÍNDICE DE CONTENIDOS

	PÁGINA
RESUMEN	xii
INTRODUCCIÓN	xiv
1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	1
1.1. Residuos electrónicos y minería inversa	1
1.1.1. Clasificación y composición de basura eléctrica y electrónica	1
1.1.2. Constitución de basura electrónica	2
1.1.3. Impacto ambiental generado por la basura electrónica	4
1.1.4. Perspectiva mundial, regional y local	6
1.1.5. Minería y logística inversa	9
1.1.6. Pantallas de cristal líquido	13
1.1.6.1. Método de operación de una pantalla LCD	17
1.2. Técnicas de recuperación de indio	17
1.2.1. Indio	17
1.2.2. Óxido de indio	18
1.2.3. Mineralogía y reservas mundiales de indio	19
1.2.4. Proceso para la recuperación de indio	21
1.2.4.1. Proceso de obtención de indio a partir del mineral	21
1.2.5. Procesos de purificación de indio	22
1.2.5.1. Precipitación de indio	22
1.2.5.2. Extracción por solventes	23
1.2.5.3. Proceso para la obtención de indio a partir de paneles de cristal líquido	25
2. PARTE EXPERIMENTAL	28
2.1. Caracterización física, química y mineralógica del contenido del panel de cristal líquido pulverizado.	30
2.1.1. Obtención de la materia prima	30
2.1.2. Determinación del contenido del panel de cristal líquido	31
2.2. Evaluación del proceso de lixiviación en medio ácido para la recuperación de indio del panel de cristal líquido pulverizado	32
2.2.1. Ensayos de lixiviación	32
2.3. Evaluación del proceso de purificación a partir de las soluciones lixiviadas que contienen indio, mediante extracción por solventes y su precipitación	34
2.3.1. Purificación mediante extracción por solventes	34
2.3.1.1. Proceso de re-extracción	35

2.3.2.	Precipitación de indio con hidróxido de sodio (NaOH)	36
2.3.3.	Evaporación y obtención de sulfato de indio	37
2.4.	Selección de la alternativa técnica y económicamente viable para la valorización del panel de cristal líquido descartado (LCD).	37
2.4.1.	Descripción del diagrama de flujo del proceso y dimensionamiento de equipos	37
2.4.2.	Pre-factibilidad económica de la implantación industrial del proceso	38
3.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	40
3.1.	Caracterización física, química y mineralógica del contenido en el panel de cristal líquido.	40
3.1.1.	Caracterización física	40
3.1.2.	Caracterización mineralógica	42
3.1.3.	Caracterización química	42
3.1.4.	Ensayo al fuego	44
3.2.	Evaluación del proceso de lixiviación en medio ácido para la recuperación de indio en el panel de cristal líquido pulverizado	46
3.2.1.	Ensayos de lixiviación	46
3.2.1.1.	Influencia del tamaño de partícula	46
3.2.1.2.	Influencia del agente lixivante	47
3.2.1.3.	Influencia del porcentaje de sólidos	48
3.2.1.4.	Influencia del tiempo de lixiviación	49
3.2.1.5.	Influencia del tiempo de lixiviación en los principales contaminantes del panel LCD	51
3.3.	Evaluación del proceso de purificación a partir de las soluciones lixiviadas que contienen indio, mediante extracción por solventes y precipitación.	52
3.3.1.	Proceso de extracción por solventes	52
3.3.1.1.	Influencia del pH en la extracción de indio	53
3.3.1.2.	Precipitación de indio	55
3.3.1.3.	Influencia de la relación volumétrica entre fase orgánica y fase acuosa en el proceso de extracción por solventes.	56
3.3.1.4.	Influencia de la concentración de agente extractante	57
3.3.2.	Proceso de re-extracción	59
3.3.3.	Purificación de soluciones lixiviadas mediante extracción por solventes a baja concentración de DEHPA-diésel y reextracción con soluciones ácidas concentradas.	61
3.3.4.	Ensayo con 0,6 kg de polvo de panel LCD	62
3.3.5.	Evaporación de la solución purificada y calcinación del sulfato de indio obtenido	63
3.4.	Selección de la alternativa técnica y económicamente viable para la valorización del panel de cristal líquido descartado (LCD).	64
3.4.1.	Descripción del proceso	64
3.4.1.1.	Recuperación de indio a partir del panel de cristal líquido	65
3.4.2.	Condiciones de operación	68
3.4.2.1.	Recuperación de indio proveniente del panel de cristal líquido	68

3.4.3.	Balance de masa	71
3.4.3.1.	Resumen del balance de masa	71
3.4.3.2.	Diagrama de flujo del proceso - PFD	72
3.4.4.	Dimensionamiento de los equipos	74
3.4.4.1.	Especificaciones del proceso de reducción de tamaño	74
3.4.4.2.	Especificaciones del proceso de lixiviación y lavado	75
3.4.4.3.	Especificaciones para el proceso de extracción por solventes	77
3.4.4.4.	Especificaciones del proceso de evaporación.	79
3.4.5.	Balance de energía	80
3.4.6.	Diagrama de distribución en planta (Layout)	82
3.4.7.	Diagrama de Gantt para planificación de producción	84
3.4.7.1.	Inversión	85
3.4.7.2.	Costos variables	87
3.4.7.3.	Costos fijos	88
3.4.7.4.	Depreciación	89
3.4.7.5.	Ingresos	89
3.4.7.6.	Flujo de fondos	90
3.4.7.7.	Amortización del préstamo	91
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	94
4.1.	Conclusiones	94
4.2.	Recomendaciones	96
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	97
	ANEXOS	107

ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
Tabla 1.1.	Constitución de los desperdicios eléctricos y electrónicos (RAEE)	3
Tabla 1.2	Elementos encontrados en la porción metálica de pantallas LCD	4
Tabla 1.3.	Materiales constituyentes de la pantalla de cristal líquido	15
Tabla 3.1.	Densidad real y densidad aparente del polvo de panel LCD	40
Tabla 3.2.	Composición química elemental del panel LCD mediante FRX	43
Tabla 3.3.	Composición elemental del panel LCD determinada mediante AA.	44
Tabla 3.4.	Composición del doré proveniente del panel LCD.	45
Tabla 3.5.	Cantidad de indio proveniente de mena y de panel LCD	45
Tabla 3.6.	Influencia del agente lixiviante en la recuperación de indio a una concentración de 90 g/L, tiempo de lixiviación de 24 h, 10 % de sólidos $d_{80} = 274 \mu\text{m}$.	47
Tabla 3.7.	Porcentaje de precipitación de acuerdo a la concentración obtenida en el filtrado.	55
Tabla 3.8.	Influencia de la relación entre la fase orgánica y la fase acuosa (O/A) en la extracción por solventes con DEHPA 0,25 M como extractante y diésel como solvente con tiempo de contacto de 10 minutos.	56
Tabla 3.9.	Influencia de la relación entre la fase orgánica y la fase acuosa (O/A) en la extracción por solventes con DEHPA 0,25 M como extractante y Hexano como solvente con tiempo de contacto de 10 minutos.	57
Tabla 3.10.	Proceso de disminución de tamaño del panel de cristal líquido	68
Tabla 3.11.	Parámetros de operación en el proceso de lixiviación	68
Tabla 3.12.	Parámetros operativos en lavado	69

Tabla 3.13.	Parámetros de operación en extracción por solventes	69
Tabla 3.14.	Condiciones de operación en el proceso de re-extracción por solventes	69
Tabla 3.15.	Condiciones de operación en el proceso de purificación de la solución orgánica	70
Tabla 3.16.	Parámetros operativos en el proceso de evaporación	70
Tabla 3.17.	Parámetros operativos de calcinación	70
Tabla 3.18.	Parámetros operativos en la eliminación de orgánicos	70
Tabla 3.19.	Entradas al proceso de recuperación indio a partir del panel LCD.	71
Tabla 3.20.	Productos del proceso de recuperación de indio proveniente del panel LCD	72
Tabla 3.21.	Especificaciones de la reducción de tamaño (Trituradora de martillos / M-101)	74
Tabla 3.22.	Especificaciones de reducción de tamaño (Tamiz vibratorio / T-101)	74
Tabla 3.23.	Especificaciones para el proceso de lixiviación (Tanque agitado / TK-101)	75
Tabla 3.24.	Especificaciones de agitación en el tanque de lixiviación (Agitador)	75
Tabla 3.25.	Especificaciones para el lavado (Tanque agitado / TK-102)	76
Tabla 3.26.	Especificaciones del sistema de agitación del tanque para el proceso de lavado (Agitador)	76
Tabla 3.27.	Especificaciones del proceso de lixiviación y lavado (Filtro prensa / FT-101; FT-102)	76
Tabla 3.28.	Especificaciones del proceso de extracción por solventes (Tanque agitado)	77

Tabla 3.29.	Especificaciones del proceso de extracción por solventes (Agitador)	77
Tabla 3.30.	Especificaciones del proceso de re-extracción (Tanque agitado / TK-104)	78
Tabla 3.31.	Especificaciones del proceso de re-extracción (Agitador)	78
Tabla 3.32.	Especificaciones de purificación de solución orgánica (Tanque de <i>scrubbing</i> / TK-105)	78
Tabla 3.33.	Especificaciones del proceso de purificación de solución orgánica (Agitador)	79
Tabla 3.34.	Especificaciones de evaporación (Evaporador químico de vacío / EV-101)	79
Tabla 3.35.	Especificaciones del proceso de calcinación (Horno Mufla / HM-101)	79
Tabla 3.36.	Especificaciones del proceso de calcinación (Horno fusión / HF-101)	80
Tabla 3.37.	Balance de energía para la recuperación de indio de paneles LCD	80
Tabla 3.38.	Códigos de los equipos en planta	81
Tabla 3.39.	Diagrama de Gantt de planificación de estudio para la pre-factibilidad económica	84
Tabla 3.40.	Inversión en reactivos para el funcionamiento de la planta en un año.	85
Tabla 3.41	Inversión en equipos industriales	86
Tabla 3.42.	Costos legales de constitución	86
Tabla 3.43.	Inversión total requerida para el proyecto	87
Tabla 3.44.	Costos variables	87
Tabla 3.45.	Costos variables de reactivos	87

Tabla 3.46.	Costos variables totales del proceso productivo	88
Tabla 3.47.	Costos fijos concernientes a pagos y beneficios de ley	88
Tabla 3.48.	Costos fijos	89
Tabla 3.49.	Depreciación de maquinaria e instalaciones	89
Tabla 3.50.	Ingresos totales por venta de los productos	90
Tabla 3.51.	Valor de desecho de maquinaria e instalaciones al culminar el proyecto	90
Tabla 3.52.	Tasa de oportunidad	90
Tabla 3.53.	Amortización del préstamo	91
Tabla 3.54.	Flujo de fondos del proyecto	92
Tabla 3.55.	Indicadores financieros del proyecto	93
Tabla AI.1.	Determinación de densidad real	108
Tabla AI.2.	Determinación de densidad aparente	108
Tabla AI.3.	Análisis granulométrico del polvo de panel LCD	109
Tabla AI.4.	Caracterización del panel LCD	¡Error! Marcador no definido.
Tabla AVII.1.	Constantes para el diseño de tamiz vibratorio	190
Tabla AVII.2.	Espesores mínimos requeridos en función del diámetro del tanque	193

ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
Figura 1.1.	Generación de residuos electrónicos por países en miles de toneladas	7
Figura 1.2.	Recuperación de elementos contenidos en la basura electrónica	11
Figura 1.3.	Diseño de un procedimiento general de tratamiento de RAEE con base en la logística inversa.	12
Figura 1.4.	Componentes de una pantalla LCD	14
Figura 1.5.	Desmantelamiento y posibles minerales recuperables.	16
Figura 1.6.	Diagrama de estabilidad Eh-pH para In-Al-Fe-H ₂ O	23
Figura 1.7.	Diagrama de estabilidad Eh-pH de un sistema: In-HCl	26
Figura 1.8.	Diagrama de estabilidad Eh-pH de un sistema In- H ₂ SO ₄	26
Figura 2.1.	Esquema del procedimiento experimental para la recuperación de indio	29
Figura 2.2.	Reducción de tamaño y obtención del polvo de panel LCD.	30
Figura 2.3.	Ensayo de lixiviación	33
Figura 2.4.	Proceso de extracción por solventes	35
Figura 2.5.	Re-extracción desde la fase orgánica hacia la fase acuosa	36
Figura 3.1.	Análisis granulométrico del polvo de panel LCD	41
Figura 3.2.	Componentes físicos del panel LCD	41
Figura 3.3.	Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de indio con concentración de 90 g/L HCl y H ₂ SO ₄ , tiempo de lixiviación de 8 h y 20 % de sólidos.	46

Figura 3.4	Influencia del porcentaje de sólidos en la recuperación de indio a una concentración de 90 g/L, tiempo de lixiviación de 24 h $d_{80}= 274\mu\text{m}$.	48
Figura 3.5.	Influencia del tiempo de lixiviación en la recuperación de indio con H_2SO_4 y HCl a una concentración de 90 g/L, 10 % de sólidos, $d_{80}= 274 \mu\text{m}$.	49
Figura 3.6.	Influencia del tiempo de lixiviación en la recuperación de indio con H_2SO_4 y HCl a una concentración de 90 g/L, 20 % de sólidos, $d_{80}= 274 \mu\text{m}$.	50
Figura 3.7.	Influencia del tiempo de lixiviación en la recuperación de In, Al, y Fe a una concentración de 90 g/L de H_2SO_4 y 20 % sólidos, $d_{80}= 274 \mu\text{m}$.	51
Figura 3.8.	Influencia del pH en la extracción de In, Fe, Al con una concentración de extractante 1M de DEHPA-hexano y DEHPA-diésel, tiempo de contacto 10 minutos.	53
Figura 3.9.	Influencia del pH en la extracción en la fase orgánica de In, Fe, Al con una concentración de extractante 1 M de TBP-hexano y TBP-diésel, tiempo de contacto 10 minutos.	54
Figura 3.10.	Influencia de la concentración de DEHPA en la extracción de indio usando diésel como diluyente; relación A/O = 1 y tiempo de contacto de 10 min.	58
Figura 3.11.	Influencia de la concentración de DEHPA en la extracción de indio usando hexano como diluyente; relación A/O = 1 y tiempo de contacto de 10 min.	58
Figura 3.12.	Re-extracción de indio a partir de soluciones concentradas de Dehpa-Diésel 0,05; 0,25; 0,50; 1,00 M con ácido sulfúrico 2; 4; 6; 8; 10 M.	60
Figura 3.13.	Influencia de la concentración del agente extractante en la extracción y la concentración de ácido sulfúrico en la re-extracción.	61
Figura 3.14.	Ensayo del proceso para la recuperación de indio proveniente de los paneles de cristal líquido LCD.	62
Figura 3.15.	Difractograma del producto obtenido posterior al proceso de calcinación del sólido precipitado.	63

Figura 3.16.	Diagrama de bloques de la recuperación de indio a partir de las pantallas LCD descartadas	67
Figura 3.17.	Diagrama del proceso de recuperación de indio con recirculación de reactivos	73
Figura 3.18.	Distribución en planta del proceso de recuperación de indio a partir de pantallas de cristal líquido descartadas.	82
Figura 3.19.	Vista en corte para el proceso de recuperación de indio a partir de pantallas de cristal líquido descartadas.	83
Figura AVII.1.	Dimensiones de tapa en un tanque cerrado	194
Figura AVII.2.	Especificaciones requeridas para el diseño de un agitador	196
Figura AVII.3.	Dependencia del número de potencia con el Reynolds para cierto tipos de turbinas.	198

ÍNDICE DE ANEXOS

	PÁGINA
ANEXO I	108
Caracterización del panel LCD	
ANEXO II	111
Fichas Técnicas de lixiviación	
ANEXO III	141
Fichas Técnicas de extracción por solventes y re-extracción	
ANEXO IV	168
Fichas técnicas de los ensayos realizados con 0,6 kg de polvo de panel	
ANEXO V	171
Fichas técnicas del diseño de equipos	
ANEXO VI	182
Balance de masa	
ANEXO VII	189
Diseño de equipos	

RESUMEN

En la actualidad los procesos tecnológicos avanzan rápidamente y existe la generación de nuevos dispositivos electrónicos los cuales se vuelven obsoletos en poco tiempo y son desechados produciendo una acumulación de residuos. Se ha determinado que el tiempo de vida útil de una pantalla de cristal líquido (LCD) se encuentra entre 3 y 8 años está constituida por sílice, componentes orgánicos y óxido de indio dopado con estaño (ITO) film correspondiente a una fina capa de indio dopado con estaño. El indio es considerado un metal crítico debido a su poca abundancia en la corteza terrestre y su amplio uso en las pantallas de cristal líquido. Al realizar una recuperación de indio proveniente de pantallas LCD se crea una fuente secundaria del metal y se las podría valorizar.

Se evaluó la recuperación de indio en el proceso de recuperación con el uso de 2 agentes lixiviantes, ácido sulfúrico (H_2SO_4) y ácido clorhídrico (HCl) en una concentración de 90 g/L. Se varió el tamaño de partícula en diferentes rangos de partícula: +298; -149+105; -105+74 μm y un porcentaje de sólidos de 10 y 20 % en distintos tiempos de lixiviación entre 2 y 24 h. Se obtuvieron recuperaciones de indio de 96 % en un tiempo de lixiviación de 4 horas con un contenido de sólidos del 20 %.

Se estudió la purificación de indio mediante una extracción por solventes con el uso de 2 agentes extractantes, dietil hexil fosfato (DEHPA) y tributil fosfato (TBP) con 2 solventes (diésel y hexano), se varió la relación entre la fase orgánica y la fase acuosa en la extracción, la concentración de extractante. Se obtuvo una extracción a la fase orgánica de indio de 89 % con una concentración de agente extractante (DEHPA) 0,025 M y diluyente diésel por facilidad de manejo y disponibilidad, en un tiempo de contacto de 5 minutos. Para la re-extracción se experimentó con la relación entre la fase acuosa y la fase orgánica además de la concentración de ácido sulfúrico. Se determinó que la re-extracción de indio fue del 95 % con una concentración de ácido sulfúrico 8 M. Se realizó una

evaporación dónde se obtuvo sulfato de indio el producto fue llevado a un proceso de calcinación donde se obtuvo óxido de indio.

Se realizó el pre diseño de una planta de reciclaje como alternativa de gestión de residuos electrónicos en Ecuador. Se determinó que en el año 2013 existió una importación de 1 204,3 t de pantallas LCD. El peso promedio de una pantalla LCD es de 12 kg, teniendo de esta manera 1 00 000 pantallas importadas en Ecuador. La producción y ensamblaje en Ecuador fue de 200 000 pantallas. Se asume que el 30 % de las pantallas LCD van a tener que cambiar su panel de cristal líquido cada año. Por tanto se van a tratar 90 000 pantallas anualmente. Esto equivale a un tratamiento de 7 500 pantallas por mes. Se realizará un procesamiento de 10 t/mes de panel de cristal líquido LCD de lo cual se obtiene 4,18 kg/mes de óxido de indio y 9,1 t/mes de óxido de silicio debido al tratamiento térmico por la eliminación de orgánicos. De acuerdo al análisis de pre factibilidad económica se estableció que el proyecto es factible en un periodo de 10 años, genera una recuperación de la inversión en el quinto año, valor actual neto de 434 852,00 USD, tasa interna de retorno de 16 % y un beneficio de 0,44 USD por cada dólar invertido.

INTRODUCCIÓN

El continuo desarrollo tecnológico permite que los dispositivos electrónicos se actualicen esto genera la aparición de nuevos aparatos que han sido introducidos en la vida diaria y son de uso cada vez más frecuente. Durante el proceso de manufactura de equipos eléctricos existe consumo de recursos que son escasos (Basdere y Seliger, 2003, p. 354). El aumento continuo de la producción industrial conduce a una creciente demanda de recursos y por ende una mayor generación de desechos electrónicos, es importante el desarrollo de tecnologías que permitan la recuperación de compuestos valiosos presentes en estos desechos (Ongondo et al., 2011, p. 716).

Las pantallas de cristal líquido LCD tienen gran demanda en el mercado actual debido a sus características de bajo consumo de energía, menor peso y volumen, son utilizadas en la fabricación de: televisores, computadores fijos y portátiles, teléfonos móviles, calculadoras de bolsillo, cámaras digitales (Zhuang et al., 2012, p. 1921). En el año 2015 Ecuador importó 382,54 t de pantallas de cristal líquido (BCE, 2016). Se estima que la vida útil de las pantallas LCD es de 3 a 8 años, por lo que se requiere una alternativa para la gestión de residuos posterior al cumplimiento de su proceso primario, donde metales valiosos como el indio puedan volver a insertarse en el proceso productivo (Ma y Xu, 2013, p. 610).

Las pantallas están constituidas por varios componentes, los cuales son: difusores de imagen, polarizadores, panel LCD, capa antideslumbrante, monitor (marco exterior) (Yang, 2012, p. 5). El metal indio se encuentra en el panel de cristal líquido y su contenido es de aproximadamente 102 mg/kg de pantalla (Zhuang et al., 2012, p. 1922).

De acuerdo con la Agencia para la Información y Tecnologías de Comunicación de las Naciones Unidas (ITU), en Ecuador existen nueve compañías con permiso ambiental para la gestión de residuos electrónicos (RAEE), los procesos realizados por las compañías se ven limitados a almacenamiento, clasificación y

desmantelamiento de los residuos para su posterior exportación a países donde los metales son recuperados (Torres, 2015, p.19).

El presente estudio pretende mitigar el impacto ambiental causado por los residuos electrónicos correspondientes a pantallas y monitores a través de la generación de una alternativa tecnológica que permita la valorización de pantallas de cristal líquido fundamentado en la recuperación de indio, mediante el planteamiento de un proceso hidrometalúrgico sostenible, para lo cual se estudiaron procesos de lixiviación en medio ácido, extracción por solventes para la purificación de metales de interés, y un proceso de evaporación y calcinación para la obtención de óxido de indio.

1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1. RESIDUOS ELECTRÓNICOS Y MINERÍA INVERSA

La basura electrónica (RAEE), hace referencia a los dispositivos provenientes de uso doméstico como uso profesional, que han cumplido su función primaria y vida útil y han quedado en desuso. Los residuos generados se encuentran debido a que aparatos eléctricos quedan obsoletos rápidamente por la innovación tecnológica y la expansión del mercado que permite que nuevas tecnologías aparezcan rápidamente. Se estima que su crecimiento es tres veces mayor que un residuo común (Martínez, 2013, p. 6; Widmer et al., 2005, p. 439).

Los desechos electrónicos son aquellos que durante su función primaria realizaron uso de energía eléctrica con una corriente alterna de 1 000 V y corriente continua de 1 500 V (Gramatyka, 2007, p. 536).

1.1.1. CLASIFICACIÓN Y COMPOSICIÓN DE BASURA ELÉCTRICA Y ELECTRÓNICA

Los dispositivos y componentes de dispositivos eléctricos que han quedado en desuso se clasifican al fin de su vida útil y se dividen en 10 grupos conforme a la directiva de la Unión Europea que controla los desechos de RAEE (Martínez, 2013, p. 5):

1. Electrodomésticos de gran volumen
2. Electrodomésticos de menor volumen
3. Equipamiento informático
4. Artefactos eléctrico de consumo
5. Dispositivos de iluminación
6. Instrumentos eléctricos
7. Elementos lúdicos y deportivos

8. Equipos médicos
9. Mecanismos de vigilancia y control
10. Máquinas expendedoras

Los grupos 1, 2, 3 y 4 constituyen el 95 % del total de basura electrónica generada (Hidy et al, 2011, p. 588). Los desechos de dispositivos eléctricos pueden provenir de distintos lugares como: hogares, uso profesional e industrial, etc. Su generación dependerá de la vida útil del equipo, la necesidad de renovación debido a grandes cambios tecnológicos (GSMA, 2014, p. 4). Además los equipos de la categoría 3 correspondiente a equipamiento informático posee concentración superior de metales valiosos que los de las categorías 1 y 2 correspondientes a electrodomésticos, también se conoce que mientras más antiguo es un equipo, la existencia de metales nobles y contaminantes es mayor que en los aparatos actuales (Osibanjo y Nnorom, 2007, p. 495). Las tecnologías cada vez son más limpias, es así que en la producción de nuevos dispositivos en la época actual se ha prohibido el uso de componentes nocivos para la salud (Dalrymple et al., 2007, p. 53).

1.1.2. CONSTITUCIÓN DE BASURA ELECTRÓNICA

Los materiales que forman parte de residuos electrónicos contienen una mezcla de metales con contenido férrico y no férrico, plástico y vidrio. El primer grupo lo constituyen los metales más comunes entre los cuales se tiene los básicos como el aluminio, hierro y cobre los mismos que conforman aproximadamente el 60 % del peso total de los RAEE. Se tienen metales pesados como plomo, zinc, níquel, estaño, que contienen entre el 7 y 8 %, y en menor magnitud se encuentran los metales nobles, tierras raras y otros con 2 % (Bigum et al., 2012, p. 9). Los equipos además forman 2 grupos de sustancias altamente tóxicas como son: mercurio, cadmio, plomo y en otro grupo se destacan los compuestos orgánicos policromados. Los acuerdos generados por el cambio climático proponen la eliminación de estos compuestos.

Los polímeros corresponden al segundo grupo, con un contenido correspondiente al 15 % del total de la pantalla (Widmer, 2005, p. 440). En la Tabla 1.1 se aprecian los porcentajes que pertenecen a las fracciones localizadas en los desechos.

Tabla 1.1. Constitución de los desperdicios eléctricos y electrónicos (RAEE)

Componentes de los desperdicios electrónicos	Porcentaje (%)
Metales	60
Plástico-Metal	5
Plástico	15
Pantallas TRC y LCD	12
Contaminantes	3
Cables	2
Tarjetas de circuito impreso	2
Otros	1

(Ongondo et al., 2011, p. 716)

Al producir un aparato electrónico se requiere una mezcla de componentes, lo que implica un impacto ambiental debido al gasto energético y consumo de materias primas generado (MAVDTC, 2011, p.12). El reciclaje de los desechos se ve limitado debido a que existen alrededor de 1 000 sustancias diferentes, entre estos puede haber presencia de elementos tóxicos como parte de un dispositivo y es así que del 75 % de RAEE termina en botaderos o es almacenada por el usuario al no saber que realizar con ella. (Lo Giudice, 2009, p. 4)

El mercado mundial de la industria electrónica se ha desarrollado ampliamente y ha tenido un crecimiento exponencial en los últimos 10 años. Se ha incrementado 20 veces la producción de equipos electrónicos debido a las nuevas tecnologías. La obsolescencia de los aparatos se debe a que la tecnología da pasos agigantados y cada año son creados nuevos inventos que facilitan la vida permitiendo mayor seguridad, comunicación, seguridad e intercambio de comunicación. En la Tabla 1.2 se indican las cantidades pertenecientes a los elementos metálicos encontrados en las pantallas LCD.

Tabla 1.2 Elementos encontrados en la porción metálica de pantallas LCD

Metal	Contenido por monitor LCD (CCFL) (mg)	Contenido por monitor LCD (LED) (mg)
Plata	520	520
Oro	200	200
Indio	79	82
Paladio	40	40
Itrio	16	3,2
Galio	0	3,3
Europio	1,2	0,06
Lantano	1	0
Cerio	0,68	0,2
Gadolinio	0,096	1,5
Terbio	0,34	0
Praseodimio	<0,019	0

(Buchert, Manhart, Bleher, y Pingel, 2012, p. 10)

Se observa una cantidad considerable de metales preciosos como son el oro y la plata encontrados en la porción metálica de las pantallas LCD debido a sus características como conductores eléctricos en los circuitos impresos. Además el indio y el paladio presentan un potencial interesante para el reciclaje y recuperación al culminar su proceso primario. Se utilizan diversos metales como las tierras raras que dan diversas propiedades a los dispositivos en menor cantidad.

1.1.3. IMPACTO AMBIENTAL GENERADO POR LA BASURA ELECTRÓNICA

La tecnología se renueva día a día y esto genera la aparición de nuevos dispositivos que han sido introducidos en la vida diaria y son de uso cada vez más frecuente. Durante el proceso de manufactura de los equipos eléctricos existe consumo de recursos que son escasos (Basdere y Seliger, 2003, p. 354).

Poseen la tasa de mayor crecimiento respecto a residuos comunes generados. (Martínez, 2013, p. 4)

En la fabricación de equipos electrónicos y sus complementos es necesario el uso de metales pesados y sustancias nocivas para el organismo, si bien no afecta durante su uso primario, va a tener repercusiones al ser desechado debido a su contenido. Los residuos serán peligrosos si su gestión ambiental no se da de manera integral. (Barba et al., 2008, p. 482; Schwarzer et al., 2005, p. 24). Los RAEE generan contaminación en suelos, aire, y agua, debido a la producción de lixiviados formados en botaderos o la liberación de compuestos como furanos o dioxinas a la atmósfera producto de incineraciones, esto ocasiona contaminación del aire por el esparcimiento de estas sustancias (Robinson, 2009, p. 188). Existe una relación directa con el cambio climático, los residuos afectan al medio e inciden sobre el calentamiento global (Lo Giudice, 2009, p. 7).

Cierta población se ve afectada debido a que se encuentran en lugares cercanos a botaderos y se ven expuestos a las sustancias debido a inhalación, exposición de la piel o ingestión de cenizas (Robinson, 2009, p. 189). Esto se observa en fluidos corporales como sangre, leche materna, y orina (Hidy et al., 2011, p. 598). No existe conciencia ambiental y la salud humana se ve afectada debido a que los residuos no tienen un tratamiento correcto y son transportados desde países industrializados a países emergentes como China e India (Hidy et al., 2011, p. 597).

Es necesario gestionar un tratamiento integral a esta clase de desechos. Los equipos eléctricos y electrónicos contienen compuestos valiosos que pueden ser reciclables y recuperables generando un impacto positivo debido a su escasez en la corteza terrestre. Se busca además realizar un método para tratar las sustancias contaminantes y de esta manera evitar la contaminación. El uso sostenible y sustentable de los recursos permitirá que no crezcan los volúmenes de desechos electrónicos generados disminuyendo el impacto generado al planeta (Widmer, 2005, p. 455)

Se requiere diseñar productos con el reciclaje en mente esto quiere decir que se debe poner esfuerzos ingenieriles para programar que los desechos sean fácilmente recuperables. Los productos de hoy están diseñados utilizando diversas combinaciones de metales que los hacen funcionales. Sin embargo, esto también significa que contienen mezclas de elementos con propiedades similares lo cual implica un mayor gasto para la separación de los mismos y su dificultad para poder insetarlos en un proceso productivo (Yang y Chen, 2012, p. 275).

1.1.4. PERSPECTIVA MUNDIAL, REGIONAL Y LOCAL

El desarrollo de nuevas tecnologías y la calidad de vida actual han permitido el surgimiento de una gran cantidad de dispositivos electrónicos para el uso profesional y cotidiano. El rápido aumento de la producción industrial conduce a una creciente demanda de recursos y por ende una mayor generación de desechos electrónicos, es importante el desarrollo de tecnologías que permitan la recuperación de compuestos valiosos presentes en estos desechos debido a que no se tienen recursos ilimitados, cada vez se dispone de menos reservas de materiales importantes que pueden ser explotables (Ongondo et al., 2011, p. 716).

El constante incremento de la producción de aparatos electrónicos se convierte además en una fuente creciente de residuos, es así que en el transcurso del 2014 la propagación de desechos eléctricos a nivel mundial fue de 40 000 kt. La generación de residuos se tiene un crecimiento exponencial al no tener un tratamiento de desechos adecuado, éstos se acumulan y generan mayor contaminación (Magalini, Kuehr, y Baldé, 2015, p. 35). Los residuos cada año se incrementan en un 5 % aproximadamente, lo que implica que en cinco años se generará un 28 % de los mismos y en 12 años la basura electrónica se habrá duplicado, conforme esto sucede hay mayor producción de dióxido de carbono y se va dañando el medio con el calentamiento global (Molina, 2012, p.154). En la Figura 1.1 se muestra la generación de residuos electrónicos a nivel mundial.

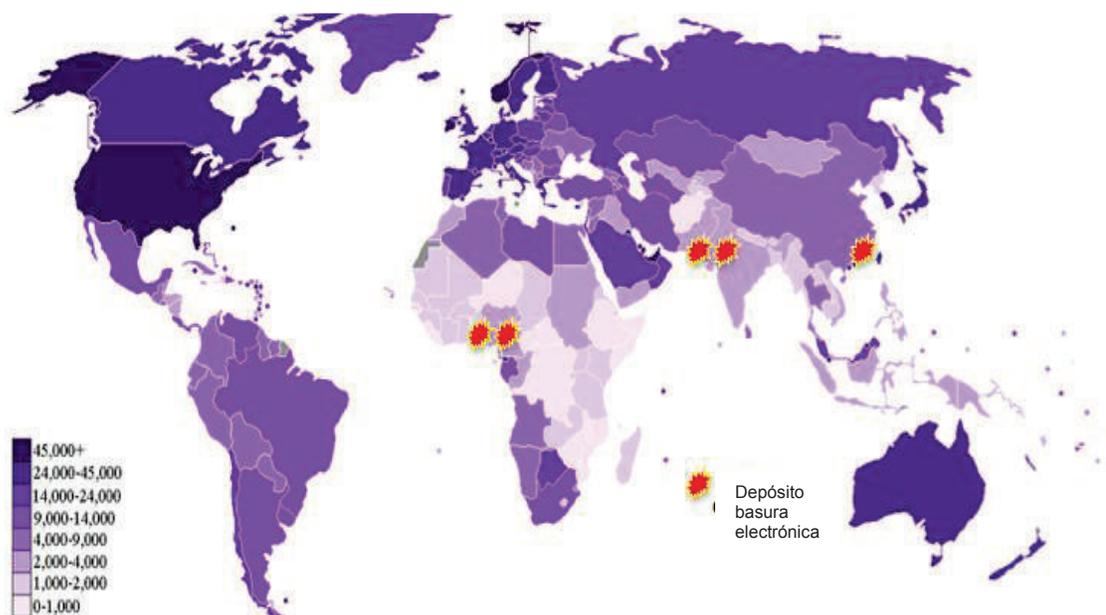


Figura 1.1. Generación de residuos electrónicos por países en miles de toneladas (CIA, World Factbook, 2008)

Se observa que la producción de residuos electrónicos se da principalmente en los países desarrollados los cuales envían los desechos a países emergentes con baja capacidad de tratamiento de los mismos. Esto genera una problemática ambiental al no poseer sistemas integrales de tratamiento y los recursos de los países en vías de desarrollo no son destinados al reciclaje e implementación de procesos limpios.

En Europa se rigen lineamientos para la generación de dispositivos electrónicos como es el uso de tecnologías que pueden mejorar los métodos existentes es decir que el equipo sea diseñado para poder ser reciclado cuando termine su ciclo primario (Dalrymple et al., 2007, p. 53). Además con la basura electrónica generada se busca reducir su disposición en basureros comunes incentivando el reciclaje a través de programas que impulsen la conciencia ambiental (Torretta, Ragazzi, Istrate, y Rada, 2013 p. 118), se considera además el impedimento en el uso de elementos tóxicos y el reemplazo por otros que no generen afectaciones a la salud y el medio ambiente (European Commission, 2012, p.42; Barba et al., 2008, p. 482).

En América del Norte solo el 20 % de residuos electrónicos son reciclados, además en Estados Unidos existe controversia en el estatuto por la eliminación de RAEE en basureros o la exportación de los mismos (Kahhat et al., 2008, p. 959). Estados Unidos generó 7,1 Mt de residuos electrónicos en el año 2014, esto implica 22,4 kg de residuos electrónicos por habitante. (Baldé, C.P. et al 2014, p. 24).

En Asia la producción de equipos eléctricos y electrónicos genera también grandes volúmenes de desechos. Sin embargo, el reciclaje y el tratamiento actual no se dan de manera adecuada. La mayoría de reciclaje se realiza en talleres sin licencia a pequeña escala, se desmantela de forma manual y se recicla con métodos simplistas lo que causa un mayor efecto al ambiente (Yang y Chen, 2012, p. 273), además China es el más grande importador de desperdicios electrónicos en el mundo (Lepawsky y McNabb, 2010, p. 185). En Asia se busca la implementación de una legislación para manejo y reciclaje de residuos electrónicos debido a los altos índices de contaminación ambiental (He et al., 2006, p 508).

En África la ausencia de legislación no permite un adecuado reciclaje de residuos electrónicos además de la falta de infraestructura. Además existe una gran cantidad de equipos electrónicos provenientes de importaciones debido a que países desarrollados envían sus desechos a países emergentes (Ongondo et al., 2011, p. 721).

En América del Sur, los desechos generados en el año 2014 fueron de 4 000 kt siendo Brasil el país que mayor número de desechos electrónicos generó con una cantidad registrada de 1 400 kt en el año 2014. (Baldé et al., 2014, p. 40). En los últimos años se ha desarrollado estrategias y marcos legales para el tratamiento de RAEE pero estos esquemas carecen de gestión integrada (Cyranek y Silva, 2012, p. 20; GSMA, 2014, p. 3) Debido a esta problemática el reciclaje de residuos electrónicos para la obtención de metales de interés es informal y en ciertos casos se lo realiza de manera ilegal y artesanal poniendo en riesgo a

poblaciones vulnerables debido a la exposición a elementos tóxicos y no existen medidas para la protección a la salud (Torres, 2015, p.12).

En Ecuador la producción de residuos electrónicos fue de 72,9 kt en el año 2014 (GSMA, 2014, p. 20). En el año 2013 en Ecuador fueron creadas regulaciones nacionales para el manejo de residuos peligrosos basadas con responsabilidad extendida al productor de acuerdo al “Acuerdo Ministerial 190 para la gestión de RAEE”, cuyo objetivo principal es “establecer lineamientos de política post consumo al respeto de la gestión de Equipos Eléctricos y Electrónicos en desuso en el marco de la aplicación del principio de responsabilidad extendida y la participación activa del Estado y la población” (Magalini et al., 2015, p. 31). Se establecieron normas de acuerdo a la legislación ambiental generada, donde se exige a productores e importadores realizar un plan de manejo de desperdicios provenientes de celulares y reportar los resultados obtenidos, con esto se puede obtener permisos adicionales de importación.

1.1.5. MINERÍA Y LOGÍSTICA INVERSA

La minería tradicional aporta con los productos básicos requeridos en la fabricación de aparatos electrónicos que facilitan la vida diaria (telecomunicaciones, electrodomésticos, vehículos, generadores). Para esta minería se requiere la inversión de múltiples recursos para realizar las prospecciones previas a la explotación de una mina. Se utiliza gran cantidad de agua, combustible, se requiere además energía, explosivos entre otros materiales y compuestos. (Fernández, 2013, p. 23)

La era digital está llegando a límites en cuanto a disponibilidad sostenible. La capacidad del planeta de recibir un incremento exponencial de contaminación al ambiente (compuestos tóxicos, metales pesados, compuestos clorados, por ejemplo) y, a la vez, abastecer las materias primas necesarias para el consumo indiscriminado de aparatos electrónicos. Se explota, se extrae, se produce, se consume, se desecha. Se tiene una economía no sustentable, el ciclo no se cierra

y la materia prima se desecha para así contaminar y poner en riesgo a todo ser vivo. (Widmer, 2005, p. 442)

La logística inversa implica una cadena de abastecimiento que es diseñada para gestionar de manera efectiva los productos destinados al reprocesamiento, la reutilización o reciclaje mediante el uso adecuado de los recursos. Se debe programar que cada residuo se convierta en recurso e insertarlo en el proceso productivo dándole un nuevo ciclo de utilización (Martínez, 2013, p. 40).

Se busca dar un nuevo enfoque a los residuos electrónicos generados a nivel mundial, verlos como una fuente de recursos principalmente de metales críticos que son recuperados selectivamente, posteriores al cumplimiento de su requerimiento primario. (Reck y Graedel, 2012, p. 690). Se demanda un diseño inteligente para la recuperación de elementos provenientes de desechos (Dodson et al., 2012, p. 70). De esta manera existe una reducción en la cantidad de residuos y se encuentra una opción viable en la producción de elementos primarios (Giraldo y Paz, 2015, p. 18).

Los materiales críticos poseen alta demanda debido a que son limitados en la corteza terrestre y no poseen un sustituto para la actividad en la cual están destinados. Estos elementos poseen múltiples aplicaciones que ayudan a la implementación de procesos en distintos campos ayudando al crecimiento de la sociedad (European Commission, 2012, p. 42). Se han categorizado 54 materiales críticos, los cuales son: antimonio, berilio, boratos, cromo, cobalto, carbón de coque, flúor, galio, germanio, indio, magnesita, magnesio, grafito natural, niobio, el grupo del platino, roca fosfórica, tierras raras, silicio metálico y tungsteno (Giraldo y Paz, 2015, p. 26).

La minería urbana usa los residuos que en esta época se los desecha y los convierte en materia prima. Los costos para tratar una tonelada de residuos provenientes de celulares es de alrededor de 2 000 USD/t, (Fernández, 2013, p. 24), se debe adicionar el proceso de refinamiento lo cual depende del mineral a

recuperar. Actualmente países desarrollados como: Alemania, Bélgica, Suecia, Canadá y Japón, importan los RAEE y pagan por tonelada. En América Latina continúa el desconocimiento acerca de los residuos peligrosos, se busca la valorización y recuperación de insumos productivos. La Figura 1.2 muestra una perspectiva correspondiente a índices actuales de reciclaje en la culminación de la vida útil de los materiales críticos (Reck y Graedel, 2012, p. 670).

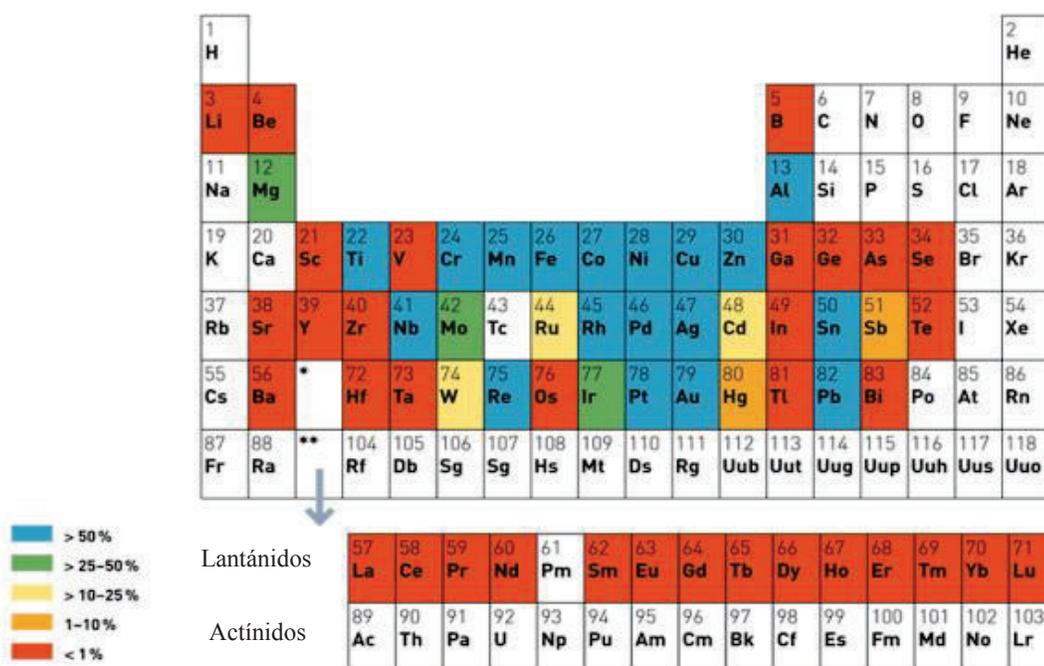


Figura 1.2. Recuperación de elementos contenidos en la basura electrónica (Reck y Graedel, 2012, p. 670)

Los metales críticos como son: indio, galio, tantalio y las tierras raras, muestran el fin su vida útil debido a que su reciclaje es menor al 1 %. La situación de reciclaje de los metales preciosos (platino, paladio, oro, plata) y cobalto es significativamente mejor con tasas superiores al 50%. La importancia de ciertos metales debido a su contribución en el desarrollo tecnológico han pasado a ser fundamentales para la sociedad (Giraldo y Paz, 2015, p. 26). La escasez presente de estos recursos los han clasificado además entre los metales críticos y significativos (European Commission, 2012). Teniendo en cuenta las dificultades potenciales para obtener suministros de las materias primas críticas la recuperación de estos se torna aún más importante. Los metales críticos se

encuentran principalmente en cuatro grupos seleccionados: pantallas planas, luces LED, portátiles y teléfonos inteligentes.

América del Sur debe implementar alianzas público-privadas para generar respuestas al impacto ambiental producido por los desechos eléctricos. En la Figura 1.3 se indica el tratamiento de desechos eléctricos de acuerdo a un procesamiento integral basado en los principios de logística inversa.

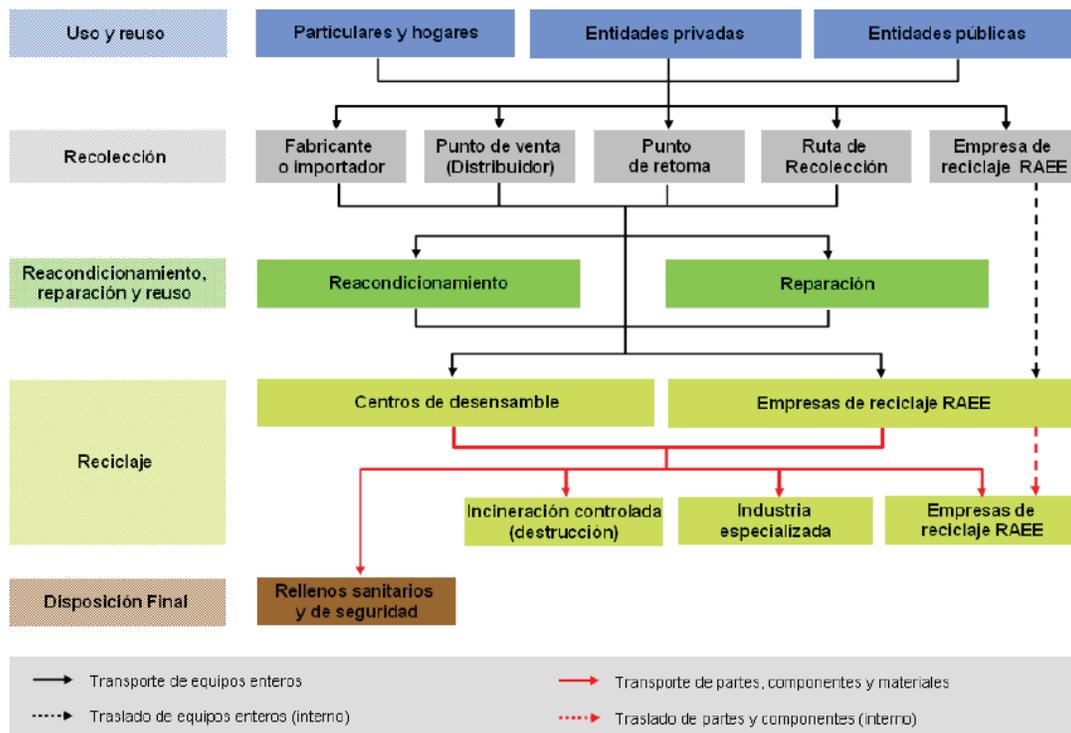


Figura 1.3. Diseño de un procedimiento general de tratamiento de RAEE con base en la logística inversa.
(EMPA, 2015, p. 12-20)

Es necesario determinar los escenarios de producción de residuos y plantear objetivos a mediano y largo plazo:

- Coordinar la disposición de restos eléctricos, conforme a un modelo de gestión correspondiente a: reciclaje, re-manufactura y re-uso AEE, recuperación de materias primas, disposición final sin afectar al ambiente;

- Pronosticar agotamiento, y generar abastecimiento a la industria electrónica como proveedores de insumos o productos manufacturados;
- “Diseñar para el ambiente”, se busca minimizar el impacto ambiental de cada etapa, optimizando las opciones de reuso y desmontaje para el reciclaje o recuperación de materias primas;
- Adoptar políticas que abarquen un abastecimiento sostenible de materia prima con procesos de mínimo impacto y responsabilidad extendida al productor y al consumidor.

El sistema integral implica un trabajo en conjunto, donde el productor y el consumidor conocen los riesgos que los residuos electrónicos ocasionan al medio. En el proceso entran en juego la Política y Legislación impulsada por el gobierno para el apoyo que se brinde a las empresas recicladoras. El reciclaje conlleva al tratamiento, recuperación y reprocesamiento de componentes que son parte de elementos usados para la sustitución de materiales vírgenes en la elaboración de aparatos nuevos (King y Burgess, 2005, p. 626).

1.1.6. PANTALLAS DE CRISTAL LÍQUIDO

El número de televisores elaborados hasta el año 2013 fue de 1,2 billones a nivel mundial. El 87 % de los televisores eran pantallas de cristal líquido (LCD), del total de pantallas LCD elaboradas el 72 % son iluminadas con lámparas fluorescentes de cátodo (CCFL) con mercurio. El 28 % de los televisores LCD LED están libres de mercurio.

Las pantallas de cristal líquido LCD tienen gran demanda en el mercado actual debido a sus características de bajo consumo de energía, menor peso y volumen. Son utilizadas en la fabricación de: televisores, computadores fijos y portátiles, teléfonos móviles, calculadoras de bolsillo, cámaras digitales (Zhuang et al., 2012, p. 1921). En el año 2013 Ecuador importó 1 204,3 t de pantallas de cristal

líquido (BCE, 2016). Se estima que la vida útil de las pantallas LCD es de 3 a 8 años, por lo que se requiere una alternativa para la gestión de residuos posterior al cumplimiento de su proceso primario, donde metales valiosos como el indio puedan volver a insertarse en el proceso productivo (Ma y Xu, 2013, p. 610).

Las pantallas están constituidas por varios componentes, los cuales son: difusores de imagen, polarizadores, panel LCD, capa antideslumbrante, monitor (marco exterior) (Yang, 2012, p. 5). Las pantallas LCD contienen principalmente un armazón de acero y componentes internos más pequeños de aluminio, estos integran aproximadamente el 50 % de la masa total del producto. El contenido promedio de los metales preciosos en pantallas LCD es de 90 ppm Au, 590 ppm Ag y 10 ppm de Pd (Widmer, 2011, p. 14). La Figura 1.4 muestra a detalle las partes de una pantalla LCD.

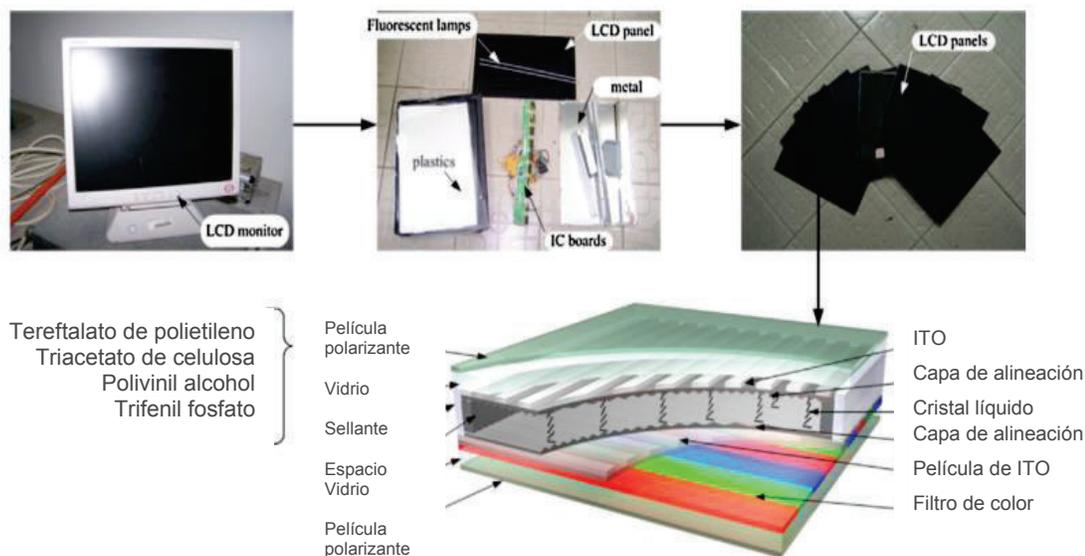


Figura 1.4. Componentes de una pantalla LCD
(Ma y Xu, 2013, p. 611)

El metal indio se encuentra en el panel de cristal líquido y su contenido va de 102 a 250 mg/kg de pantalla (Zhuang et al., 2012, p. 1922). El consumo de indio a nivel mundial en el año 2014 fue de 844 t (Tolcin, 2016, p. 80), además tiene una demanda creciente debido a su versatilidad en la industria optoelectrónica, ya que posee propiedades como: conductor eléctrico transparente, alta dureza y estabilidad química (Li et al., 2014, p. 257). El 80% de la producción de indio es

destinado para capas conductoras con transparencia impregnadas en vidrio LCD (Fernández, 2013, p. 32). En la Tabla 1.3 se visualizan los constituyentes elementales de la pantalla de cristal líquido.

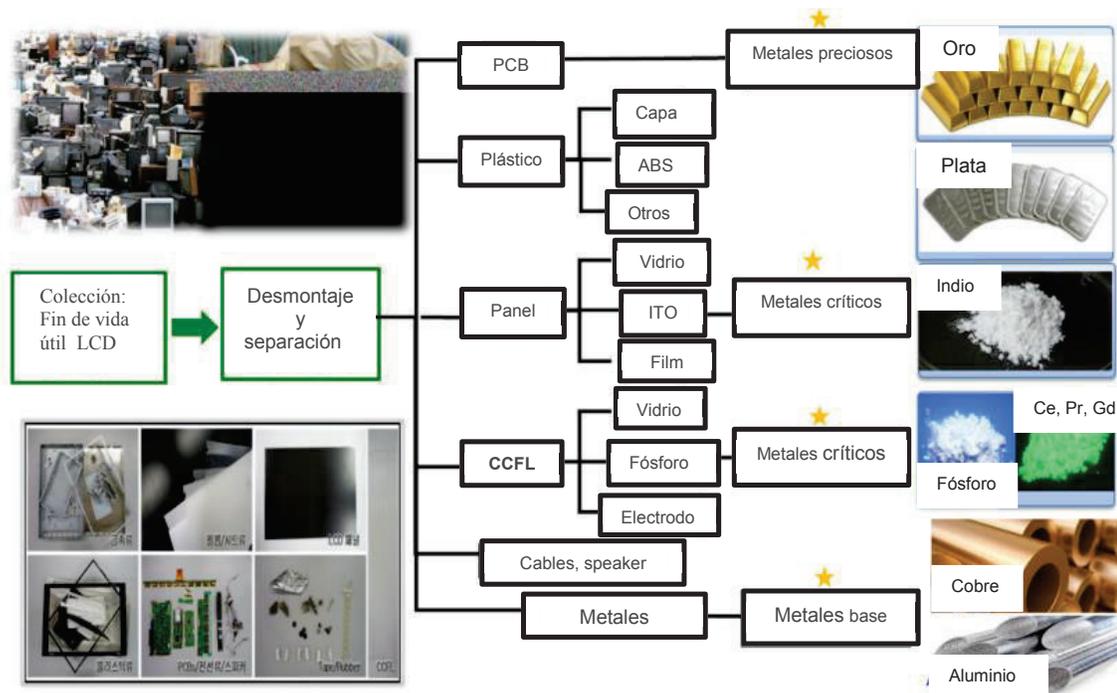
Tabla 1.3. Materiales constituyentes de la pantalla de cristal líquido

Componente	Material	% peso
Armazón	Acero	44,12
Capa polarizadora	(PET) Polietilen tereftalato	0,15
	(PVA) Polivinil alcohol	
	(TAC) Triacetil celulosa	
	(TPP) Trifenil fosfato	
Panel LCD	Óxido de silicio, óxido de aluminio, óxido de bario, óxido de boro	10,31
	Óxido de indio-estaño	0,01
	Cristal líquido, Grupo ciano,	0,04
	Film de poliamida	0,01
Luz posterior	Difusor de luz (PET) Polietilen tereftalato (PC) Policarbonato	10,3
Placas de circuito impreso	Polímeros y otros metales	6,52

(Ma y Xu, 2013, p. 609 ; Dimitrova, 2012, p. 23)

La pantalla LCD se encuentra compuesta de varios elementos principales los cuales son: capa polarizadora conformada por varios elementos orgánicos que dan propiedades de color a la pantalla, además el panel de cristal líquido que contiene el metal de interés tiene como base dióxido de silicio es decir vidrio donde se ve sujeta la capa de óxido de indio transparente además de ciertos aditivos que le dan propiedades al vidrio. El cristal líquido que genera propiedades que cambian la disposición de la luz. La luz posterior que permite la difusión a través de la pantalla y las placas de circuito impreso que hacen funcionar a la pantalla. En la Figura 1.5 se muestran los materiales recuperables luego de que el tiempo de vida útil de la pantalla de cristal líquido ha culminado. Se detallan cada

una de las partes a ser reciclables y de las que pueden extraerse metales nobles. Además la obtención de metales críticos indispensables para la obtención de una pantalla LCD como lo es el indio y el fósforo y también los metales base como son el cobre y el aluminio.



*PCB Circuito impreso * CCFL Lámpara de cátodo frío * ITO Óxido de indio estaño *ABS Acrilonitrilo

Figura 1.5. Desmantelamiento y posibles minerales recuperables.
Adaptado de:(Swain, Mishra, Hong, y Cho, 2015, p.3)

La parte compuesta por el circuito impreso (PCB) contiene elementos preciosos como oro y plata que pueden ser recuperables. La parte plástica además contiene una capa polarizadora, (ABS) acrilonitrilo entre otros que pueden ser reinsertados en el proceso productivo. El panel LCD contiene vidrio, ITO óxido de indio estaño elementos críticos que tienen poca abundancia en la corteza terrestre y que son ampliamente utilizados en la industria es por esto que sus costos se han incrementado en la última década. La lámpara de cátodo frío además contiene vidrio, fósforo y un electrodo. Los cables y *speaker* están compuestos de metales base como son cobre y aluminio.

1.1.6.1. Método de operación de una pantalla LCD

Un panel LCD está compuesto por dos capas de vidrio con filtros polarizantes que se encuentran en una orientación de 90° entre ellos, estas capas son transparentes y conductoras compuestas de óxido de indio dopado con estaño. Por otro lado las moléculas de cristal líquido contenidas entre los filtros se clasifican de acuerdo a su disposición y ordenamiento los cuales pueden ser: nemáticos, eméticos y colestéricos. Sus propiedades se modifican de acuerdo al campo eléctrico aplicado a éstos. Además existe un filtro externo que contiene capas de colores básicos rojo, azul y verde, estos filtros permiten generar un punto de color en la pantalla, y para la generación de tonalidades se aplica una variación en el voltaje de las placas polarizantes. Una fuente de luz atraviesa el panel para esto existen lámparas fluorescentes, que distribuyen la luz de manera uniforme desde la parte posterior del panel (Choi, Hong, y Son, 2014, p. 7663).

1.2. TÉCNICAS DE RECUPERACIÓN DE INDIO

1.2.1. INDIO

El indio tiene símbolo In, con un número atómico 49 y peso atómico 149. Es suave, maleable y fusible, perteneciente al período 5, grupo 13 de la tabla periódica. Se trata de un metal plateado (Department of Natural Resources and Mines, 2014, p. 3). Fue descubierto en 1863 y nombrado índigo por las líneas color azul características en su espectro. Su peso atómico es 114,82 y su configuración electrónica es $[\text{Kr}] 4d^{10}5s^25p^1$. Se han encontrado hasta ahora sesenta y siete isótopos e isómeros del indio. El indio natural contiene dos isótopos, uno de los cuales, In113 e In115, el segundo comprende 95,7 % de su abundancia total (Krachler, 1978, p. 209). El indio es ligeramente radiactivo con una semivida muy larga. La dureza del indio es de 1,2 en la escala de Mohs, su gravedad específica a 20 ° C es de 6,25 y se funde a 156,6 ° C. Su característica más notable es que posee naturaleza plástica incluso en temperaturas

criogénicas. No se oxida por el aire en temperaturas ordinarias, se disuelve en ácidos minerales, y no se ve afectada por álcalis, agua hirviendo, o la mayoría de los ácidos orgánicos (Jorgenson y George, 2004, p. 5).

Algunas de las aplicaciones del indio son: aleaciones de baja temperatura, soldadura, películas delgadas. En la soldadura, las soldaduras con una aleación de indio muestran menor propagación de grietas y mejor resistencia a la fatiga térmica en comparación con las soldaduras convencionales. Las propiedades de unión del indio son únicas, especialmente con respecto a los no metales como el vidrio y las cerámicas vidriadas. El indio se deforma fácilmente bajo presión incluso a temperaturas extremadamente bajas. Algunos compuestos de indio como: antimonio de indio, fosforo de indio y el nitruro de indio son utilizados como semiconductores (Department of Natural Resources and Mines, 2014, p. 2). El indio se utiliza en la síntesis del semiconductor cobre selenio de galio indio (CIGS), que se utiliza para la fabricación de células solares de película delgada y diodos láser. Se ha descubierto que los compuestos de indio reducen la acumulación de gas hidrógeno en baterías alcalinas selladas donde actúan como un reemplazo para los compuestos tóxicos del mercurio al evitar la corrosión de zinc (Jorgenson y George, 2004, p. 8).

1.2.2. ÓXIDO DE INDIO

El óxido de indio es un compuesto químicamente estable e insoluble en agua y alcohol, volatiliza a 850 ° C, se lo visualiza como polvo de color blanco o amarillo posee un peso molecular 277,64; es semiconductor (Brewer y Franzen, 2002, p.75). Posee elevada estabilidad química, y es transparente en el espectro de luz visible, además reflectancia infrarroja, resistividad y alta actividad catalítica, es ampliamente utilizado en los centros de luz, sensor de gas, catalizador (Di Lalla, Tarulla, y Arrieta, 2000, p. 6).

El óxido de indio puede ser dopado con varios elementos lo cual permite variar sus propiedades. Al ser dopado con cromo obtiene carácter magnético lo cual

permite aplicaciones en spin trónica como dispositivo para colocar espines. Cuando es impregnado con zinc se vuelve superconductor a temperaturas muy bajas (Brewer y Franzen, 2002, p. 74).

Al ser combinado con estaño, el óxido de indio forma así el "ITO". Las láminas de dos dimensiones de ITO que contienen una composición 90 % óxido de indio (In_2O_3) y 10 % de óxido de estaño (SnO_2) funcionan como un conductor eléctrico transparente (electrodo), que permiten la formación de un campo eléctrico a través de los materiales de cristal líquido. Esta tecnología de recubrimiento de película delgada se utiliza en la fabricación de LCD, pantallas planas, pantallas táctiles, paneles solares y ventanas de bajo consumo energético. Su conductividad es resultado de la alta densidad de portadores de carga eléctrica. Las propiedades de la película de ITO dependen de factores tales como el método y la cantidad de depósito y el material que se deposita sobre éste (Widmer, 2011, p.15).

Además el óxido de indio-estaño es utilizado como aislante de emisión de luz electromagnética, debido a la transparencia en el espectro de luz visible. Posee distintos usos desde el campo médico hasta la prevención en la emisión de rayos provenientes de dispositivos electrónicos. El óxido de indio permite la fabricación de vidrios calefactores se logra a través de la impregnación de una lámina que puede conducir electricidad. Se han fabricado vidrios calefactables usados en la industria de construcción y automoción.

1.2.3. MINERALOGÍA Y RESERVAS MUNDIALES DE INDIO

El indio se obtiene como subproducto en la extracción de zinc y plomo. El proceso de recuperación es complejo y la concentración obtenida es muy baja. Para la obtención de 0,028 kg de indio es necesario realizar un refinamiento de 1 tonelada métrica de zinc. La proporción existente a nivel mundial es 0,05 ppm en el continente y alrededor de 0,072 ppm en la litósfera oceánica (Tolcin, 2016, p. 80; Jorgenson y George, 2004, p. 8).

El indio como elemento esencial es muy escaso y no es posible su recuperación debido a su bajo contenido explotable. Las propiedades geoquímicas son tales que origina compuestos con metales básicos como: cobre, plomo y estaño y en menor medida con: bismuto, cadmio y plata, la mayoría de los depósitos de estos metales no son rentables para la obtención de indio. Los minerales que el indio suele formar son (Cook, Ciobanu, y Williams, 2011, p. 3; Krachler, 1978,p. 210):

- Indita [FeIn_2S_4]
- Requesita [CuInS_2]
- Dzahlindita [$\text{In}(\text{OH})_3$]
- Laforetita (AgInS_2)
- Sakuraiita [$(\text{Cu}, \text{Zn}, \text{Fe}, \text{In}, \text{Sn})_4 \text{S}_4$],
- Petrukita [$\text{Zn}(\text{Sn}, \text{In}) \text{S}_4$]
- Yanomamita [$(\text{InAsO}_4) \cdot 2(\text{H}_2\text{O})$]

Una fuente de alto grado de indio es la esfalerita con concentraciones de 1 a 1000 ppm. Los depósitos encontrados de esfalerita con concentración de indio son: Huari Huari dentro de la mena de esfalerita en Bolivia. En España y Rumania existen depósitos de altas concentraciones de esfalerita asociados con concentraciones de indio de 10 a 20 ppm. (Cook, Ciobanu, y Williams, 2011, p. 227). Además en el depósito de Pingüino, Patagonia, Argentina, la esfalerita tiene un 0,47 % en peso de In. (Jovic et al., 2011, p. 941). En varios depósitos de esfalerita del sur de China como son: Bainiuchang y Laochang (Yunnan) y Dabaoshan (Guandong), el indio se encuentra en concentraciones de: 63, 179 y 253 ppm respectivamente. (Ye et al., 2011, p. 200-202).

La Unión Soviética tenía una importante contribución a la producción de indio a través de la minería de zinc pero visto a su separación la explotación del mineral se ha reducido significativamente. Las reservas rusas pueden cubrir la demanda de indio pero tienen una recuperación baja (36%) de materias primas. Además el depósito de Mount Pleasant (New Brunswick, Canadá) representa uno de los mayores depósitos de indio conocidos con alrededor del 25 % de las reservas mundiales. (Jorgenson y George, 2004, p. 5)

El indio se encuentra además en vetas de minerales asociados con sulfuros y que poseen alto contenido de estaño. Se han descubierto varios lugares donde se encuentra depósitos de indio como son: Kidd Creek, Ontario, Canadá, 0,027 % peso indio, Polaris, Territorios del Noroeste, Canadá, 0,010 % peso indio, Balmat, N.Y., 0,004 % peso indio, Toyoha, Japón, 6 % peso indio. (Cook et al., 2011, p. 227). Existe además un depósito de sulfuro masivo alojado en volcán de la mina Kidd Creek, con un contenido de indio entre 1 a 870 ppm, con una media de 106 ppm que puede llegar a ser explotable (Jorgenson y George, 2004, p. 7). Los depósitos de estaño y tungsteno alojan las concentraciones más altas de indio.

El indio primario es refinado en varios países como son: China, Francia, Estados Unidos, Japón, Canadá, Bélgica, Rusia y Perú. Se estima que la base de reservas mundiales para el indio es aproximadamente 5 700 t. Al realizar la producción en mena de una tonelada de indio el proceso forma 142 t de CO₂ a la atmósfera es por esto que se requiere una alternativa de reciclaje.

Elementos tales como el indio, el galio, el germanio, el selenio y el telurio son catalogadas como sustancias estratégicas (Tolcin, 2016, p. 81). Las dos empresas estadounidenses que participan en la producción de indio son: Indium Corporation y Arconium Specialty Alloys localizadas en Utica, NY, y Providence, RI, respectivamente. Otras compañías se describen como procesadores de indio, producen aleaciones de indio y formas para la industria electrónica no se encuentran involucradas en la recuperación del indio de los metales básicos. Varias empresas como UMICORE, (Bélgica) y Norddeutsche Affinerie AG (Alemania) pueden cobrar o comprar residuos (EMPA, 2015, p. 16)

1.2.4. PROCESO PARA LA RECUPERACIÓN DE INDIO

1.2.4.1. Proceso de obtención de indio a partir del mineral

Los sulfuros de zinc se encuentran comúnmente en asociación con piritas, galenas, tetraedritas, calcopiritas, minerales de plata, calcio, barita, y fluorita. El

indio se produce principalmente de los residuos obtenidos del refinado de zinc y el reciclado de los polvos de chimenea, escorias y los gases generados durante la fundición de zinc, donde el grado de indio es 0,027 %, estos residuos son sometidos a un proceso de lixiviación mediante el uso de clorhídrico (HCl) o sulfúrico (H₂SO₄) (Koleini, Mehrpouya, Saberyan, y Abdolahi, 2010, p. 52). Las soluciones se concentran por medio de extracción por solventes, y el indio es recuperado por electrodeposición como 99 % de metal. El indio de bajo grado se refina luego a un metal de grado estándar (99,99 %) y de pureza superior (Jorgenson y George, 2004, p. 6).

El concentrado es procesado por tostación para la eliminación de azufre y se realiza un proceso de lixiviación donde el hierro se elimina como residuo de jarosita. Con el fin de recuperar el indio, el residuo de jarosita es disuelto usando una solución de ácido sulfúrico caliente. En este método, el indio es extraído directamente de la solución de lixiviación mediante extracción por solventes. Este método no es adecuado para residuos de plantas de zinc con bajas concentraciones de indio. El metal de indio es refinado para la venta (Alfantazi y Moskalyk, 2003, pp. 689-690).

1.2.5. Procesos de purificación de indio

1.2.5.1. Precipitación de indio

Se han desarrollado distintas técnicas para la purificación de indio a partir de la solución lixiviada como son: precipitación selectiva y extracción por solventes

La adición de un compuesto permite que los iones disueltos en la solución precipiten mediante la formación de compuestos que no son solubles en ciertos valores de pH. Se requiere una precipitación selectiva para la separación de los compuestos que contaminan la muestra. Los iones indio, hierro y aluminio tienen zonas similares de co-precipitación de acuerdo a los diagramas de estabilidad Eh-pH (Pourbaix). La separación de indio de aluminio en solución se realiza en un pH

entre 9,5 a 12,0 es decir existe un rango de separación para mantener el aluminio en solución y que el indio precipite. En la Figura 1.6 se muestra el diseño de un diagrama de estabilidad Eh-pH (Pourbaix) para los sistemas correspondientes a hierro, aluminio e indio.

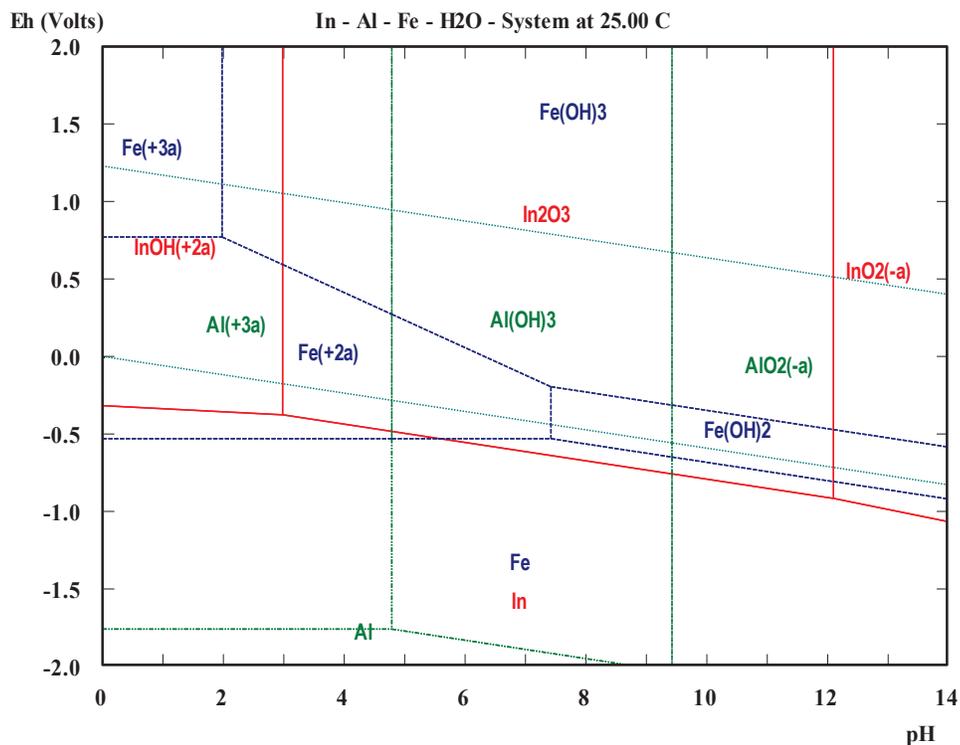


Figura 1.6. Diagrama de estabilidad Eh-pH para In-Al-Fe-H₂O
(Simulador HSC Chemistry 6.0)

1.2.5.2. Extracción por solventes

La extracción por solventes crea un equilibrio entre fases, donde la fase acuosa y la fase orgánica son puestas en contacto por un tiempo determinado. La etapa de extracción permite que el metal (M), sea transferido desde la fase acuosa a la fase orgánica (O), y permite la formación de un complejo MO, el sistema se describe en la Ecuación 1.1.



Este sistema depende de varios parámetros para que exista una extracción efectiva como son: relación entre fases acuosa y orgánica (A/O), pH, concentración del extractante y concentración del metal en la fase acuosa. (Rydberg, 2004, pp.2,8)

La ley de distribución de Nernst involucra la extracción simple de moléculas covalentes no cargadas. El coeficiente viene determinado por la concentración del metal extraído en las dos fases como se presenta en la Ecuación 1.2.

$$D = \frac{[M_o]}{[M_A]} \quad [1.2]$$

Donde M_o corresponde al contenido del metal en fase orgánica y M_A es el contenido del metal en fase acuosa. La extracción es efectiva si el coeficiente de distribución es mayor a 0,5. El solvente es una solución formada por un extractante y un diluyente.

El extractante es el compuesto que tiene un grupo funcional capaz de reaccionar con una especie contenida en la fase acuosa. El diluyente es el compuesto donde el extractante va a diluirse, su función es disminuir la viscosidad del extractante y la tendencia del solvente a formar emulsiones. Son clasificados de acuerdo al tipo de reacción y su estructura de la siguiente manera:

Extractantes catiónicos: transferencia de especies a través de interacción iónica. Los iones hidrógeno pertenecientes al extractante se intercambian con cationes metálicos provenientes de la solución acuosa. Existen dos extractantes del tipo catiónico que son: compuestos carboxílicos y compuestos organofosforados. El DEHPA di-(2-etilhexil) fosfato es uno de los extractantes catiónicos con mayor selectividad de extracción para el indio. Y con concentraciones bajas de extractante se produce su transferencia hacia la fase orgánica (Fortes y Benedetto, 1998, p. 449; Yang, Ekberg, y Retegan, 2014, p. 4).

Extractantes por solvatación: extraen metales de la fase acuosa por acción solvatación; existe la constitución de enlaces entre moléculas eléctricas de carga

neutra y un compuesto orgánico mediante la formación de un complejo de adición. De acuerdo a la diferencia de solubilidad del complejo formado en fase orgánica existe una transferencia del metal a esta fase. El tri-butil fosfato es un extractante de solvatación utilizado para la extracción de indio (Virolainen, 2011, p. 58).

Extractantes aniónicos: extraen especies aniónicas de la fase acuosa, son selectivos con ciertos elementos metálicos. El (Aliquat 336) se caracteriza por ser el extractante aniónico de mayor uso (Kang, Lee, y Kim, 2011, p.23).

1.2.5.3. Proceso para la obtención de indio a partir de paneles de cristal líquido

La metalurgia extractiva se ha desarrollado para recuperar el indio de los residuos tratables que tradicionalmente contienen alrededor del 30 % del indio disponible. El tratamiento hidrometalúrgico demanda menor consumo energético y genera menor cantidad de emisiones gaseosas al ambiente, debido a estas razones los procesos considerados para la recuperación de indio a partir de las pantallas descartadas de cristal líquido son: lixiviación ácida y purificación por solventes (Tsujiuchi, 2012, p. 743).

Varios autores han realizado la lixiviación de paneles de cristal líquido de desecho donde se han variado parámetros de operación y se han obtenido las mejores condiciones para la recuperación de indio con agentes lixiviantes como: ácido sulfúrico entre 1-2 M y ácido clorhídrico 1-5 M., en tiempos de lixiviación entre 10 minutos a 24 horas, además agitación entre 400 y 600 rpm, y temperaturas entre 25 a 80 °C. (Rocchetti et al., 2015,p. 1991; Swain et al., 2015, p. 7; Yang, 2012, p. 41).

En el proceso de lixiviación se producirán las reacciones representadas en las Ecuaciones 1.3 a 1.5 de acuerdo a los ácidos a ser analizados (Swain et al., 2015, p. 6; Choubey et al, 2014, p. 40).



De acuerdo al diagrama de estabilidad Eh-pH en un sistema que contiene ácido clorhídrico como agente de lixiviación a una concentración de 90 g/L se observa la relación con el indio en solución en la Figura 1.7.

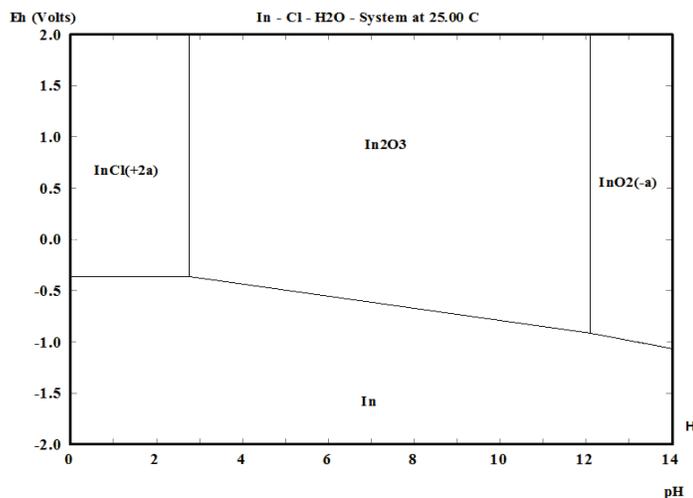


Figura 1.7. Diagrama de estabilidad Eh-pH de un sistema: In-HCl
(Simulador HSC Chemistry 6.0)

De acuerdo al diagrama de estabilidad Eh-pH en un sistema que contiene ácido sulfúrico como agente de lixiviación a una concentración de 90 g/L se observa la relación con el indio en solución en la Figura 1.8.

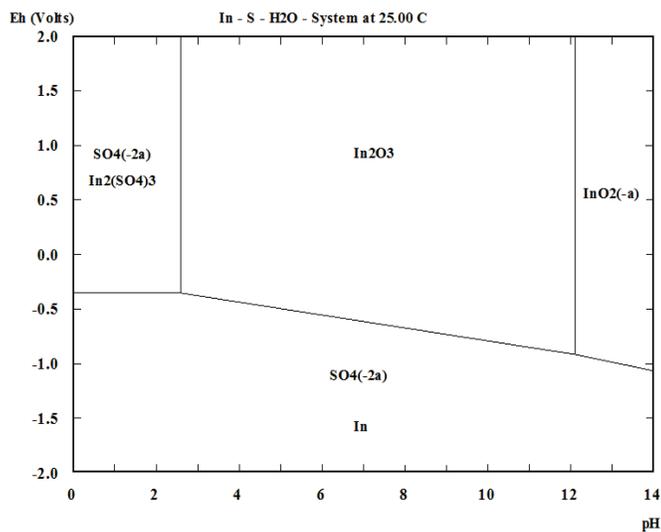
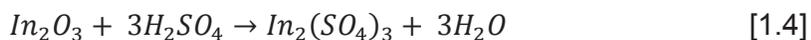
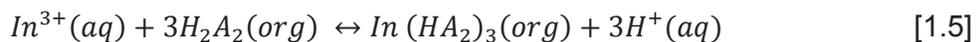


Figura 1.8. Diagrama de estabilidad Eh-pH de un sistema In- H₂SO₄
(Simulador HSC Chemistry 6.0)

En el proceso de purificación por solventes se han determinado condiciones de extracción y re-extracción de indio. Los resultados de varios autores muestran que el dietil hexil fosfato (DEHPA) es el extractante adecuado para el proceso con una relación entre la fase orgánica y la fase acuosa 1:1, se muestran recuperaciones de indio entre 90 y 96 % (Fortes y Benedetto, 1998, p. 447; Li et al., 2015, p.156).

En el proceso de re-extracción los mejores resultados de recuperación de indio se dieron para ácido clorhídrico (HCl) y ácido sulfúrico (H₂SO₄) 2 M y 10 M respectivamente, con un pH entre 0,5 y 2,0 (Fengchi, 2015, p. 72; Virolainen et al., 2011, p. 60).

En el proceso de extracción por solventes se presenta la reacción en la Ecuación 1.5 (Wang, Zhou, Fang, Zang, y Dai, 2008, p. 509):



Donde el extractante se ve expresado por *HA*.

En términos de separación y purificación del indio disuelto DEHPA tiene una capacidad de carga muy alta para el indio (7,5 g/L en 0,49 g/L de concentración acuosa). El análisis de este sistema reveló que además en la etapa de re-extracción y relación (A/O = 1: 8), el indio podría concentrarse desde 0,74 g/L a 12,2 g/L y se logró una recuperación del 90 % de indio contenido en la solución de lixiviación. Estos resultados muestran que la extracción por solventes es un método eficaz para concentrar el indio, por lo tanto es posible recuperar el indio de los paneles LCD (Virolainen et al., 2011, p. 60).

2. PARTE EXPERIMENTAL

En el presente proyecto fueron desmanteladas 30 pantallas de cristal líquido de distintos tamaños y marcas, del panel LCD se obtuvo 5 kg de polvo pulverizado. La caracterización física del polvo base se determinó mediante ensayos de densidad real y densidad aparente. La caracterización química cualitativa del polvo base se realizó un análisis en un microscopio electrónico de barrido (MEB). La caracterización química cuantitativa se realizó mediante una disgregación en medio ácido vía microondas. Las soluciones disgregadas se analizaron mediante espectrofotometría de absorción atómica. Se efectuó además un ensayo al fuego para la determinación de metales preciosos contenidos en el polvo base.

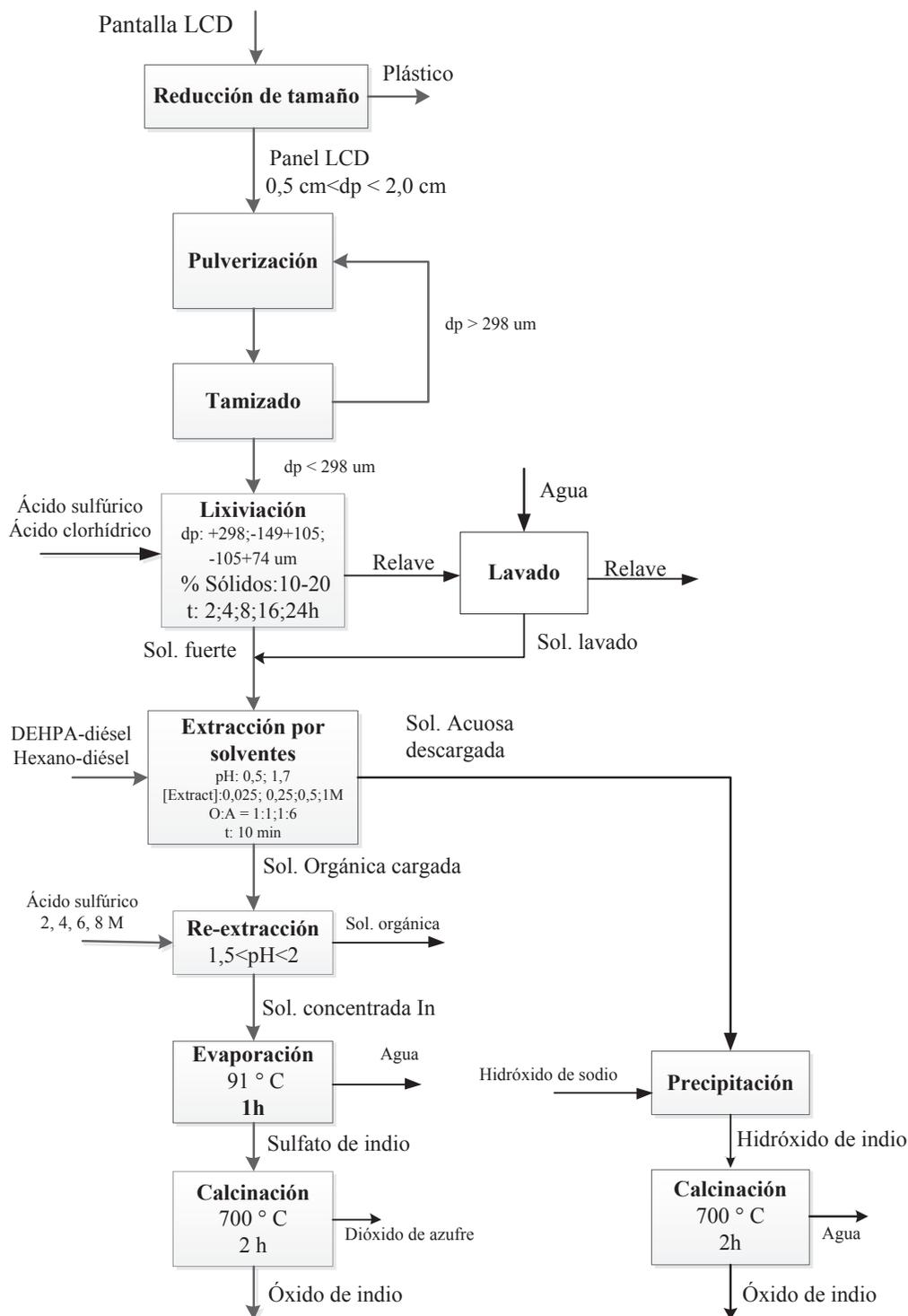
Se desarrollaron ensayos de lixiviación para la recuperación de indio presente en el panel LCD. En los ensayos se modificaron parámetros como: tipo de agente lixivante, tamaño de partícula, porcentaje de sólidos y tiempo de lixiviación, y se evaluó la influencia de las condiciones en la recuperación del metal de interés en solución.

En la extracción por solventes la solución fuerte se puso en contacto con la fase orgánica. Para la evaluación del proceso de extracción se estudiaron los siguientes parámetros: tipo de extractante, concentración de extractante, relación de volúmenes entre fase acuosa y fase orgánica, pH de la solución. En la re-extracción, la solución orgánica se puso en contacto con la solución acuosa de ácido para recuperar el metal cargado. En los ensayos se modificó la concentración de ácido.

En el proceso de precipitación se utilizó hidróxido de sodio el cual fue añadido en solución. De acuerdo al diagrama de estabilidad Eh-pH (Pourbaix) se determinó la cantidad de sosa que se debía añadir hasta alcanzar el pH de precipitación.

Adicionalmente se realizó una evaporación posterior al proceso de re-extracción donde se obtuvo sulfato de indio, el cual fue calcinado para ser transformado en óxido de indio.

En la Figura 2.1 se muestran los procesos y condiciones los cuales fueron llevados a cabo en el proceso de obtención de óxido de indio.



O:A Relación entre fase acuosa y fase orgánica

Figura 2.1. Esquema del procedimiento experimental para la recuperación de indio

2.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL CONTENIDO DEL PANEL DE CRISTAL LÍQUIDO PULVERIZADO.

2.1.1. OBTENCIÓN DE LA MATERIA PRIMA

La materia prima que se utilizó en el proyecto se recolectó a partir de pantallas de cristal líquido desechadas de distintos tamaños marcas y modelos. Las pantallas de cristal líquido fueron desmanteladas manualmente, fueron removidos el marco exterior, la capa plástica del monitor LCD, difusores de imagen y capas antideslumbrantes hasta que se obtuvo el panel LCD.

Una vez conseguido el panel LCD se hizo una reducción de tamaño manual del mismo hasta llegar a un tamaño de partícula entre 0,5 a 2,0 cm, a continuación se efectuó una pulverización en el equipo Siebtechnik modelo T 100, de esta manera se obtuvo un polvo base al cual se lo tamizó mediante un sistema de tamices Tyler donde se procedió con el análisis granulométrico del polvo de panel LCD. Se seleccionaron 3 tamaños representativos de la muestra correspondientes a: +298; -149+105; -105+74 μm , a partir de lo cual se efectuaron ensayos de lixiviación con cada uno de los tamaños de partícula para la recuperación de indio presente en el panel LCD.



Figura 2.2. Reducción de tamaño y obtención del polvo de panel LCD.

2.1.2. DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DEL PANEL DE CRISTAL LÍQUIDO

La caracterización física del polvo base fue determinado mediante la obtención de densidad real para lo cual se pesó un picnómetro vacío, y se colocó un gramo de polvo de panel y agua hasta que rebose, adicionalmente fue tomado el peso del picnómetro con agua y muestra además se pesó el picnómetro con agua, y se utilizó la Ecuación A1.1 para el cálculo de la densidad real mostrado en el Anexo I. Para el cálculo de la densidad aparente se utilizó una probeta de 50 mL la cual fue pesada y posteriormente se colocó la muestra hasta llegar a 50 mL donde mediante la medición de peso se determinó la densidad aparente con la Ecuación A1.2 mostrada en el Anexo I.

La caracterización mineralógica de las fases cristalinas del polvo base perteneciente al panel LCD se lo analizó mediante difracción de rayos X (DRX) en el equipo D8 advance marca Bruker. Para complementar el estudio se llevó a cabo un análisis de fluorescencia de rayos X en el equipo S8 Tiger, Bruker.

La caracterización química cualitativa elemental del polvo base, se lo realizó con un análisis en un microscopio electrónico de barrido (MEB) marca Tescan modelo Vega con analizador de rayos X marca Bruker modelo Quantax. Mientras que la caracterización química cuantitativa del polvo base se efectuó mediante una disgregación ácida vía microondas. Se colocaron 100 mg de muestra en un reactor cerrado, se añadieron 3 mL de ácido nítrico (HNO_3) y 3 mL de ácido fluorhídrico (HF), la muestra fue llevada a un horno microondas marca Samsung con una potencia de 50 W en un lapso de 2,5 minutos y se dejó enfriar durante 40 minutos. Se añadieron 5 mL de ácido clorhídrico (HCl) en el reactor y se introdujo en el microondas durante 2,5 minutos y potencia de 50 W.

Una vez concluido el proceso se aforó la solución a 100 mL. Finalmente se enviaron las soluciones disgregadas a analizar mediante espectrofotometría de absorción atómica.

Adicionalmente se realizó un ensayo al fuego para determinación de metales preciosos dónde se colocaron 20 g de polvo base con una carga fundente correspondiente a: 40 g de óxido de plomo, 40 g de carbonato de sodio, 30 g de bórax, 20 g de sílice. La mezcla se la puso en un crisol y se lo llevó a fusión con una temperatura de 950 °C durante 1 hora. Luego se obtuvo la fase metálica en estado líquido y se la llevó a una lingotera, posterior a lo cual fueron separadas la fase escoria del régulo de plomo. Se calentó la copela para la fusión del régulo a 900 °C y se colocó el régulo de plomo para la obtención del doré, el cual fue analizado cualitativamente mediante microscopía electrónica de barrido.

2.2. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN MEDIO ÁCIDO PARA LA RECUPERACIÓN DE INDIO DEL PANEL DE CRISTAL LÍQUIDO PULVERIZADO

2.2.1. ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Los parámetros que se estudiaron en el proceso de lixiviación fueron: influencia del agente lixivante, tamaño de partícula, porcentaje de sólidos y tiempo de lixiviación.

Se realizaron lixivaciones con 3 tamaños de partícula, los cuales contenían la mayor representatividad del polvo de panel pulverizado entre los cuales se encontraban: +298; -149+105; -105+74 μm . El contenido de sólidos en los ensayos fue de 20 % en un tiempo de 8 horas y 2 tipos de ácido, ácido clorhídrico (HCl) 50 %, Merck, grado analítico y ácido sulfúrico (H_2SO_4) 50 % Merck, grado analítico con concentración de 90 g/L cada uno. Para la determinación de la recuperación de indio en solución se pesó el polvo de panel en un matraz erlenmeyer y se adicionó el agente lixivante a partir de lo cual se inició la agitación magnética en planchas LabTech modelo LMS-3006.

La elección del agente de lixiviación depende de las características físicas y químicas de los metales. Se investigó el proceso de lixiviación mediante el uso de diferentes ácidos. De la misma manera fueron preparadas soluciones de ácido

clorhídrico (HCl) 50 %, Merck, grado analítico y ácido sulfúrico (H_2SO_4) 50 % Merck, grado analítico con concentración de 90 g/L cada una, donde fue realizado el proceso de lixiviación en un tiempo de 24 horas.

Se realizaron ensayos con el polvo base proveniente del panel ($d_{80} = 274 \mu\text{m}$). Se prepararon soluciones de 90 g/L de ácido sulfúrico y ácido clorhídrico para el análisis del efecto que tiene la variación del porcentaje de sólidos en la muestra correspondiente a 10 y 20 % de sólidos, además se observó la variación de recuperación entre un porcentaje y otro. Asimismo para comparar de mejor manera fueron realizadas pruebas a diferentes tiempos de lixiviación de: 2, 4, 6, 8, y 24 horas.

Una vez culminado el tiempo de lixiviación de cada uno de los ensayos realizados se procedió a detener la agitación y la solución fue filtrada, después se separó la solución fuerte la cual contenía el elemento de interés y fue enviada a absorción atómica (AA) donde se determinaron las concentraciones de los metales indio, hierro y aluminio. El relave fue lavado con agua destilada obteniendo la solución de lavado para la eliminación del posible remanente de indio que puede quedar atrapado en el relave y se envió a absorción atómica (AA) donde se determinaron las concentraciones de los metales indio, hierro, aluminio. El relave se dejó secar en una estufa a una temperatura de 90°C y fue sometido a una disgregación vía microondas que permitió la disolución de la muestra sólida, con la solución de relave se analizaron las concentraciones de los metales remanentes indio, hierro, aluminio mediante espectrofotometría de absorción atómica (AA). En la Figura 2.3 se muestra la disolución de indio en solución en el ensayo de lixiviación.

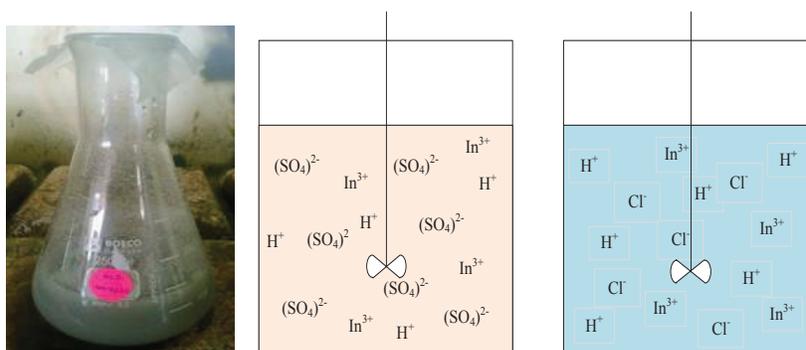


Figura 2.3. Ensayo de lixiviación

2.3. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE PURIFICACIÓN A PARTIR DE LAS SOLUCIONES LIXIVIADAS QUE CONTIENEN INDIO, MEDIANTE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES Y SU PRECIPITACIÓN

2.3.1. PURIFICACIÓN MEDIANTE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

En la extracción por solventes se estudiaron los parámetros para la purificación de indio que se encontraba disuelto en solución. Se determinó la influencia del pH de la solución acuosa y se observó la cantidad de indio extraído al realizar la variación en los tipos de extractante. Además se efectuaron ensayos para determinar la concentración de extractante que es la más adecuada para el proceso y la relación de volúmenes entre fase acuosa y fase orgánica. La determinación del contenido de indio se lo realizó mediante la técnica de espectroscopía de absorción atómica.

Se tomó la solución de lixiviación que proporcionó la recuperación de indio más elevada, y se añadió hidróxido de sodio para regular el pH. En esta etapa se probaron distintos extractantes tales como: di-(2-etilhexil) fosfato (DEHPA), tributil fosfato (TBP), mientras que los solventes orgánicos utilizados fueron diésel premium y hexano JT Baker, donde se prepararon soluciones con distintas concentraciones correspondientes a (0,025; 0,250; 0,500; 1,000) mol/L aforados a volúmenes conocidos.

La relación de volúmenes entre la fase orgánica y la fase acuosa se realizó para verificar que el elemento de interés sea transferido desde la fase acuosa hacia la fase orgánica, se probaron dos relaciones entre fases las cuales fueron de: 1:1; 1:6. Se pusieron en contacto la fase orgánica y la fase acuosa en un tiempo de 10 minutos con agitación magnética donde la mezcla fue transferida a un embudo de separación y las fases separaron por decantación.

Las concentraciones de los metales de interés indio, hierro y aluminio en la fase acuosa, al inicio y al final de la etapa de extracción fueron determinadas por espectrofotometría de absorción atómica (AA). La concentración de la fase orgánica se determinó por diferencia entre el contenido inicial y contenido final de la fase acuosa. La Figura 2.4 muestra la transferencia de indio desde la fase acuosa hacia la fase orgánica.

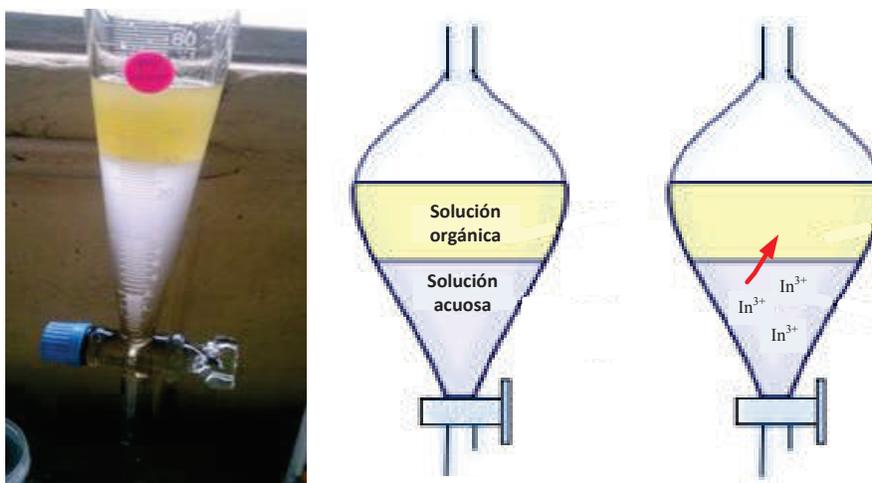


Figura 2.4. Proceso de extracción por solventes

2.3.1.1. PROCESO DE RE-EXTRACCIÓN

Una vez obtenidos los mejores resultados de extracción se tomó la fase orgánica que poseía mayor carga de indio con el fin de recuperar el elemento de interés contenido en dicha fase. La fase acuosa probada fue ácido sulfúrico (H_2SO_4), Merck, a distintas concentraciones de ácido y se determinó el mayor porcentaje de remoción.

Se prepararon soluciones de ácido sulfúrico (H_2SO_4) con concentraciones (2, 4, 6, 8, 10) mol/L, con aforo conocido para probar porcentajes de sólidos de 10 y 20 %. La re-extracción fue desarrollada en un tiempo de contacto entre fases de 10 minutos y una relación de volúmenes de 1:1. La mezcla fue separada por decantación y se obtuvieron 2 fases una orgánica y una acuosa. A partir de la

fase acuosa se determinó la concentración de ácido que permitió el mayor porcentaje de re-extracción de indio. Las concentraciones de los metales de interés In, Fe, Al en la fase acuosa, al inicio y al final de cada etapa de re-extracción se determinaron por espectrofotometría de absorción atómica (AA). El contenido de la fase orgánica se determinó por diferencia entre el contenido inicial y contenido final de fases acuosas del sistema.

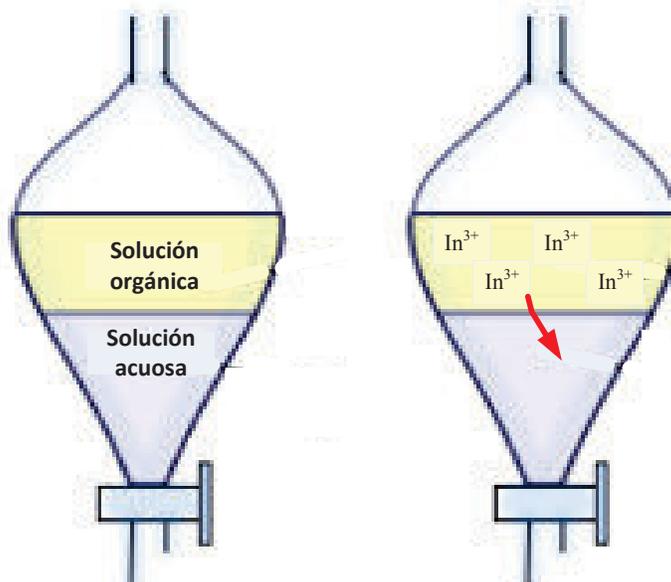


Figura 2.5. Re-extracción desde la fase orgánica hacia la fase acuosa

2.3.2. PRECIPITACIÓN DE INDIO CON HIDRÓXIDO DE SODIO (NaOH)

En la precipitación se investigaron los parámetros para la precipitación selectiva de indio. En esta etapa se utilizó la fase acuosa cargada posterior a la extracción por solventes proveniente de un valor de pH < 0,5. Se utilizó hidróxido de sodio y se controló el sistema hasta alcanzar un valor pH de 8 para realizar la precipitación selectiva. El reactivo utilizado fue hidróxido de sodio, grado técnico.

El hidróxido de sodio en solución 6 M fue añadido a la solución cargada de indio de 50 mL, se colocó en un matraz erlenmeyer. Se agitó y se controló el pH de la solución. Se filtró la solución y se obtuvo un sólido el cual fue lavado con agua

destilada. La solución obtenida se envió a espectroscopía de absorción atómica para determinar la concentración remanente de indio en solución.

2.3.3. EVAPORACIÓN Y OBTENCIÓN DE SULFATO DE INDIO

En esta etapa se tomó la solución purificada y con alto contenido de indio posterior al proceso de re-extracción, dónde se realizó un proceso de evaporación de agua.

El ensayo fue realizado en un vaso de precipitación de 1 000 mL, con la temperatura de ebullición de agua en Quito correspondiente a 91 °C. Se tomó la solución cargada proveniente de la re-extracción y se dejó que evapore el agua proveniente de la solución de ácido sulfúrico. Se obtuvo sulfato de indio con sobresaturación de ácido sulfúrico. El sulfato de indio fue llevado a un proceso de calcinación durante 2 horas a 700 ° C, donde fue transformado en óxido de indio.

2.4. SELECCIÓN DE LA ALTERNATIVA TÉCNICA Y ECONÓMICAMENTE VIABLE PARA LA VALORIZACIÓN DEL PANEL DE CRISTAL LÍQUIDO DESCARTADO (LCD).

2.4.1. DESCRIPCIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO Y DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS

Se definió el diagrama de bloques con base en resultados obtenidos del proceso experimental y se realizó el diagrama de flujo para la recuperación de indio proveniente de las pantallas LCD. Se definieron los parámetros que permitieron hacer que el proceso minimice las pérdidas de indio, donde se escogió la solución de lixiviación que mayor porcentaje de recuperación de indio otorgó. Además la solución orgánica que extrajo indio en mayor proporción y la concentración de ácido que hizo más eficiente la re-extracción por solventes. Se determinaron además los mejores resultados en evaporación y calcinación del producto.

De acuerdo a los datos obtenidos del procedimiento experimental se realizaron los diagramas de bloques correspondientes a los procesos principales para la recuperación de indio los cuales fueron: lixiviación, extracción por solventes, re-extracción, evaporación y calcinación, se presentó además un diagrama de flujo del proceso y la distribución en planta (Layout) con dos vistas una frontal y una superior, se realizaron los balances de masa y de energía, y se realizó un dimensionamiento de los equipos para un procesamiento de 7 500 pantallas LCD donde se tomaron en cuenta datos de importación de pantallas LCD generados por el BCE en el año 2013. Se investigó que en el año 2013 existió una importación de 1 204,3 t de pantallas LCD. El peso promedio de una pantalla LCD es de 12 kg, teniendo de esta manera 1 00 000 pantallas importadas en Ecuador. Además la producción y ensamblaje en Ecuador para ese año fue de aproximadamente 200 000 pantallas. Se asumió que el 30 % de las pantallas LCD van a tener que cambiar su panel de cristal líquido cada año. Por tanto se van a tratar 90 000 pantallas anualmente. Esto equivale a un tratamiento de 7 500 pantallas por mes.

2.4.2. PRE-FACTIBILIDAD ECONÓMICA DE LA IMPLANTACIÓN INDUSTRIAL DEL PROCESO

Para la evaluación de la pre-factibilidad económica de implementación del proceso se efectuó un estudio de flujo de fondos en un periodo de 10 años. Se establecieron los indicadores financieros: valor actual neto (VAN), tasa interna de retorno (TIR), tiempo para la recuperación de la inversión y la relación beneficio-costos.

Se determinó la inversión requerida para el proyecto, dentro de lo cual se consideró los costos de reactivos, costos de equipos, infraestructura, costo del terreno, para activos diferidos se consideró los gastos de gestión legal y constitución organizacional.

Se estimaron los costos variables de producción dentro de los cuales se consideró insumos como son agua y electricidad, los totales requeridos de los servicios básicos fueron tomados del balance de masa y energía para la realización del proyecto. Se consideró además los reactivos que se van a adquirir cada cierto tiempo debido a los reciclos del sistema que permiten ahorro de recursos y la menor generación de desechos.

Dentro de los costos fijos se tomó en cuenta el salario de los trabajadores requeridos por la planta, lo cual fue determinado mediante un diagrama de Gantt. Se consideró además los precios correspondientes a mantenimiento de equipos y los gastos administrativos por año en la planta. Se realizó la depreciación lineal de los equipos en planta, infraestructura, equipos de oficina, muebles y enseres cada uno con distintos años de depreciación como son: infraestructura 20 años, equipos de oficina 3 años, muebles y enseres 5 años y equipos en planta 10 años.

Los ingresos de la planta fueron determinados por la obtención de óxido de indio como producto principal y óxido de silicio como subproducto del proceso. Se calculó además el valor de desecho que tendrían los equipos e instalaciones al cierre del proyecto.

Se consideró que el proyecto iba a ser financiado en un 10 % con recursos propios y el resto del capital se gestionaría con un préstamo. Se calculó la amortización del préstamo para un tiempo de 10 años.

Se realizó el flujo de fondos del proyecto a partir de lo cual se calculó los indicadores financieros con una tasa pasiva referencial del Banco Central del Ecuador (BCE, 2016) correspondiente a 5,25 % y una prima de riesgo del 10 %.

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

En este capítulo se presenta los resultados obtenidos del proceso para la recuperación de indio a partir de pantallas LCD, se determinaron varios parámetros que permitieron alcanzar las mejores recuperaciones del elemento de interés con base en pruebas realizadas de acuerdo a las propiedades y su comportamiento.

3.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL CONTENIDO EN EL PANEL DE CRISTAL LÍQUIDO.

3.1.1. CARACTERIZACIÓN FÍSICA

En la caracterización física del polvo base se efectuaron ensayos de densidad real y densidad aparente. La Tabla 3.1 muestra la densidad real del polvo de panel posterior al proceso de pulverización.

Tabla 3.1. Densidad real y densidad aparente del polvo de panel LCD

Densidad real	Densidad aparente
g/cm ³	g/cm ³
2,25	2,16

De acuerdo a la Tabla 3.1 se puede observar que la densidad obtenida es similar a la del vidrio correspondiente a 2,20 g/cm³, esto se debe a que aproximadamente el 86 % del panel LCD es óxido de silicio (Ma y Xu, 2013, p. 612), la densidad es menor debido a los compuestos adicionales que otorgan propiedades al mismo.

Se realizó un análisis granulométrico del polvo de panel LCD y se verificó el d₈₀ que constituye el tamaño máximo de la porción más fina del mismo. La Figura 3.1 detalla el análisis granulométrico correspondiente al panel LCD.

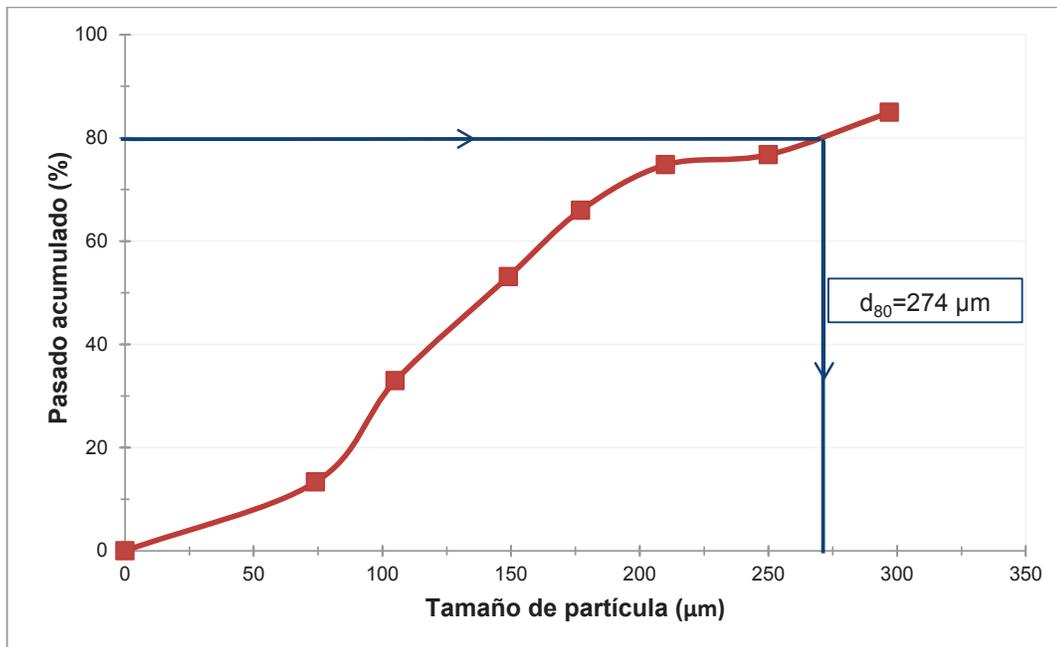


Figura 3.1. Análisis granulométrico del polvo de panel LCD

De acuerdo a la Figura 3.1 se obtuvo la distribución de la muestra de acuerdo al tamaño de partícula, lo que implica que el 80 % de las partículas de la muestra tienen un tamaño de partícula menor a 274 µm.

Se determinaron los componentes físicos de la muestra de panel de cristal líquido LCD correspondientes a cenizas, volátiles y carbón fijo como se presenta en la Figura 3.2.

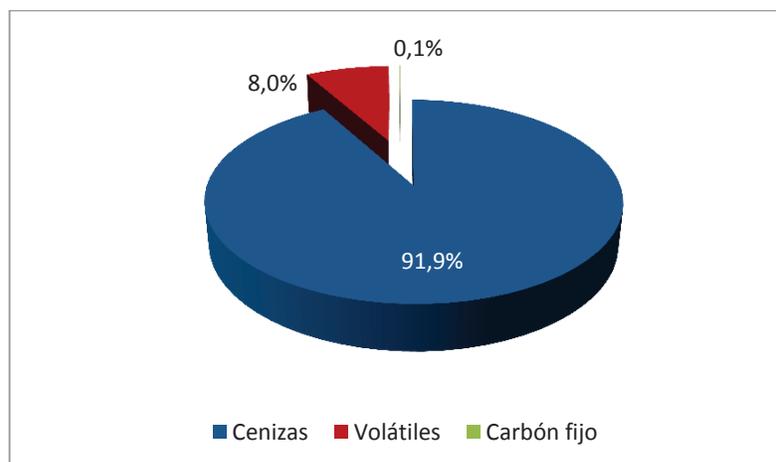


Figura 3.2. Componentes físicos del panel LCD

Se observa que el porcentaje de volátiles en la muestra es de 8 % esto se debe a que el panel LCD contiene materiales orgánicos los cuales están formados de pigmentos y una película polarizante que habitualmente está compuesta de alcohol polivinílico (PVA), triacetato de celulosa (CTA), trifenílfosfato (TPP) y polietileno tereftalato (PET). Cabe señalar que las cenizas constituyen la porción principal del panel, es decir un 91,9 % del total que corresponden al vidrio de panel y sus aditivos que proporcionan propiedades específicas al mismo.

3.1.2. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

Después de la caracterización mineralógica realizada mediante difracción de rayos X (DRX), el diagrama obtenido muestra que el panel LCD es un material amorfo por lo cual se procedió a realizar un análisis químico mediante fluorescencia de rayos X.

3.1.3. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

La composición química elemental se la analizó gracias a microscopía electrónica de barrido (MEB) a través de un analizador de rayos X. De este análisis se consideró una sección superficial de panel LCD y los resultados obtenidos de composición química son cualitativos. Se verificó la presencia de indio en el panel LCD. Se requiere complementar el estudio con la caracterización cuantitativa lo cual fue realizado mediante dos métodos los cuales son: espectroscopía de absorción atómica AAS y fluorescencia de rayos X .

La caracterización química del polvo fue realizada mediante un análisis de fluorescencia de rayos X. El análisis proporcionó los resultados mostrados en la Tabla 3.2.

Tabla 3.2. Composición química elemental del panel LCD mediante FRX

Elemento	Composición (%)
Si	25,40
Al	7,55
Ca	4,70
Sr	3,70
Mg	0,90
Ba	0,10
Cl	0,10
Sn	0,09
Fe	0,08
P	0,05
Na	0,04
In	0,03

De los resultados obtenidos mediante fluorescencia de rayos X se observa la presencia de silicio debido a que el panel está constituido por el vidrio de la pantalla formado por dióxido de silicio (SiO_2), el calcio, estroncio, magnesio forman parte del vidrio debido a que son fundentes que disminuyen el punto de fusión del mismo. El aluminio incrementa la viscosidad además proporciona dureza y es formador de red. Se obtuvo además 0,03 % de indio lo cual corresponde a 300 mg/g de panel esto se comprueba con la Tabla 3.3 donde fueron determinados valores similares en la caracterización química realizada mediante disgregación ácida vía microondas.

Para la determinación del contenido de indio y las principales impurezas del panel se realizó disgregaciones vía microondas del polvo base para así obtener la caracterización a distintos tamaños de partícula. El polvo base fue analizado con tratamiento térmico a 650 °C y sin tratamiento térmico previo para determinar la influencia de volátiles en la muestra. Se determinó el contenido inicial de indio disuelto mediante espectroscopía de absorción atómica y se realizó el respectivo balance metalúrgico en función de la cantidad de polvo base disgregada inicialmente. Finalmente se determinó los mg de indio/kg de pantalla en la

muestra, junto con sus principales impurezas. La Tabla 3.3 se detalla la concentración de indio y principales contaminantes obtenidas para los diferentes tratamientos del panel LCD.

Tabla 3.3. Composición elemental del panel LCD determinada mediante AA.

Disgregación sin pretratamiento térmico			
Tamaño de partícula (µm)	In (mg/kg)	Fe (mg/kg)	Al (mg/kg)
+ 298	350	720	4 500
-149 +105	530	3 850	7 800
-105 +74	680	450	9 600
Pulverizado $d_{80} = 274 \mu\text{m}$	560	250	4 900
Disgregación con pretratamiento térmico 650° C			
+298	330	540	7 800
-149 +105	410	1 510	4 600
-105 +74	700	720	14 400
Pulverizado $d_{80}=274 \mu\text{m}$	490	940	9 300

De la caracterización de la muestra se observa que conforme disminuye el tamaño de partícula existe mayor cantidad de indio por kilogramo de pantalla. Además existe una variación en la concentración de los metales en el panel, esto se debe a que la muestra no es uniforme debido a que existen distintos tipos de pantallas LCD, de diferentes marcas, tamaños y aplicaciones disponibles. Se analizó que el tratamiento térmico no proporciona una variación significativa en la composición de los elementos analizados con tratamiento y sin tratamiento térmico.

3.1.4. Ensayo al fuego

El doré obtenido del proceso fue analizado mediante microscopía electrónica de barrido donde se obtuvieron resultados semicuantitativos de la muestra correspondiente al polvo pulverizado $d_{80} = 274 \mu\text{m}$. Se observa en la Tabla 3.4 la estructura elemental del doré y su composición.

Tabla 3.4. Composición del doré proveniente del panel LCD.

Elemento	Composición doré (%)	(mg _{Ag} /kg _{panel LCD})
Ag	98	4 088,6

Se observa que en la Tabla 3.4 el contenido de plata en el doré es de 4 088,6 mg/kg con una composición elemental del 98 %. Una mena de plata explotable es 15 mg/kg (Palomino y Ramos, 2008, p. 28), al comparar los resultados obtenidos se destaca la importancia de su estudio para una posible recuperación de plata debido a la cantidad existente.

Una vez obtenidas las caracterizaciones elementales se realizó un cuadro comparativo entre la cantidad de indio obtenido en mena y la cantidad de indio extraído de pantallas de cristal líquido en estudios previos y en el estudio actual como se muestra en la Tabla 3.5.

Tabla 3.5. Cantidad de indio proveniente de mena y de panel LCD

In en mena (mg/kg)	In en pantallas LCD (mg/kg)	In en pantallas LCD (mg/kg)	In en caracterización LCD (mg/kg)
(Ma y Xu)	(Ma y Xu)	Zhuang et al.	Investigación actual
1-100	219	102	350- 700

De acuerdo a la Tabla 3.5 como indica Ma y Xu el indio explotable en mena se encuentra entre 1-100 ppm y se encuentra asociado con menas de zinc, es decir es recuperado como elemento secundario en el proceso de extracción. De otros estudios realizados se ha podido destacar que en la caracterización existen entre 102 a 219 ppm de indio recuperable en las pantallas de cristal líquido es así que en la investigación actual existen entre 350 a 700 ppm de indio recuperable. De esta manera se determinó que en el panel de cristal líquido existe mayor cantidad de indio que en una mena de este metal, además al realizar una comparación con estudios previos se constata que la masa de indio obtenida por kg de pantalla es menor que en el presente estudio.

3.2. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN MEDIO ÁCIDO PARA LA RECUPERACIÓN DE INDIO EN EL PANEL DE CRISTAL LÍQUIDO PULVERIZADO

3.2.1. ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

La recuperación de indio en solución se realizó mediante un tratamiento por lixiviación ácida, descrito en la Sección 2.1.2. Se determinó la influencia del tamaño de partícula, agente lixivante, tiempo de lixiviación y porcentaje de sólidos.

3.2.1.1. Influencia del tamaño de partícula

Se realizaron estudios con distintos tamaños de partícula en un tiempo de 8 horas de lixiviación. Los tamaños de partícula probados correspondientes a +298; -149+105; -105+74 μm . Se realizaron las pruebas con ácido clorhídrico (HCl) y ácido sulfúrico (H_2SO_4) con concentración de 90 g/L respectivamente. El contenido de sólidos fue del 20 %. Los resultados logrados se resumen en la Figura 3.3.

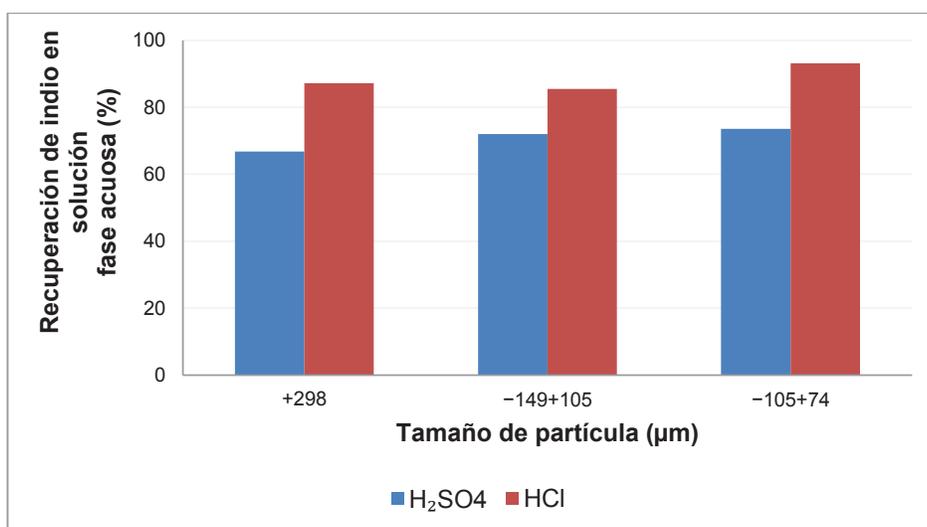


Figura 3.3. Influencia del tamaño de partícula en la recuperación de indio con concentración de 90 g/L HCl y H_2SO_4 , tiempo de lixiviación de 8 h y 20 % de sólidos.

En la Figura 3.3 se destaca que conforme disminuye el tamaño de partícula la recuperación de indio se incrementa, esto se debe a que la separación del indio se ve facilitada al existir menor tamaño de grano, esto conlleva una mayor facilidad de liberación del mismo. Cabe recalcar que este incremento en la recuperación no es considerable ni representativo, es decir el indio se libera fácilmente del polvo contenido. Se optó por realizar las pruebas de lixiviación con el polvo proveniente del panel posterior a la pulverización correspondiente a un d_{80} de 274 μm . Se observa además que se obtienen mejores recuperaciones con ácido clorhídrico que con ácido sulfúrico; no obstante es preciso efectuar más análisis para determinar cuál es el agente lixivante que proporciona mejores recuperaciones.

3.2.1.2. Influencia del agente lixivante

En la Tabla 3.6 se observa el alcance de resultados en la recuperación de indio en el proceso de lixiviación a una concentración de 90 g/L de agente lixivante. Las pruebas fueron realizadas con el polvo de panel pulverizado $d_{80} = 274 \mu\text{m}$.

Tabla 3.6. Influencia del agente lixivante en la recuperación de indio a una concentración de 90 g/L, tiempo de lixiviación de 24 h, 10 % de sólidos $d_{80} = 274 \mu\text{m}$.

Agente lixivante	Recuperación de indio en solución Fase acuosa (%)
Ácido sulfúrico (H_2SO_4)	97,3
Ácido clorhídrico (HCl)	93,9

La Tabla 3.6 destaca que al realizar el tratamiento de lixiviación con 2 agentes lixivantes, ácido sulfúrico (H_2SO_4) y ácido clorhídrico en concentración 90 g/L respectivamente con una densidad de pulpa constante correspondiente al 10 % de sólidos. Se determinó que el ácido sulfúrico tiene una recuperación de indio de 97,3 % y el ácido clorhídrico de 93,9 %, a las 24 horas de lixiviación. Se

observa que los dos ácidos tienen recuperaciones similares debido al uso de concentraciones parecidas lo que implica una cantidad de iones H^+ también equivalente, siendo el ácido sulfúrico el que mayor recuperación proporcionó.

3.2.1.3. Influencia del porcentaje de sólidos

Se estudió además la influencia del porcentaje de sólidos en la lixiviación con porcentaje de sólidos correspondientes a 10 y 20 % y una concentración de ácido sulfúrico y ácido clorhídrico de 90 g/L en un tiempo de 24 horas. Las pruebas fueron realizadas con el polvo de panel pulverizado $d_{80} = 274 \mu m$. La influencia del porcentaje de sólidos se muestra la Figura 3.4.

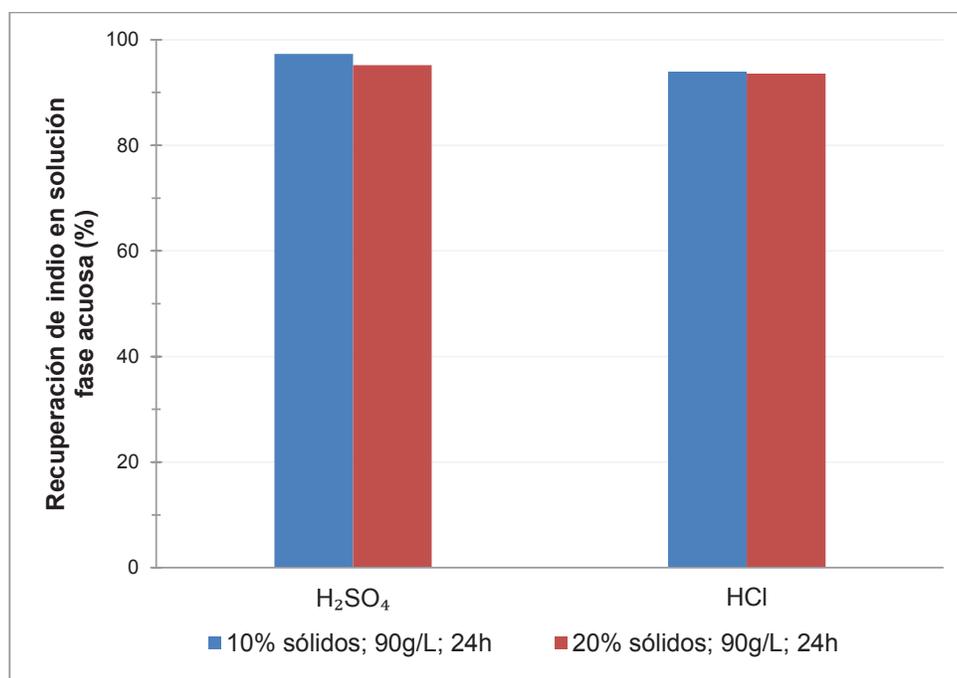


Figura 3.4 Influencia del porcentaje de sólidos en la recuperación de indio a una concentración de 90 g/L, tiempo de lixiviación de 24 h $d_{80} = 274 \mu m$.

Figura 3.4 se observa que la disolución de indio a las 24 horas es menor en los tratamientos realizados con 20 % de sólidos, esto se debe a la relación de ácido con el polvo de panel LCD existente. Al existir mayor cantidad de polvo, el gasto de ácido es mayor, por tanto existe una cantidad menor de ácido disponible para

reaccionar y esto se ve reflejado en que la recuperación de indio se vea disminuida.

3.2.1.4. Influencia del tiempo de lixiviación

Se estudió la influencia del tiempo de lixiviación para porcentajes de sólidos correspondientes a 10 y 20 % y una concentración de 90 g/L para ácido clorhídrico y ácido sulfúrico. Se realizaron ensayos para determinar la recuperación de indio en distintos tiempos. Se tomaron tiempos entre 2 y 24 horas para la realización de las pruebas de lixiviación, las mismas que fueron efectuadas con el polvo de panel pulverizado $d_{80} = 274 \mu\text{m}$. La recuperación de indio en tiempos de 2; 4; 8; 16 y 24 h con un contenido de sólidos del 10 % se refleja en la Figura 3.5.

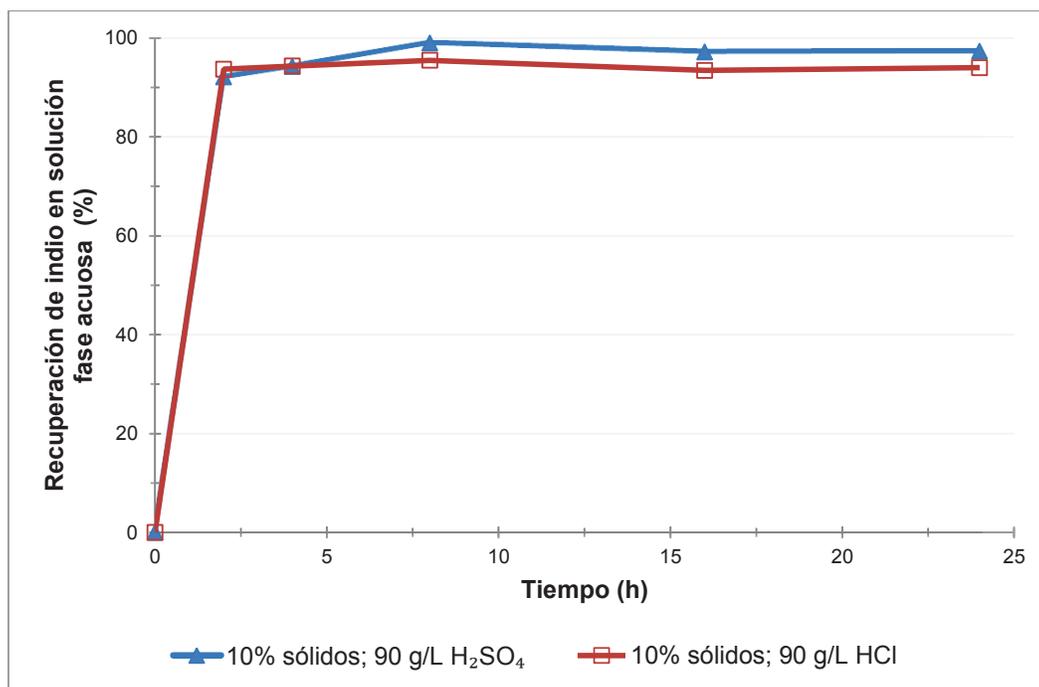


Figura 3.5. Influencia del tiempo de lixiviación en la recuperación de indio con H₂SO₄ y HCl a una concentración de 90 g/L, 10 % de sólidos, $d_{80} = 274 \mu\text{m}$.

La recuperación de indio en tiempos de 2; 4; 8; 16 y 24 h con un contenido de sólidos del 20 % para dos ácido como son el ácido sulfúrico y el ácido clorhídrico

a una concentración de 90 g/L se refleja en la Figura 3.6 cabe recalcar que las pruebas fueron realizadas con un $d_{80}=274 \mu\text{m}$.

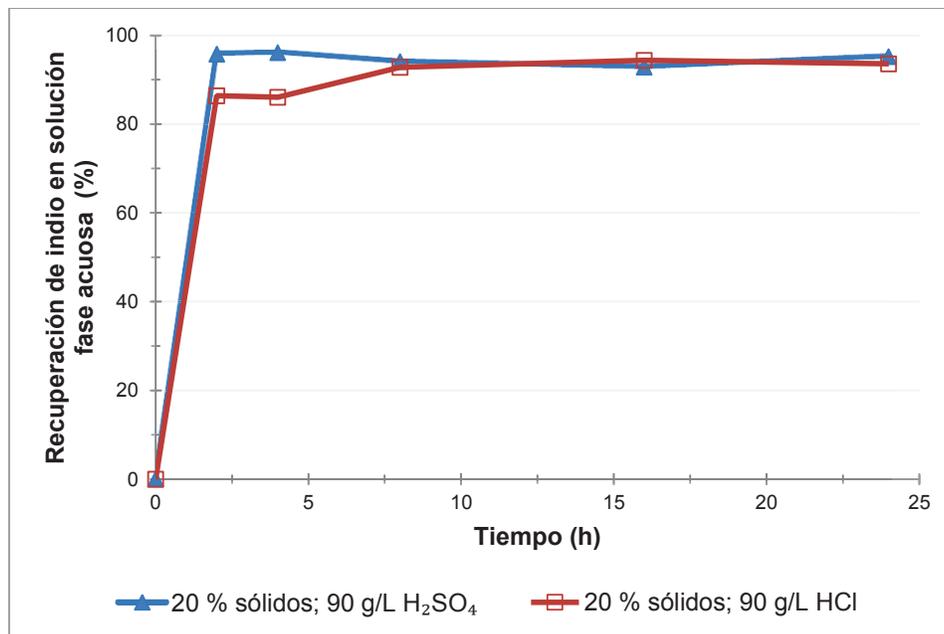


Figura 3.6. Influencia del tiempo de lixiviación en la recuperación de indio con H_2SO_4 y HCl a una concentración de 90 g/L, 20 % de sólidos, $d_{80}= 274 \mu\text{m}$.

En la Figura 3.5 y Figura 3.6 se establece que la disolución de indio incrementa con el tiempo y alcanza el equilibrio a las 2 horas del proceso con ácido sulfúrico (H_2SO_4) y un contenido de sólidos del 20 %, sin embargo para el caso del HCl se observa que es necesario un tiempo mayor de lixiviación (8 h) para que la reacción alcance el equilibrio siendo la recuperación de indio menor y requiriendo mayor tiempo para llegar al equilibrio. Además se favorece la formación de sulfato de indio con el uso de ácido sulfúrico y esto conviene en un proceso de calcinación donde éste será transformado en óxido de indio lo cual no ocurre con el cloruro de indio formado al usar ácido clorhídrico en el proceso de lixiviación, por esto se selecciona el ácido sulfúrico para estudios adicionales.

Se observa también que las recuperaciones de indio no disminuyen significativamente al realizar el proceso con 20 % de sólidos debido a esto se toma este contenido de sólidos para el proceso.

Asimismo de acuerdo a los diagramas de estabilidad Eh-pH mostrados en las Figura 1.7 y Figura 1.8, el indio se encuentra en forma de ión en valores de $\text{pH} < 2,8$ al ser combinado con ácido clorhídrico y ácido sulfúrico. El pH de las soluciones lixiviadas se encontró entre 0,8 y 1,6 es por esto que el indio se ve disuelto por el medio ácido al que se encuentra expuesto.

3.2.1.5. Influencia del tiempo de lixiviación en los principales contaminantes del panel LCD

Se realizó además las recuperaciones de los principales contaminantes de la muestra en distintos tiempos para la determinación de la influencia sobre la recuperación de indio. Las pruebas fueron realizadas con el polvo de panel pulverizado $d_{80} = 274 \mu\text{m}$. En la Figura 3.7 se presentan las recuperaciones de indio, hierro y aluminio en distintos tiempos de lixiviación.

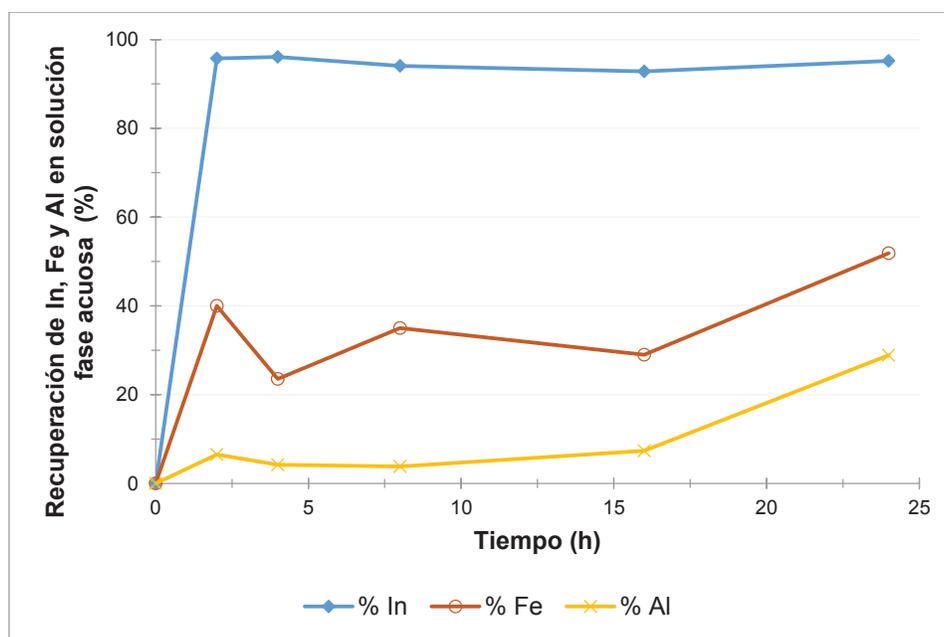


Figura 3.7. Influencia del tiempo de lixiviación en la recuperación de In, Al, y Fe a una concentración de 90 g/L de H_2SO_4 y 20 % sólidos, $d_{80} = 274 \mu\text{m}$.

En la Figura 3.7 se determina que el indio es lixiviado casi en su totalidad a partir de las 2 horas; con una concentración de H_2SO_4 de 90 g/L. Por otro lado el hierro

y el aluminio no son recuperados efectivamente en tiempos entre 0 y 16 horas de lixiviación, esto conviene al proceso debido que al trabajar en estas condiciones se obtiene menor contenido de impurezas en solución y una alta recuperación de indio en la misma. Como se mencionó en la etapa de caracterización, el hierro y aluminio son los principales contaminantes debido a la masa de estos contenida en el polvo, existe un error en la medición de hierro a la segunda hora debido a interferencias en el sistema. Se observa que a partir de las 16 horas de lixiviación estas impurezas empiezan a incrementar su contenido en la solución es por eso que con el afán de asegurar una recuperación alta de indio y bajo contenido de impurezas se eligió un tiempo de lixiviación bajo, correspondiente a 4 horas, donde se obtiene una recuperación de indio de 96,1 %, de hierro 23,6 % y de aluminio de 4,2 %.

3.3. EVALUACIÓN DEL PROCESO DE PURIFICACIÓN A PARTIR DE LAS SOLUCIONES LIXIVIADAS QUE CONTIENEN INDIO, MEDIANTE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES Y PRECIPITACIÓN.

En el estudio de purificación se realizó la separación de impurezas que eran parte del panel y pasaron a ser parte de la solución junto con el indio en la etapa de lixiviación. Estos elementos no deseados son el hierro y el aluminio.

3.3.1. PROCESO DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

En esta etapa de extracción por solventes se evaluó el efecto del pH de la solución fuerte, la influencia de distintos agentes extractantes, solventes, concentración de agente extractante y finalmente se estudió la influencia de la relación de volúmenes entre fase acuosa y fase orgánica (A/O) en la etapa de extracción y re extracción.

El proceso de extracción por solventes se efectuó con 2 clases de extractantes orgánicos: un intercambiador catiónico, dietilhexil fosfato (DEHPA) y un extractante de solvatación, tri-butil fosfato (TBP); los extractantes fueron disueltos tanto en diésel como en hexano obteniéndose así las soluciones de la fase orgánica para el proceso de extracción.

3.3.1.1. Influencia del pH en la extracción de indio

En esta etapa se analizó la transferencia del indio, hierro y aluminio desde la fase acuosa a la fase orgánica a un pH de 0,5 y 1,7 . Este ensayo se efectuó con dietil hexil fosfato (DEHPA). Los diluyentes de los extractantes fueron n-hexano y diésel. La Figura 3.8 presenta los resultados obtenidos.

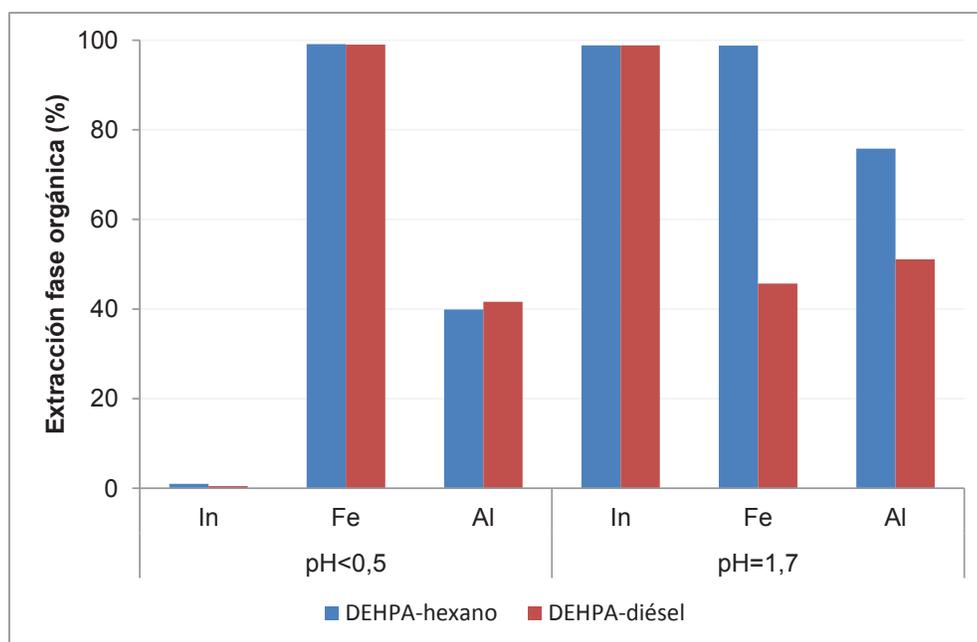


Figura 3.8. Influencia del pH en la extracción de In, Fe, Al con una concentración de extractante 1 M de DEHPA-hexano y DEHPA-diésel, tiempo de contacto 10 minutos.

La Figura 3.8 presenta el efecto del pH en la extracción de indio, hierro y aluminio mediante el uso de DEHPA como extractante y diluyentes: n-hexano y diésel respectivamente. Se observa que la extracción de indio a la fase orgánica a un pH menor a 0,5 es de apenas 0,76 % en promedio, esto se debe, a la preferente

extracción de otros metales tales como el Fe^{+2} y Al^{+3} . Por otro lado al alto contenido de iones H^+ presentes a este pH evitan que el ion In^{3+} sea capturado (Li et al., 2015) y desplaza el equilibrio hacia la izquierda en la reacción de extracción de indio disminuyendo la extracción del mismo (Ritcey, 1984, p. 8). Sin embargo a un valor de pH de 1,7 se observa un incremento sustancial en la extracción de indio a la fase orgánica llegando a un promedio de 98,83 % de extracción. Esto se debe a la disminución en la concentración de iones H^+ viéndose favorecida la extracción de indio de acuerdo con el principio de Le Chatelier. Finalmente se puede observar que la extracción de Fe^{2+} y Al^{3+} disminuye a $\text{pH}=1,7$; debido a que para este valor de pH existe una hidrólisis de los iones Fe^{2+} y Al^{3+} lo cual dificulta su extracción (Li et al., 2010, p. 363).

Se analizó el pH con otro extractante orgánico como lo es el tributil fosfato TBP. Los diluyentes de los extractantes fueron n-hexano y diésel. La Figura 3.9 presenta los resultados obtenidos.

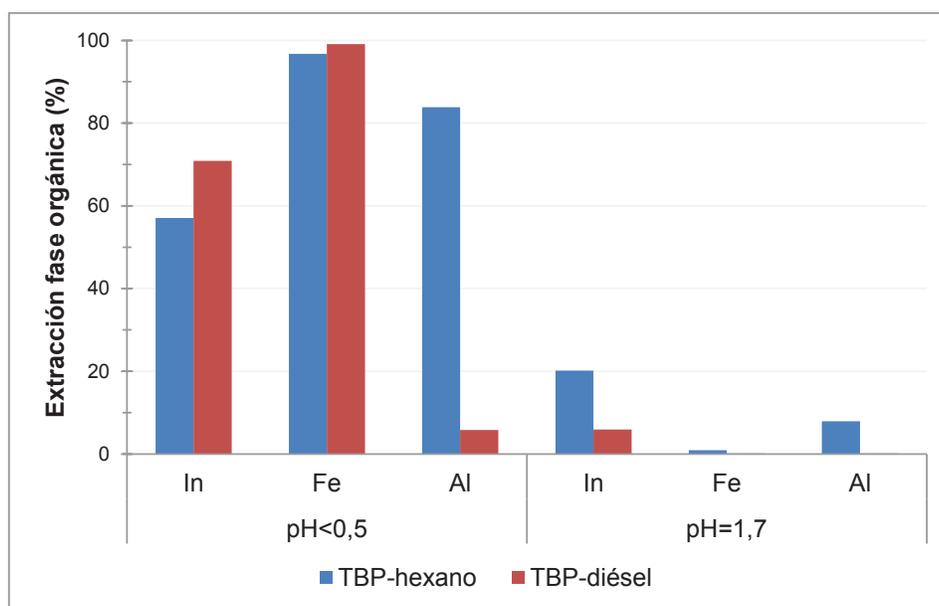


Figura 3.9. Influencia del pH en la extracción en la fase orgánica de In, Fe, Al con una concentración de extractante 1 M de TBP-Hexano y TBP-Diésel, tiempo de contacto 10 minutos.

De acuerdo a la Figura 3.9, la extracción mediante el uso de TBP como agente extractante en distintos solventes orgánicos como son el hexano y el diésel no

presentan resultados satisfactorios para la recuperación de indio. A pH=0,5 se presenta una extracción promedio de 64 % de indio. A pH=1,7 la extracción promedio de indio es de 13 %. De los resultados obtenidos con el tributil fosfato se observa que no es un extractante selectivo para el indio debido a que el complejo formado no es lo suficientemente estable para la extracción a ninguno de los dos pH por tanto se descarta este extractante. De las Figuras 3.7 y 3.8 se determina que el mejor pH para realizar la extracción de indio es de 1,7 con el uso de dietil hexil fosfato (DEHPA) como extractante, diésel y n-hexano como diluyentes.

3.3.1.2. Precipitación de indio

Se realizó un ensayo con la solución proveniente de la extracción por solventes con pH<0,5 y potencial de 0,3 V. Se procedió a precipitar la muestra de 50 mL mediante el uso de una solución 6 M de Na(OH). De acuerdo a la Figura 1.6 correspondiente al diagrama de estabilidad Eh-pH del indio, hierro y aluminio, el indio se encuentra en su zona de precipitación en rango de pH comprendido entre 3,0 y 12,2. En el ensayo se alcanzó un pH de 8,5 para asegurar la precipitación del compuesto. El porcentaje de precipitación de los compuestos en forma de hidróxido se destaca en la Tabla 3.7.

Tabla 3.7. Porcentaje de precipitación de acuerdo a la concentración obtenida en el filtrado.

Precipitación	In (mg/L)	Fe (mg/L)	Al (mg/L)	[In] (mg)	[Fe] (mg)	[Al] (mg)
Concentración inicial	200,00	1,10	567,00	10,00	0,05	28,35
Concentración final	0,66	0,32	11,90	0,05	0,02	0,87
	Elementos en el filtrado (%)			0,48	42,47	3,06
	Precipitación (%)			99,52	57,53	96,94

De los resultados de la Tabla 3.7 se comprueba que la precipitación se da de manera efectiva pero el óxido de indio precipitado no es visible debido al bajo contenido de indio presente en la muestra. Por otro lado, existe una gran cantidad de sulfato de sodio formado en la reacción de neutralización y este precipita. La solución se sobresatura de sulfato de sodio y contamina así el hidróxido de indio obtenido. Para la eliminación de sulfato de sodio es necesario un lavado posterior del precipitado obtenido.

Finalmente se nota que con la precipitación del óxido de indio existe una precipitación parcial de hidróxido de hierro y una precipitación completa de hidróxido de aluminio. De acuerdo al diagrama de estabilidad Eh-pH mostrado en la Figura 1.6 se observa que al obtener un rango de pH entre 9,4 y 12 se obtiene indio en forma de hidróxido y se mantiene en solución al aluminio que es el principal contaminante de la solución.

3.3.1.3. Influencia de la relación volumétrica entre fase orgánica y fase acuosa en el proceso de extracción por solventes.

En esta etapa se analizó la capacidad del dietil hexil fosfato (DEHPA) para captar iones indio, hierro y aluminio desde la fase acuosa hacia la fase orgánica en distintas relaciones. En la Tabla 3.8 se muestra la influencia entre fases (O:A) correspondiente a 1:1 y 1:6 usando DEHPA como extractante y diésel como diluyente.

Tabla 3.8. Influencia de la relación entre la fase orgánica y la fase acuosa (O/A) en la extracción por solventes con DEHPA 0,25 M como extractante y diésel como solvente con tiempo de contacto de 10 minutos.

Relación O:A	% Extracción In	% Extracción Fe	% Extracción Al
1:1	98,7	97,8	20,8
1:6	98,9	99,9	99,5

En la Tabla 3.9 se indican los resultados entre fase acuosa y fase orgánica correspondiente a: 1:1 y 1:6 usando DEHPA como extractante y n-hexano como diluyente.

Tabla 3.9. Influencia de la relación entre la fase orgánica y la fase acuosa (O/A) en la extracción por solventes con DEHPA 0,25 M como extractante y hexano como solvente con tiempo de contacto de 10 minutos.

Relación O:A	% Remoción In	% Remoción Fe	% Remoción Al
1:1	98,80	98,70	12,30
1:6	98,90	98,90	98,00

En las Tabla 3.8 y Tabla 3.9 se observa que al incrementar el contenido de fase orgánica respecto a la fase acuosa en una relación 1:6, no existe una variación significativa en la extracción de indio con respecto a la relación 1:1. Por otro lado el porcentaje de extracción de aluminio incrementa. Es decir al tener mayor contenido de fase orgánica, los iones Al^{3+} son extraídos con mayor facilidad. Por lo tanto el incremento de la fase orgánica en la etapa de extracción no es conveniente para el proceso ya que no aumenta significativamente la extracción de indio e implica un mayor contenido de impurezas transferidas desde la fase acuosa hacia la fase orgánica junto con un mayor gasto tanto de extractante como de solvente.

3.3.1.4. Influencia de la concentración de agente extractante

En ensayos realizados previamente se determinó que el DEHPA es el extractante adecuado para la extracción de indio. Se valoró el efecto de la concentración (0,25; 0,50; 1,00) M de agente extractante mediante el uso de distintos solventes como son el diésel y el hexano. En la Figura 3.10 se determina la influencia de la concentración de DEHPA en la extracción de indio, hierro y aluminio con diésel como diluyente y una relación de 1 entre fases acuosa y orgánica.

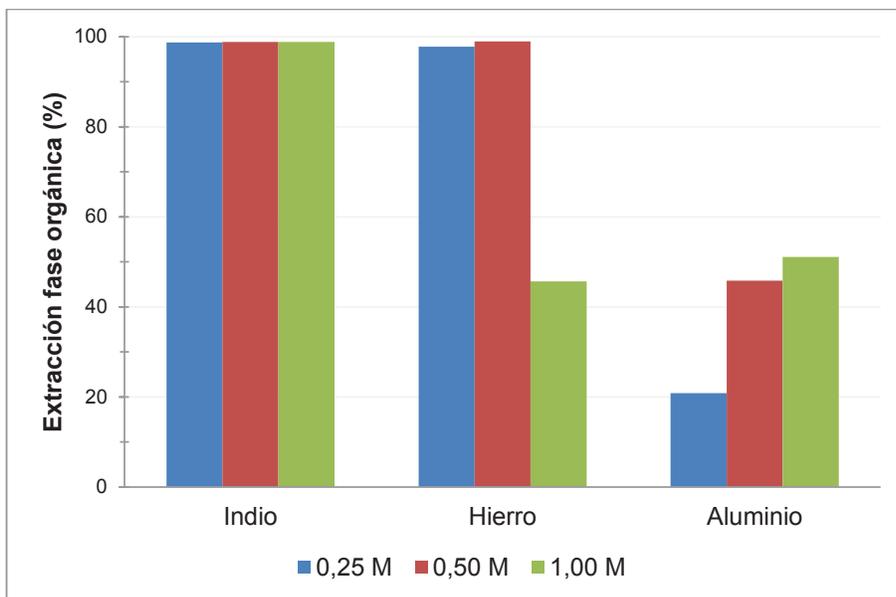


Figura 3.10. Influencia de la concentración de DEHPA en la extracción de indio usando diésel como diluyente; relación A/O = 1 y tiempo de contacto de 10 min.

En la Figura 3.11 se detalla la influencia de la concentración de DEHPA en la extracción de indio, hierro y aluminio con hexano como diluyente y una relación de 1 entre fases acuosa y orgánica.

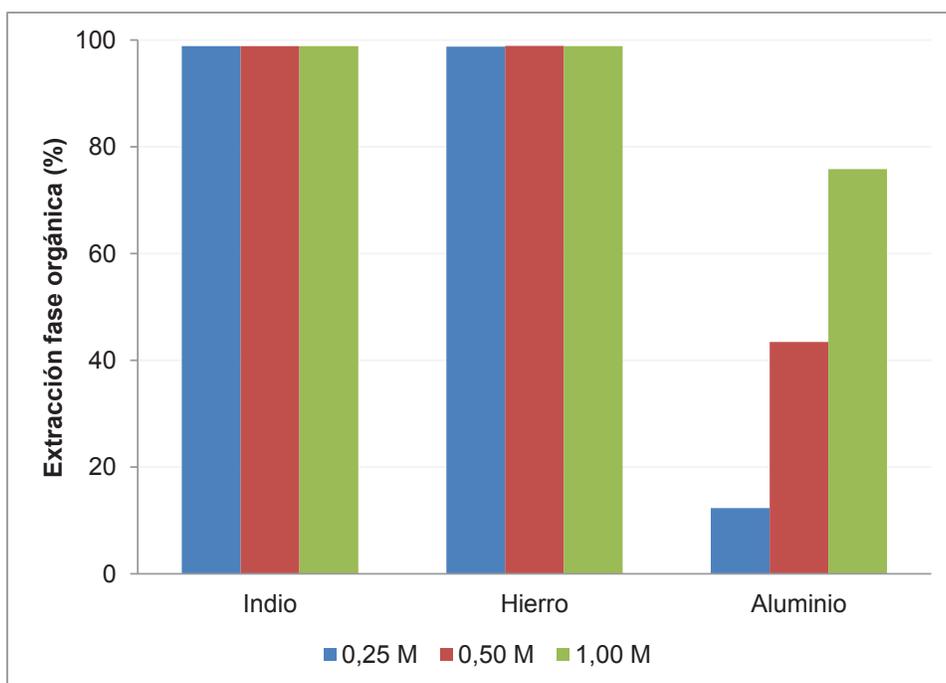


Figura 3.11. Influencia de la concentración de DEHPA en la extracción de indio usando hexano como diluyente; relación A/O = 1 y tiempo de contacto de 10 min.

En la Figura 3.10 y Figura 3.11 se determina que para los ensayos realizados a una concentración 0,25 M de DEHPA en diésel y DEHPA en hexano; la extracción es selectiva tanto para el indio como para el hierro, obteniéndose porcentajes de extracción promedio del 98,8 % y 98,3 % respectivamente. Ambos metales son extraídos con facilidad a bajas concentraciones de extractante, esto se debe principalmente a la alta estabilidad del complejo formado. (Ritcey, 1984, p. 64). El incremento en la concentración de DEHPA no afecta significativamente a la extracción de indio y hierro. Por otro lado conforme se incrementa la concentración de extractante, la fase orgánica presenta mayor contenido de aluminio en la misma, un incremento en la concentración de DEHPA de 0,25 a 1,00 M incrementa la extracción de aluminio en un promedio de 46,86 %, esto no conviene al proceso debido a la mayor generación de impurezas en la fase orgánica. Finalmente se puede observar que ambos diluyentes actúan efectivamente en la extracción de indio, por razones de costos y facilidad de obtención se seleccionará como diluyente al diésel.

3.3.2. PROCESO DE RE-EXTRACCIÓN

El objetivo de la etapa de re-extracción es transferir los iones indio presentes en la fase orgánica a una fase acuosa, para lo cual probaron distintas concentraciones de ácido sulfúrico (2; 4; 6; 8; 10) M, además la variación de la concentración del extractante orgánico debido a que el complejo formado con el metal de interés es muy estable. La Figura 3.12 estudia el efecto de la concentración de extractante DEHPA y diluyente diésel para la re-extracción de indio mediante el uso de ácido sulfúrico a distintas concentraciones.

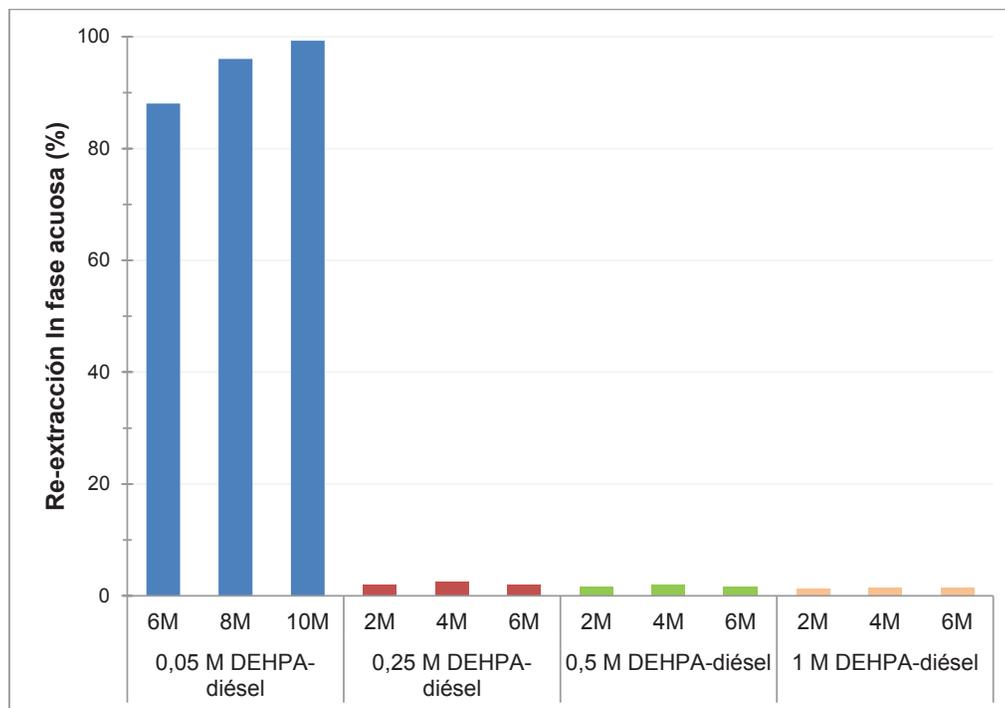


Figura 3.12. Re-extracción de indio a partir de soluciones concentradas de Dehpa-Diésel 0,05; 0,25; 0,5; 1 M con ácido sulfúrico 2; 4; 6; 8; 10 M.

De acuerdo con la Figura 3.12 la reextracción de indio en el sistema DEHPA-diésel a diferentes concentraciones de ácido sulfúrico es mínima para concentraciones correspondientes a 2; 4 y 6 M. La principal causa de este fenómeno es la alta estabilidad del complejo formado en la fase orgánica debido a la concentración del mismo el cual está entre 0,25; 0,50; 1,00 M.

De acuerdo con Ritcey estos complejos de alta estabilidad pueden ser separados mediante el uso de soluciones ácidas de alta concentración y mediante el uso de soluciones aún más diluidas de extractante (Fortes y Benedetto, 1998, p. 450). Debido a esto se utilizó menor concentración de extractante correspondiente a 0,05 M y se incrementó la concentración de ácido produciendo un porcentaje de re-extracción de indio desde la fase orgánica 0,05 M hacia la fase acuosa correspondiente alcanzando una re-extracción máxima de 99,28 % mediante el uso de ácido sulfúrico 10 M.

3.3.3. PURIFICACIÓN DE SOLUCIONES LIXIVIADAS MEDIANTE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES A BAJA CONCENTRACIÓN DE DEHPA-DIÉSEL Y RE-EXTRACCIÓN CON SOLUCIONES ÁCIDAS CONCENTRADAS.

La re-extracción de indio mediante el uso de soluciones de ácido sulfúrico (2; 4; 6) M no se realizó de manera efectiva debido a la alta estabilidad del complejo formado en la fase orgánica. Por lo tanto para poder re-extraer el indio de la fase orgánica se cambiaron parámetros del proceso, empezando por realizar pruebas de extracción a menor concentración de agente extractante correspondiente a 0,05 M DEHPA-diésel. Se encontraron estudios donde la extracción de indio se realizaba de manera efectiva a concentraciones bajas de extractante (Fortes y Benedetto, 1998, p. 450). Finalmente se realizó la re-extracción con soluciones de ácido sulfúrico de mayor concentración 6; 8 y 10 M y de esta manera se determinó las condiciones finales para las etapas de extracción y re-extracción.

En la Figura 3.13 se observan los resultados de extracción obtenidos con ensayos realizados con DEHPA-diésel 0,05 M y re-extracción a distintas concentraciones de ácido 6; 8; 10 M.

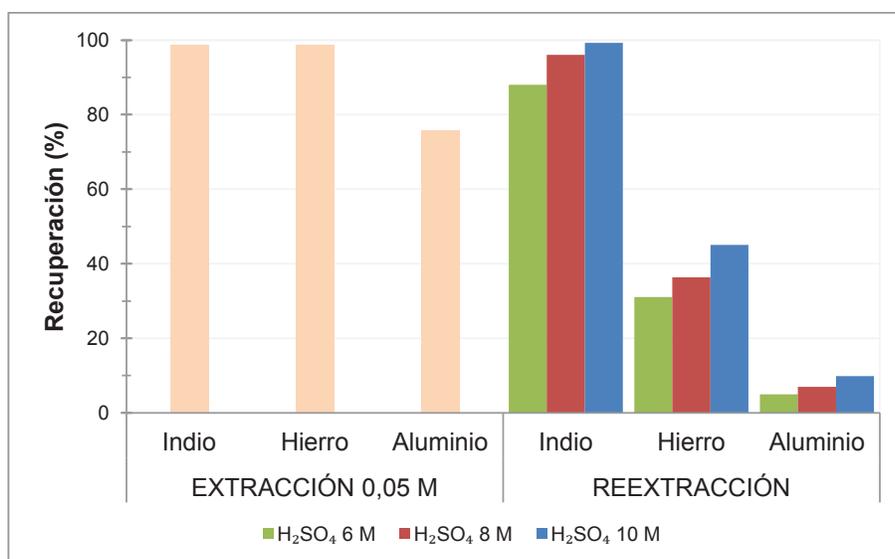


Figura 3.13. Influencia de la concentración del agente extractante en la extracción y la concentración de ácido sulfúrico en la re-extracción.

Como se puede observar en la Figura 3.13 al usar una solución de DEHPA-diésel 0,05 M se observa que el proceso de extracción sigue funcionando con una extracción de indio correspondiente al 98 %. Se logra además un incremento significativo en la re extracción de indio a la fase acuosa. Además el aumento en la concentración de ácido en la solución correspondiente al *stripping* incrementa la recuperación de In^{3+} en solución hasta alcanzar una re extracción máxima del 99 % usando la solución ácida 10 M, seguida del 96 % con la solución 8 M y 88 % con la solución 6 M.

3.3.4. ENSAYO CON 0,6 kg DE POLVO DE PANEL LCD

Con el fin de obtener un precipitado de indio se realizó un ensayo donde se trató 600 g de panel LCD con un contenido de sólidos del 20 %. Se realizó una lixiviación durante 4 horas. La solución fuerte pasó a un proceso de extracción por solventes con una concentración de agente extractante DEHPA correspondiente a 0,025 M, relación O:A de 1 y un tiempo de contacto entre fases de 10 minutos. La re-extracción fue realizada a concentración 8 M, relación A:O de 6 y un tiempo de contacto entre fases de 5 minutos. En la Figura 3.14 se especifican los resultados obtenidos.

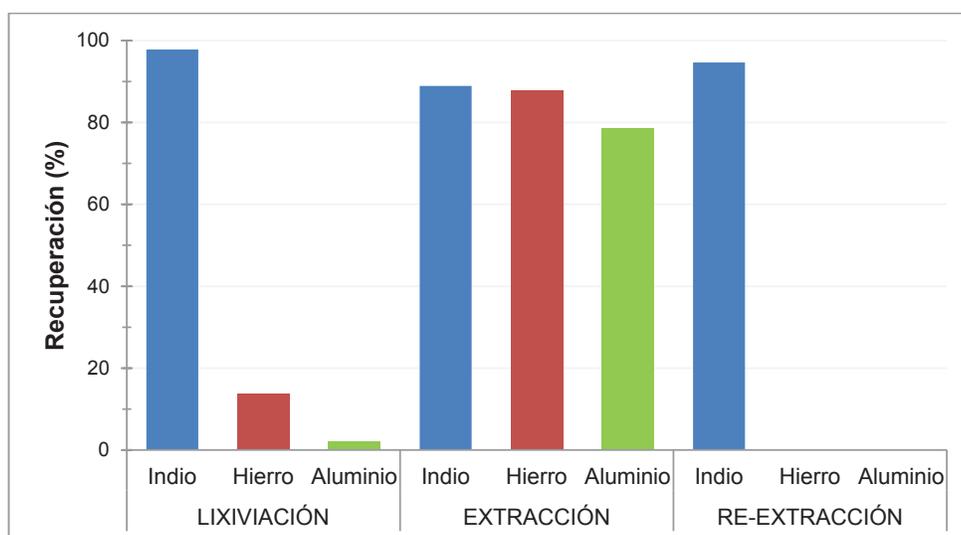


Figura 3.14. Ensayo del proceso para la recuperación de indio proveniente de los paneles de cristal líquido LCD.

Como se puede observar en la Figura 3.14 la réplica del proceso de recuperación de indio a baja escala presentó resultados que se adaptan a los ensayos a escala laboratorio. En la etapa de lixiviación se logró obtener una recuperación total de indio (SF+SL) del 97,8 % para un tiempo de lixiviación de 4 horas. La posterior etapa de extracción por solventes presentó una extracción del 88,9 % de indio y finalmente la re extracción del mismo usando ácido sulfúrico 8 M fue de 95,1 %.

3.3.5. EVAPORACIÓN DE LA SOLUCIÓN PURIFICADA Y CALCINACIÓN DEL SULFATO DE INDIO OBTENIDO

Una vez obtenida la solución del proceso de re-extracción, ésta pasó a un proceso de evaporación hasta alcanzar la sobresaturación de la misma, punto en el cual el sulfato de indio precipita. El polvo obtenido correspondiente a sulfato de indio fue llevado a un proceso de calcinación durante 2 horas a 700 ° C. En la Figura 3.15 se indica la composición cualitativa del polvo obtenido por medio de un análisis de difracción de rayos X.

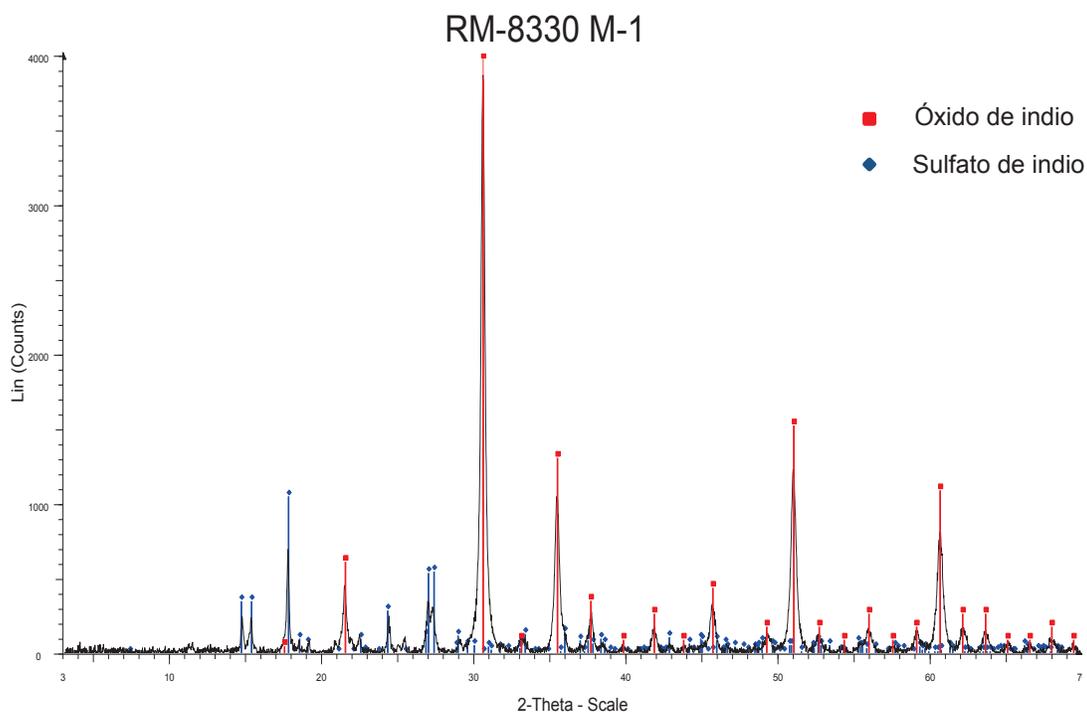


Figura 3.15. Difractograma del producto obtenido posterior al proceso de calcinación del sólido precipitado.

Como se puede observar en el difractograma, el compuesto obtenido corresponde a una mezcla de óxido de indio y sulfato de indio. Esto se debe principalmente a que esta etapa no alcanzó una conversión completa del sulfato debido al tiempo de calcinación empleado y a la temperatura del proceso utilizada. Este problema puede ser solucionado incrementando el tiempo de calcinación hasta alcanzar una conversión completa.

3.4. SELECCIÓN DE LA ALTERNATIVA TÉCNICA Y ECONÓMICAMENTE VIABLE PARA LA VALORIZACIÓN DEL PANEL DE CRISTAL LÍQUIDO DESCARTADO (LCD).

Para la selección de la capacidad de la planta se tomaron en cuenta datos de importación de pantallas LCD generados por el BCE en el año 2013, se eligió este año debido a que se considera que la duración de una pantalla de cristal líquido es de 3 a 8 años. Se investigó que en el año 2013 existió una importación de 1 204,3 t de pantallas LCD. El peso promedio de una pantalla LCD es de 12 kg, teniendo de esta manera 1 00 000 pantallas importadas en Ecuador. Además la producción y ensamblaje en Ecuador para ese año fue de aproximadamente 200 000 pantallas. Se asumió que el 30 % de las pantallas LCD van a tener que cambiar su panel de cristal líquido cada año. Por tanto se van a tratar 90 000 pantallas anualmente. Esto equivale a un tratamiento de 7 500 pantallas por mes.

3.4.1. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

Las pantallas LCD son dispuestas en el área de almacenaje donde son desmanteladas manualmente. Las partes correspondientes a: difusores de imagen, polarizadores, capa antideslumbrante, monitor (marco exterior), serán clasificados y almacenados para enviarlos a gestores ambientales. El panel LCD será el que se use para la recuperación de indio; éste pasará a un proceso de disminución de tamaño donde se disminuirá el tamaño de partícula.

3.4.1.1. Recuperación de indio a partir del panel de cristal líquido

El panel es llevado a un proceso de reducción de tamaño, en el cual se introduce las pantallas a un tamaño de partícula de 200 mm y se reduce a un tamaño menor a 3 mm mediante una trituración de martillos. Una vez obtenido el polvo del panel se lo lleva a la etapa de lixiviación, se coloca la masa en un tanque mecánicamente agitado. Se añade una solución de ácido sulfúrico con concentración 90 g/L. El proceso tiene una duración de 4 horas. Se filtra la solución cargada de metales culminada la lixiviación. El relave será lavado durante 30 minutos en agitación continua. La pulpa obtenida se bombea a un filtro prensa y se separará el relave contenido junto con la solución fuerte con la solución de lavado. El relave es llevado a un horno, donde se elimina el contenido de orgánicos del panel.

La solución fuerte y la solución de lavado se unen, las cuales se encuentran cargadas con indio. La solución pasa a un tanque agitado para la etapa de extracción por solventes donde se realiza la purificación de indio. La solución proveniente de la lixiviación se pone en contacto con la fase orgánica DEHPA-diésel con concentración 0,025 M. El contacto entre fases será de 10 minutos.

Se esperará a que las fases decanten, la fase acuosa será removida por la parte inferior del tanque y será llevada a recirculación debido a que los metales de interés fueron extraídos de esta fase. Se recirculará el 30 % de solución acuosa y el resto será repuesto con solución fresca. La fase orgánica es llevada a un tanque para el proceso de re-extracción, la relación entre fases orgánica acuosa será de 1:6 para permitir la concentración de indio en la cual se adicionará una solución de ácido sulfúrico con concentración 8 M, donde el sistema posee una agitación continua durante 5 minutos.

La solución orgánica pasará a un proceso de *scrubbing* donde la fase orgánica descargará a los metales hierro y aluminio mediante la adición de ácido

clorhídrico 6 M en relación 1:6. La solución orgánica puede ser recirculada al proceso de extracción por solventes.

La solución de ácido sulfúrico con alto contenido de indio pasará a un evaporador donde se eliminará el agua y el ácido. El proceso se realizará hasta evaporar el agua y el ácido contenidos en la solución donde se podrá observar una solución de sulfato de indio concentrada. La solución de agua y ácido evaporados serán recirculados a la etapa de re-extracción.

El sólido es recolectado y pasa a un proceso de calcinación donde el sulfato de indio es transformado a óxido de indio, para lo cual la solución será llevada a un horno a 700 °C por un tiempo de 2 horas. Se elimina el SO₂ proveniente del sulfato y se tiene un producto con elevada pureza. En la Figura 3.16 se expone el esquema de bloques del proceso de recuperación de indio.

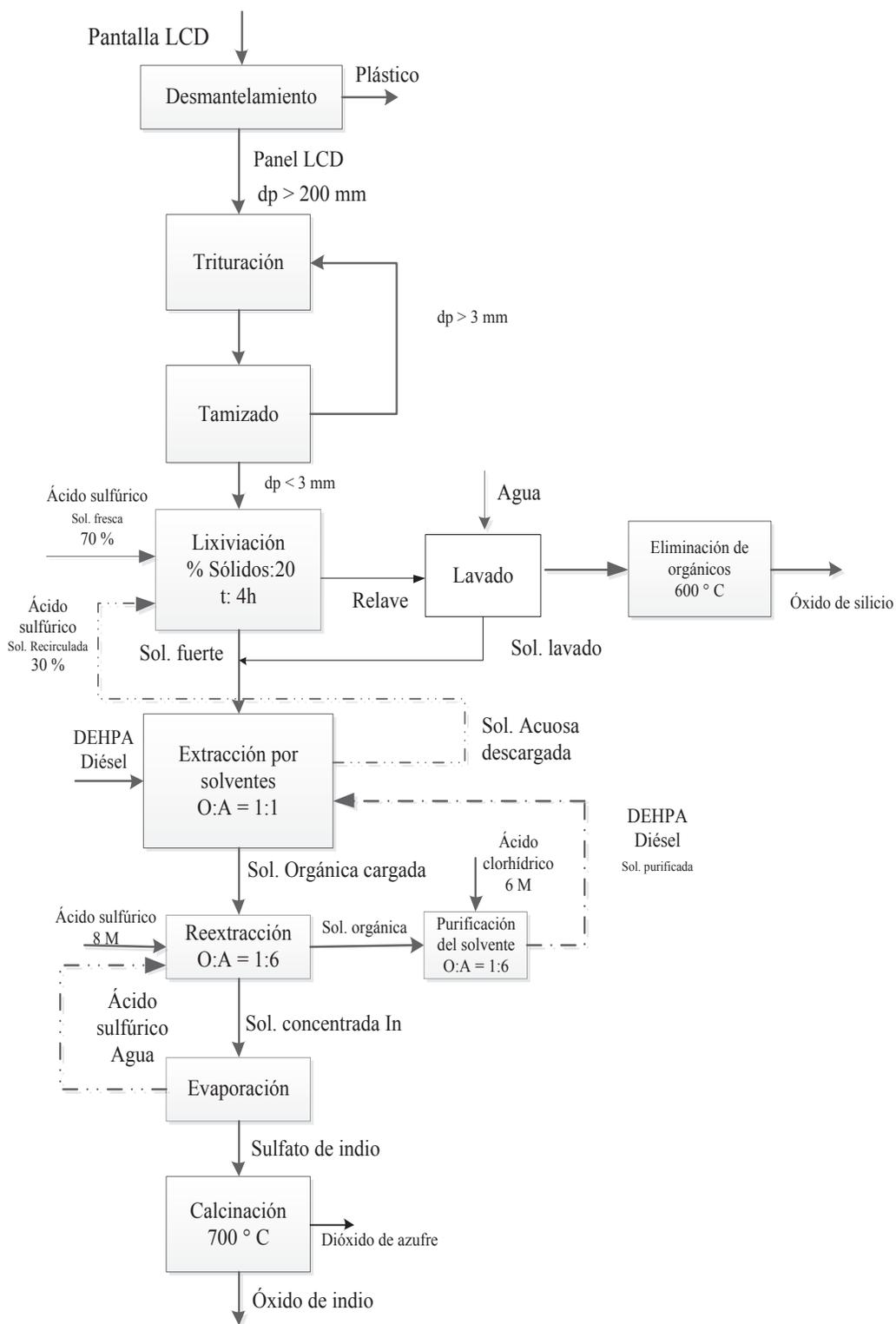


Figura 3.16. Diagrama de bloques de la recuperación de indio a partir de las pantallas LCD descartadas

3.4.2. CONDICIONES DE OPERACIÓN

Se seleccionaron los parámetros de operación junto con las operaciones unitarias que permitieron la mayor recuperación de indio en cada uno de los ensayos realizados en los experimentos a escala laboratorio.

3.4.2.1. Recuperación de indio proveniente del panel de cristal líquido

Cada uno de los procesos realizados tiene condiciones propias del sistema que permiten obtener una mayor recuperación de indio.

El panel de cristal líquido es sometido a una reducción de tamaño, mediante una molienda en trituradora de martillos se determinan las condiciones del proceso como se muestra en la Tabla 3.10.

Tabla 3.10. Proceso de disminución de tamaño del panel de cristal líquido

Abertura alimentación (mm)	200
Rango descarga (mm)	< 3

El polvo proveniente de la reducción de tamaño pasará a un proceso de lixiviación. En la Tabla 3.11 se exponen los parámetros del proceso de lixiviación.

Tabla 3.11. Parámetros de operación en el proceso de lixiviación

Agente lixivante	Ácido sulfúrico
Concentración (g/L)	90
Porcentaje de sólidos (%)	20
Tiempo (h)	4
Temperatura (°C)	20

El relave posterior a la lixiviación pasará a un proceso de lavado. Las condiciones del proceso se muestran a continuación en la Tabla 3.12.

Tabla 3.12. Parámetros operativos en lavado

Lavado	H ₂ O
Tiempo de lavado (h)	0,5
Temperatura (°C)	20

En la Tabla 3.13 se exponen los parámetros de operación para el proceso de extracción.

Tabla 3.13. Parámetros de operación en extracción por solventes

Solvente	Diésel
Extractante	DEHPA
Concentración (M)	0,025
Tiempo (min)	10
Relación A:O	1
pH	1,7
Temperatura (°C)	20

En la Tabla 3.14 se exponen los parámetros operativos en el proceso de re-extracción.

Tabla 3.14. Condiciones de operación en el proceso de re-extracción por solventes

Ácido para re-extracción	Ácido sulfúrico
Concentración (M)	8
Tiempo (min)	10
Relación A:O	6
pH	< 0,5
Temperatura (°C)	20

En la Tabla 3.15 se muestran los parámetros operativos para la purificación de la fase orgánica proveniente de la extracción por solventes para lo cual se utilizó ácido clorhídrico.

Tabla 3.15. Condiciones de operación en el proceso de purificación de la solución orgánica

Ácido para re-extracción	Ácido clorhídrico
Concentración (M)	6
Tiempo de contacto (min)	10
Relación A:O	6
pH	< 0,5
Temperatura (°C)	20

En la Tabla 3.16. se exponen los parámetros operativos para el proceso de evaporación de la solución de ácido en exceso proveniente de la re-extracción, donde se obtiene sulfato de indio.

Tabla 3.16. Parámetros operativos en el proceso de evaporación

Tiempo de evaporación (h)	1
Temperatura (°C)	70
Presión	Vacío

En la Tabla 3.17. se muestran los parámetros para calcinar el producto donde el sulfato se convertirá en óxido de indio de alta pureza

Tabla 3.17. Parámetros operativos de calcinación

Tiempo de calcinación (h)	2
Temperatura (°C)	700

En la Tabla 3.18 se muestra las condiciones para el proceso de eliminación de orgánicos del polvo de panel.

Tabla 3.18. Parámetros operativos en la eliminación de orgánicos

Tiempo de calcinación (h)	2
Temperatura (°C)	600

3.4.3. BALANCE DE MASA

Para el balance de masa se tomaron en cuenta datos de importación de pantallas LCD generados por el BCE en el año 2013 y la producción nacional de pantallas, se considera que la duración de una pantalla de cristal líquido es entre 3 a 8 años. Se determinó que en el año 2013 existió una importación de 1 204,3 t de pantallas LCD. El peso promedio de una pantalla LCD es de 12 kg, teniendo de esta manera 100 000 pantallas importadas en Ecuador. Además la producción y ensamblaje en Ecuador fue de aproximadamente 200 000 pantallas. Se asume que el 30 % de las pantallas LCD van a tener que cambiar su panel de cristal líquido cada año. Por tanto se van a tratar 90 000 pantallas anualmente. Esto equivale a un tratamiento de 7 500 pantallas por mes.

3.4.3.1. Resumen del balance de masa

En la Tabla 3.19 se presentan las entradas al sistema para un procesamiento de 7 500 pantallas LCD por mes.

Tabla 3.19. Entradas al proceso de recuperación indio a partir del panel LCD.

Proceso	Entrada	Flujo (t/mes)
Lixiviación	Panel LCD	10,00
	Ácido sulfúrico	3,67
	Agua	36,30
Lavado	Agua	12,00
Extracción por solventes	DEHPA	0,34
	Diésel	35,07
Re-extracción	Agua	1,39
	Ácido sulfúrico	5,50
Purificación del solvente	Ácido clorhídrico	4,10
	Agua	2,83

En la Tabla 3.20. se muestran los productos luego de la realización del balance de masa.

Tabla 3.20. Productos del proceso de recuperación de indio proveniente del panel LCD

Producto	Flujo (kg/mes)
Óxido de indio	4,47
Óxido de silicio	9 100,00

3.4.3.2. Diagrama de flujo del proceso - PFD

En la Figura 3.17 se expone el diagrama del proceso con recirculación de reactivos los cuales se muestran con líneas entrecortadas. En el proceso de lixiviación se va a recircular el 30 % de la solución que fue utilizada, el resto será repuesto con solución fresca como muestra el diagrama. Además la unión de corrientes se observa a través de una doble línea.

DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS

El dimensionamiento de equipos se realizó de acuerdo a los requerimientos de equipos logrados en el balance de masa, y de resultados experimentales para la obtención de óxido de indio a partir de pantallas LCD.

3.4.3.3. Especificaciones del proceso de reducción de tamaño

En la disminución de tamaño de partícula se utilizó una trituradora de martillos y un tamiz vibratorio. El panel fue reducido de tamaño desde 200 mm a 3 mm. Se dispuso un circuito de trituración directo. Las especificaciones de los procesos de reducción y tamizado se muestran en la Tabla 3.21 y Tabla 3.22.

Tabla 3.21. Especificaciones de la reducción de tamaño (Trituradora de martillos / M-101)

Capacidad (kg/día)	500,00
dp entrada (mm)	200,00
dp descarga (mm)	< 3,00
Potencia (kW)	11,00

Tabla 3.22. Especificaciones de reducción de tamaño (Tamiz vibratorio / T-101)

Capacidad (kg/día)	500,00
Abertura (mm)	< 3,00
Constante de tamizado (t/pie².h)	1,287
Área (m²)	0,005
Potencia (kW)	0,50

3.4.3.4. Especificaciones del proceso de lixiviación y lavado

Se realizó el diseño de los tanques para los proceso de lixiviación y lavado a partir de los requerimientos. Se muestran las especificaciones de los tanques en las Tabla 3.23 y Tabla 3.25, además del sistema de agitación a ser utilizado es mostrado en las Tabla 3.24 y Tabla 3.26. El material seleccionado para los tanques fue AISI 316 L debido a que se trabaja con reactivos corrosivos. Se realizó además una filtración posterior a la lixiviación del polvo de panel LCD y del lavado. Se determinó en la Tabla 3.27 la capacidad de los filtros requeridos.

Tabla 3.23. Especificaciones para el proceso de lixiviación (Tanque agitado / TK-101)

Pulpa (kg/día)	2 500,00
Presión (psi)	3,93
Material	AISI 316L
Resistencia de diseño (N/m²)	200
Eficiencia de soldadura	0,75
Diámetro tanque (m)	1,03
Altura tanque (m)	2,76
Espesor (mm)	7,00
Tipo de fondo	Toriesférico
Altura tapa (m)	0,21
Deflectores	4
Longitud deflector (m)	0,10
Volumen (m³)	2,39
Número de tanques	1

Tabla 3.24. Especificaciones de agitación en el tanque de lixiviación (Agitador)

Tipo impulsor	6 aspas planas
Diámetro impulsor (m)	0,34
Altura impulsor (m)	0,07
Potencia (kW)	11,92

Tabla 3.25. Especificaciones para el lavado (Tanque agitado / TK-102)

Pulpa (kg/día)	1 100
Presión (psi)	3,93
Material	AISI 316L
Resistencia de diseño (N/m²)	200
Eficiencia de soldadura	0,75
Diámetro tanque (m)	0,68
Altura tanque (m)	2,24
Espesor (mm)	7,00
Tipo de fondo	Toriesférico
Altura tapa (m)	0,04
Volumen (m³)	2,39
Número de tanques	1

Tabla 3.26. Especificaciones del sistema de agitación del tanque para el proceso de lavado (Agitador)

Tipo impulsor	6 aspas planas
Diámetro impulsor (m)	0,23
Altura impulsor (m)	0,05
Potencia (kW)	7,13

Tabla 3.27. Especificaciones del proceso de lixiviación y lavado (Filtro prensa / FT-101; FT-102)

Capacidad (m²)	50,00
Longitud (m)	4,4
Ancho (m)	1,25
Altura (m)	1,3
Presión (bar)	7,00
Potencia (kW)	4,00
Área placa (mm)	870 x 870

3.4.3.5. Especificaciones para el proceso de extracción por solventes

Se determinaron las características para el sistema de extracción por solventes, se dispone de un tanque para la extracción con su respectivo agitador se muestra en la Tabla 3.28 y Tabla 3.29. Se determinó además las dimensiones para el proceso de re-extracción debido a la relación 1:6 entre la fase acuosa y la fase orgánica se muestra en la Tabla 3.30 y Tabla 3.31 Además debido al proceso de purificación del solvente para su recirculación se dimensionó un tanque para la realización de este proceso que se muestra en la Tabla 3.32 y Tabla 3.33.

Tabla 3.28. Especificaciones del proceso de extracción por solventes (Tanque agitado)

Masa de pulpa (kg/día)	1 770,83
Presión (psi)	1,97
Material	AISI 316L
Resistencia de diseño (N/m²)	200
Eficiencia de soldadura	0,75
Diámetro tanque (m)	1,33
Altura tanque (m)	3.22
Espesor (mm)	7,00
Tipo de fondo	Toriesférico
Altura tapa (m)	0,27
Volumen (m³)	4,65

Tabla 3.29. Especificaciones del proceso de extracción por solventes (Agitador)

Tipo impulsor	6 aspas planas
Diámetro impulsor (m)	0,43
Altura impulsor (m)	0,34
Potencia (kW)	15,48

Tabla 3.30. Especificaciones del proceso de re-extracción (Tanque agitado / TK-104)

Masa de pulpa (kg/día)	6 933,52
Presión (psi)	1,31
Material	AISI 316L
Resistencia de diseño (N/m²)	200,00
Eficiencia de soldadura	0,75
Diámetro tanque (m)	1,02
Altura (m)	2,74
Espesor (mm)	7,00
Tipo de fondo	Toriesférico
Altura tapa (m)	0,21
Volumen (m³)	2,31

Tabla 3.31. Especificaciones del proceso de re-extracción (Agitador)

Tipo impulsor	6 aspas planas
Diámetro impulsor (m)	0,34
Altura impulsor (m)	0,07
Potencia (kW)	9,3

Tabla 3.32. Especificaciones de purificación de solución orgánica (Tanque de *scrubbing* / TK-105)

Masa de pulpa (kg/día)	2 116,99
Presión (psi)	1,31
Material	AISI 316L
Resistencia de diseño (N/m²)	200,00
Eficiencia de soldadura	0,75
Diámetro tanque (m)	1,02
Altura tanque (m)	2,74
Espesor (mm)	7,00
Tipo de fondo	Toriesférico
Altura tapa (m)	0,20
Volumen (m³)	2,31

Tabla 3.33. Especificaciones del proceso de purificación de solución orgánica (Agitador)

Tipo impulsor	6 aspas planas
Diámetro impulsor (m)	0,33
Altura impulsor (m)	0,34
Potencia (kW)	8,03

3.4.3.6. Especificaciones del proceso de evaporación.

El proceso de evaporación se va a realizar 1 vez al día y va a evaporar las fase acuosa proveniente de la re-extracción por solventes. Se muestran las características del proceso en la Tabla 3.34.

Tabla 3.34. Especificaciones de evaporación (Evaporador químico de vacío / EV-101)

Capacidad (kg/día)	347,04
Temperatura máxima (°C)	80-90
Constante de tamizado (t/pie².h)	0,56
Presión de vacío (MPa)	-0,04
Potencia (kW)	100,00

El proceso de calcinación para la obtención de óxido de indio se va a realizar con el sólido proveniente del evaporador con las características mostradas en la Tabla 3.35 y óxido de silicio será obtenido a partir de la eliminación de orgánicos y sus características se muestran en la Tabla 3.36.

Tabla 3.35. Especificaciones del proceso de calcinación (Horno Mufla / HM-101)

Capacidad (kg/día)	1,30
Temperatura máxima (°C)	1 000
Potencia (kW)	8

Tabla 3.36. Especificaciones del proceso de calcinación (Horno fusión / HF-101)

Capacidad (kg/día)	498,00
Temperatura máxima (°C)	780
Potencia (kW)	540,00

3.4.4. BALANCE DE ENERGÍA

Se determinaron los equipos en planta y las potencias requeridas para el funcionamiento de cada uno de ellos. Los equipos de la planta de recuperación de indio fueron seleccionados de acuerdo al flujo másico a manejarse en la planta. Se consideró además los tiempos de operación, capacidad y de acuerdo a esto se determinó la potencia requerida por mes de funcionamiento de la planta. En la Tabla 3.37 se indica los requerimientos energéticos para la planta.

Tabla 3.37. Balance de energía para la recuperación de indio de paneles LCD

Equipo	Unidades	Potencia Individual (kW)	Potencia Total (kW)	Tiempo de operación (h)	Consumo Energético (kW-h)
Trituradora Martillos	1	2,50	2,50	2	5,00
Tamiz Vibratorio	1	0,50	0,50	2	1,00
Tanque Lixiviación	1	11,92	11,92	8	95,36
Filtro Prensa	2	4,00	8,00	1	8,00
Tanque Lavado	1	7,13	7,13	1	7,13
Tanque de Extracción	1	15,48	15,48	2	30,96
Tanque de Reextracción	1	9,30	9,30	2	18,60
Tanque de Scrubbing	1	8,03	8,03	2	16,06
Evaporador de Vacío	1	100,00	100,00	1	100,00
Estufa	1	8,00	8,00	3	24,00
Horno Fusión	1	525,00	525,00	0,5	262,50
Total (kW-h)					568,60

Se observa la distribución energética de cada uno de los equipos en planta además se observa que el proceso que mayor consumo energético requiere es el horno fusión pero su tiempo de Se nota además operación es de 0,5 h/día.

Los códigos de los equipos en planta son mostrados en la Tabla 3.38 correspondientes a los diagrama de distribución en planta para el proceso de recuperación de indio a partir de pantallas LCD mostrados en la Figura 3.18 y Figura 3.19.

Tabla 3.38. Códigos de los equipos en planta

Código	Equipo
M-101	Trituradora de martillos
G-101	Tamiz vibratorio
TK-101	Tanque de lixiviación
FT-101	Filtro prensa lixiviación
TK-102	Tanque de lavado
FT-102	Filtro prensa lavado
TK-103	Tanque de extracción por solventes
TK-104	Tanque de re-extracción
TK-105	Tanque de scrubbing
EV-101	Evaporador de vacío
HF-101	Horno fusión
HM-101	Horno mufla

3.4.5. DIAGRAMA DE DISTRIBUCIÓN EN PLANTA (LAYOUT)

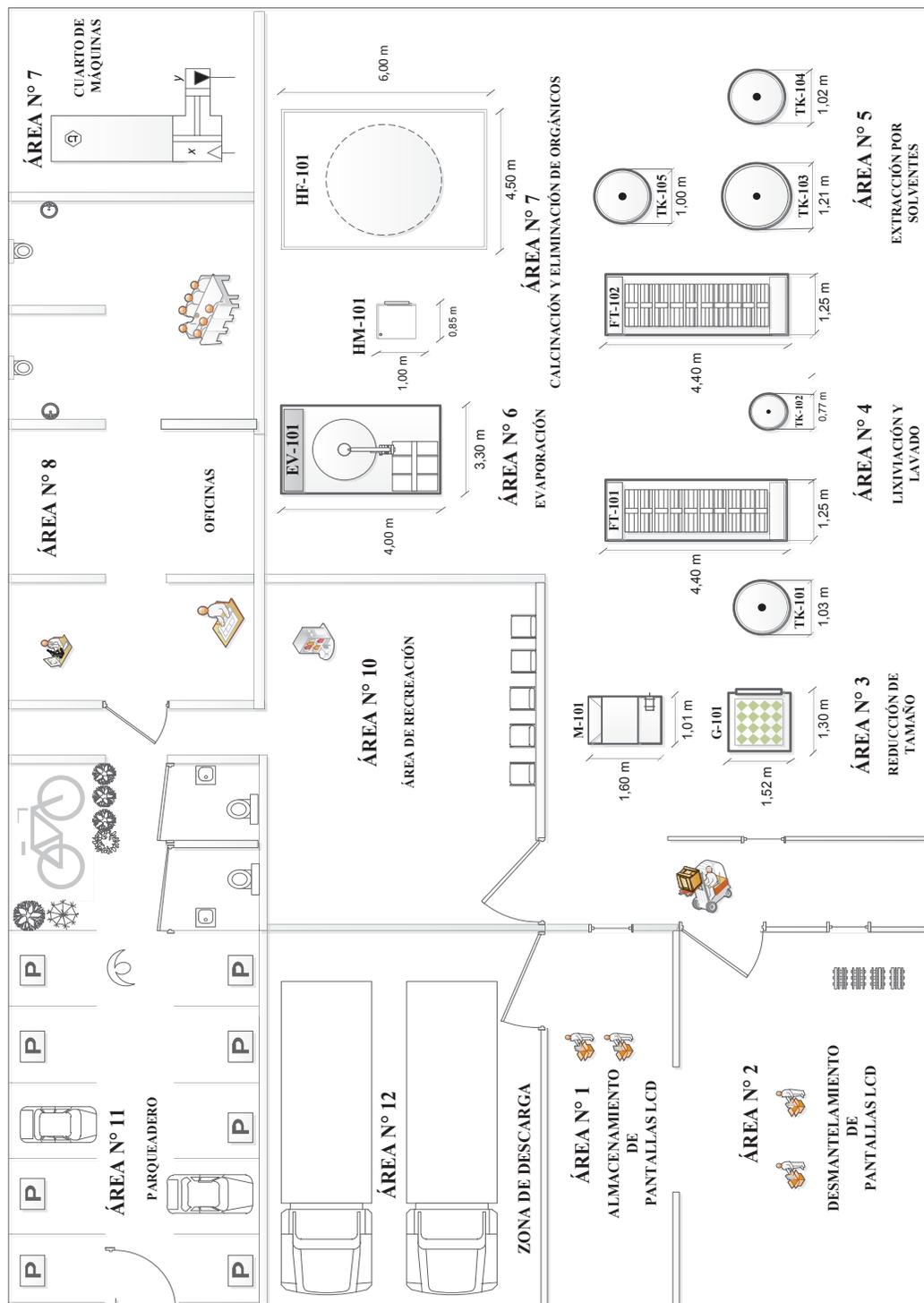


Figura 3.18. Distribución en planta del proceso de recuperación de indio a partir de pantallas de cristal líquido descartadas.

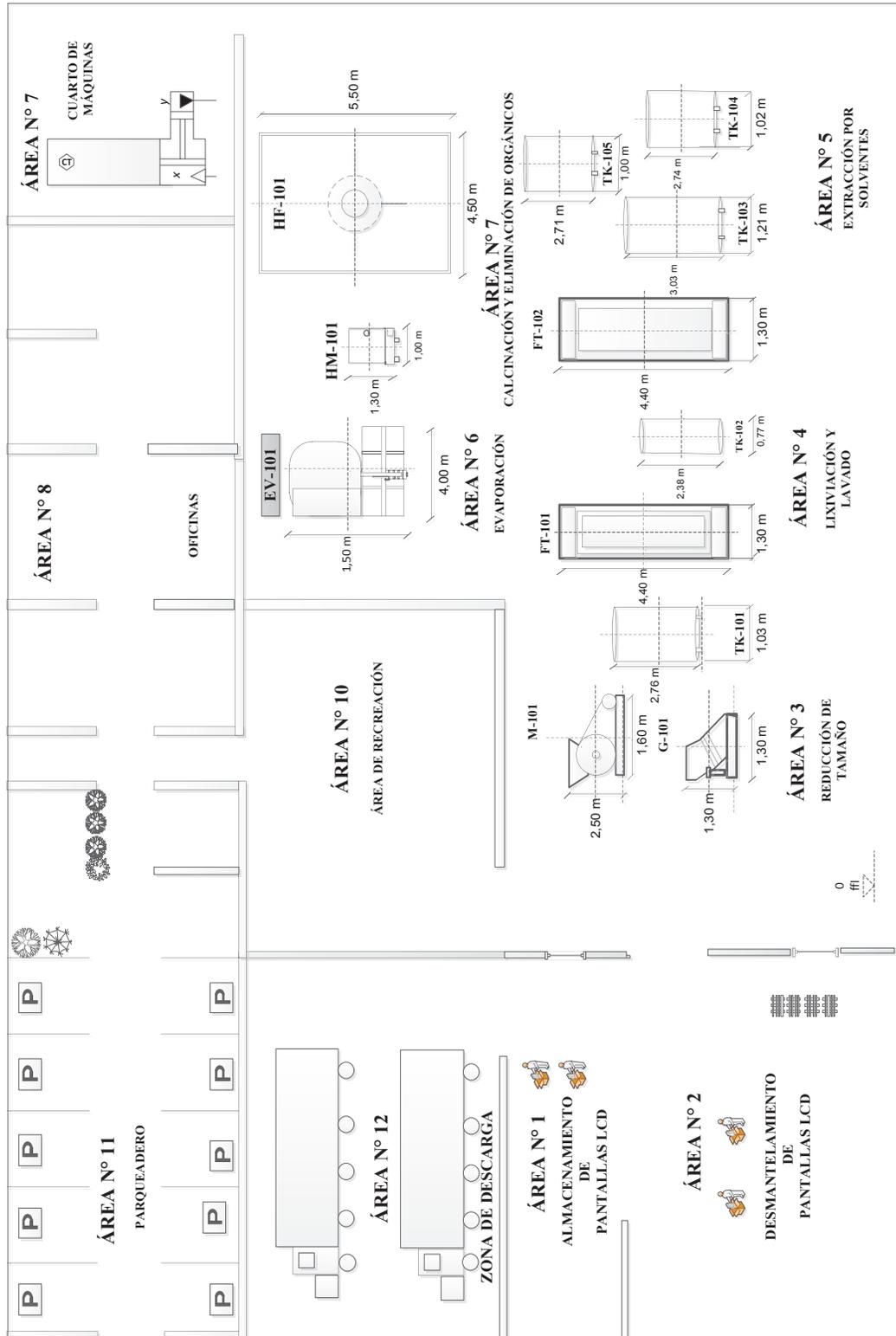


Figura 3.19. Vista en corte para el proceso de recuperación de indio a partir de pantallas de cristal líquido descartadas.

Para la valoración de la pre-factibilidad económica de ejecución de la recuperación de indio a partir de pantallas LCD descartadas, se determinó la inversión requerida en el proyecto. Se efectuó el estudio de flujo de fondos para un periodo de 10 años. Se establecieron los indicadores financieros: valor actual neto (VAN), tasa interna de retorno (TIR), periodo de recuperación de la inversión y relación beneficio-costos.

3.4.6.1. Inversión

La inversión estimada para desarrollar el proceso productivo corresponde a costos de adquisición de propiedad para la localización de la planta, equipos y construcción de la obra. Se determinó además el costo de los reactivos necesarios para el funcionamiento de la planta.

La cantidad de reactivos para el tratamiento de 10 000 kg/mes de paneles LCD se obtuvo a partir de los balances de masa. En la Tabla 3.40 se especifica su costo y la inversión requerida.

Tabla 3.40. Inversión en reactivos para el funcionamiento de la planta en un año.

Sustancia	Cantidad (kg/mes)	Costo unitario (USD/kg)	Costo Total Mensual (USD)	Costo Total Anual (USD)
Ácido sulfúrico	9 220,14	0,15	1 383,02	16 596,25
DEHPA	16,76	3,20	53,63	643,58
Diésel	1 753,39	0,29	508,48	6 101,80
Ácido clorhídrico	4 103,78	0,15	615,57	7 386,80
Total (USD)			2 560,70	30 728,44

La inversión en equipos con base en su capacidad y dimensionamiento para el procesamiento de paneles LCD, se observa en la Tabla 3.41 los precios referentes a la adquisición de maquinaria por precio unitario y su inversión total de acuerdo a requerimientos.

Tabla 3.41. Inversión en equipos industriales

Maquinaria	# Unidades	Costo Individual (USD)	Costo Total (USD)
Trituradora Martillos	1	2 896,00	2 896,00
Tamiz Vibratorio	1	3 000,00	3 000,00
Tanque Lixiviación	1	5 000,00	5 000,00
Filtro Prensa	2	9 000,00	18 000,00
Tanque Lavado	1	5 000,00	5 000,00
Tanque de Extracción	1	5 000,00	5 000,00
Tanque de Re-extracción	1	4 000,00	4 000,00
Tanque de <i>Scrubbing</i>	1	4 000,00	4 000,00
Evaporador de Vacío	1	18 000,00	18 000,00
Estufa	1	658,00	658,00
Horno Fusión	1	10 000,00	10 000,00
Total (USD)			75 554,00

Se consideró además los costos referentes a gestión para la constitución de la empresa. Los costos de los servicios requeridos y la inversión de este rubro se manifiestan en la Tabla 3.42.

Tabla 3.42. Costos legales de constitución

Gestión	Costo (USD)
Gastos Legales Constitución	1 500,00
Registro de nombre	90,00
Acuerdo Ministerial	10,00
RUC- Patente	10,00
RUP	10,00
Garantía	900,00
Patente Municipal	5 000,00
Permiso de Funcionamiento	1 000,00
Plan Manejo Ambiental	200,00
Total (USD)	8 720,00

Se estableció el valor de la inversión para lo cual se determinó el costo de las instalaciones para la planta además del terreno donde va a localizarse. En la Tabla 3.43 se muestra el monto total de la inversión en el proyecto.

Tabla 3.43. Inversión total requerida para el proyecto

Inversión	Costo (USD)
Reactivos	30 728,44
Maquinaria	75 554,00
Terreno	50 000,00
Infraestructura	50 000,00
Gastos constitucionales	8 720,00
Inversión Total (USD)	215 002,44

3.4.6.2. Costos variables

Los costos variables hacen referencia a los servicios industriales o costos de producción requeridos. Se realizó el cálculo del gasto energético de equipos y maquinaria en planta y el gasto de agua. En la Tabla 3.44 se muestra el costo referido a valores industriales.

Tabla 3.44. Costos variables

Servicios Básicos	Consumo Mensual	Costo (USD)	Unidad	Costo Total Mensual (USD)	Costo Total Anual (USD)
Electricidad	568,60	0,08	USD/kW-h	45,49	545,86
Agua	85,31	0,50	USD/m ³	42,66	511,88
			Total (USD)	88,14	1057,74

Se considera el valor de reactivos de los cuales se harán adquisiciones cada cierto tiempo debido a los reciclos del proceso que permiten ahorrar la inversión inicial. La cantidad requerida de reactivos se muestra en la Tabla 3.45.

Tabla 3.45. Costos variables de reactivos

Reactivos	Cantidad (kg/mes)	Costo unidad (USD/kg)	Costo Total Mensual (USD)	Costo Total Anual (USD)
Ácido sulfúrico	2 545,20	0,15	381,78	4 581,36
Diésel	5 844,66	0,29	1 694,95	20 339,40
DEHPA	55,88	3,20	178,83	2 145,92
		Total (USD)	2 255,56	27 066,68

Los costos variables correspondientes a servicios básicos y reactivos se detallan en la Tabla 3.46.

Tabla 3.46. Costos variables totales del proceso productivo

Costos Variables	Costo Mensual (USD)	Costo Anual (USD)
Servicios Básicos	88,14	1 057,74
Reactivos	2 255,56	27 066,68
Total	2 343,70	28 124,42

3.4.6.3. Costos fijos

Son gastos independientes de la obtención de productos en la empresa. Los costos fijos incluyen gastos en administración, sostenimiento y sueldo del personal. El número de empleados en planta fue determinado de acuerdo a requerimientos de capacidad y producción. Se realizó un diagrama de Gantt del proceso para la determinación de requerimientos en la empresa. En la Tabla 3.47.

Tabla 3.47. Costos fijos concernientes a pagos y beneficios de ley

Trabajador	Nº	Salario (USD)	Aporte al IESS (USD)	Fondos de reserva (USD)	Décimo Tercero Mensualizado (USD)	Décimo Cuarto Mensualizado (USD)	Costo Total / persona (USD)	Costo Total anual (USD)
Gerente	1	2 300,00	255,30	191,59	191,67	31,25	35 637,68	35 637,68
Tecnólogo	1	1 000,00	111,00	83,30	83,33	31,25	15 706,60	15 706,60
Operarios	8	375,00	41,63	31,23	31,25	31,25	6 124,35	48 994,80
Guardias	4	375,00	41,63	31,23	31,25	31,25	6 124,35	24 497,40
Secretarias	3	450,00	49,95	37,48	37,50	31,25	7 274,22	21 822,66
Total (USD)		4 500,00	499,51	374,85	375,00	156,25	70 867,20	146 659,14

Dentro de los costos fijos se tomó en cuenta valores correspondientes a mantenimiento en planta y gastos administrativos en general. Los costos fijos se indican en la Tabla 3.48.

Tabla 3.48. Costos fijos

Costos Fijos	Costos Mensuales (USD)	Costos Anuales (USD)
Salarios	5 905,60	146 659,14
Mantenimiento	300,00	3 600,00
Gastos Administrativos	400,00	4 800,00
Total	6 605,60	155 059,14

3.4.6.4. Depreciación

La depreciación implica la pérdida de valor de los bienes o activos como son equipos de oficina, equipos en planta, infraestructura, muebles y enseres. Los activos se deprecian a distintos tiempos es por esto que se tomó un periodo de 20 años de validez en infraestructura, 10 años para los equipos en planta, de 5 años para muebles y enseres y de 3 años para equipos de oficina. La Tabla 3.49 muestra la depreciación lineal de activos a lo largo del proyecto.

Tabla 3.49. Depreciación de maquinaria e instalaciones

Enseres	Valor (USD)	Periodo Depreciación (años)	Depreciación Anual (USD)
Instalaciones	50 000,00	20	2 500,00
Equipo de oficina	2 500,00	3	833,33
Enseres	5 000,00	5	1 000,00
Equipos en planta	75 554,00	10	7 555,40
		Total	11 888,73

3.4.6.5. Ingresos

Se determinaron los productos obtenidos al culminar el proceso. Las cantidades de los productos fueron determinadas de acuerdo al balance de masa, mientras que los ingresos se calcularon con base al valor comercial de los productos en el

mercado. En la Tabla 3.50 se exponen los montos referenciales de los productos y el ingreso anual producido.

Tabla 3.50. Ingresos totales por venta de los productos

Compuesto	Cantidad (kg/mes)	Precio unitario (USD/kg)	Precio Mensual (USD)	Ingreso Anual (USD)
Oxido de Indio	4,18	2 040,00	8 527,20	10 2326,40
Oxido de Silicio	9 100,00	1,80	16 380,00	19 6560,00
Total			24 907,20	298 886,40

Una vez culminado el proyecto se procederá a la liquidación de bienes esto aporta un valor de desecho por la vente de bienes depreciables como son instalaciones, equipos en planta y de oficina. El valor de desecho se indica en la Tabla 3.51.

Tabla 3.51. Valor de desecho de maquinaria e instalaciones al culminar el proyecto

Activo	Valor desecho (USD)
Equipos	20 000,00
Infraestructura	10 000,00
Total	30 000,00

3.4.6.6. Flujo de fondos

Se requirió definir la tasa de oportunidad del proyecto en un periodo correspondiente a 10 años. En la Tabla 3.52 se determina las consideraciones realizadas en el proyecto

Tabla 3.52. Tasa de oportunidad

Tasa Pasiva Referencial (31 Dic 2016)	5,12%
Prima Riesgo	10,00%
Tasa Oportunidad	15,12%

3.4.6.7. Amortización del préstamo

El proyecto será financiado en un 10 % con recursos propios. El resto del capital correspondiente a la inversión será cubierto por un préstamo. En la Tabla 3.53 se muestra la amortización del préstamo realizado para un tiempo de 10 años.

Tabla 3.53. Amortización del préstamo

N	Saldo Inicial	Cuota	Interés	Capital	Saldo Final
1	193 502,19	31 275,46	19 040,62	12 234,85	181 267,35
2	181 267,35	31 275,46	17 836,71	13 438,75	167 828,59
3	167 828,59	31 275,46	16 514,33	14 761,13	153 067,47
4	153 067,47	31 275,46	15 061,84	16 213,62	136 853,84
5	136 853,84	31 275,46	13 466,42	17 809,04	119 044,80
6	119 044,80	31 275,46	11 714,01	19 561,45	99 483,35
7	99 483,35	31 275,46	9 789,16	21 486,30	77 997,00
8	77 997,05	31 275,46	7 674,91	23 600,55	54 396,50
9	54 396,50	31 275,46	5 352,62	25 922,85	28 473,65
10	28 473,65	31 275,46	2 801,81	28 473,65	0

Se realizó el flujo de fondos del proyecto para un tiempo de duración de 10 años dónde se tomaron en cuenta los ingresos por ventas, costos fijos, costos variables e intereses para la determinación de la utilidad bruta, además la depreciación, la utilidad y el pago del préstamo, el valor de desecho del proyecto una vez que hubiese culminado. El flujo de fondos del proyecto se muestra en la Tabla 3.54

Tabla 3.54. Flujo de fondos del proyecto

Flujo Económico del Proyecto	Año										
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ventas		298 886,40	298 886,40	298 886,40	298 886,40	298 886,40	298 886,40	298 886,40	298 886,40	298 886,40	298 886,40
Costos Variables		28 124,42	28 124,42	28 124,42	28 124,42	28 124,42	28 124,42	28 124,42	28 124,42	28 124,42	28 124,42
Materia Prima		27 066,68	27 066,68	27 066,68	27 066,68	27 066,68	27 066,68	27 066,68	27 066,68	27 066,68	27 066,68
Servicios Básicos		1 057,74	1 057,74	1 057,74	1 057,74	1 057,74	1 057,74	1 057,74	1 057,74	1 057,74	1 057,74
Costos Fijos		155 059,14	159 458,91	163 990,68	168 658,40	173 466,15	178 418,14	183 518,68	188 772,24	194 183,41	199 756,91
Salarios		146 659,14	151 058,91	155 590,68	160 258,40	165 066,15	170 018,14	175 118,68	180 372,24	185 783,41	191 356,91
Mantenimiento		3 600,00	3 600,00	3 600,00	3 600,00	3 600,00	3 600,00	3 600,00	3 600,00	3 600,00	3 600,00
Gastos Administrativos		4 800,00	4 800,00	4 800,00	4 800,00	4 800,00	4 800,00	4 800,00	4 800,00	4 800,00	4 800,00
Intereses		19 040,62	17 836,71	16 514,33	15 061,84	13 466,42	11 714,01	9 789,16	7 674,91	5 352,62	2 801,81
Utilidad Bruta		96 662,23	93 466,36	90 256,97	87 041,74	83 829,41	80 629,84	77 454,14	74 314,83	71 225,96	68 203,26
Depreciación		11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 055,40
UAI		84 773,50	81 577,63	78 368,24	75 153,01	71 940,68	68 741,10	65 565,41	62 426,10	59 337,22	57 147,86
Impuestos (20%)		16 954,70	16 315,53	15 673,65	15 030,60	14 388,14	13 748,22	13 113,08	12 485,22	11 867,44	11 429,57
Utilidad Trabajadores		12 716,02	12 236,64	11 755,24	11 272,95	10 791,10	10 311,17	9 834,81	9 363,91	8 900,58	8 572,18
Utilidad Neta		55 102,77	53 025,46	50 939,35	48 849,46	46 761,44	44 681,72	42 617,51	40 576,96	38 569,20	37 146,11
Depreciación		11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 888,73	11 055,40
Capital de Trabajo	21 500,24										
Valor de Desecho											30 000,00
Prestamos	193 502,19										
Amortización		12 234,85	13 438,75	14 761,13	16 213,62	17 809,04	19 561,45	21 486,30	23 600,55	25 922,85	28 473,65
Flujo Neto	215 002,44	54 756,66	51 475,44	48 066,96	44 524,57	40 841,13	37 009,00	33 019,95	28 865,15	24 535,08	49 727,86

Se realizó el cálculo de indicadores financieros como son: (VAN) valor actual neto (VAN) el cual mostró un valor positivo además al realizar un comparativo entre la tasa de oportunidad correspondiente a 15,2 % y la tasa interna de retorno (TIR) es de 16,0 %, se observa que la tasa interna de retorno es mayor por tanto el proyecto es viable. El tiempo en que la inversión puede ser recuperada es de 5 años y la relación costo-beneficio (BC) muestra que por cada dólar invertido existe una ganancia de 0,44 USD. Los indicadores se presentan en la Tabla 3.55.

Tabla 3.55. Indicadores financieros del proyecto

VAN (USD)	435 120,50
TIR	16,0 %
Periodo Recuperación (años)	5
B/C	1,44

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

- El polvo de panel LCD presenta un contenido de indio en un rango comprendido entre 350 a 700 mg/kg de panel. El indio se encuentra en forma de óxido en el panel y tiene la capacidad de conducir electricidad debido a esto su bajo contenido.
- El efecto del tamaño de partícula en el rango comprendido entre 74 a 298 μm , no presenta una influencia significativa en la recuperación de indio para la etapa de lixiviación, por lo que conviene trabajar con tamaños de partícula con un d_{80} de 274 μm .
- A partir de pruebas de lixiviación realizadas en un tiempo de 24 horas la recuperación se ve disminuida desde 97,3 % a 92,8 % al usar un contenido de sólidos de 20 % comparada con un contenido de sólidos de 10 % para el ácido sulfúrico, lo mismo sucede con el ácido clorhídrico las recuperaciones de 93,9 % a 93,6 %, esto sucede porque existe menor cantidad de ácido para reaccionar al usar 20 % de sólidos pero se optó por usar estos resultados para estudios posteriores debido a que la influencia en la recuperación no es significativa.
- Se obtuvo que la lixiviación de polvo de panel LCD con ácido sulfúrico y $d_{80}=274 \mu\text{m}$; alcanza su equilibrio en un tiempo de 4 horas y una recuperación de 96,1 %, mientras que la lixiviación usando ácido clorhídrico alcanza su recuperación máxima a un tiempo de 8 horas correspondiente a 94,4 %, esto implica que el ácido sulfúrico es más selectivo para el indio en un tiempo menor.
- Finalmente se determinó que el H_2SO_4 es el ácido que mejor se adapta a las condiciones del proceso, en un tiempo de lixiviación de 4 horas con un contenido de sólidos correspondiente al 20 % debido a que se requiere la

formación de sulfato de indio en la etapa posterior lo que permite la obtención de óxido de indio.

- Las mejores condiciones para la recuperación de indio en la etapa de extracción por solventes son: $\text{pH}=1,7$; $[\text{DEPHA}]=0,025\text{ M}$ como extractante y diésel como solvente orgánico debido a que el complejo formado tiene estabilidad a $\text{pH} > 1,5$ a partir de lo cual se obtuvo una extracción del 89 % con relación entre fase orgánica y fase acuosa $(\text{O/A})=1$.
- La etapa de re-extracción otorgó las mejores condiciones con ácido sulfúrico $[\text{H}_2\text{SO}_4]$ con concentración 8 M y relación $\text{O/A}=6$ proporcionando una re-extracción del 95 %.
- Con el objetivo de obtener una oxidación total en la etapa de calcinación del sulfato de indio es necesario el uso de un tiempo de calcinación de 2 horas a una temperatura de $700\text{ }^\circ\text{C}$ donde el óxido de indio no alcanza su temperatura de evaporación.
- La precipitación de óxido de indio a partir de la solución purificada no es una opción viable debido al alto contenido de hidróxido de sodio necesario para alcanzar un pH elevado y la co-precipitación de sulfato de sodio por sobresaturación de la solución.
- Adicionalmente se determinó que la concentración de plata en el panel LCD mediante un ensayo al fuego es de 4088 mg/kg de panel, lo que implica una fuente importante de este recurso.
- El proyecto tiene un valor actual neto de 435 120,50 USD, al obtenerse un valor actual neto mayor a 0; el proyecto es considerado viable y rentable. La tasa interna de retorno (TIR) es de 16,0 %, la tasa de oportunidad considerada es de 15,2 %, al obtener una TIR mayor a la tasa de oportunidad el estudio se considera viable. Por cada 1,00 USD invertido en el proceso existirá una ganancia de 0,44 USD.

4.2. RECOMENDACIONES

- Considerando los buenos resultados obtenidos convendría realizar estudios de pretratamiento del panel LCD como son: tostación y concentración gravimétrica para la eliminación de material orgánico contenido en el panel LCD.
- Fuera del alcance de este trabajo existen ciertos agentes lixiviantes que producen alternativas explorables para la recuperación como son los ácidos orgánicos debido a sus menores implicaciones ambientales y sus bajos costos.
- Se recomienda el estudio de extractantes orgánicos como son los ácidos fosfónicos (PC88A) 2-etil-hexil-hidrógeno-2-etil-hexil fosfonato y el (Cyanex 923), ácido bis(2,4,4-trimetilpentil)fosfónico que mediante estudios se ha demostrado que son efectivos para la purificación de Indio.
- Con base a ensayos exploratorios realizados se encontró que el panel tiene un alto contenido de plata, se recomienda el estudio para la recuperación de este elemento para un incremento en la rentabilidad del proyecto
- Se recomienda al Municipio de Quito tomar este proyecto como base para la implementación de una planta industrial de recuperación de residuos electrónicos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Alfantazi, A. M., and Moskalyk, R. R. (2003). Processing of indium: A review. *Minerals Engineering*, 16(8), 687–694. [http://doi.org/10.1016/S0892-6875\(03\)00168-7](http://doi.org/10.1016/S0892-6875(03)00168-7)
2. Baldé, C.P., Wang, F., Kuehr, R., Huisman, J. (2014). *The Global E-Waste Monitor*. Recuperado de <https://i.unu.edu/media/unu.edu/news/52624/UNU-1stGlobal-E-Waste-Monitor-2014-small.pdf>
3. Barba, Y., Adenso, B., y Hopp, M. (2008). An analysis of some environmental consequences of European electrical and electronic waste regulation. *Resources, Conservation and Recycling*, 52, 481–495. <http://doi.org/10.1016/j.resconrec.2007.06.002>
4. Basdere, B., y Seliger, G. (2003). Disassembly Factories for Electrical and Electronic Products To Recover Resources in Product and Material Cycles. *Environmental Science & Technology*, 37(23), 5354–5362. <http://doi.org/10.1021/es034555g>
5. BCE. (2016). ESTADÍSTICAS DE COMERCIO EXTERIOR DE BIENES IMPORTACIONES / por Subpartida y País Origen FOB Recuperado de <https://www.bce.fin.ec/comercioExteriorBi/comercio/consultaTotXNandinaConGraficoV2.jsp> (Noviembre, 2016)
6. Bigum, M., Brogaard, L., y Christensen, T. H. (2012). Metal recovery from high-grade WEEE: A life cycle assessment. *Journal of Hazardous Materials*, 207-208, 8–14. <http://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2011.10.001>
7. Brewer, S. H., y Franzen, S. (2002). Optical properties of indium tin oxide and fluorine-doped tin oxide surfaces: Correlation of reflectivity, skin

- depth, and plasmon frequency with conductivity. *Journal of Alloys and Compounds*, 338(1-2 SPEC.), 73–79. [http://doi.org/10.1016/S0925-8388\(02\)00217-7](http://doi.org/10.1016/S0925-8388(02)00217-7)
8. Buchert, M., Manhart, A., Bleher, D., y Pingel, D. (2012). Recycling critical raw materials from waste electronic equipment, *49*(0), 1–70.
 9. Choi, D., Hong, S. J., and Son, Y. (2014). Characteristics of indium tin oxide (ITO) nanoparticles recovered by lift-off method from TFT-LCD panel scraps. *Materials*, 7(12), 7662–7669. <http://doi.org/10.3390/ma7127662>
 10. Choubey P, Kumar M, Gupta D, Jinki Jeong J, L. J. (2014). RECOVERY OF RARE METAL INDIUM (In) FROM DISCARDED LCD MONITORS. *The Mineral, Metals & Materials Society*, 2014. <http://doi.org/http://dx.doi.org/10.1155/2014/186768>
 11. CIA, World Factbook, 2008 Recuperado de <https://www.cia.gov/library/publications/.../download-2008/> (Diciembre, 2016)
 12. Cook, N. J., Ciobanu, C. L., and Williams, T. (2011). The mineralogy and mineral chemistry of indium in sulphide deposits and implications for mineral processing. *Hydrometallurgy*, 108(3-4), 226–228. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.04.003>
 13. Cyranek, G., and Silva, U. (2012). *Los residuos electrónicos: Un desafío para la Sociedad del Conocimiento en América Latina y el Caribe*. Montevideo, Uruguay: Unesco.
 14. Dalrymple, I., Wright, N., Kellner, R., Bains, N., Geraghty, K., Goosey, M., and Lightfoot, L. (2007). An integrated approach to electronic waste (WEEE) recycling. *Circuit World*, 33(2), 52–58. <http://doi.org/10.1108/03056120710750256>

15. Department of Natural Resources and Mines. (2014). Indium opportunities in Queensland. *Geological Survey of Queensland*, (September).
16. Di Lalla, N., Tarulla, R., and Arrieta, C. (2000). Propiedades del SnO₂ como película reflectante de radiación infrarroja, (fig 2), 3–6. <http://doi.org/10.1017/CBO9781107415324.004>
17. Dimitrova, G. (2012). Impact of innovations in electronic equipment and components on their reuse and recycling.
18. Dodson, J. R., Hunt, A. J., Parker, H. L., Yang, Y., and Clark, J. H. (2012). Elemental sustainability: Towards the total recovery of scarce metals. *Chemical Engineering and Processing: Process Intensification*, 51, 69–78. <http://doi.org/10.1016/j.cep.2011.09.008>
19. EMPA. (2015). Comparación de estándares RAEE de Suiza , Europa y Estados Unidos, 29. Recuperado de http://sustainable-recycling.org/sustainable-recycling/wpcontent/uploads/2015/07/SRI_Comparacion_Estandares_2015es.pdf
20. European Commission. (2012). Directive of the European Parliament and of the Council of 4 July 2012 on waste electrical and electronic equipment (WEEE), (June), 38–71.
21. Fengchi Y. (2015). Recovery of Indium from LCD Waste by Solvent Extraction and the Supported Liquid Membrane with Strip Dispersion Using D2EHPA as the Extractant. *Solvent Extraction Research and Development*, 23(1), 63–73. <http://doi.org/10.15261/serdj.23.63>
22. Fernández, G. (2013). *Minería urbana y la gestión de los residuos electrónicos*. Recuperado de <https://sigraee.files.wordpress.com/2013/10/libro-raee-completo.pdf>

23. Fortes, M. C. B., y Benedetto, J. S. (1998). Separation of indium and iron by solvent extraction. *Minerals Engineering*, 11(5), 447–451. [http://doi.org/10.1016/S0892-6875\(98\)00023-5](http://doi.org/10.1016/S0892-6875(98)00023-5)
24. Giraldo. (2015). *POTENCIAL DE LA MINERÍA INVERSA PARA LA RECUPERACIÓN DE MATERIALES CRÍTICOS (REEs)*. Recuperado de http://repository.cesi.edu.co/biblioteca_digital/handle/10906/78824
25. Giraldo, M., y Paz, P. (2015). *Potencial de la minería inversa para la recuperacion de materiales críticos*. (Proyecto previo a la obtención del título de Ingeniero Químico no publicado). Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
26. Gramatyka, P. (2007). Recycling of waste electrical and electronic equipment. *Journal of Achievements*, 20, 535–538. Recuperado de http://157.158.19.167/papers_vol20/1530S.pdf
27. GSMA. (2014). eWaste en América Latina, 2–45. Recuperado de <http://www.gsma.com/latinamerica/wpcontent/uploads/2015/11/gsma-unu-ewaste2015-spa.pdf> (Julio 2016)
28. He, W., Li, G., Ma, X., Wang, H., Huang, J., Xu, M., y Huang, C. (2006). WEEE recovery strategies and the WEEE treatment status in China. *Journal of Hazardous Materials*, 136(3), 502–512. <http://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2006.04.060>
29. Hidy, G. M., Alcorn, W., Clarke, R., Smith, D., y Thomas, V. (2011). Environmental Issues and Management Strategies for Waste Electronic and Electrical Equipment. *Journal of the Air & Waste Management Association*, 61(10), 990–995. <http://doi.org/10.1080/10473289.2011.615267>
30. Jorgenson, B. J. D., y George, M. W. (2004). Indium. *USGS*, 1–24.

Recuperado de <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/indium/indimyb02.pdf>

31. Jovic, S. M., Guido, D. M., Melgarejo, J. C., Páez, G. N., Ruiz, R., y Schalamuk, I. B. (2011). The indium-bearing minerals of the Pingüino polymetallic vein system, Deseado Massif, Patagonia, Argentina. *Canadian Mineralogist*, 49(4), 931–946. <http://doi.org/10.3749/canmin.49.4.931>
32. Kahhat, R., Kim, J., Xu, M., Allenby, B., Williams, E., y Zhang, P. (2008). Exploring e-waste management systems in the United States. *Resources, Conservation and Recycling*, 52(7), 955–964. <http://doi.org/10.1016/j.resconrec.2008.03.002>
33. Kang, H. N., Lee, J. Y., and Kim, J. Y. (2011). Recovery of indium from etching waste by solvent extraction and electrolytic refining. *Hydrometallurgy*, 110(1-4), 120–127. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.09.009>
34. King, a M., y Burgess, S. C. (2005). The development of a remanufacturing platform design: a strategic response to the Directive on Waste Electrical and Electronic Equipment. *Proceedings of the Institution of Mechanical Engineers Part B-Journal of Engineering Manufacture*, 219(8), 623–631. <http://doi.org/10.1243/095440505X32526>
35. Koleini, S. M. J., Mehrpouya, H., Saberyan, K., y Abdolahi, M. (2010). Extraction of indium from zinc plant residues. *Minerals Engineering*, 23(1), 51–53. <http://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.09.007>
36. Krachler, R. (1978). In – Indium. Recuperado de weppi.gtk.fi/publ/foregsatlas/text/In.pdf
37. Lepawsky, J., and McNabb, C. (2010). Mapping international flows of

- electronic waste. *Canadian Geographer*, 54(2), 177–195.
<http://doi.org/10.1111/j.1541-0064.2009.00279.x>
38. Li, R. Di, Yuan, T. C., Fan, W. B., Qiu, Z. L., Su, W. J., y Zhong, N. Q. (2014). Recovery of indium by acid leaching waste ITO target based on neural network. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition)*, 24(1), 257–262.
[http://doi.org/10.1016/S1003-6326\(14\)63055-7](http://doi.org/10.1016/S1003-6326(14)63055-7)
39. Li, X., Deng, Z., Li, C., Wei, C., Li, M., Fan, G., y Rong, H. (2015). Direct solvent extraction of indium from a zinc residue reductive leach solution by D2EHPA. *Hydrometallurgy*, 156, 1–5.
<http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2015.05.003>
40. Lo Giudice, E. (2009). E-Waste “Residuos eléctricos y electrónicos”: Luces y sombras de la tecnología, 1–11.
41. Ma, E., y Xu, Z. (2013). Technological process and optimum design of organic materials vacuum pyrolysis and indium chlorinated separation from waste liquid crystal display panels. *Journal of Hazardous Materials*, 263, 610–617.
<http://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2013.10.020>
42. Magalini, F., Kuehr, R., and Baldé, C. P. (2015). eWaste en América Latina, 1–38.
43. Martínez, O. P. (2013). Situación e Impacto de los residuos de Aparatos Eléctricos y Electrónicos (RAEE) Caso de Estudio: los Ordenadores.
44. MAVDTC. (2011). *Lineamientos Técnicos para el Manejo de Residuos de Aparatos Eléctricos y Electrónicos*.
45. Molina, T. (2012). APARATOS ELÉCTRICOS Y ELECTRÓNICOS ”, 1–298.

46. Morf, L. S., Gloor, R., Haag, O., Haupt, M., Skutan, S., Lorenzo, F. Di, y Böni, D. (2013). Precious metals and rare earth elements in municipal solid waste - Sources and fate in a Swiss incineration plant. *Waste Management*, 33(3), 634–644. <http://doi.org/10.1016/j.wasman.2012.09.010>
47. Ongondo, F. O., Williams, I. D., y Cherrett, T. J. (2011). How are WEEE doing? A global review of the management of electrical and electronic wastes. *Waste Management*, 31(4), 714–730. <http://doi.org/10.1016/j.wasman.2010.10.023>
48. Osibanjo, O., y Nnorom, I. C. (2007). The challenge of electronic waste (e-waste) management in developing countries. *Waste Management & Research*, 25(6), 489–501. <http://doi.org/10.1177/0734242X07082028>
49. Palomino, A., y Ramos, O. (2008). Evaluación en la recuperación del oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo :, 11–19.
50. Reck, B. K., y Graedel, T. E. (2012). Challenges in Metal Recycling. *Science*, 337(6095), 690–695. <http://doi.org/10.1126/science.1217501>
51. Ritcey, M Ashbrook, W Solvent extraction: principles and applications to process metallurgy, Volumen 1, Parte 1 Elsevier 1984 Universidad de Michigan
52. Robinson, B. H. (2009). E-waste: An assessment of global production and environmental impacts. *Science of the Total Environment*, 408(2), 183–191. <http://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2009.09.044>
53. Rocchetti, L. (2015). Innovative method to extract indium from LCD panels.

Chemical Engineering Transactions, 43, 1987–1992.
<http://doi.org/10.3303/CET1543332>

54. Rydberg, J. A. N. (2004). *Solvent Extraction Equilibria*, 4(1992).
55. Schwarzer, S., De Bono, A., Giuliani, G., Kluser, S., y Peduzzi, P. (2005). E-waste, the hidden side of IT equipment's manufacturing and use. *Environment Alert Bulletin*, 1, 20–25.
56. Sinnott, R. K. (2005). *Coulson & Richardsons Chemical Engineering Design* (4ta. ed.). Oxford, Inglaterra: Elsevier Butterworth-Heinemann.
[http://doi.org/10.1016/S1385-8497\(00\)00184-4](http://doi.org/10.1016/S1385-8497(00)00184-4)
57. Swain, B., Mishra, C., Hong, H. S., and Cho, S. S. (2015). Beneficiation and recovery of indium from liquid-crystal-display glass by hydrometallurgy. *Waste Management*, pp. 1–8. Elsevier Ltd.
<http://doi.org/10.1016/j.wasman.2016.02.019>
58. Tolcin, A. C. (2016). Mineral Commodities Summary 2016: Indium. *U. S. Geol. Surv.*, (703), 80–81.
59. Torres. (2015). Gestión Sostenible de Residuos de Aparatos Eléctricos y Electrónicos de América Latina. *Itu*, 1–54. Retrieved from
http://www.itu.int/dms_pub/itu-t/oth/0b/11/T0B110000273301PDFS.pdf
<http://www.itu.int>
60. Torretta, V., Ragazzi, M., Istrate, I. A., y Rada, E. C. (2013). Management of waste electrical and electronic equipment in two EU countries: A comparison. *Waste Management*, 33(1), 117–122.
<http://doi.org/10.1016/j.wasman.2012.07.029>
61. Tsujiguchi, M. (2012). Indium Recovery and Recycling from an LCD Panel. *Design for Innovative Value Towards a Sustainable Society*, 743–

746. http://doi.org/10.1007/978-94-007-3010-6_150

62. Virolainen, S., Ibane, D., and Paatero, E. (2011). Recovery of indium from indium tin oxide by solvent extraction. *Hydrometallurgy*, 107(1-2), 56–61. <http://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.01.005>
63. Wang, Z., Zhou, C., Fang, D., Zang, S., y Dai, Y. (2008). Thermodynamics of solvent extraction of indium with P507. *Journal of Phase Equilibria and Diffusion*, 29(6), 509–512. <http://doi.org/10.1007/s11669-008-9360-6>
64. Widmer, R. (2005). Global perspectives on e-waste. *Environmental Impact Assessment Review*, 25(5 SPEC. ISS.), 436–458. <http://doi.org/10.1016/j.eiar.2005.04.001>
65. Widmer, R. (2011). Disposal of Flat Panel Display Monitors in Switzerland Final Report March 2011, (March).
66. Yang, B., y Chen, R. (2012). Study on the Recycling and Treatment of WEEE in China, 2012(September), 273–282.
67. Yang, J. (2012). Recovery of Indium from End-of-Life Liquid Crystal Displays. *Department of Chemical and Biological Engineering, Chalmers University of Technology*.
68. Yang, J., Ekberg, C., y Retegan, T. (2014). Optimization of Indium Recovery and Separation from LCD Waste by Solvent Extraction with Bis (2-ethylhexyl) Phosphate (D2EHPA), 2014.
69. Ye, L., Cook, N. J., Ciobanu, C. L., Yuping, L., Qian, Z., Tiegeng, L., Danyushevskiy, L. (2011). Trace and minor elements in sphalerite from base metal deposits in South China: A LA-ICPMS study. *Ore Geology Reviews*, 39(4), 188–217. <http://doi.org/10.1016/j>

oregeorev.2011.03.001

70. Zhuang, X., He, W., Li, G., Huang, J., and Ye, Y. (2012). Materials Separation from Waste Liquid Crystal Displays Using Combined Physical Methods, *21*(6), 1921–1927.

ANEXOS

ANEXO I
CARACTERIZACIÓN DEL PANEL LCD
AI.1. FICHA TÉCNICA DE DENSIDAD REAL Y DENSIDAD
APARENTE

Ensayo: Densidad real – Densidad Aparente Ensayo 1

Código: DR-1, DA-1

DENSIDAD REAL

$$\rho_{real} = \frac{m_{(p+m)} - m_{(p)}}{(m_{(p+a)} - m_{(p)}) + m_{(p+m)} - m_{(p+m+a)}} \quad [AI.1]$$

Tabla AI.1. Determinación de densidad real

Determinación de densidad real	
Masa picnómetro vacío (g) $m_{(p)}$	15,779
Masa picnómetro con muestra (g) $m_{(p+m)}$	16,7842
Masa picnómetro muestra y agua (g) $m_{(p+m+a)}$	42,326
Masa picnómetro más agua (g) $m_{(p+a)}$	41,769
DENSIDAD REAL (g/cm ³)	2,25

DENSIDAD APARENTE

$$\rho_{aparente} = \frac{m_{(p+m)} - m_{(p)}}{V_{(p)}} \quad [AI.2]$$

Tabla AI.2. Determinación de densidad aparente

Determinación de densidad aparente	
Masa de probeta (g) $m_{(p)}$	27,74
Masa de probeta más muestra (g) $m_{(p+m)}$	92,40
Volumen de la probeta (cm ³) $V_{(p)}$	30
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)	2,16

AI.2. FICHA TÉCNICA DEL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL PANEL LCD

Ensayo: Granulometría-Ensayo 1

Código: GR-1

Tiempo de tamizado: 15 minutos

Masa de muestra: 500 g

ENSAYO GRANULOMÉTRICO

Tabla AI.3. Análisis granulométrico del polvo de panel LCD

Malla #	Tamaño de partícula (µm)	Masa (g)	% retenido	% Retenido acumulado	% Pasado acumulado
+50	>298	73,35	15	15	85
-50 +60	298-250	39,89	8	23	77
-60 +70	250-210	9,55	2	25	75
-70 +80	210-177	43,04	9	34	66
-80 +100	177-149	62,41	13	47	53
-100 +150	149-105	99,82	20	67	33
-150 +200	105-74	95,49	20	87	13
-200	<74	64,82	13	100	0
	Total	488,35	100	d ₈₀	274

ANEXO II

FICHAS TÉCNICAS DE LIXIVIACIÓN

AII.1. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación- Ensayo 1
Código: HL1
Solución lixivante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,39
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	74	15,30	1,13	77,44
Solución lavado (mL)	26	6,03	0,16	10,72
Relave (g)	17,3	10,00	0,17	11,83
			1,46	100,00

Porcentaje recuperación In: **88,17 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	74	126,50	9,36	73,37
Solución lavado (mL)	26	47,50	1,24	9,68
Relave (g)	17,3	125,00	2,16	16,95
			12,76	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **83,05 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	74	56,70	4,20	3,77
Solución lavado (mL)	26	55,60	1,45	1,30
Relave (g)	17,3	6100,00	105,53	94,93
			111,17	100,00

Porcentaje recuperación Al: **5,07 %**

AII.2. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 1
Código: HL2
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	105 μ m	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH:	1,3
Volumen solución:	80 mL	Temperatura:	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	82	32,90	2,70	74,28
Solución lavado (mL)	27	14,50	0,39	10,78
Relave (g)	18,09	30,00	0,54	14,94
			3,63	100,00

Porcentaje recuperación In: **85,06 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	82	13,55	1,11	26,22
Solución lavado (mL)	27	8,58	0,23	5,47
Relave (g)	18,09	160,00	2,89	68,31
			4,24	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **31,69 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	82	91,90	7,54	2,60
Solución lavado (mL)	27	65,70	1,77	0,61
Relave (g)	18,09	15500,00	280,40	96,79
			289,70	100,00

Porcentaje recuperación Al: **3,21 %**

AII.3. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 1
Código: HL3
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	74 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,4
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	84	39,10	3,28	82,25
Solución lavado (mL)	29	16,50	0,48	11,98
Relave (g)	15,36	15,00	0,23	5,77
			3,99	100,00

Porcentaje recuperación In: **94,23 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	84	23,15	1,94	56,16
Solución lavado (mL)	29	9,98	0,29	8,36
Relave (g)	15,36	80,00	1,23	35,49
			3,46	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **64,51 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	84	137,00	11,51	31,76
Solución lavado (mL)	29	111,00	3,22	8,88
Relave (g)	15,36	1400,00	21,50	59,35
			36,23	100,00

Porcentaje recuperación Al: **40,65 %**

AII.4. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo1
Código: HL4
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	298 µm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,7
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	65	31,90	2,07	55,22
Solución lavado (mL)	20	19,40	0,39	10,33
Relave (g)	18,48	70,00	1,29	34,45
			3,76	100,00

Porcentaje recuperación In: **65,55 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	65	24,20	1,57	36,06
Solución lavado (mL)	20	14,71	0,29	6,74
Relave (g)	18,48	135,00	2,49	57,19
			4,36	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **42,81 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	65	67,20	4,37	8,98
Solución lavado (mL)	20	42,60	0,85	1,75
Relave (g)	18,48	2350,0	43,43	89,27
			48,65	100,00

Porcentaje recuperación Al: **10,73 %**

AII.5. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 1
Código: HL5
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	105 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,65
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	41,60	3,33	64,87
Solución lavado (mL)	23	15,90	0,37	7,13
Relave (g)	19,15	75,00	1,44	28,00
			5,13	100,00

Porcentaje recuperación In: **72,00 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	22,26	1,78	49,42
Solución lavado(mL)	23	8,47	0,19	5,41
Relave (g)	19,15	85,00	1,63	45,17
			3,60	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **54,83 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	60,10	4,81	7,21
Solución lavado(mL)	23	27,80	0,64	0,96
Relave (g)	19,15	3 200,00	61,28	91,84
			66,73	100,00

Porcentaje recuperación Al: **8,16 %**

AII.6. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 1
Código: HL6
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	74 µm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	91	51,50	4,69	69,73
Solución lavado (mL)	29	17,90	0,52	7,72
Relave (g)	17,83	85,00	1,52	22,55
			6,72	100,00

Porcentaje recuperación In: **77,45 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	91	21,09	1,92	38,64
Solución lavado (mL)	29	6,74	0,20	3,93
Relave (g)	17,83	160,00	2,85	57,43
			4,97	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **42,57 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	91	86,70	7,89	16,69
Solución lavado (mL)	29	36,30	1,05	2,23
Relave (g)	17,83	2 150,00	38,33	81,09
			47,28	100,00

Porcentaje recuperación Al: **18,91 %**

AII.7. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 2-3
Código: CL5
Agente lixiviaste: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo:	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	54,20	4,34	85,30
Solución lavado(mL)	29	15,20	0,44	8,67
Relave (g)	8,75	35,00	0,31	6,02
			<u>5,08</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **93,98 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	19,13	1,53	42,16
Solución lavado(mL)	29	0,00	0,00	0,00
Relave (g)	8,75	240,00	2,10	57,84
			<u>3,63</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **42,16 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	369,70	29,58	10,94
Solución lavado (mL)	29	0,00	0,00	0,00
Relave (g)	8,75	27 530,00	240,89	89,06
			<u>270,46</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **10,94 %**

AII.8. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 2-3
Código: SL5
Agente lixiviaste: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	64,20	4,81	90,19
Solución lavado (mL)	29,5	12,90	0,38	7,13
Relave (g)	9,56	15,00	0,14	2,69
			5,34	100,00

Porcentaje recuperación In: **97,31 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	30,33	2,27	72,32
Solución lavado(mL)	29,5	3,59	0,11	3,37
Relave (g)	9,56	80,00	0,76	24,31
			3,15	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **75,69 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte final(mL)	75	299,70	22,48	12,25
Solución lavado final (mL)	29,5	169,30	4,99	2,72
Relave (g)	9,56	16 315,00	155,97	85,02
			183,44	100,00

Porcentaje recuperación Al: **14,98 %**

AII.9. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 3
Código: CL15
Agente lixiviaste: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	87,00	4,44	73,67
Solución lavado(mL)	23	52,10	1,20	19,90
Relave (g)	19,37	20,00	0,39	6,43
			<u>6,02</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **93,57 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	60,90	3,11	16,22
Solución lavado (mL)	23	32,00	0,74	3,84
Relave (g)	19,37	790,00	15,30	79,93
			<u>19,14</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **20,07 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	746,80	38,09	4,37
Solución lavado (mL)	23	478,70	11,01	1,26
Relave (g)	19,37	42 510,00	823,42	94,37
			<u>872,52</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **5,63 %**

AII.10. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 3
Código: SL15
Agente lixiviaste: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	84,30	4,81	77,50
Solución lavado (mL)	25	43,90	1,10	17,70
Relave (g)	19,82	15,00	0,30	4,80
			6,20	100,00

Porcentaje recuperación In: **95,20 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	38,00	2,17	40,47
Solución lavado (mL)	25	24,36	0,61	11,38
Relave (g)	19,82	130,00	2,58	48,15
			5,35	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **51,85 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	350,00	19,95	19,16
Solución lavado (mL)	25	405,00	10,13	9,73
Relave (g)	19,82	3 735,00	74,03	71,11
			104,10	100,00

Porcentaje recuperación Al: **28,89 %**

AII.11. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: CL1
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula: $\geq 298 \mu\text{m}$ **Peso muestra:** 10,01 g
Porcentaje sólidos: 10 % **Tiempo:** 2 horas
Concentración: 90 g/L **pH:** 1,5
Volumen solución: 90 mL **Temperatura:** 20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	77	48,50	3,73	81,48
Solución lavado (mL)	26	21,50	0,56	12,20
Relave (g)	9,66	30,00	0,29	6,32
			<u>4,58</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **93,68 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	77	13,06	1,01	21,45
Solución lavado (mL)	26	13,46	0,35	7,46
Relave (g)	9,66	345,00	3,33	71,09
			<u>4,69</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **28,91 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	77	89,98	6,93	3,59
Solución lavado (mL)	26	222,60	5,79	3,00
Relave (g)	9,66	18 645,00	180,11	93,41
			<u>192,83</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **6,59 %**

AII.12. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: CL2
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo	4 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	72	49,50	3,56	82,98
Solución lavado(mL)	28	17,40	0,49	11,34
Relave (g)	9,75	25,00	0,24	5,68
			4,29	100,00

Porcentaje recuperación In: **94,32 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	72	19,53	1,41	28,14
Solución lavado(mL)	28	23,81	0,67	13,34
Relave (g)	9,75	300,00	2,93	58,53
			5,00	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **41,47 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	72	168,20	12,11	3,46
Solución lavado (mL)	28	57,98	1,62	0,46
Relave (g)	9,75	34 525,00	336,62	96,08
			350,35	100,00

Porcentaje recuperación Al: **3,92 %**

AII.13. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: CL3
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	48,60	3,89	88,47
Solución lavado (mL)	29	10,60	0,31	6,99
Relave (g)	9,96	20,00	0,20	4,53
			<u>4,39</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **95,47 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	13,80	1,10	28,43
Solución lavado (mL)	29	4,80	0,14	3,59
Relave (g)	9,96	265,00	2,64	67,98
			<u>3,88</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **32,02 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	210,60	16,85	2,52
Solución lavado (mL)	29	97,09	2,82	0,42
Relave (g)	9,96	65 150,00	648,89	97,06
			<u>668,56</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **2,94 %**

AII.14. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: CL4
Agente lixivante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo	16 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	49,80	3,74	84,50
Solución lavado (mL)	26	15,20	0,40	8,94
Relave (g)	9,66	30,00	0,29	6,56
			<u>4,42</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **93,44 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	16,96	1,27	37,40
Solución lavado (mL)	26	7,57	0,20	5,79
Relave (g)	9,66	200,00	1,93	56,81
			<u>3,40</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **43,19 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	268,90	20,17	11,87
Solución lavado (mL)	26	75,40	1,96	1,15
Relave (g)	9,66	15 295,00	147,75	86,97
			<u>169,88</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **13,03 %**

AII.15. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: CL5
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo:	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	54,20	4,34	85,30
Solución lavado (mL)	29	15,20	0,44	8,67
Relave (g)	8,75	35,00	0,31	6,02
			<u>5,08</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **93,98 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	19,13	1,53	42,16
Solución lavado (mL)	29	0,00	0,00	0,00
Relave (g)	8,75	240,00	2,10	57,84
			<u>3,63</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **42,16 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	80	369,70	29,58	10,94
Solución lavado (mL)	29	0,00	0,00	0,00
Relave (g)	8,75	27 530,00	240,89	89,06
			<u>270,46</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **10,94 %**

AII.16. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: SL1
Agente lixiviaste: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo	2 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	78	41,40	3,23	77,01
Solución lavado (mL)	28	22,60	0,63	15,09
Relave (g)	9,47	35,00	0,33	7,90
			4,19	100,00

Porcentaje recuperación In: **92,10 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	78	27,93	2,18	71,45
Solución lavado (mL)	28	7,42	0,21	6,81
Relave (g)	9,47	70,00	0,66	21,74
			3,05	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **78,26 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	78	85,11	6,64	14,49
Solución lavado (mL)	28	39,77	1,11	2,43
Relave (g)	9,47	4 020,00	38,07	83,08
			45,82	100,00

Porcentaje recuperación Al: **16,92 %**

AII.17. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: SL2
Agente lixiviaste: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo:	4 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	76	53,60	4,07	82,81
Solución lavado (mL)	27	20,80	0,56	11,42
Relave (g)	9,46	30,00	0,28	5,77
			<u>4,92</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **94,23 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	76	27,83	2,12	53,70
Solución lavado (mL)	27	6,24	0,17	4,28
Relave (g)	9,46	175,00	1,66	42,03
			<u>3,94</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **57,97 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	76	109,20	8,30	5,23
Solución lavado (mL)	27	57,56	1,55	0,98
Relave (g)	9,46	15 720,00	148,71	93,79
			<u>158,56</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **6,21 %**

AII.18. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: SL3
Agente lixiviaste: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	Ph	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	78	56,30	4,39	89,26
Solución lavado (mL)	27	17,70	0,48	9,71
Relave (g)	10,1	5,00	0,05	1,03
			<u>4,92</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **98,97 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte l(mL)	78	27,05	2,11	58,00
Solución lavado (mL)	27	6,08	0,16	4,51
Relave (g)	10,1	135,00	1,36	37,48
			<u>3,64</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **62,52 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	78	172,60	13,46	6,61
Solución lavado (mL)	27	46,38	1,25	0,62
Relave (g)	10,1	18 695,00	188,82	92,77
			<u>203,53</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **7,23 %**

AII.19. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: SL4
Agente lixiviaste: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo	16 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	73	60,50	4,42	87,39
Solución lavado (mL)	27	18,30	0,49	9,78
Relave (g)	9,56	15,00	0,14	2,84
			<u>5,05</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **97,16 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	73	30,08	2,20	66,98
Solución lavado (mL)	27	6,45	0,17	5,31
Relave (g)	9,56	95,00	0,91	27,70
			<u>3,28</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **72,30 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	73	254,50	18,58	6,50
Solución lavado (mL)	27	83,36	2,25	0,79
Relave (g)	9,56	27 715,00	264,96	92,71
			<u>285,78</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **7,29 %**

AII.20. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 4
Código: SL5
Agente lixiviaste: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	10 g
Porcentaje sólidos:	10 %	Tiempo	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	90 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	64,20	4,82	90,19
Solución lavado (mL)	29,5	12,90	0,38	7,13
Relave (g)	9,56	15,00	0,14	2,69
			<u>5,34</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **97,31 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	30,33	2,27	72,32
Solución lavado (mL)	29,5	3,59	0,11	3,37
Relave (g)	9,56	80,00	0,76	24,31
			<u>3,15</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **75,69 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Repartición (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	75	299,70	22,48	12,25
Solución lavado(mL)	29,5	169,30	4,99	2,72
Relave (g)	9,56	16 315,00	155,97	85,02
			<u>183,44</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **14,98 %**

AII.21. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: CL11
Agente lixiviaste: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo	2 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte final(mL)	50	79,20	3,96	68,13
Solución lavado final (mL)	21	50,50	1,06	18,25
Relave (g)	19,79	40,00	0,79	13,62
			5,81	100,00

Porcentaje recuperación In: **86,38 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte final(mL)	50	61,60	3,08	44,24
Solución lavado final (mL)	21	29,34	0,62	8,85
Relave (g)	19,79	165,00	3,27	46,91
			6,96	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **53,09 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte final(mL)	50	340,70	17,04	3,72
Solución lavado final (mL)	21	434,50	9,12	1,99
Relave (g)	19,79	21 810,0	431,62	94,29
			457,78	100,00

Porcentaje recuperación Al: **5,71 %**

AII.22. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: CL12
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	4 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	60	75,40	4,52	74,11
Solución lavado (mL)	27	27,00	0,73	11,94
Relave (g)	18,93	45,00	0,85	13,95
			6,10	100,00

Porcentaje recuperación In: **86,05 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	60	61,00	3,66	34,57
Solución lavado (mL)	27	14,65	0,40	3,74
Relave (g)	18,93	345,00	6,53	61,69
			10,59	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **38,31 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	60	395,30	23,72	6,79
Solución lavado (mL)	27	142,50	3,85	1,10
Relave (g)	18,93	16 990,00	321,62	92,11
			349,19	100,00

Porcentaje recuperación Al: **7,89 %**

AII.23. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: CL13
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	54	77,10	4,16	77,83
Solución lavado(mL)	23	34,80	0,80	14,96
Relave (g)	19,28	20,00	0,39	7,21
			<u>5,35</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **92,79 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	54	58,20	3,14	38,75
Solución lavado (mL)	23	27,40	0,63	7,77
Relave (g)	19,28	225,00	4,34	53,48
			<u>8,11</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **46,52 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	54	520,10	28,09	4,83
Solución lavado (mL)	23	288,50	6,64	1,14
Relave (g)	19,28	28 350,00	546,59	94,03
			<u>581,31</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **5,97 %**

AII.24. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: CL14
Agente lixivante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	16 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	50	82,10	4,11	77,21
Solución lavado (mL)	22	41,50	0,91	17,17
Relave (g)	19,93	15,00	0,30	5,62
			<u>5,32</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **94,38 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	50	311,50	15,58	65,06
Solución lavado (mL)	22	112,90	2,48	10,38
Relave (g)	19,93	295,00	5,88	24,56
			<u>23,94</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **75,44 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	50	722,20	36,11	6,15
Solución lavado (mL)	22	341,80	7,52	1,28
Relave (g)	19,93	27 275,00	543,59	92,57
			<u>587,22</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **7,43 %**

AII.25. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: CL15
Agente lixiviante: HCl

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	87,00	4,43	73,67
Solución lavado (mL)	23	52,10	1,20	19,90
Relave (g)	19,37	20,00	0,39	6,43
			<u>6,02</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **93,57 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	60,90	3,11	16,22
Solución lavado (mL)	23	32,00	0,74	3,84
Relave (g)	19,37	790,00	15,30	79,93
			<u>19,14</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **20,07 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	746,80	38,09	4,37
Solución lavado (mL)	23	478,70	11,01	1,26
Relave (g)	19,37	42 510,00	823,42	94,37
			<u>872,52</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **5,63 %**

AII.26. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: SL11
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo	2 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	52	60,80	3,16	68,68
Solución lavado (mL)	18	69,30	1,25	27,10
Relave (g)	19,44	10,00	0,19	4,22
			<u>4,60</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **95,78 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	52	31,20	1,62	32,31
Solución lavado (mL)	18	21,47	0,39	7,70
Relave (g)	19,44	155,00	3,01	60,00
			<u>5,02</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **40,00 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)ó(mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	52	206,00	10,71	4,01
Solución lavado (mL)	18	373,00	6,71	2,51
Relave (g)	19,44	12 840,0	249,61	93,47
			<u>267,04</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **6,53 %**

AII.27. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: SL12
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	4 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	121,00	6,17	80,74
Solución lavado (mL)	21	55,9,00	1,17	15,36
Relave (g)	19,85	15,00	0,30	3,90
			<u>7,64</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **96,10 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	52,20	2,66	19,16
Solución lavado (mL)	21	29,16	0,61	4,41
Relave (g)	19,85	535,00	10,62	76,43
			<u>13,89</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **23,57 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	336,00	17,17	3,24
Solución lavado (mL)	21	242,80	5,10	0,97
Relave (g)	19,85	25 490,00	505,98	95,79
			<u>528,21</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **4,21 %**

AII.28. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: SL13
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	8 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	133,00	6,78	82,38
Solución lavado (mL)	24	40,10	0,96	11,69
Relave (g)	19,55	25,00	0,49	5,94
			8,23	100,00

Porcentaje recuperación In: **94,06 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	56,40	2,88	29,87
Solución lavado (mL)	24	20,67	0,50	5,15
Relave (g)	19,55	320,00	6,26	64,97
			9,63	100,00

Porcentaje recuperación Fe: **35,03 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	51	461,30	23,53	2,93
Solución lavado (mL)	24	300,50	7,21	0,90
Relave (g)	19,55	39 490,00	772,03	96,17
			802,77	100,00

Porcentaje recuperación Al: **3,83 %**

AII.29.FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: SL14
Agente lixivante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	16 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	94,90	5,41	77,99
Solución lavado (mL)	28	36,80	1,03	14,86
Relave (g)	19,84	25,00	0,50	7,15
			<u>6,94</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **92,85 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	41,00	2,34	23,55
Solución lavado (mL)	28	19,44	0,544	5,48
Relave (g)	19,84	355,00	7,04	70,97
			<u>9,92</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **29,03 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	498,00	28,39	5,62
Solución lavado (mL)	28	312,20	8,74	1,73
Relave (g)	19,84	23 570,00	467,63	92,64
			<u>504,76</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **7,36 %**

AII.30. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación-Ensayo 5
Código: SL15
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	20 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo:	24 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,5
Volumen solución:	80 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	84,30	4,81	77,50
Solución lavado (mL)	25	43,90	1,10	17,70
Relave (g)	19,82	15,00	0,30	4,80
			<u>6,20</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación In: **95,20 %**

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	38,00	2,17	40,47
Solución lavado (mL)	25	24,36	0,61	11,38
Relave (g)	19,82	130,00	2,58	48,15
			<u>5,35</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Fe: **51,85 %**

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución fuerte (mL)	57	350,00	19,95	19,16
Solución lavado (mL)	25	405,00	10,13	9,73
Relave (g)	19,82	3 735,00	74,03	71,11
			<u>104,10</u>	<u>100,00</u>

Porcentaje recuperación Al: **28,89 %**

ANEXO III
FICHAS TÉCNICAS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES Y
RE-EXTRACCIÓN

AIII.1. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN
POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 1
Código: DH1

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1
Concentración: 1 M **Tiempo de contacto:** 10 Min
Solvente: Hexano **pH:** <0,5

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	199,00	5,97	99,00
Orgánica (mL)	30	2,00	0,06	1,00
			6,03	100,00
Coeficiente de distribución In:		0,01		
Porcentaje de extracción In:		1,00 %		

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,97	0,03	0,86
Orgánica (mL)	30	112,03	3,36	99,14
			3,39	100,00
Coeficiente de distribución Fe:		115,49		
Porcentaje de extracción Fe:		99,14 %		

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	583,00	17,49	60,10
Orgánica (mL)	30	387,00	11,61	39,90
			29,10	100,00
Coeficiente de distribución Al:		0,66		
Porcentaje de extracción Al:		39,90 %		

AIII.3. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo1
Código: DH1

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1
Concentración: 1 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Hexano **pH:** 1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,40	0,01	1,19
Orgánica (mL)	30	33,30	1,00	98,81
			1,01	100,00
Coeficiente de distribución In:		83,25		
Porcentaje de extracción In:		98,81 %		

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,25	0,01	1,19
Orgánica (mL)	30	20,73	0,62	98,81
			0,63	100,00
Coeficiente de distribución Fe:		82,92		
Porcentaje de extracción Fe:		98,81 %		

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	19,30	0,58	24,22
Orgánica (mL)	30	60,40	1,81	75,78
			2,39	100,00
Coeficiente de distribución Al:		3,13		
Porcentaje de extracción Al:		75,78 %		

AIII.4. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 1
Código: DD1

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1
Concentración: 1 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Diésel **pH:** 1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,39	0,01	1,16
Orgánica (mL)	30	33,31	1,00	98,84
			1,01	100,00

Coefficiente de distribución In: **85,41**
Porcentaje de extracción In: **98,84 %**

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	11,40	0,34	54,34
Orgánica (mL)	30	9,58	0,29	45,66
			0,63	100,00

Coefficiente de distribución Fe: **0,84**
Porcentaje de extracción Fe: **45,66 %**

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	39,00	1,17	48,93
Orgánica (mL)	30	40,70	1,22	51,07
			2,39	100,00

Coefficiente de distribución Al: **1,04**
Porcentaje de extracción Al: **51,07 %**

AIII.6. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 2
Código: TD1

CONDICIONES

Agente extractante: TBP **Relación A/O:** 1
Concentración: 1 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Diésel **pH:** 0,5

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica TBP-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación
		(mg/L)	(mg)	(%)
Acuosa (mL)	30	58,60	1,76	29,15
Orgánica (mL)	30	142,40	4,27	70,85
			6,03	100,00
Coeficiente de distribución In:		2,43		
Porcentaje de extracción In:		70,85 %		

Extracción de Fe en fase orgánica TBP-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación
		(mg/L)	(mg)	(%)
Acuosa (mL)	30	1,04	0,03	0,92
Orgánica (mL)	30	111,96	3,36	99,08
			3,39	100,00
Coeficiente de distribución Fe:		107,65		
Porcentaje de extracción Fe:		99,08 %		

Extracción de Al en fase orgánica TBP-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación
		(mg/L)	(mg)	(%)
Acuosa (mL)	30	914,00	27,42	94,23
Orgánica (mL)	30	56,00	1,68	5,77
			29,10	100,00
Coeficiente de distribución Al:		0,06		
Porcentaje de extracción Al:		5,77 %		

AIII.8. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes
Código: TD1

CONDICIONES

Agente extractante:	TBP	Relación A/O:	1
Concentración:	1 M	Tiempo de contacto:	10 min
Solvente:	Diésel	pH:	1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica TBP-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	31,70	0,95	94,07
Orgánica (mL)	30	2,00	0,06	5,93
			1,01	100,00

Coefficiente de distribución In: **0,06**
Porcentaje de extracción In: **5,93 %**

Extracción de Fe en fase orgánica TBP-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	22,67	0,68	100,00
Orgánica (mL)	30	0,00	0,00	0,00
			0,68	100,00

Coefficiente de distribución Fe: **0,00**
Porcentaje de extracción Fe: **0,00 %**

Extracción de Al en fase orgánica TBP-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	88,00	2,64	100,00
Orgánica (mL)	30	0,00	0,00	0,00
			2,64	100,00

Coefficiente de distribución Al: **0,00**
Porcentaje de extracción Al: **0,00 %**

AIII.9. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes- Ensayo 3-5
Código: DD1

CONDICIONES

Agente extractante:	DEHPA	Relación A/O:	1:1
Concentración:	0,25 M	Tiempo de contacto:	10 min
Solvente:	Diésel	pH:	1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,42	0,01	1,25
Orgánica (mL)	30	33,28	1,00	98,75
			1,01	100,00
Coeficiente de distribución In:		79,24		
Porcentaje de extracción In:		98,75 %		

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,46	0,01	2,19
Orgánica (mL)	30	20,52	0,62	97,81
			0,63	100,00
Coeficiente de distribución Fe:		44,61		
Porcentaje de extracción Fe:		97,81 %		

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	63,10	1,89	79,17
Orgánica (mL)	30	16,60	0,50	20,83
			2,39	100,00
Coeficiente de distribución Al:		0,26		
Porcentaje de extracción Al:		20,83 %		

AIII.10. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 3
Código: DD2

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1:6
Concentración: 0,25 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Diésel **pH:** 1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,44	0,01	0,22
Orgánica (mL)	180	33,26	5,99	99,78
			6,00	100,00
Coeficiente de distribución In:		453,55		
Porcentaje de extracción In:		99,96 %		

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,21	0,01	0,17
Orgánica (mL)	180	20,77	3,74	99,83
			3,74	100,00
Coeficiente de distribución Fe:		593,43		
Porcentaje de extracción Fe:		99,97 %		

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	10,40	0,31	13,05
Orgánica (mL)	180	69,30	12,45	97,56
			2,39	100,00
Coeficiente de distribución Al:		39,98		
Porcentaje de extracción Al:		99,58 %		

AIII.11. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 4-6
Código: DH1

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1:1
Concentración: 0,25 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Hexano **pH:** 1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,40	0,01	1,19
Orgánica (mL)	30	33,30	1,00	98,81
			1,01	100,00
Coeficiente de distribución In:		83,25		
Porcentaje de extracción In:		98,81 %		

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,26	0,01	1,24
Orgánica (mL)	30	20,72	0,62	98,76
			0,63	100,00
Coeficiente de distribución Fe:		79,69		
Porcentaje de extracción Fe:		98,76 %		

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	69,90	2,10	87,70
Orgánica (mL)	30	9,80	0,29	12,30
			2,39	100,00
Coeficiente de distribución Al:		0,14		
Porcentaje de extracción Al:		12,30 %		

AIII.12. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 5
Código: DD3

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1
Concentración: 0,5 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Diésel **pH:** 1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,40	0,01	1,19
Organica (mL)	30	33,30	1,00	98,81
			1,01	100,00

Coefficiente de distribución In: **83,25**
Porcentaje de extracción In: **98,81 %**

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,22	0,01	1,05
Orgánica (mL)	30	20,76	0,62	98,95
			0,63	100,00

Coefficiente de distribución Fe: **94,36**
Porcentaje de extracción Fe: **98,95 %**

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	43,20	1,30	54,20
Orgánica (mL)	30	36,50	1,10	45,80
			2,39	100,00

Coefficiente de distribución Al: **0,84**
Porcentaje de extracción Al: **45,80 %**

AIII.13. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 5
Código: DD5

CONDICIONES

Agente extractante:	DEHPA	Relación A/O:	1
Concentración:	1 M	Tiempo de contacto:	10 min
Solvente:	Diésel	pH:	1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,39	0,01	1,16
Orgánica (mL)	30	33,31	1,00	98,84
			1,01	100,00
Coeficiente de distribución In:		85,41		
Porcentaje de extracción In:		98,84 %		

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	11,40	0,34	54,34
Orgánica (mL)	30	9,58	0,29	45,66
			0,63	100,00
Coeficiente de distribución Fe:		0,84		
Porcentaje de extracción Fe:		45,66 %		

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	39,00	1,17	48,93
Orgánica (mL)	30	40,70	1,22	51,07
			2,39	100,00
Coeficiente de distribución Al:		1,04		
Porcentaje de extracción Al:		51,07 %		

AIII.15. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 6
Código: DH5

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1
Concentración: 1 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Hexano **pH:** 1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,40	0,01	1,19
Orgánica (mL)	30	33,30	1,00	98,81
			1,01	100,00

Coefficiente de distribución In: **83,25**
Porcentaje de extracción In: **98,81 %**

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,25	0,01	1,19
Orgánica (mL)	30	20,73	0,62	98,81
			0,63	100,00

Coefficiente de distribución Fe: **82,92**
Porcentaje de extracción Fe: **98,81 %**

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Hexano

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	19,30	0,58	24,22
Orgánica (mL)	30	60,40	1,81	75,78
			2,39	100,00

Coefficiente de distribución Al: **3,13**
Porcentaje de extracción Al: **75,78 %**

AIII.16. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Solventes Ensayo 7
Código: RX-1

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 2 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,67	0,01	2,01
Orgánica (mL)	10	32,61	0,33	97,99
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,27	0,01	6,19
Orgánica (mL)	10	19,25	0,19	93,81
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	8,90	0,09	53,61
Orgánica (mL)	10	7,70	0,08	46,39
			0,17	100,00

AIII.17. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Solventes Ensayo 7
Código: RX2

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 4 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,82	0,01	2,46
Orgánica (mL)	10	32,46	0,32	97,54
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,52	0,02	7,41
Orgánica (mL)	10	19,00	0,19	92,59
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	9,30	0,09	56,02
Orgánica (mL)	10	7,30	0,07	43,98
			0,17	100,00

AIII.18. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Ensayo 7
Código: RX3

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 6 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,65	0,01	1,95
Orgánica (mL)	10	32,63	0,33	98,05
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,69	0,02	8,24
Orgánica (mL)	10	18,83	0,19	91,76
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	2,60	0,03	15,66
Orgánica (mL)	10	14,00	0,14	84,34
			0,17	100,00

AIII.19. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción-Ensayo 7
Código: RX4

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 2 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,55	0,01	1,65
Orgánica (mL)	10	32,75	0,33	98,35
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,37	0,014	6,60
Orgánica (mL)	10	19,39	0,19	93,40
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	12,30	0,12	33,70
Orgánica (mL)	10	24,20	0,24	66,30
			0,37	100,00

AIII.20. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Ensayo 7
Código: RX5

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 4 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,66	0,01	1,98
Orgánica (mL)	10	32,64	0,33	98,02
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,62	0,02	7,80
Orgánica (mL)	10	19,14	0,19	92,20
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	16,40	0,16	44,93
Orgánica (mL)	10	20,10	0,20	55,07
			0,37	100,00

AIII.21. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Ensayo 7
Código: RX6

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 6 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,54	0,01	1,62
Orgánica (mL)	10	32,76	0,33	98,38
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,80	0,02	8,67
Orgánica (mL)	10	18,96	0,19	91,33
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	4,60	0,05	12,60
Orgánica (mL)	10	31,90	0,32	87,40
			0,37	100,00

AIII.22. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción-Ensayo 7
Código: RX7

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 2 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,44	0,00	1,32
Orgánica (mL)	10	32,87	0,33	98,68
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,47	0,01	15,34
Orgánica (mL)	10	8,11	0,08	84,66
			0,10	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	12,40	0,12	30,47
Orgánica (mL)	10	28,30	0,28	69,53
			0,41	100,00

AIII.24. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Ensayo 7
Código: RX8

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 4 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,47	0,00	1,41
Orgánica (mL)	10	32,84	0,33	98,59
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,46	0,015	15,24
Orgánica (mL)	10	8,12	0,081	84,76
			0,10	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	7,30	0,07	17,94
Orgánica (mL)	10	33,40	0,33	82,06
			0,41	100,00

AIII.25. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Ensayo 7
Código: RX9

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 6 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	0,46	0,00	1,38
Orgánica (mL)	10	32,85	0,33	98,62
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,49	0,01	15,55
Orgánica (mL)	10	8,09	0,08	84,45
			0,10	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	10	1,40	0,01	3,44
Orgánica (mL)	10	39,30	0,39	96,56
			0,41	100,00

AIII.26. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Ensayo: Extracción Solventes Ensayo 8
Código: DD7

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1
Concentración: 0,05 M **Tiempo de contacto:** 10 min
Solvente: Diésel **pH:** 1,8

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,40	0,01	1,19
Orgánica (mL)	30	33,30	1,00	98,81
			1,01	100,00

Coefficiente de distribución In: **83,25**
Porcentaje de extracción In: **98,81 %**

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	0,26	0,01	1,24
Orgánica (mL)	30	20,72	0,62	98,76
			0,63	100,00

Coefficiente de distribución Fe: **79,69**
Porcentaje de extracción Fe: **98,76 %**

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	30	69,90	2,10	87,70
Orgánica (mL)	30	9,80	0,29	12,30
			2,39	100,00

Coefficiente de distribución Al: **0,14**
Porcentaje de extracción Al: **12,30 %**

AIII.27. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-extracción Ensayo 8
Código: RX13

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 10 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	5,8	57,00	0,330	99,28
Orgánica (mL)	10	0,24	0,002	0,72
			0,332	100,00

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	5,8	16,10	0,09	42,60
Orgánica (mL)	10	11,38	0,11	57,40
			0,20	100,00

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	5,8	10,30	0,06	60,96
Orgánica (mL)	10	3,83	0,04	39,04
			0,10	100,00

AIII.28. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-extracción Ensayo 8
Código: RX 14

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 8 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	6,5	49,20	0,32	96,04
Orgánica (mL)	10	1,32	0,01	3,96
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	6,5	11,59	0,08	36,36
Orgánica (mL)	10	13,19	0,13	63,64
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	6,5	6,46	0,04	42,85
Orgánica (mL)	10	5,60	0,06	57,15
			0,10	100,00

AIII.29. FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS DE RE-EXTRACCIÓN

Ensayo: Re-Extracción Ensayo 8
Código: RX 15

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 1
Concentración: 6 M **Tiempo de contacto:** 10 min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	6,5	45,10	0,29	88,03
Orgánica (mL)	10	3,99	0,04	11,97
			0,33	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	6,5	9,90	0,06	31,06
Orgánica (mL)	10	14,29	0,14	68,94
			0,21	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	6,5	4,62	0,03	30,64
Orgánica (mL)	10	6,80	0,07	69,36
			0,10	100,00

ANEXO IV

FICHAS TÉCNICAS DE LOS ENSAYOS REALIZADOS CON 0,6 kg DE POLVO DE PANEL

AIV.1. FICHA TÉCNICA DEL ENSAYO DE LIXIVIACIÓN

Ensayo: Lixiviación- Ensayo 9
Código: SL 20
Agente lixiviante: H₂SO₄

CONDICIONES

Tamaño de partícula:	≥ 298 μm	Peso muestra:	600 g
Porcentaje sólidos:	20 %	Tiempo	4 horas
Concentración:	90 g/L	pH	1,8
Volumen solución:	2 300 mL	Temperatura	20 ° C

BALANCE METALÚRGICO

Balance metalúrgico de In en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	In		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	(%)
Solución fuerte (mL)	1 265	194,00	245,41	91,44
Solución lavado (mL)	70	243,00	17,01	6,34
Relave (g)	597	10,00	5,97	2,22
			268,39	100,00
Porcentaje recuperación In:		97,78 %		

Balance metalúrgico de Fe en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Fe		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	(%)
Solución fuerte (mL)	1 265	80,70	102,09	13,00
Solución lavado (mL)	70	82,50	5,78	0,74
Relave (g)	597	1135,00	677,60	86,27
			785,46	100,00
Porcentaje recuperación Fe:		13,73 %		

Balance metalúrgico de Al en la lixiviación ácida de paneles LCD

Balance	Valor	Al		Recuperación
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	(%)
Solución fuerte (mL)	1 265	505,00	638,83	1,91
Solución lavado (mL)	70	855,00	59,85	0,18
Relave (g)	597	55 000,0	32 835,00	97,92
			33 533,68	100,00
Porcentaje recuperación Al:		2,08 %		

AIV.2. FICHA TÉCNICA DEL ENSAYO DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES CON 0.6 kg DE POLVO DE PANEL

Ensayo: Extracción Solventes
Código: DD1

CONDICIONES

Agente extractante: DEHPA **Relación A/O:** 1:1
Concentración: 0,25 M **Tiempo de contacto:** 10 Min
Solvente: Diésel **pH:** 1,7

BALANCE EXTRACCIÓN

Extracción de In en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	1 110	21,60	23,98	11,08
Orgánica (mL)	1 110	173,27	192,33	88,92
			216,31	100,00

Coefficiente de distribución In: **8,02**
Porcentaje de extracción In: **88,92 %**

Extracción de Fe en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	1 110	9,93	11,02	12,25
Orgánica (mL)	1 110	71,13	78,95	87,75
			89,98	100,00

Coefficiente de distribución Fe: **7,16**
Porcentaje de extracción Fe: **87,75 %**

Extracción de Al en fase orgánica DEHPA-Diésel

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	1 110	109,00	120,99	21,49
Orgánica (mL)	1 110	398,27	442,08	78,51
			563,07	100,00

Coefficiente de distribución Al: **3,65**
Porcentaje de extracción Al: **78,51 %**

AIV.3. FICHA TÉCNICA DEL ENSAYO DE RE-EXTRACCIÓN A PEQUEÑA ESCALA

Ensayo: Re-Extracción-Ensayo 7
Código: RX4

CONDICIONES

Agente de re-extracción: H₂SO₄ **Relación A/O:** 6
Concentración: 8 M **Tiempo de contacto:** 10 Min

BALANCE EXTRACCIÓN

Re-Extracción de In a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	In		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	100	1 820,00	182,00	94,53
Orgánica (mL)	1 110	9,48	10,52	5,47
			192,52	100,00

Re-Extracción de Fe a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Fe		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	100	0,52	0,05	0,06
Orgánica (mL)	1 110	72,39	80,35	99,94
			80,40	100,00

Re-Extracción de Al a la fase acuosa H₂SO₄

Balance	Valor	Al		Recuperación (%)
		(mg/L)	(mg)	
Acuosa (mL)	100	1,30	0,13	0,03
Orgánica (mL)	1 110	405,46	450,06	99,97
			450,19	100,00

ANEXO V DISEÑO DE EQUIPOS

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 1

Nombre del equipo: Trituradora de martillos (M-101)		
Fabricante: Shibang Industry & Technology Group Co., Ltd.	Modelo: PC300x400	Material: AISI 316 L
		Número de equipos en planta: 1
Medidas: Altura: 2,50 m Longitud: 1,60 m Ancho: 1,01 m	Diseño: Tonelaje: 3 - 8 t/h Potencia: 2,5 kW Alimentación: 200 mm Descarga: 0-3 mm	
	Características: Alta producción y alta proporción de trituración; Bajo consumo de energía, tamaño partícula homogéneo; Simple, compacto y ligero, estructura mecánica; Bajo costo de inversión, facilidad de gestión;	
Funcionamiento: El panel LCD es reducido de un tamaño de partícula aproximado de 200 mm a un tamaño menor a 3 mm.		
Operación: Batch		
Esquema:		
		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 2

Equipo: Tamiz vibratorio (G-101)		
Fabricante: Navector Electrical	Tipo: 500x1000	Material AISI 316 L
		Equipos en planta: 1
Medidas: Altura: 1,30 m Longitud: 1,30 m Ancho: 1,52 m	Diseño: Capacidad: 600 kg Abertura: Hasta 200 mm Área de tamizado: 0,01 m ²	
	Características A prueba de polvo, aceite y calor. Baja emisión de carbono Ahorro de energía y precio razonable. Tamiz de 5mm-15 Micro	
Principio de funcionamiento: El panel LCD reducido de tamaño pasa por el tamiz vibratorio, las partículas mayores a 3mm retornan a la trituración primaria.		
Operación: Batch		
Esquema:		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 3

Nombre: Tanque lixiviación con agitación (TK-101)		
Fabricante: N/A	Modelo: N/A	Material de construcción: AISI 316 L Número de equipo en planta: 1
Medidas: Diámetro: 1,03 m Altura: 2,76 m	Parámetros de diseño:	
	Tanque: Tipo: Toriesférico Volumen operación: 1,25 m ³ Espesor: 7 mm P hidrostática: 3,93 psi Altura tapa: 0,21 m Radio de nudillo: 0,52 m Resistencia diseño: 200 N/mm ² Eficiencia de soldadura: 0,75	Agitación: Agitador: 6 aspas planas Velocidad de agitación: 60 rpm Diámetro aspa: 0,34 m Ancho de aspa: 0,07 m Potencia: 11,92 kW Altura aspa: 0,34 m Longitud deflectores: 0,10 m N° de deflectores: 4
Funcionamiento: La solución de ácido sulfúrico es decir el agente lixivante es mezclado con el polvo de panel se los coloca por la parte superior del tanque. y se mantiene en agitación continua durante 4 horas. Se espera que el sólido decante y se lo separa.		
Operación: Batch		
Esquema:		
		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 4

Equipo: Tanque lavado con agitación (TK-102)		
Fabricante: N/A	Modelo: N/A	Material de construcción: AISI 316 L Número de equipo en planta: 1
Dimensiones: Diámetro: 0,78 m Altura: 2,38 m	Parámetros de diseño:	
	Tanque: Tipo: Toriesférico Volumen operación: 0,55 m ³ Espesor: 7 mm P hidrostática: 3,38 psi Altura tapa: 0,15 m Radio de nudillo: 0,38 m Resistencia de diseño: 200 N/mm ² Eficiencia soldadura: 0,75	Agitación: Agitador: 4 aspas planas Velocidad de agitación: 60 rpm Diámetro agitador: 0,26 m Ancho de impulsor: 0,05 m Potencia: 7,13 kW Altura impulsor: 0,26 m
Principio de funcionamiento: El relave proveniente de la lixiviación es colocado en el tanque con una solución de agua y es agitado por 30 minutos. Se espera a que el sólido decante y es separado de la fase acuosa		
Operación: Batch		
Esquema: <div style="text-align: center;">  </div>		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 5

Nombre: Filtro prensa para lixiviación y lavado (F-101, F-102)		
Fabricante: Toper	Modelo: Toper-50	Material: AISI 316 L Equipo en planta: 2
Medida: Altura: 1,3 m Longitud: 4,4 m Ancho: 1,25 m	Parámetros de diseño: Capacidad: 50 m ² Presión: 7 bar Potencia: 4 kW Área placa: 870 x 870 mm	
	Características: Ciclo de trabajo a corto y de alta eficiencia Bajo costo de operación: semiautomático Bajo consumo de energía Alta resistencia a la corrosión	
Principio de funcionamiento: La pulpa obtenida posterior al proceso de lixiviación y lavado pasa a través del filtro prensa donde son separadas las partículas sólidas de la solución fuerte y la solución de lavado respectivamente.		
Operación: Batch		
Esquema:		
 <p style="color: green; font-size: 1.2em;">Membrane filter press</p>		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 6

Nombre: Tanque extracción por solventes con agitación (TK-103)		
Fabricante: N/A	Modelo: N/A	Material de construcción: AISI 316 L Número de equipo en planta: 1
Medidas: Diámetro: 1,21 m Altura: 3,03 m	Parámetros de diseño:	
	Tanque: Tipo: Toriesférico Volumen operación: 2,082 m ³ Espesor: 7 mm P hidrostática: 2,38 psi Altura tapa: 0,25 m Radio de nudillo: 0,60 m Resistencia de diseño: 200 N/mm ² Eficiencia: 0,75	Agitación: Tipo de agitador: 4 aspas planas Velocidad de agitación: 50 rpm Diámetro agitador: 0,34 m Ancho de agitador: 0,08 m Potencia: 15,48 kW Altura agitador: 0,34 m
Principio de funcionamiento: La solución fuerte y la solución de lavado se agitan con la solución orgánica que contiene DEHPA y Diésel. Se agita la solución durante 10 minutos y se espera que las fases se separen por decantación. Se descarga por la parte inferior la fase acuosa y posteriormente la fase orgánica.		
Operación: Batch		
Esquema:		
		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 7

Equipo: Tanque re-extracción con agitación (TK-104)		
Productor: N/A	Tipo: N/A	Material: AISI 316 L
		Equipos en planta: 1
Medidas Diámetro: 1,02 m Altura: 2,74 m	Parámetros de diseño:	
	Tanque: Tipo: Toriesférico Volumen operación: 1,214 m ³ Espesor: 7 mm P hidrostática: 1,31 psi Altura tapa: 0,21 m Radio de nudillo: 0,51 m Resistencia de diseño: 200 N/mm ² Eficiencia: 0,75	Agitación: Tipo de agitador: 4 aspas planas Velocidad de agitación: 60 rpm Diámetro agitador: 0,34 m Ancho agitador: 0,07 m Potencia: 8,7 kW Altura agitador: 0,34 m
Principio de funcionamiento: El relave proveniente de la lixiviación es colocado en el tanque con una solución de agua y es agitado por 30 minutos.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del equipo: <div style="text-align: center;">  </div>		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 8

Nombre del equipo: Tanque purificador de solución orgánica (TK-105)		
Fabricante: N/A	Modelo: N/A	Material: AISI 316 L Número de equipo en planta: 1
Dimensiones: Diámetro: 1,00 m Altura: 2,71 m	Parámetros de diseño:	
	Tanque: Tipo de tanque: Toriesférico Volumen operación: 1,17 m ³ Espesor: 5 mm P hidrostática: 1,31 psi Altura tapa: 0,20 m Radio de nudillo: 0,51 m Resistencia de diseño: 200 N/mm ² Eficiencia soldadura: 0,75	Agitación: Tipo de impulsor: 4 aspas planas Agitación: 60 rpm Diámetro impulsor: 0,33 m Ancho de impulsor: 0,07 m Potencia: 8,09 Kw Altura impulsor: 0,33 m
Principio de funcionamiento: El relave proveniente de la lixiviación es colocado en el tanque con una solución de agua y es agitado por 30 minutos.		
Modalidad de operación: Batch		
Esquema del equipo:		
		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 9

Equipo: Evaporador químico de vacío (EV-101)		
Productor: TANLET	Tipo: SJN II 500	Material: AISI 316 L
		Equipos en planta: 1
Medidas: Altura: 1,50 m Longitud: 4,00 m Ancho: 3,30 m	Parámetros de diseño:	
	Capacidad de evaporación: 500 kg/h Temperatura máxima: Primer efecto 80-90 °C Segundo efecto 55-77 °C Potencia: 100 kW Presión de vacío: -0,04 MPa -0,06 MPa	
	Características: La cámara de calefacción está separada con la cámara de evaporación, esto le otorga facilidad de limpieza. La concentración de vacío ayuda a reforzar el efecto de evaporación. La mejor solución para concentrar los materiales sensibles al calor.	
Principio de funcionamiento: La solución saturada de indio se lleva a un proceso de evaporación para eliminar el agua y el ácido sulfúrico restante.		
Operación: Batch		
Esquema:		
		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 10

Equipo: Horno Mufla (HM-101)		
Fabricante: YUNBOSHI	Modelo: BX-2.5-10	Material: Carburo de silicio refractario monolítico
		Número de equipo en planta: 1
Medidas: Altura: 1,30 m Longitud: 1,00 m Ancho: 0,85 m	Parámetros de diseño:	
	Capacidad: 2,5 – 10,0 kg Temperatura máxima: 1 000 °C Potencia: 2,5 kW	
	Características: Fácil instalación Placa de acero de alta calidad Enrollamiento en espiral para el calentamiento interno Horno eléctrico de ladrillo refractario	
Principio de funcionamiento: El sulfato de indio proveniente de la evaporación es calcinado en el horno mufla a una temperatura de 700°C en un tiempo de 2 horas, donde se obtiene óxido de indio y dióxido de azufre		
Operación: Batch		
Esquema:		
		

FICHA TÉCNICA DE PARÁMETROS DE FUNCIONAMIENTO N° 11

Equipo: Horno eléctrico para Sílice (HF-101)		
Fabricante: GW WEIFANG	Modelo: GW-1T	Material de construcción: Aleación de Aluminio
		Número de equipo en planta: 1
Dimensiones: Altura: 5,50 m Longitud: 6,00 m Ancho: 4,50 m	Parámetros de diseño: Capacidad: 1t Temperatura máxima: 780 °C Potencia: 500 kW	
	Características: Horno de inducción de frecuencia media Alta eficiencia de fusión, ahorro de energía Buena uniformidad de componente de metal Rápido aumento de la temperatura, Fácil control de temperatura	
Principio de funcionamiento: El relave proveniente de los procesos de lixiviación y lavado que contiene óxido de silicio y material orgánico será purificado mediante la evaporación de orgánicos y temperatura de 600 °C durante dos horas.		
Operación: Batch		
Esquema:		
		

ANEXO VI

BALANCE DE MASA

Para la realización del prediseño de la planta de recuperación de indio se tomaron en cuenta datos de importación de pantallas LCD generados por el BCE en el año 2013, si se considera que el periodo de duración de una pantalla de cristal líquido se encuentra entre 3 y 8 años. Se determinó que en el año 2013 existió una importación de 1 204,3 t de pantallas LCD. El peso promedio de una pantalla LCD es de 12 kg, teniendo de esta manera 100 000 pantallas importadas en Ecuador. Además la producción y ensamblaje en Ecuador fue de aproximadamente 200 000 pantallas.

Se asume que el 30 % de las pantallas LCD van a tener que cambiar su panel de cristal líquido cada año. Por tanto se van a tratar 90 000 pantallas anualmente. Esto equivale a un tratamiento de 7 500 pantallas por mes.

TRITURACIÓN Y TAMIZADO DEL VIDRIO RESIDUAL

El peso promedio del panel LCD es del 11 % del total de la pantalla LCD. El peso de una pantalla LCD es aproximadamente 12 kg, la masa de panel LCD a procesar se determinará con base en la capacidad de tratamiento de 7500 pantallas por mes.

$$m_{panel} = 7\,500 \frac{LCD}{mes} \cdot 12 \frac{kg}{LCD} \cdot \frac{1\,t}{1\,000\,kg} \cdot 0,11$$

$$m_{panel} = 10 \frac{t}{mes}$$

El panel fue sometido a una reducción de tamaño y se utilizó un sistema de trituración en forma directa con una trituradora de martillos y tamiz vibratorio.

LIXIVIACIÓN DEL POLVO PROVENIENTE DEL PANEL LCD

Para el proceso de lixiviación se tomó en cuenta lo siguiente: densidad de agente lixivante H_2SO_4 de $1\ 000\ kg/m^3$ y un porcentaje de sólidos correspondiente al 20 %. La masa se determina de acuerdo a la Ecuación AVI.1.

$$\% \text{ sólidos} = \frac{m_{\text{sólidos}}}{m_{\text{sólidos}} + m_{\text{solución}}} \quad [\text{AVI.1}]$$

$$20\ \% = \frac{10\ t/mes}{10\ t/mes + m_{\text{solución}}}$$

$$m_{\text{solución}} = 40 \frac{t_{\text{solución}}}{mes} \cdot \frac{1\ 000\ Kg}{1\ t_{\text{solución}}}$$

$$m_{\text{solución}} = 40\ 000 \frac{kg_{\text{solución}}}{mes}$$

El volumen requerido para procesar la masa asumiendo que la densidad del ácido diluido es igual a la densidad del agua sería:

$$V_{\text{solución}} = 40,0 \frac{m_{\text{solución}}^3}{mes} = 40\ 000 \frac{L_{\text{solución}}}{mes}$$

La concentración de ácido sulfúrico requerido en la lixiviación es de 90 g/L, el reactivo es de grado técnico. El ácido requerido para el proceso es:

$$m_{\text{ácido}} = 40\ 000 \frac{L_{\text{solución}}}{mes} \cdot 90 \frac{g}{L_{\text{solución}}} \cdot \frac{1\ kg}{1000\ g} \cdot \frac{100\ g}{98\ g}$$

$$m_{\text{ácido}} = 3673,47 \frac{kg}{mes}$$

La cantidad de agua a añadir es la empleada en la Ecuación AVI.2:

$$m_{\text{agua}} = m_{\text{solución}} - m_{\text{ácido}} \quad [\text{AVI.2}]$$

$$m_{agua} = 36\,326,53 \frac{kg}{mes}$$

Se considera que a las 4 horas de lixiviación y un porcentaje de sólidos se tiene una masa de indio en solución de $4,09 \times 10^{-4} \text{ kg}_{In}/\text{kg}_{panel}$. Con base en estos datos se tiene la masa disuelta del metal:

$$m_{In} = 10 \frac{t}{mes} \cdot \frac{1000 \text{ kg}}{1 t} \cdot \frac{4,09 \cdot 10^{-4} \text{ kg}_{In}}{kg}$$

$$m_{In} = 4,090 \frac{kg_{In}}{mes}$$

Se considera en el balance los principales contaminantes de la muestra los cuales son hierro y aluminio se tiene una masa en solución de hierro de $1,700 \times 10^{-4} \text{ kg}_{Fe}/\text{kg}_{panel}$ y de aluminio de $1,064 \times 10^{-3} \text{ kg}_{Al}/\text{kg}_{panel}$

$$m_{Fe} = 10 \frac{t}{mes} \cdot \frac{1\,000 \text{ kg}}{1 t} \cdot \frac{1,700 \cdot 10^{-4} \text{ kg}_{Fe}}{Kg}$$

$$m_{Fe} = 1,700 \frac{kg_{Fe}}{mes}$$

$$m_{Al} = 10 \frac{t}{mes} \cdot \frac{1000 \text{ Kg}}{1 t} \cdot \frac{1,064 \cdot 10^{-3} \text{ kg}_{Al}}{Kg}$$

$$m_{Al} = 10,64 \frac{kg_{Al}}{mes}$$

LAVADO DEL RELAVE

Para el lavado del relave se considera que se utilizará el 30 % de masa de agua correspondiente al total de la masa de solución.

$$m_{agua} = 12\,000 \frac{kg}{mes}$$

Al realizar el lavado del relave se tiene una masa de indio en solución de $2,84 \times 10^{-5} \text{ kg}_{\text{In}}/\text{kg}_{\text{panel}}$ de panel. Con base en estos datos se tiene la masa disuelta del metal:

$$m_{LIn} = 10 \frac{t}{mes} \cdot \frac{1000 \text{ Kg}}{1 t} \cdot \frac{2,84 \cdot 10^{-5} \text{ kg}_{\text{In}}}{\text{kg}}$$

$$m_{LIn} = 0,28 \frac{\text{kg}_{\text{In}}}{mes}$$

Se considera en la solución de lavado los principales contaminantes de la muestra los cuales son Hierro y Aluminio se tiene una masa en solución de hierro de $9,6 \times 10^{-6} \text{ kg}_{\text{Fe}}/\text{kg}_{\text{panel}}$ y de aluminio de $9,9 \times 10^{-5} \text{ kg}_{\text{Al}}/\text{kg}_{\text{panel}}$

$$m_{LFe} = 10 \frac{t}{mes} \cdot \frac{1000 \text{ kg}}{1 t} \cdot \frac{9,6 \cdot 10^{-6} \text{ kg}_{\text{Fe}}}{\text{kg}}$$

$$m_{LFe} = 0,1 \frac{\text{kg}_{\text{Fe}}}{mes}$$

$$m_{LAl} = 10 \frac{t}{mes} \cdot \frac{1000 \text{ Kg}}{1 t} \cdot \frac{9,9 \cdot 10^{-5} \text{ kg}_{\text{Al}}}{\text{kg}}$$

$$m_{LAl} = 1,00 \frac{\text{kg}_{\text{Al}}}{mes}$$

FILTRACIÓN DEL RELAVE

El relave es retenido y el volumen de solución fuerte se encuentra cargada de indio, aluminio y hierro. La masa de solución se presenta mediante la Ecuación AVI.3

$$m_{\text{solución fuerte}} = m_{\text{solución}} + m_{\text{In}} + m_{\text{Fe}} + m_{\text{Al}} + m_{\text{agua}} + m_{LIn} + m_{LFe} + m_{LAl} \quad [\text{AVI.3}]$$

$$m_{\text{solución fuerte}} = 52\,017,8 \frac{\text{kg}}{mes}$$

La masa de relave se determina mediante la diferencia entre la masa de pulpa y la masa que pasó a la solución de acuerdo a la Ecuación AVI.4:

$$m_{pulpas} = m_{solución} + m_{relave} \quad [AVI.4]$$

$$m_{relave} = 10\,000 \frac{kg}{mes} - 17,8 \frac{kg}{mes}$$

$$m_{relave} = 9\,982,2 \frac{kg}{mes}$$

EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

Se realiza el proceso con la solución fuerte y la solución de lavado provenientes del proceso de filtración. Se consideró que existe una pérdida de volumen posterior al proceso de lixiviación el cual se lo tomará como el 20 % del volumen inicial.

$$V_F = V_{solución fuerte} + V_{solución lavado} = 52\,000 \frac{L}{mes}$$

$$V_{FA} = 0,8 (V_F) = 41\,600 \frac{L}{mes}$$

Para la fase orgánica se utilizó una solución de DEHPA en diésel a una concentración de 0,025 M. El peso molecular para el DEHPA es de 322,4 g/mol y su densidad 975,8 kg/m³.

$$m_{DEHPA} = 0,025 \frac{mol}{L} \cdot 41\,184 \frac{L}{mes} \cdot 322,4 \frac{g}{mol} \cdot \frac{1kg}{1\,000g}$$

$$m_{DEHPA} = 335,3 \frac{kg}{mes}$$

$$V_{DEHPA} = 335,3 \frac{kg}{mes} \cdot \frac{1 m^3}{975,8 kg}$$

$$V_{DEHPA} = 0,34 \frac{m^3}{mes} = 343,6 \frac{L}{mes}$$

Los volúmenes de extractante con solvente fueron considerados aditivos. A partir de lo cual se determina el volumen y la masa de diésel requerido en la ecuación AVI.5

$$V_{FO} = V_{DEHPA} + V_{diésel} \quad [AVI.5]$$

$$V_{diesel} = 41\,256,4 \frac{L}{mes}$$

$$m_{diesel} = 41,26 \frac{m^3}{mes} \cdot 850 \frac{kg}{m^3}$$

$$m_{diesel} = 35\,067,9 \frac{kg}{mes}$$

Las fases orgánica y acuosa se dejan decantar para su separación.

Se considera que la extracción de indio es del 88,9 %, por tanto la masa de indio que se encuentra en la solución orgánica es de:

$$m_{In} + m_{LIn} = 4,09 \frac{kg_{In}}{mes} + 0,28 \frac{kg_{In}}{mes} = 4,37 \frac{kg_{In}}{mes}$$

$$m_{EIn} = 0,89 (4,37) \frac{kg_{In}}{mes} = 3,89 \frac{kg_{In}}{mes}$$

La extracción para el hierro fue de 88 % y la extracción para el aluminio fue de 11 % por tanto la masa de hierro y aluminio en la solución orgánica es de:

$$m_{Fe} + m_{LFe} = 1,70 \frac{kg_{Fe}}{mes} + 0,10 \frac{kg_{Fe}}{mes} = 1,80 \frac{kg_{Fe}}{mes}$$

$$m_{E_{Fe}} = 0,87 (1,80) \frac{kg_{Fe}}{mes} = 1,56 \frac{kg_{Fe}}{mes}$$

$$m_{Al} + m_{L_{Al}} = 10,64 \frac{kg_{Fe}}{mes} + 1,00 \frac{kg_{Fe}}{mes} = 11,64 \frac{kg_{Fe}}{mes}$$

$$m_{E_{Al}} = 0,11 (11,64) \frac{kg_{In}}{mes} = 1,28 \frac{kg_{Al}}{mes}$$

ANEXO VII

DISEÑO DE EQUIPOS

AVII.1. TRITURADORA DE MARTILLOS (M-101)

Se determinó la capacidad en función de la masa a tratar por cantidad de tiempo.

$$m = 10 \frac{t}{mes} \cdot \frac{1mes}{20 d} \cdot \frac{1d}{2 h}$$

$$m = 0,25 \frac{t}{h} = 250 \frac{kg}{h}$$

La potencia se calcula con la Ecuación AVII.1 de la siguiente manera:

$$P = 0,15 \cdot i \cdot Q \quad \text{[AVII.1]}$$

P: potencia (kW)

i: razón de reducción

Q: flujo másico (t/h)

El polvo de panel se introduce en la trituradora en un tamaño de partícula aproximado de 200 mm, y saldrá a un tamaño menor a 3 mm, por tanto la potencia requerida es:

$$P = 0,15 \cdot \left(\frac{200}{3}\right) \cdot 0,25$$

$$P = 2,5 \text{ kW}$$

AVII.2. TAMIZ VIBRATORIO (G-101)

Se selecciona el área de tamizado que se acople a los requerimientos, en la Tabla AVII. 1. se observan las constantes del sistema

Tabla AVII. 1. Constantes tamiz vibratorio

Abertura (mm)	177,80	139,70	88,90	25,40	9,52	2,36	0,84
C (t/pie ² h)	18,0	14,8	10,0	5,5	3,2	1,1	0,5

Se realiza una relación entre el flujo correspondiente a la constante. Si la abertura es de 3 mm, por interpolación se tiene que la constante a utilizar es 1,2877 t/h.pie². Se determina el área de tamizado de acuerdo a la Ecuación AVII.2

$$m = 0,063 \frac{t}{h}$$

$$\text{Área de Tamizado} = \frac{0,063 \frac{t}{h}}{1,2877 \frac{t}{h \cdot \text{pie}^2}} = 0,049 \text{ pie}^2 \quad [\text{AVII. 2}]$$

$$\text{Área de Tamizado} = 0,049 \text{ pie}^2 \cdot \frac{1 \text{ m}^2}{(3,28 \text{ pie})^2}$$

$$\text{Área de Tamizado} = 0,0045 \text{ m}^2$$

AVII.3. TANQUE DE LIXIVIACIÓN (TK-101)

El proceso de lixiviación dura 4 horas por tanto se deberá procesar 500 kg diarios en 2 procesos Batch de 4 horas cada uno.

$$m_{\text{sólidos}} = 250 \text{ kg}$$

$$\% \text{ sólidos} = \frac{m_{\text{sólidos}}}{m_{\text{sólidos}} + m_{\text{solución}}}$$

$$20 \% = \frac{250 \text{ kg}}{250 \text{ kg} + m_{\text{solución}}}$$

$$m_{\text{solución}} = 1\,000 \text{ kg}$$

$$m_L = m_{\text{solución}} + m_{\text{sólidos}} = 1\,250 \text{ kg}$$

$$V_{op} = \frac{m}{\rho} = \frac{1\,250 \text{ kg}}{1\,000 \text{ kg/m}^3}$$

$$V_{op} = 1,25 \text{ m}^3 = 7,86 \text{ BBL}$$

Si $V_{op} < 1\,000 \text{ BBL}$ se calcula V_{nom} como si fuera el volumen de operación y se le suman 4 pies o 1,22 m de altura al tanque que no son utilizables.

Por criterio de diseño la relación altura diámetro del tanque es 1,5. De acuerdo a la Ecuación AVII.3. (Sinnott, 2005, p. 474)

$$\frac{H}{D_i} = 1,5 \quad \text{[AVII.3]}$$

$$1,25 \text{ m}^3 = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H}{4} = \frac{1,5 \cdot \pi \cdot D_i^3}{4} \quad \text{[AVII.4]}$$

$$D_i = 1,03 \text{ m}$$

$$H = 1,55 \text{ m}$$

Si $V_{op} < 1\,000 \text{ BBL}$ se calcula V_{nom} como si fuera el volumen de operación y se le suman 4 pies o 1,22 m de altura al tanque que no son utilizables. Por lo tanto:

$$D_i = 1,03 \text{ m}$$

$$H = 2,76 \text{ m}$$

Espesor del cilindro determinada por la ecuación AVII.5.

$$t_s = \frac{P_H \cdot R_i}{2 \cdot S \cdot E - 0,6 \cdot P_H} + f_c \quad [\text{AVII.5}]$$

Dónde:

P_H : presión en el tanque agitado (psi)

R_i : radio del tanque (m)

S : resistencia de diseño (psi)

E : eficiencia de soldadura

f_c : factor de seguridad (mm)

La presión en el tanque corresponde a la presión hidrostática, definida por la Ecuación AVII.6.

$$P_H = g \cdot \rho \cdot H_s \quad [\text{AVII.6}]$$

Dónde:

H_s : altura del tanque (m)

g : aceleración de la gravedad (m^2/s)

ρ : densidad (kg/m^3)

$$P_H = 9,8 \cdot 1\,000 \cdot 2,75 \cdot \frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}}$$

$$P_H = 3,93 \text{ psi}$$

El material elegido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1,0 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad debido al uso de ácidos es 3 mm.

$$t_s = \frac{P_H \cdot R_i}{2 \cdot S \cdot E - 0,6 \cdot P_H} + f_c \quad [\text{AVII.7}]$$

$$t_s = \frac{3,93 \text{ psi} \cdot (1,03 \cdot 0,5)}{2 \cdot 29\,007,40 \text{ psi} \cdot 0,75 - 0,6 \cdot 3,93 \text{ psi}} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_s = 3,05 \text{ mm}$$

El espesor mínimo requerido es de 3,05 mm y de acuerdo a requerimientos mínimos en función del diámetro del tanque se tiene que de acuerdo a la Tabla AVII.2 al tener un Di de 1,03 m y requerir un mínimo de 3,05 mm se toma el espesor mínimo correspondiente a 7 mm.

Tabla AVII.2. Espesores mínimos requeridos

Diámetro (m)	Espesor (mm)
1,0	5
1,0 – 2,0	7
2,0 – 2,5	9
2,5 – 3,0	10
3,0 – 3,5	12

(Sinnott, 2005, p. 456)

Diseño de tapa

La tapa utilizada para recipientes que trabajan a $P < 15$ bar es la tapa torisférica (cóncava) por lo que su altura se define con la Ecuación AVII.7 y se muestra en la Figura AVII.1 (Sinnott, 2005).

$$h = Di - \sqrt{(r_k + ri - Di) \cdot (r_k - ri - Di)} \quad [\text{AVII.8}]$$

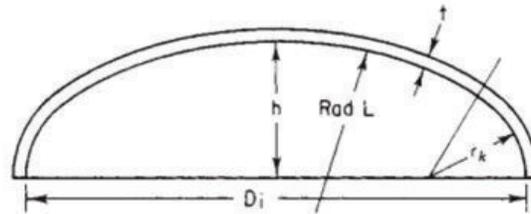


Figura AVII.1. Dimensiones de tapa en un tanque cerrado

(Sinnott, 2005, p. 470)

Dónde:

r_k : radio del nudillo (m)

r_i : radio del tanque (m)

D_i : diámetro del tanque (m)

$$r_k = 0,06 \cdot D_i \quad \text{[AVII.9]}$$

$$r_k = 0,062 \text{ m}$$

$$r_i = \frac{D_i}{2} \quad \text{[AVII.10]}$$

$$r_i = 0,52 \text{ m}$$

Se determina que la altura de la tapa desde la base del cilindro de acuerdo a la Ecuación AVII. 8:

$$h = 1,03 - \sqrt{(0,062 + 0,52 - 1,03) \cdot (0,062 - 0,52 - 1,03)}$$

$$h = 0,21 \text{ m}$$

El volumen de la tapa está dado por la Ecuación AVII.11

$$V_T = 0,0809 \cdot D_i^3 \quad \text{[AVII.11]}$$

$$V_T = 0,088 \text{ m}^3$$

El espesor de la tapa está dado por la Ecuación AVII.12.

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{S \cdot E - 0,1 \cdot P_H} + f_c \quad [\text{AVII.12}]$$

Dónde:

P_H : presión en el tanque (psi)

L : diámetro del tanque (m)

S : resistencia de diseño del material (psi)

E : eficiencia de soldadura

f_c : factor de seguridad (mm)

El material escogido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1,0 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad por el uso de agentes lixiviantes ácidos es de 3 mm

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{S \cdot E - 0,1 \cdot P_H} + f_c$$

$$t_T = \frac{0,885 \cdot 3,93 \cdot 1,03}{29\,007,4 \cdot 0,75 - 0,1 \cdot 3,93} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_T = 3,16 \text{ mm}$$

Se toma el espesor mínimo requerido, de acuerdo a la Tabla AVII.2.

$$t_T = 7 \text{ mm}$$

$$V_{Tot} = V_S + V_T \quad [\text{AVII.13}]$$

$$V_{Tot} = 2,300 \text{ m}^3 + 0,088 \text{ m}^3$$

$$V_{Tot} = 2,39 \text{ m}^3$$

La Figura AVII.2 muestra la distribución de la paleta y las especificaciones requeridas para el diseño del agitador

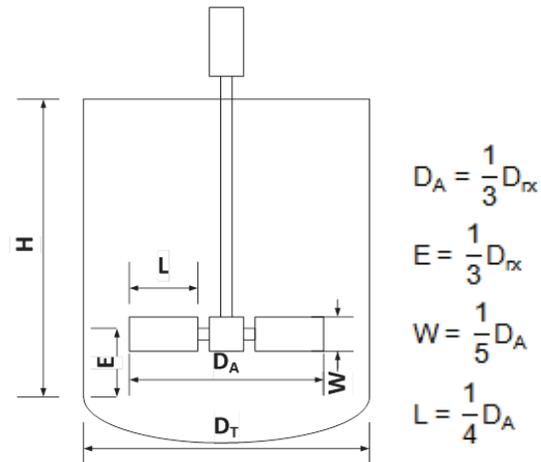


Figura AVII.2. Especificaciones requeridas para el diseño de un agitador

D_{rx} : Diámetro del reactor (m)

D_A : Diámetro del agitador (m)

E : Distancia entre fondo del cilindro y centro del agitador (m)

W : ancho de paleta (m)

L : largo de paleta (m)

De la Figura AVII.2 se muestra que la relación diámetro del tanque (d_i) y diámetro impulsor (D_A) es de 3, por lo que se ve determinado mediante la Ecuación AVII. 14.

$$\frac{D_A}{d_i} = \frac{1}{3}$$

[AVII. 14]

$$D_A = 0,34 \text{ m}$$

La distancia desde el fondo del tanque hasta el centro del agitador determinado por la Ecuación AVII.15

$$\frac{E}{d_i} = \frac{1}{3}$$

[AVII. 15]

$$E = 0,34 \text{ m}$$

El ancho de la paleta del agitador corresponde a la Ecuación AVII.16.

$$\frac{w}{d_A} = \frac{1}{5}$$

[AVII.16]

$$w = 0,069 \text{ m}$$

Se utilizaran 4 paletas planas por tanque.

El largo de la paleta del agitador está dado por la Ecuación AVII.17.

$$\frac{L}{d_A} = \frac{1}{4}$$

[AVII.17]

$$L = 0,085 \text{ m}$$

La agitación del impulsor será de 60 revoluciones por minuto, el N° de Reynolds se define por la Ecuación AVII.18.

$$Re_i = \frac{\rho \cdot N_i \cdot d^2}{\mu}$$

[AVII. 18]

Dónde:

N_i : agitación del impulsor (s^{-1})

d : diámetro del impulsor (m)

ρ : densidad ($\frac{kg}{m^3}$)

μ : viscosidad (Pas)

$$Re_i = \frac{1\,000 \frac{kg}{m^3} (0,34\,m)^2 \cdot \frac{1}{s}}{10\,Pa \cdot s}$$

$$Re_i = 11,56$$

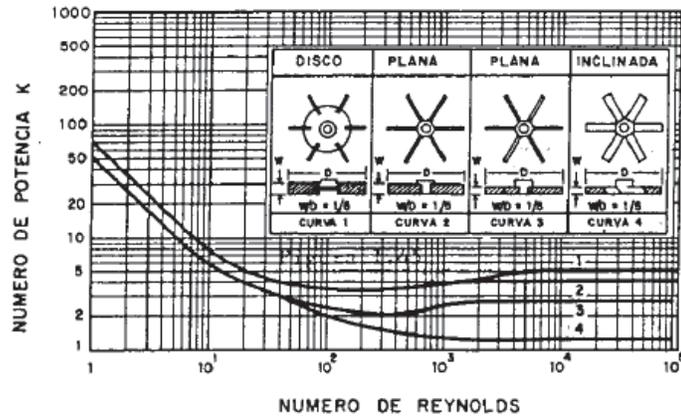


Figura AVII.3. Dependência do número de potência com o Reynolds para certos tipos de turbinas.

(Sinnott, 2005, p. 475)

O K correspondente para Re é de 2,5.

Por lo tanto a potência consumida, com base na Equação AVII.19 seria:

$$P = N_p \cdot \rho \cdot N_i^3 \cdot d^5 \quad [AVII.19]$$

Dónde:

N_p ; número de potência

N_i ; agitação do impulsor $\left(\frac{1}{s}\right)$

d ; diâmetro do impulsor (m)

ρ ; densidade, $\left(\frac{kg}{m^3}\right)$

$$P = 2,5 \cdot 1\,000 \frac{kg}{m^3} \cdot \left(\frac{1}{s}\right)^3 \cdot (0,34\,m)^5$$

$$P = 11,36 \text{ kW}$$

AVII.4. TANQUE DE LAVADO (TK-102)

$$m_{\text{sólidos}} = 250 \text{ kg}$$

$$m_{\text{solución}} = 1\,000 \text{ kg}$$

$$m_L = m_{\text{solución}} \cdot (0,3) = 300 \text{ kg}$$

Volumen de operación

$$V_{op} = \frac{m}{\rho} = \frac{550 \text{ kg}}{1\,000 \text{ kg/m}^3}$$

$$V_{op} = 0,55 \text{ m}^3 = 3,46 \text{ BBL}$$

Si $V_{op} < 1\,000 \text{ BBL}$ se calcula V_{nom} como si fuera el volumen de operación y se le suman 4 pies o 1,22 m de altura al tanque que no son utilizables.

Por criterio de diseño la relación altura diámetro del tanque es 1,5. De acuerdo a la Ecuación AVII.3. (Sinnott, 2005, p. 474)

$$\frac{H}{D_i} = 1,5$$

$$0,55 \text{ m}^3 = \frac{\pi D_i^2 \cdot H}{4} = \frac{1,5 \cdot \pi \cdot D_i^3}{4}$$

$$D_i = 0,77 \text{ m}$$

$$H = 1,16 \text{ m}$$

Si $V_{op} < 1\,000 \text{ BBL}$ se calcula V_{nom} como si fuera el volumen de operación y se le suman 4 pies o 1,22 m de altura al tanque que no son utilizables. Por lo tanto:

$$D_i = 0,77 \text{ m}$$

$$H = 2,38 \text{ m}$$

El espesor del cilindro se determina por la Ecuación AVII.5. y la presión hidrostática por la Ecuación AVII.6.

$$P_H = 9,8 \cdot 1\,000 \cdot 2,38 \cdot \frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}}$$

$$P_H = 3,38 \text{ psi}$$

El material elegido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad debido a que se usa agentes lixiviantes ácidos y corrosivos es de 3 mm mediante la Ecuación AVII.7

$$t_s = \frac{P_H \cdot R_i}{2 \cdot S \cdot E - 0,6 \cdot P_H} + f_c$$

$$t_s = \frac{3,38 \text{ psi} \cdot (0,77 \cdot 0,5)}{2 \cdot 29\,007,4 \text{ psi} \cdot 0,75 - 0,6 \cdot 3,93 \text{ psi}} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_s = 3,03 \text{ mm}$$

El espesor mínimo requerido es de 3,03 mm y de acuerdo a requerimientos mínimos en función del diámetro del tanque se tiene que de acuerdo a la Tabla AVII.2 al tener un Di de 0,77 m y requerir un mínimo de 3,03 mm se toma el espesor mínimo correspondiente a 7 mm.

Diseño de tapa

La tapa utilizada para recipientes que trabajan a $P < 15$ bar es la tapa torisférica (cóncava) por lo que su altura se define con la ecuación AVII. 8. Mediante el cálculo de las Ecuaciones AVII.9 Y AVII.10.

$$r_k = 0,06 \cdot Di$$

$$r_k = 0,05 \text{ m}$$

$$r_i = \frac{Di}{2}$$

$$r_i = 0,35 \text{ m}$$

Se determina que la altura de la tapa desde la base del cilindro de acuerdo a la ecuación AVII. 8:

$$h = 0,77 - \sqrt{(0,05 + 0,38 - 0,77) \cdot (0,05 - 0,38 - 0,77)}$$

$$h = 0,16 \text{ m}$$

El volumen de la tapa está dado por la ecuación AVII.11.

$$V_T = 0,0809 \cdot Di^3$$

$$V_T = 0,038 \text{ m}^3$$

El espesor de la tapa está dado por la Ecuación AVII.12.

El material elegido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1 por tanto se asume el valor medio

correspondiente a 0,75. El factor de seguridad debido a agentes corrosivos es de 3 mm de acuerdo a la Ecuación AVII.12.

$$t_T = \frac{0,885 \cdot 3,38 \cdot 0,77}{29007,4 \cdot 0,75 - 0,1 \cdot 3,38} \cdot \frac{1000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_T = 3,1 \text{ mm}$$

Se toma el espesor mínimo requerido, de acuerdo a la Tabla AVII.

$$t_T = 5 \text{ mm}$$

$$V_{Tot} = V_S + V_T$$

$$V_{Tot} = 1,13 \text{ m}^3 + 0,038 \text{ m}^3$$

$$V_{Tot} = 1,17 \text{ m}^3$$

De la Figura AVII.2 se muestra que la relación (D_A) y (d_i) es de 3, por lo que se utilizan las Ecuaciones AVII.14 y AVII.15:

$$\frac{D_A}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$D_A = 0,26 \text{ m}$$

La distancia desde el fondo del tanque hasta el centro del agitador

$$\frac{E}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$E = 0,26 \text{ m}$$

El ancho de la paleta del agitador corresponde a la ecuación AVII.16:

$$\frac{w}{d_A} = \frac{1}{5}$$

$$w = 0,05 \text{ m}$$

Se utilizaran 4 paletas planas por tanque.

El largo de la paleta del agitador corresponde a la ecuación AVII.16:

$$\frac{L}{d_A} = \frac{1}{4}$$

$$L = 0,06 \text{ m}$$

La agitación del impulsor sería de 60 revoluciones por minuto, Reynolds se define por la ecuación AVII.18.

$$Re_i = \frac{1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} (0,26 \text{ m})^2 \cdot \frac{1}{\text{s}}}{10 \text{ Pa}\cdot\text{s}}$$

$$Re_i = 6,76$$

La relación entre K correspondiente para Reynolds es 6.

Por lo tanto la potencia consumida, con base en la Ecuación AVII.19 sería:

$$P = 6 \cdot 1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot \left(\frac{1}{\text{s}}\right)^3 \cdot (0,26 \text{ m})^5$$

$$P = 7,13 \text{ kW}$$

AVII.5. FILTRO PRENSA PARA LIXIVIACIÓN Y LAVADO (FT-101; FT-102)

Se determinaron las condiciones de la Tabla AVII.3, y se utilizó Ecuación AVII.17.

Tabla AVII.3. Parámetros para la obtención de la capacidad del filtro prensa

Parámetro	Unidades	Valor
Volumen inicial (Va)	L	1 250
% sólidos (Ps)	-	0,20
Densidad agua (ρ)	kg/L	1,00
Peso específico pulpa (Sp)	-	1,00
Densidad torta (ρ_s)	kg/L	2,2
% sólidos en la torta (Pst)	-	1,00

$$V_T = \frac{V_a \cdot P_s \cdot \rho \cdot S_p}{\rho_s \cdot P_{st}} \quad [\text{AVII.20}]$$

Dónde:

Se calculó la capacidad del filtro prensa para su selección de catálogo.

$$V_T = 113,63 \text{ L}$$

AVII.6. DISEÑO DE TANQUE DE EXTRACCIÓN POR SOLVENTES (TK-103)

La relación entre fase orgánica y fase acuosa es 1:1 por tanto el volumen a utilizarse será la suma de volúmenes entre las fases acuosa y orgánica:

$$v_{sol} = 1,040 \text{ m}^3 + 1,042 \text{ m}^3$$

$$V_{op} = 2,082 \text{ m}^3$$

Por criterio de diseño la relación altura diámetro del tanque es 1,5 de acuerdo a la Ecuación AVII.3. (Sinnott, 2005, p. 474)

$$\frac{H}{D_i} = 1,5$$

$$2 \text{ m}^3 = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H}{4} = \frac{1,5 \cdot \pi \cdot D_i^3}{4}$$

$$D_i = 1,21 \text{ m}$$

$$H = 1,81 \text{ m}$$

Si $V_{op} < 1\ 000$ BBL se calcula V_{nom} como si fuera el volumen de operación y se le suman 4 pies o 1,22 m de altura al tanque que no son utilizables. Por lo tanto:

$$D_i = 1,21 \text{ m}$$

$$H = 3,03 \text{ m}$$

El espesor del cilindro está determinado por la Ecuación AVII.5.

La presión en el tanque corresponde a la presión hidrostática, definida por la Ecuación AVII.6. y la altura de cada fase

$$V_A = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H_A}{4} = V_{FO} = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H_O}{4}$$

$$H_A = H_O = 0,91 \text{ m}$$

Por tanto la presión hidrostática se determina de acuerdo a la presión ejercida por la fase acuosa y orgánica de la siguiente manera:

$$P_H = 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} \cdot 1\ 000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 0,91 \text{ m} \cdot \frac{14,7 \text{ psi}}{101\ 325 \text{ Pa}} + 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} \cdot 850 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 0,91 \text{ m} \cdot \frac{14,7 \text{ psi}}{101\ 325 \text{ Pa}}$$

$$P_H = 2,38 \text{ psi}$$

El material elegido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1,0 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad por el uso de agentes corrosivos es de 3 mm mediante la Ecuación AVII.7.

$$t_s = \frac{2,38 \text{ psi} \cdot (1,21 \cdot 0,5)}{2 \cdot 29\,007,4 \text{ psi} \cdot 0,75 - 0,6 \cdot 2,38 \text{ psi}} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_s = 3,03 \text{ mm}$$

El espesor mínimo requerido es de 3,03 y de acuerdo a requerimientos mínimos en función del diámetro del tanque se tiene que de acuerdo a la Tabla AVII.2. Espesores mínimos requeridos al tener un Di de 1,21 m y requerir un espesor mínimo de 3,03 mm se toma el espesor mínimo correspondiente a 7 mm.

Diseño de tapa

La tapa utilizada para recipientes que trabajan a $P < 15$ bar es la tapa torisférica (cóncava) por lo que su altura se define con la Ecuación AVII.8, mediante el cálculo adicional de las Ecuaciones AVII.9 y AVII.10.

$$r_k = 0,06 \cdot Di$$

$$r_k = 0,07 \text{ m}$$

$$r_i = \frac{Di}{2}$$

$$r_i = 0,60 \text{ m}$$

Se determina que la altura de la tapa desde la base del cilindro de acuerdo a la Ecuación AVII.8:

$$h = 1,21 - \sqrt{(0,07 + 0,60 - 1,21) \cdot (0,07 - 0,60 - 1,21)}$$

$$h = 0,25 \text{ m}$$

El volumen de la tapa está dado por la ecuación AVII.11.

$$V_T = 0,0809 \cdot Di^3$$

$$V_T = 0,14 \text{ m}^3$$

El espesor de la tapa está dado por la Ecuación AVII.12. El material elegido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 a 1 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad debido al uso de agentes corrosivos de 3 mm. Con estos datos se calcula el espesor del cilindro del tanque agitado de acuerdo a la Ecuación AVII.12.

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{S \cdot E - 0,1 \cdot P_H} + f_c$$

$$t_T = \frac{0,885 \cdot 2,38 \cdot 1,21}{29\,007,4 \cdot 0,75 - 0,1 \cdot 2,38} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_T = 3,12 \text{ mm}$$

$$t_T = 7 \text{ mm}$$

$$V_{Tot} = V_S + V_T$$

$$V_{Tot} = 3,48 \text{ m}^3 + 0,14 \text{ m}^3$$

$$V_{Tot} = 3,63 \text{ m}^3$$

De la Figura AVII.2 se muestra que la relación diámetro del tanque (d_i) y diámetro impulsor (D_A) es de 3, por lo que este se ve determinado mediante la Ecuación AVII. 14.

$$\frac{D_A}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$D_A = 0,40 \text{ m}$$

La distancia desde el fondo del tanque hasta el centro del agitador se determina por la Ecuación AVII.15

$$\frac{E}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$E = 0,4 \text{ m}$$

El ancho de la paleta del agitador corresponde a la Ecuación AVII.16:

$$\frac{w}{d_A} = \frac{1}{5}$$

$$w = 0,08 \text{ m}$$

Se utilizarán 4 paletas por tanque que permitirán que la mezcla sea homogénea.

El largo de la paleta del agitador corresponde a la Ecuación AVII.17:

$$\frac{L}{d_A} = \frac{1}{4}$$

$$L = 0,10 \text{ m}$$

La agitación del impulsor sería de 0,6 revoluciones por segundo, Reynolds se define por la Ecuación AVII.18.

$$Re_i = \frac{1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} (0,40 \text{ m})^2 \cdot \frac{0,6}{\text{s}}}{10 \text{ Pa}\cdot\text{s}}$$

$$Re_i = 9,6$$

K correspondiente para Reynolds es de 7 de acuerdo a la Figura AVII.3.

Por lo tanto la potencia consumida, con base en la Ecuación VII.19 sería:

$$P = 7 \cdot 1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot \left(\frac{0,6}{\text{s}}\right)^3 \cdot (0,40 \text{ m})^5$$

$$P = 15,48 \text{ kW}$$

AVII.7. DISEÑO DE TANQUE DE RE-EXTRACCIÓN (TK-104)

La relación entre fase orgánica y fase acuosa a utilizarse en el proceso es 1:6 por tanto el volumen a utilizarse de fase orgánica será de 1,040 m³ y de fase acuosa 0,174m³ por tanto:

$$v_{sol} = 1,040 \text{ m}^3 + 0,174 \text{ m}^3$$

$$V_{op} = 1,214 \text{ m}^3$$

Por criterio de diseño la relación altura diámetro del tanque es 1,5 de la Ecuación AVII.3. (Sinnott, 2005, p. 474)

$$\frac{H}{D_i} = 1,5$$

$$1,214 \text{ m}^3 = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H}{4} = \frac{1,5 \cdot \pi \cdot D_i^3}{4}$$

$$D_i = 1,02 \text{ m}$$

$$H = 1,52 \text{ m}$$

Si $V_{op} < 1\ 000$ BBL se calcula V_{nom} como si fuera el volumen de operación y se le suman 4 pies o 1,22 m de altura al tanque que no son utilizables. Por lo tanto:

$$D_i = 1,02\ m$$

$$H = 2,74\ m$$

El espesor del cilindro se obtiene de acuerdo a la Ecuación AVII.5.

La presión en el tanque corresponde a la presión hidrostática, definida por la Ecuación AVII.6, debido a que la relación entre el volumen de la fase acuosa y el volumen de la fase orgánica en la re-extracción es de 1:6 esto sirve para concentrar el producto final.

$$V_A = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H_A}{4} = 6V_{FO} = 6 \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H_O}{4}$$

$$H_O = 0,75\ m$$

$$H_A = 0,12\ m$$

Por tanto la presión hidrostática se determina de acuerdo a la presión ejercida por la fase acuosa y por la fase orgánica de la siguiente manera:

$$P_H = 9,8 \frac{m}{s^2} \cdot 1\ 000 \frac{kg}{m^3} \cdot 0,12\ m \cdot \frac{14,7\ psi}{101\ 325\ Pa} + 9,8 \frac{m}{s^2} \cdot 850 \frac{kg}{m^3} \cdot 0,75\ m \cdot \frac{14,7\ psi}{101\ 325\ Pa}$$

$$P_H = 1,08\ psi$$

El material elegido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1,0 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad debido a los agentes corrosivos utilizados es de 3 mm. Con estos datos se calcula el espesor del cilindro del tanque agitado con base a la Ecuación AVII.7.

$$t_s = \frac{P_H \cdot R_i}{2 \cdot S \cdot E - 0,6 \cdot P_H} + f_c$$

$$t_s = \frac{1,31 \text{ psi} \cdot (1,02 \cdot 0,5)}{2 \cdot 29\,007,4 \text{ psi} \cdot 0,75 - 0,6 \cdot 1,31 \text{ psi}} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_s = 3,02 \text{ mm}$$

El espesor mínimo requerido es de 3,02 mm y de acuerdo a requerimientos mínimos en función del diámetro del tanque se tiene que de acuerdo a la Tabla AVII.2, al tener un Di de 1,02 m y requerir un espesor mínimo de 3,02 mm se toma el espesor mínimo correspondiente a 7 mm.

Diseño de tapa

La tapa utilizada para recipientes que trabajan a $P < 15$ bar es la tapa torisférica (cóncava) por lo que su altura se define con la Ecuación AVII.8, mediante el uso de las Ecuaciones AVII.9 y AVII.10

$$r_k = 0,06 \cdot Di$$

$$r_k = 0,06 \text{ m}$$

$$r_i = \frac{Di}{2}$$

$$r_i = 0,51 \text{ m}$$

Se determina que la altura de la tapa desde la base del cilindro de acuerdo a la Ecuación AVII.8:

$$h = 1,02 - \sqrt{(0,06 + 0,51 - 1,02) \cdot (0,06 - 0,51 - 1,02)}$$

$$h = 0,21 \text{ m}$$

El volumen de la tapa está dado por la Ecuación AVII.11

$$V_T = 0,0809 \cdot Di^3$$

$$V_T = 0,085 \text{ m}^3$$

El espesor de la tapa está dado por la Ecuación AVII.12. El material seleccionado de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad debido a los agentes corrosivos utilizados es de 3 mm.

$$t_T = \frac{0,885 \cdot 1,08 \cdot 1,01}{29\,007,4 \cdot 0,75 - 0,1 \cdot 1,08} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_T = 3,05 \text{ mm}$$

$$t_T = 5 \text{ mm}$$

$$V_{Tot} = V_S + V_T$$

$$V_{Tot} = 2,19 \text{ m}^3 + 0,08 \text{ m}^3$$

$$V_{Tot} = 2,27 \text{ m}^3$$

De la Figura AVII.2 se muestra que la relación diámetro del tanque (d_i) y diámetro impulsor (D_A) es de 3, por lo que se ve determinado mediante la Ecuación AVII.14.

$$\frac{D_A}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$D_A = 0,34 \text{ m}$$

La distancia desde el fondo del tanque hasta el centro del agitador se determina por la Ecuación AVII.15.

$$\frac{E}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$E = 0,34 \text{ m}$$

El ancho de la paleta del agitador corresponde a la Ecuación AVII.16

$$\frac{w}{d_A} = \frac{1}{5}$$

$$w = 0,07 \text{ m}$$

Se utilizarán 4 paletas por tanque para mantener homogénea la mezcla.

El largo de la paleta del agitador corresponde a la Ecuación AVII.17

$$\frac{L}{d_A} = \frac{1}{4}$$

$$L = 0,08 \text{ m}$$

El agitador tendría una velocidad de 60 revoluciones por minuto, Reynolds se define por la Ecuación AVII.18.

$$Re_i = \frac{1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} (0,34 \text{ m})^2 \cdot \frac{1}{\text{s}}}{10 \text{ Pa}\cdot\text{s}}$$

$$Re_i = 11,56$$

K correspondiente para Reynolds es 4. Por lo tanto la potencia consumida, con base en la Ecuación AVII.19 sería:

$$P = 4 \cdot 1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot \left(\frac{0,8}{\text{s}}\right)^3 \cdot (0,33 \text{ m})^5$$

$$P = 8.01 \text{ kW}$$

AVII.8. DISEÑO DE TANQUE DE PURIFICACIÓN DE LA SOLUCIÓN ORGÁNICA *SCRUBBING* (TK-105)

Se realizará la purificación del solvente mediante un *scrubbing* para la extracción de los metales contenidos en la fase orgánica. Se realizará la extracción con HCl que de acuerdo a bibliografía determina que es el ácido afín a metales como hierro y aluminio. La relación entre fase orgánica y fase acuosa a utilizarse en el proceso es 1:6 por tanto el volumen a utilizarse de fase orgánica será de 1,04 m³ y de fase acuosa 0,174 m³ por tanto:

$$v_{sol} = 1,040 \text{ m}^3 + 0,174 \text{ m}^3$$

$$V_{op} = 1,214 \text{ m}^3$$

Por criterio de diseño la relación altura diámetro del tanque es 1,5 de acuerdo a la Ecuación AVII.3. (Sinnott, 2005, p. 474)

$$\frac{H}{D_i} = 1,5$$

$$1,214 \text{ m}^3 = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H}{4} = \frac{1,5 \cdot \pi \cdot D_i^3}{4}$$

$$D_i = 1,02 \text{ m}$$

$$H = 1,52 \text{ m}$$

Si $V_{op} < 1\ 000$ BBL se calcula V_{nom} como si fuera el volumen de operación y se le suman 4 pies o 1,22 m de altura al tanque que no son utilizables. Por lo tanto:

$$D_i = 1,0 \text{ m}$$

$$H = 2,74 \text{ m}$$

El espesor del cilindro se determina por la Ecuación AVII.5. La presión en el tanque corresponde a la presión hidrostática, definida por la Ecuación AVII.6.

Se determina la altura de cada una de las fases en función de su volumen debido a que la relación entre volúmenes de fase orgánica y fase acuosa es de 1:6.

$$V_A = \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H_A}{4} = 6V_{FO} = 6 \frac{\pi \cdot D_i^2 \cdot H_O}{4}$$

$$H_O = 0,75 \text{ m}$$

$$H_f = 0,12 \text{ m}$$

Por tanto la presión hidrostática se determina de acuerdo a la presión ejercida por la fase acuosa y por la fase orgánica de la siguiente manera:

$$P_H = 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} \cdot 1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 0,12 \text{ m} \cdot \frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}} + 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} \cdot 850 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 0,75 \text{ m} \cdot \frac{14,7 \text{ psi}}{101\,325 \text{ Pa}}$$

$$P_H = 1,07 \text{ psi}$$

El material elegido de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1,0 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad debido al uso de agentes corrosivos es 3 mm. Con estos datos se calcula el espesor del cilindro del tanque agitado mediante el uso de la Ecuación AVII.7.

$$t_S = \frac{P_H \cdot R_i}{2 \cdot S \cdot E - 0,6 \cdot P_H} + f_c$$

$$t_S = \frac{1,07 \text{ psi} \cdot (1 \cdot 0,5)}{2 \cdot 29\,007,4 \text{ psi} \cdot 0,75 - 0,6 \cdot 1,07 \text{ psi}} \cdot \frac{1\,000 \text{ mm}}{1 \text{ m}} + 3 \text{ mm}$$

$$t_S = 3,01 \text{ mm}$$

El espesor mínimo requerido es de 3,01 mm y de acuerdo a requerimientos mínimos en función del diámetro del tanque se tiene que de acuerdo a la Tabla AVII.2. Al tener un Di de 1,0 m y requerir un mínimo de 3,01 mm se toma el espesor mínimo correspondiente a 5 mm.

Diseño de tapa

La tapa utilizada para recipientes que trabajan a $P < 15$ bar es la tapa torisférica (cóncava) por lo que su altura se define con la Ecuación AVII.8, mediante la aplicación de las Ecuaciones AVII.9 y AVII.10.

$$r_k = 0,06 \cdot Di$$

$$r_k = 0,06 \text{ m}$$

$$r_i = \frac{Di}{2}$$

$$r_i = 0,51 \text{ m}$$

Se determina que la altura de la tapa desde la base del cilindro de acuerdo a la Ecuación AVII.8.

$$h = 1,00 - \sqrt{(0,06 + 0,51 - 1,00) \cdot (0,06 - 0,51 - 1,00)}$$

$$h = 0,20 \text{ m}$$

El volumen de la tapa está dado por la Ecuación AVII.10

$$V_T = 0,0809 \cdot Di^3$$

$$V_T = 0,08 \text{ m}^3$$

El espesor de la tapa está dado por la Ecuación AVII.12. El material seleccionado de acuerdo a la resistencia a la corrosión es el acero (AISI 316L) y la resistencia de diseño es de 200 MPa. La eficiencia de la soldadura se encuentra entre 0,5 y 1 por tanto se asume el valor medio correspondiente a 0,75. El factor de seguridad por las condiciones corrosivas es de 3 mm. Con estos datos se calcula el espesor del cilindro del tanque agitado.

$$t_T = \frac{0,885 \cdot P_H \cdot L}{S \cdot E - 0,1 \cdot P_H} + f_c$$

$$t_T = \frac{0,885 \cdot 1,07 \cdot 1}{29\,007,4 \cdot 0,75 - 0,1 \cdot 1,07} \cdot \frac{1\,000\text{ mm}}{1\text{ m}} + 3\text{ mm}$$

$$t_T = 3,00\text{ mm}$$

Se toma el espesor mínimo requerido de acuerdo a la Tabla AVII.2.

$$t_T = 5\text{ mm}$$

El volumen total del tanque está dado por la suma del volumen del cilindro y el volumen de la tapa torisférica:

$$V_{Tot} = V_S + V_T$$

$$V_{Tot} = 2,11\text{ m}^3 + 0,08\text{ m}^3$$

$$V_{Tot} = 2,19\text{ m}^3$$

De la Figura AVII.2 se muestra que la relación diámetro del tanque (d_i) y diámetro impulsor (D_A) es de 3, por lo que se ve determinado mediante la Ecuación AVII. 14.

$$\frac{D_A}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$D_A = 0,34 \text{ m}$$

La distancia desde el fondo del tanque hasta el centro del agitador se calcula mediante la Ecuación AVII.15.

$$\frac{E}{d_i} = \frac{1}{3}$$

$$E = 0,34 \text{ m}$$

El ancho de la paleta del agitador corresponde a la Ecuación AVII.16.

$$\frac{w}{d_A} = \frac{1}{5}$$

$$w = 0,07 \text{ m}$$

Se utilizaran 4 paletas por tanque para mantener la mezcla homogénea.

El largo de la paleta del agitador corresponde a la Ecuación AVII.17.

$$\frac{L}{d_A} = \frac{1}{4}$$

$$L = 0,08 \text{ m}$$

La agitación del impulsor sería de 48 revoluciones por minuto, el número de Reynolds se define por la Ecuación AVII.18.

$$Re_i = \frac{\rho \cdot N_i \cdot d^2}{\mu}$$

$$Re_i = \frac{1000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} (0,34 \text{ m})^2 \cdot \frac{0,8}{\text{s}}}{10 \text{ Pa}\cdot\text{s}}$$

$$Re_i = 9,248$$

El número de potencia K correspondiente para el número de Reynolds es de 4.
Por lo tanto la potencia consumida, con base en la Ecuación AVII.19 sería:

$$P = 4 \cdot 1\,000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot \left(\frac{0,8}{\text{s}}\right)^3 \cdot (0,33 \text{ m})^5$$

$$P = 8,03 \text{ kW}$$

AVII.9. EVAPORADOR DE VACÍO (EV-101)

La solubilidad del ácido sulfúrico es de 539,2 (g/L) al evaporador se van a alimentar 173,52 kg por cada Batch correspondiente a 138,66 kg H₂SO₄, 34,6 kg H₂O, 0,21 kg In₂(SO₄)₃.

La cantidad requerida de ácido para la formación de 0,21 kg In₂(SO₄)₃ se determina de la siguiente manera

$$\frac{0,21 \text{ kg In}_2(\text{SO}_4)_3}{138,66 \text{ kg H}_2\text{SO}_4 + 34,60 \text{ kg H}_2\text{O}} \cdot \frac{1\,000 \text{ g}}{1 \text{ kg}} = 1,21 \frac{\text{g}}{\text{L}}$$

$$\frac{539,2 \text{ g}}{\text{L sol}} = \frac{210 \text{ g}}{x \text{ L}}$$

$$x = 0,3894 \text{ L H}_2\text{SO}_4$$

0,3894 L de H₂SO₄ son necesarios para la formación de sulfato de indio.

$$V_{\text{evaporar}} = 173,26 \text{ L} - 0,384 \text{ L}$$

$$V_{\text{evaporar}} = 172,87 \text{ L}$$