

UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARIA

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA METALURGICA Y DE MATERIALES

VALPARAISO – CHILE



ESTUDIO DE INGENIERÍA DE PERFIL DE UNA PLANTA DE
RECICLAJE PARA LA OBTENCIÓN DE METALES DE VALOR
ECONÓMICO A PARTIR DE TARJETAS DE CIRCUITO IMPRESO EN
CHILE

Memoria presentada por:

JOSÉ MIGUEL MELLADO ASPEE

Como requisito para optar al título de:

INGENIERO CIVIL METALÚRGICO

Profesor guía:

JORGE IPINZA ABARCA, Dr. Eng

Valparaíso, Diciembre 2022

Agradecimientos

A mi profesor de tesis Jorge Ipinza abarca, por su buena disposición, gran experiencia y contribución en conocimiento, gracias a él este trabajo constituye los cimientos para futuros estudios de ingeniería de más precisión en tratamiento de residuos electrónicos.

A mi querida familia, mi madre Paula y a mi padre Gabriel que siempre me incentivaron a continuar y nunca dejar de lado mis proyectos, a ser siempre perseverante y nunca rendirme, valores que me han permitido llegar hasta aquí. A mi hermana Sofía, por todas esas conversaciones, en que cada palabra resultaba en motivación que me impulsaba a seguir avanzando, gracias por estar siempre para dedicármelas. A mi hermano Romualdo, por sacarme del contexto riguroso para tomar el respiro necesario, que hacía que este trabajo no fuera forzado.

A mi pareja Sebastián, por su apoyo, comprensión y paciencia en estos tiempos en los que me he visto envuelto en muchos proyectos, gracias por alentarme en este importante final.

A mis amigos de universidad, Sergio, Giovanna, Estefanía y Sebastián, gracias por todos los buenos momentos, por su conocimiento, sus palabras de aliento, sus ánimos, su amistad. Cierro un ciclo lleno de recuerdos en los que ustedes forman la mejor parte, forjándome en el profesional que seré ahora.

A mi amigo Paulo Lizana por desempeñar su profesión de traductor e intérprete en el resumen de este proyecto.

Dedicatoria

Dedico este trabajo a mis queridas Elba María Teresa Braughton Valenzuela y Matilde del Carmen Toledo Becerra, por sus enseñanzas, recuerdos y eterno amor.

Las amo, un beso al cielo.

Resumen

El aumento del PIB percapita en la sociedad, como indicador de desarrollo, incrementa el consumo de tecnologías, lo que ha estado asociado a un crecimiento en la cantidad de residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE) en Chile y el mundo, esto último producto de la temprana obsolescencia de los RAEE y la alta demanda existente, que para 2050 aumentara 10 veces respecto de la actual, como resultado de la oferta de vehículos eléctricos y energías renovables, superando así la producción metálica de mina.

El componente principal de estos residuos es la tarjeta de circuito impreso (TCI), que contiene leyes en los rangos de 350-566 [ppm] Au, 13-14,3% Cu y 639-1.380 [ppm] Ag, en computadores y celulares, leyes que son superiores a las encontradas comúnmente en los minerales polimetálicos, con 5,7 [ppm] Au, 0,4 % Cu y 22,9 [ppm] Ag, resaltando que la contribución proveniente de reciclaje es significativamente mayor que la proveniente de mina.

Considerando lo anterior, se plantea como objetivo de esta tesis diseñar una planta de reciclaje sostenible que recupere sobre el 60% del Au y el 80% de Ag y Cu contenidos en las TCI, contribuyendo a satisfacer la demanda de metales por la sociedad, favoreciendo la minería circular con cero residuos bajo un esquema de procesamiento sostenible.

El diseño se hace en función de la planta Pullalli como caso base, lo que resulta en una producción de 648 [kg] anuales de oro, en una operación continua de 24 horas diarias, obteniendo 3 productos comerciales a partir del procesamiento de TCI: metal doré, al ser la forma principal de comercialización del oro, precipitado de sulfuro de cobre y hormigón. Para alcanzar dicha producción se requieren procesar 10.054 [t] anuales de RAEE.

El proyecto considera que existen instalaciones previas capaces de llevar a cabo la gestión y pretratamiento de los RAEE, del que se obtendrán las TCI que alimentarán la planta de tratamiento. Esta decisión se justifica, pues la venta de TCI por parte de gestoras en Chile ya tiene consumidores externos y el costo de comprar sobre 300 [Kg] de TCI se estima en 14 UF + IVA. De este modo se calcula que adquirir 152 [t] de TCI tiene un costo de 86.560 [USD] anuales, mientras que una planta gestora de residuos con capacidad de 760 [t] de RAEE que logre producir 152 [t] de TCI, tiene un costo de inversión de 354.693 [USD], que constituye solo 4 veces más el costo de comprarlas.

Se seleccionaron las operaciones unitarias de acuerdo con los requerimientos, definiéndose una etapa de trituración primaria y secundaria, un circuito de concentración, dos circuitos de molienda en el área 100. Un circuito de lixiviación múltiple, constituido de una lixiviación de metales base en contracorriente, una lixiviación de metales valiosos y una etapa de precipitación de metales base en la forma de sulfuros en el área 200. Un circuito de intercambio iónico y electroobtención en el área 300 y un circuito de fusión en horno de inducción en área 400. El proceso logra recuperaciones globales de Au, Ag y Cu que corresponden a 67%, 73% Ag y 83% Cu, respectivamente.

A partir de los procesos seleccionados se desarrollaron balances para diseñar los equipos, estimar costos, ganancias y evaluar la rentabilidad del proyecto. De los resultados se estimó un área total de 517,77 [m²] y una inversión de 2.500.802 [USD]. Concluyendo que el proyecto es rentable según los indicadores: VAN positivo de 17.364.201 [USD], TIR de 109% y payback de 1 año.

Comparando estos resultados con la inversión hecha por Minera Pullalli, resulta que la inversión de este proyecto corresponde solo a un 20,84% del usado por Pullalli, además de presentar un consumo 92,35% y 50,67% menor en agua y potencia eléctrica instalada, respectivamente.

Se plantea un análisis de sensibilidad, para estudiar la variación del VAN frente distintas condiciones, donde destaca el caso más realista, con un tonelaje de alimentación de 12.552 [t año⁻¹] de RAEE y 6% en peso de TCI, alcanzando valores de VAN \$ 6.716.767 [USD], TIR del 78% y 2 años de retorno de la inversión, indicando que el proyecto continúa siendo rentable. Para lograr retornos iguales o menores a 2 [años] se necesitaría una alimentación superior o igual a 4.184 [t año⁻¹]

Finalmente se evalúan las principales fuentes de contaminación, analizando si se superan los límites establecidos por la norma, revelando formación de CO en la etapa de fusión y la presencia de iones metálicos en la solución resultante de precipitación, superan los valores límites en concentración establecidos. De modo que, se propone el uso de lavadores de gases y precipitación por pH como tratamientos de gases y de riles, hasta que se alcancen las composiciones permitidas por el decreto N°29 y N°90 en los residuos.

Abstract

The increase in per capita GDP in our society as an indicator of development causes an increase in the consumption of technologies, which has been associated with a growth in the amount of waste from electrical and electronic equipment (WEEE) in Chile and the world. This, due to the early obsolescence of WEEE and the existing high demand of technologies, will increase tenfold by 2050, as a result of the supply of electric vehicles and renewable energies, thus surpassing the metal mine production.

The main component of these wastes is the printed circuit board (PCB), which contains grades in the ranges of 350-566 [ppm] Au, 13-14.3% Cu and 639-1,380 [ppm] Ag, in computers and cell phones, grades that are higher than those commonly found in polymetallic minerals, with 5.7 [ppm] Au, 0.4% Cu and 22.9 [ppm] Ag, noting that the contribution from recycling is significantly higher than the one coming from mining.

Considering the above, the objective of this thesis is to design a sustainable recycling plant that recovers over 60% of Au and 80% of Ag and Cu contained in PCBs, contributing to satisfy the demand for metals by society and favoring circular mining with zero waste under a sustainable processing scheme.

The design is based on the Pullalli plant as a base case, resulting in an annual production of 648 [kg] of gold in a continuous operation of 24 hours per day, obtaining three commercial products from the processing of PCB: doré metal, as it is the main form of gold commercialization, copper sulfide precipitate and concrete. To achieve this production it is necessary to process 10,054 [t] of WEEE per year.

The project considers that there are previous facilities capable of carrying out the management and pretreatment of WEEE, from which the PCBs that will feed the treatment plant will be obtained. This decision is justified, since the sale of PCBs by management companies in Chile already has external consumers and the cost of purchasing over 300 [kg] of PCBs is estimated at 14 Development Units (UF) + VAT. Thus, it is estimated that purchasing 152 [t] of PCBs costs 86,560 [USD] per year, while a waste management plant with a capacity of 760 [t] of WEEE that manages to produce 152 [t] of PCBs has an investment cost of 354,693 [USD], which is only 4 times the cost of purchasing them.

The unit operations were selected according to the requirements, defining a primary and secondary crushing stage, a concentration circuit, and two grinding circuits in the 100 area. Then, a multiple

leaching circuit, consisting of a countercurrent leaching of base metals, a leaching of valuable metals and a stage of precipitation of base metals in the form of sulfides in the 200 area. In addition, an ion exchange and electrowinning circuit in area 300 and a smelting circuit in induction furnace in area 400. The process achieves overall recoveries of Au, Ag and Cu corresponding to 67%, 73% and 83% respectively.

From the selected processes, balance sheets were developed to design the equipment, estimate costs, profits and evaluate the profitability of the project. From the results, a total area of 517.77 [m²] and an investment of 2,500,802 [USD] were estimated. In conclusion, the project is profitable according to the following indicators: positive NPV of 17,364,201 [USD], IRR of 109% and a payback period of 1 year.

Comparing these results with the investment made by Minera Pullalli, it turns out that the investment of this project corresponds to only 20.84% of that used by Pullalli, in addition to presenting a 92.35% and 50.67% lower consumption of water and installed electrical power, respectively.

A sensitivity analysis is proposed to study the variation of NPV under different conditions, where the most realistic case stands out, with a feed tonnage of 12,552 [t year⁻¹] of WEEE and 6% in weight of PCB, reaching NPV values of \$ 6,716,767 [USD], IRR of 78% and 2 years of return on investment, indicating that the project continues to be profitable. To achieve returns equal to or less than 2 [years] would require a feed greater than or equal to 12,552 [t year⁻¹].

Finally, the main sources of contamination are evaluated, analyzing whether the limits established by the standard are exceeded, revealing the formation of CO in the melting stage and the presence of metal ions in the resulting precipitation solution, exceeding the established concentration limits. Therefore, the use of gas scrubbers and pH precipitation is proposed as gas and liquid industrial waste treatments, until the compositions allowed by Decree No. 29 and No. 90 are reached in the residues

Índice

Agradecimientos	2
Dedicatoria	3
Resumen	4
Abstract	6
Índice	6
Índice de Figuras	10
Índice de Tablas	13
Nomenclatura	16
Capítulo 1. Introducción	17
1.1. Antecedentes	17
1.1.1. RAEE en el mundo	17
Qué son los Aparatos Eléctricos Electrónicos (AEE)	17
Cantidad de RAEE en el mundo	17
Vida útil de un AEE	18
Componentes de un RAEE	18
1.1.2. Mercado del Au, Ag y Cu	19
Metales preciosos	19
Cobre	21
1.1.3. RAEE en Chile	22
Productos Prioritarios (PP) y Productor de Productos Prioritarios (PPP).	22
Obligaciones e interacción de las entidades que participan en la Responsabilidad Extendida del Productor (REP):	23
Cantidad de Residuos de Aparatos Eléctricos y Electrónicos en Chile	25
Capítulo 2. Revisión bibliográfica	26
2.1. Caracterización de una tarjeta de circuito impreso (TCI)	26
2.2. Procesos de beneficio metalúrgico usados en el reciclaje de TCI	27
2.2.1. Pirometalurgia	27
Casos de procesos realizados a escala industrial	28
Procesos pirometalúrgicos para tratar RAEE	29
2.2.2. Concentración	32
2.2.3. Hidrometalurgia	35

Nuevos métodos de lixiviación	40
2.3. Objetivos del estudio	45
□ Hipótesis	45
□ Objetivo general	45
□ Objetivos específicos	45
Capítulo 3. Ingeniería de perfil	46
3.1. Caso base de ingreso de materia prima: volumen y composición	46
3.2. Alcance del proyecto (límite de batería)	49
3.3. Selección de operaciones unitarias y construcción del diagrama de procesos metalúrgicos	49
3.4. Descripción del proceso, Parámetros y Variables Operacionales	55
3.4.1. Conminución y concentración física	55
3.4.1.1. Trituración	55
3.4.1.2. Chancado secundario (molino de martillos)	55
3.4.1.4. Molienda (molino de bolas)	56
3.4.1.4. Concentración por centrifugación (Knelson)	57
3.4.2. Lixiviación agitada por etapas	57
3.4.2.1. Lixiviación de metales base	57
3.4.2.2. Lixiviación de metales preciosos	58
3.4.3. Intercambio iónico en columnas	58
3.4.4. Electroobtención	59
3.4.5. Fusión a metal doré	60
3.4.6. Precipitación de sulfuros metálicos	60
3.5. Balance de masa y energía	61
3.5.1. Conminución y concentración física	61
3.5.2. Lixiviación de múltiples etapas	66
3.5.3. Intercambio iónico	73
3.5.4. Electro obtención	78
3.5.5. Fusión a metal doré	80
3.5.6. Balance general de planta de reciclaje	80
3.6. Dimensionamiento de equipos	85
3.6.1. Conminución y concentración física	85

3.6.2.	Lixiviación por etapas	89
3.6.3.	Intercambio iónico	93
3.6.4.	Electro obtención	95
3.6.5.	Fusión a metal doré	96
3.7.	Insumos críticos	97
3.8.	Cantidad de equipamiento (listado de equipos)	99
3.9.	Distribución de personal en la planta	101
Capítulo 4.	Evaluación económica	102
4.1.	CAPEX	102
4.2.	OPEX	103
4.3.	Flujo de caja	103
4.4.	VAN, TIR y Payback	104
Capítulo 5.	Evaluación ambiental	106
5.1	Principales fuentes de contaminación	106
5.2	Análisis de riesgos	107
Capítulo 6.	Conclusiones y recomendaciones	108
Capítulo 7.	Bibliografía	110
Capítulo 8.	Anexos	119

Índice de Figuras

Figura 3.1	Comparación de recuperación y ley obtenido en procesos de separación física.	50
Figura 3.2	Estudios que demuestran la poca selectividad de los medios tradicionales de lixiviación usados en minerales y las extracciones de especies máximas esperables	51
Figura 3.3	Estudios de lixiviación múltiple para la extracción de Au y Ag.	53
Figura 3.4	Estudios de purificación y recuperación de Au y Ag desde licores obtenidos en lixiviación.	54
Figura 3.5	Balances Circuito de Chancado primario y secundario	63
Figura 3.6	Balances Circuito de concentración mediante hidrociclón.	63
Figura 3.7	Balances operación de concentración centrífuga.	64
Figura 3.8	Balances operación de filtrado relave de etapa de concentración centrífuga	64
Figura 3.9	Balances circuito de molienda.	64
Figura 3.10	Balances etapa de filtrado concentrado final.	65
Figura 3.11	Balances circuito de lixiviación contracorriente 2 etapas de metales bases	68
Figura 3.12	Balances operación de lavado de ripio obtenido luego de lixiviación de metales base.	68
Figura 3.13	Balances operación de lixiviación de metales valiosos y filtración.	70

Figura 3.14 Esquema modelo propuesto para determinar la cantidad de resina	72
Figura 3.15 Esquema modelo propuesto para determinar la cantidad de resina necesaria	74
Figura 3.16 Esquema de circuito de operación propuesto para la elución de resina cargada	76
Figura 3.17 Balance etapa de intercambio iónico	77
Figura 3.18 Balances etapa de electroobtención	79
Figura 3.19 Balances etapa de fusión a lingotes de metal doré.....	82
Figura 3.20 Diagrama de flujos procesos para la extracción de Au, Ag y Cu desde TCI.....	84
Figura A.1 RAEE generada por habitante vs PIB percapita 2016	119
Figura A.2 Proyección de RAEE mundial y per cápita 2014-2030	119
Figura A.3 Déficit de oferta y demanda de cobre 2021-2035.....	120
Figura A.4Aporte en la generación de RAEE según categoría	120
Figura A.5 Composición típica de un celular.....	121
Figura A.6 Comparación de composición entre materiales que contienen oro y plata	121
Figura A.7Valor en USD de metales valiosos contenidos en 1 t de TCI	121
Figura A.8 Composición de elementos químicos presentes en una TCI, adaptado de.....	122
Figura A.9 Porcentaje de los mercados que demandan oro 2017	122
Figura A.10 Porcentaje de los mercados que demandan plata 2017.....	122
Figura A.11 Proyección demanda de oro 2021-2035.....	123
Figura A.12. Proyección demanda de plata 2021-2035	123
Figura A.13 Proyección oferta de oro en toneladas 2021-2035.....	123
Figura A.14 Proyección oferta de plata en toneladas 2021-2035	123
Figura A.15 Balance oferta demanda y precio del oro 2021-2035	124
Figura A.16 Balance oferta demanda y precio de la plata 2021-2035	124
Figura A.17Porcentaje de los mercados que demandan cobre 2017.....	124
Figura A.18 Proyección demanda de cobre 2021-2035	125
Figura A.19 Proyección oferta de cobre 2021-2035	125
Figura A.20 Proyección precio del cobre 2021-2035	125
Figura A.21 Productos prioritarios definidos en Chile	126
Figura A.22 Interacción de los actores principales en la responsabilidad extendida del productor.....	126
Figura A.23 Etapas de manejo de RAEE.....	127
Figura A.24 Diagrama de flujo proceso de pretratamiento.....	127
Figura A.25 Proyección de RAEE generado en Chile por categoría 2018-2027	128
Figura A.26 Porcentaje de RAEE generado por sector en Chile (2017) pretratado.....	128
Figura A.27 Porcentaje de recolección realizado por sector en Chile (2017) pretratado.....	128
Figura B.1 Esquema placa de circuito impreso.....	138
Figura B.2 Elementos principales soldados a la tarjeta de circuito impreso	138
Figura B.3 Diagrama de procesos de Hoboken, Umicore.....	139
Figura B.4 Diagrama de bloques de proceso de pretratamiento térmico para TCI	140
Figura B.5 Sección transversal de reactor de plasma. Residuos y producto fundido se indican con flechas rojas, flujo de plasma con flecha amarilla y gases, fecha ploma	140

Figura B.6 Diagrama P&ID de experimento de separación/pirólisis de TCI a escala de laboratorio (T: medidor de temperatura, F: medidor de flujo de nitrógeno, a: 45°, 1: recipiente de pirólisis, 2: condensador, 3: Matraz de vidrio.....	141
Figura B.7 Diagrama de Pourbaix para el sistema CN-H ₂ O, a 25 °C y 1 atm	141
Figura B.8 Diagrama de Pourbaix para el sistema Au-CN-H ₂ O a 25 °C y 1 atm.....	142
Figura B.9 Diagrama de Pourbaix para el sistema Ag-CN-H ₂ O.....	142
Figura C.1 Pretratamiento realizado por Recycla.	148
Figura C.2 % Meta de recolección proyectada 2022-2031	148
Figura C.3 Cantidad de residuo generados desde subcategorías B1,E1,E2,F1 y F2 proyectados 2022-2031	148
Figura C.4 Meta en la zona Sur comparada con la capacidad disponible en la zona sur	149
Figura C.5 Meta en la RM comparada con la capacidad disponible en la región metropolitana	149
Figura C.6 Cantidad de RAEE que no se recicla en Chile proyectada 2022-2031.	149
Figura C.7 RAEE en Chile sin manejo y capacidad de alimentación planta de reciclaje	150
Figura C.8 Esquema de chancador de martillos.....	150
Figura C.9 Esquema del concentrador Knelson.....	151
Figura C.10 Diagrama de bloques proceso de extracción de Au Ag y Cu desde TCI.	152
Figura C.11 Gráfico composición de TCI en la alimentación.....	153
Figura C.12 Gráfico composición de concentrado no metálico obtenido en etapa de concentración centrífuga	153
Figura C.13 Gráfico composición concentrado final obtenido	154
Figura C.14 Gráfico composición en peso de sulfuros presentes en el producto precipitado	154
Figura C.15 Gráfico composición de refinado dirigido a etapa de lixiviación de metales base	155
Figura C.16 Composición en peso de Au, Ag y Cu presentes en el cátodo de acero.....	155
Figura C.17 Gráfico composición metal dorado obtenido	156
Figura C.18 Gráfico composición de escoria obtenida de proceso de fusión	156
Figura C.19 Gráfico de composición gases obtenidos en proceso de fusión	157
Figura C.20 Partes de un hidrociclón.....	157
Figura C.21 Gráfico Do VS D50	158
Figura C.22 Carta de Gantt producción diaria de planta.....	159
Figura C.23 Horario, turnos y cantidad de operadores en cada área del proceso productivo	159
Figura C.24 tasa de riego en etapa de remoción y elución en función de la razón D:H (diámetro altura de columna) en condiciones de 100 gpL de resina y solución en etapa de elución.	159
Figura C.25 Tasa de riego en etapa de remoción y elución en función de la razón D:H (diámetro altura de columna) en condiciones de 600 gpL de resina y solución en etapa de elución	159
Figura C.26 Tasa de riego en etapa de remoción y elución en función de la razón D:H (diámetro altura de columna) en condiciones de 900 gpL de resina y solución en etapa de elución.	159
Figura C.27 Altura en función de la razón D:H (diámetro altura de columna) en condiciones de 900 [g L ⁻¹] de resina y solución en etapa de elución	159
Figura C.28 Variación de la tasa interna de retorno y el retorno de dinero respecto el tonelaje de alimentación.....	159
Figura D.1 Pronóstico variación del precio del oro con promedios móviles base 2	193

Figura D.2 Pronóstico variación del precio de sulfuro metálico con promedios móviles base 2.....	193
Figura D.3 Flujo de caja.....	194

Índice de Tablas

Tabla 2.1 resumen de características favorables y desfavorables en los procesos pirometalúrgicos.....	28
Tabla 2.2 Resumen de características favorables y desfavorables de la ruta hidrometalúrgica.....	35
Tabla 3.1 Composición y gravedad específica de elementos la TCI	47
Tabla 3.2 Condiciones de operación etapa de trituración primaria.....	55
Tabla 3.3 Condiciones de operación etapa de chancado secundario	56
Tabla 3.4 Condiciones de operación hidrociclones de circuito de trituración y molienda.....	57
Tabla 3.5 Condiciones de operación del concentrador Knelson.....	57
Tabla 3.6 Condiciones de operación en la etapa de lixiviación de metales base.....	58
Tabla 3.7 Condiciones de operación de la de la etapa de lixiviación de metales valiosos.....	58
Tabla 3.8 condiciones de operación del intercambio iónico.....	59
Tabla 3.9 Condiciones de operación electro obtención	59
Tabla 3.10 Condiciones de operación etapa de la etapa de fusión a metal doré.....	60
Tabla 3.11 Condiciones de operación de la precipitación de sulfuros metálico.....	60
Tabla 3.12 Leyenda balances área conminución y concentración física.....	61
Tabla 3.13 Balances por componentes en etapa de conminución y concentración física.....	65
Tabla 3.14 Leyenda balances área lixiviación de múltiples etapas.....	66
Tabla 3.15 Balances por componentes etapa de lixiviación de metales base y metales valiosos	70
Tabla 3.16 Porcentaje de remoción y elución global de especies de interés.....	73
Tabla 3.17 Datos y cálculo de peso[mg meq ⁻¹].....	74
Tabla 3.18 Cálculo de volumen y masa de la resina MTA5011	74
Tabla 3.19 Porcentaje de elución en una etapa	75
Tabla 3.20 Balances por componentes etapa de intercambio iónico.....	77
Tabla 3.21 Datos y resultados de deposición de Au, ag y Cu en el cátodo de acero según la ley de Faraday y las condiciones operacionales planteadas en la sección 3.4.....	79
Tabla 3.22 Resultado cálculo de energía consumida por proceso de electroobtebción	80
Tabla 3.23 Balance por componente en etapa de electroobtención	80
Tabla 3.24 Composición aleación ternaria de fundentes	81
Tabla 3.25 Balances por componente en etapa de fusión	83
Tabla 3.26 Diseño de molino de bolas 100-MB-1	86
Tabla 3.27 Diseño de molino de bolas 100-MB-2	86
Tabla 3.28 Diseño hidrocilones	87
Tabla 3.29 Diseño tamices	87
Tabla 3.30 Diseño filtro prensa.....	88
Tabla 3.31 Características y dimensiones trituradora primaria.....	88
Tabla 3.32 Características y dimensiones Trituradoras secundarias (molino de martillos).....	88
Tabla 3.33 Características operacionales cajón de pulpa.....	89

Tabla 3.34 Características y dimensiones concentrador centrífugo Knelson.....	89
Tabla 3.35 Diseño estanques de lixiviación agitada área 200 (reactores CSTR).....	90
Tabla 3.36 Diseño estanques de almacenamiento área 200	91
Tabla 3.37 Diseño Filtro prensa área 200	91
Tabla 3.38 Diseño estanque de precipitación y de acondicionamiento de pH (CSTR) área 200.....	92
Tabla 3.39 Parámetros de diseño Filtro prensa precipitación de sulfuros metálicos área 200.....	93
Tabla 3.40 Propiedades resina de intercambio iónico Purogold MTA5011	94
Tabla 3.41 Ciclo de operación etapa de intercambio iónico	94
Tabla 3.42 diseño de columnas de intercambio iónico área 300.....	94
Tabla 3.43 Diseño estanques de almacenamiento área 300	95
Tabla 3.44 Cantidad de Au, Ag y Cu cosechada en un ciclo de producción y número de electrodos necesarios.....	96
Tabla 3.45 Diseño celda de electroobtención y área de nave de electroobtención área 300.....	96
Tabla 3.46 Diseño horno de inducción área 400.....	97
Tabla 3.47 Balance de energía de planta.....	97
Tabla 3.48 Balance de agua planta.....	98
Tabla 3.49 balance de reactivos planta	98
Tabla 3.50 Equipamiento planta	99
Tabla 4.1 Ingresos estimados 2022.....	103
Tabla 4.2 Caso A de análisis económico: 20%P/P TCI & producción de minera Pullalli.....	104
Tabla 4.3 Análisis de sensibilidad	105
Tabla A.1 Detalle de los otros productores mundiales de oro y participación en la oferta.....	129
Tabla A.2 Faenas mineras de la gran minería.....	129
Tabla A.3 Faenas mineras de la mediana minería.....	130
Tabla A.4 Categorías de AEE	130
Tabla A.5 Subcategorías de AEE.....	131
Tabla A.6 Capacidad instalada de gestoras en Chile y subcategorías que trabajan	131
Tabla A.7 Tipo de tratamiento de acuerdo con los componentes presentes en un RAEE pretratado	133
Tabla A.8 Empresas valorizadoras en Chile pretratado	135
Tabla B.1 Principales tecnologías de hornos de fusión usadas en el mundo	142
Tabla B.2 Empresas principales que incorporan procesos pirometalúrgicos.....	143
Tabla B.3 Resumen estudios de conminución de TCI.	144
Tabla B.4 Resumen estudios de concentración gravitacional.....	144
Tabla B.5 Evaluación cualitativa de distintos medios lixiviantes de acuerdo con criterios económicos y ambientales	147
Tabla B.6 Evaluación numérica de distintos medios lixiviantes de acuerdo con criterios económicos y ambientales	147
Tabla C.1 Energía libre de Gibbs estándar de reacciones en medio ácido de metales presentes en las tarjetas de circuito impreso.	162
Tabla C.2 Potencial estándar de reducción de metales presentes en las tarjetas de circuito impreso	164
Tabla C.3 Potenciales de oxidación principales cuplas.	163
Tabla C.4 Energía libre de Gibbs estándar de reacciones en medio ácido oxidante de metales presentes en las tarjetas de circuito impreso	164

Tabla C.5 Resumen condiciones de estudios de lixiviación de metales base en las tarjetas de circuito impreso.	164
Tabla C.6 Resumen condiciones de estudios de lixiviación de múltiples etapas para lixiviar metales preciosos en las tarjetas de circuito impreso.	165
Tabla C.7 Resultados de Distribución de masa y beneficio en proceso de concentración a TCI.....	166
Tabla C.8 Resultados de Distribución de masa y beneficio en estudio de concentración a TCI.	166
Tabla C.9 Resultados análisis granulométrico de estudio de beneficio de TCI.....	167
Tabla C.10 Composición en peso y gravedad específica de componenets presentes en F2.....	167
Tabla C.11 Composición en peso y gravedad específica de componenets presentes en F3.....	168
Tabla C.12 Composición en peso y gravedad específica de componenets presentes en F8.....	169
Tabla C.13 Composición en peso y gravedad específica de componenets presentes en F9.....	169
Tabla C.14 Composición en peso y gravedad específica de componenets presentes en F10.....	170
Tabla C.15 Composición en peso y gravedad específica de componenets presentes en F12.....	171
Tabla C.16 Composición en peso y gravedad específica de componenets presentes en F23.....	171
Tabla C.17 Densidad, flujo másico y volumétrico de componentes presentes en F25	172
Tabla C.18 flujo másico, % en peso, gravedad específica de componentes presentes en F26 y densidad de la corriente.....	172
Tabla C.19 Densidad, flujo másico y volumétrico de componentes presentes en F29	173
Tabla C.20 flujo másico, % en peso, gravedad específica de componentes presentes en F30 y densidad de la corriente.....	174
Tabla C.21 Composición del pls obendio desde lixiviación de metales valiosos	174
Tabla C.22 Composición corriente F35 que se identifica como residuo.....	175
Tabla C.23 Composición de precipitado de sulfuros metálicos.....	175
Tabla C.24 Composición en peso solución refino de lixiviación de metales base.....	176
Tabla C.25 Composición solución PLS, refino y delta de concentración que pasa a lixiviación de metales valiosos	176
Tabla C.26 Composición solución pobre , rica y corte de concentración	177
Tabla C.27 Datos y resultados de deposición de Au, ag y Cu en el cátodo de acero según la ley de Faraday y las condiciones operacionales planteadas en la sección 3.4.....	177
Tabla C.28 Datos de entalpía a temperaturas en que se desarrollan las reacciones de fusión	178
Tabla C.29 Energía liberada y consumida durante el proceso de fusión	178
Tabla C.30 Datos diseño de molino de bolas 100-MB-1	179
Tabla C.31 Datos diseño de molino de bolas 100-MB-2	179
Tabla C.32 Constantes diseño tamices.....	180
Tabla D.1 Inversión maquinaria	194
Tabla D.2 Inversión de reactivos de arranque.....	196
Tabla D.3 Propuesta de factor de escalamiento de área de instalaciones auxiliares (comparación con minera Pullalli)	196
Tabla D.4 Costos unitarios de terrenos consultados en barrios industriales de la Región Metropolitana	196
Tabla D.5 Estimación de área de planta de operaciones e instalaciones.....	196
Tabla D.6 Costos unitarios de tipo de material de construcción.....	197
Tabla D.7 Costo instalaciones auxiliares basado en la experiencia de minera Pullalli	197

Tabla D.8 Inversión total edificaciones	197
Tabla D.9 Costos variables de servicios usados en las operaciones	198
Tabla D.10 Costo variable de reactivos usados en las operaciones	198
Tabla D.11 Costo fijo proyecto.....	199
Tabla D.12 Salarios de trabajadores en la planta y en el área administrativa	199
Tabla E.1 Efectos de la exposición continua a varios niveles de CO	200
Tabla E.2 Valores indican inicio de cada tramo de calidad (valores en [ppm]).....	201
Tabla E.3 valores límites de emisión para incineración, co-incineración y co-procesamiento.....	201
Tabla E.4 valores límite de emisión para la regulación de contaminantes asociados a las descargas de residuos líquidos a aguas marinas y continentales superficiales.....	202
Tabla E.5 Datos gases generados etapa de fusión área 400	203
Tabla E.6 Análisis de cumplimiento Decreto N°29.....	203
Tabla E.7 Análisis de cumplimiento Decreto N°90.....	203

Nomenclatura

AEE: Aparato Eléctrico Electrónico

RAEE: Residuo de Aparato Eléctrico Electrónico

SIG: Sistema de Gestión Integrado

CAPEX: Capital Expenditure (Gasto de Capital)

OPEX: Operational Expenditure (Gasto Operacional)

Capítulo 1. Introducción

1.1. Antecedentes

1.1.1. RAEE en el mundo

Qué son los Aparatos Eléctricos Electrónicos (AEE)

AEE corresponden a un amplio conjunto de productos que funcionan gracias a un circuito por el que circula corriente eléctrica. Estos pueden encontrarse en cualquier hogar o empresa, como electrodomésticos básicos de cocina, juguetes, herramientas, ordenadores, teléfonos móviles, etc. Sus usos se han integrado al avance de la sociedad en calidad de vida, tanto en materia de salud, transporte, sistemas de seguridad y generadores de energías. Actualmente distintos AEE son empleados en expandir el sector de el “Internet de las Cosas” como dispositivos pertenecientes al concepto de “Smart home” o “Smart cities”.

Un AEE una vez es descartado sin posibilidad de reutilización se convierte en un Residuo de Aparato Eléctrico y Electrónico (RAEE). Cada RAEE posee diferentes elementos valiosos, como oro (Au), cobre (Cu) y plata (Ag). Muchos de estos metales se pueden recuperar mediante reciclaje, motivo por el que es importante la adecuada gestión de estos con el fin de evitar perjuicios medioambientales. Esto último debido a la complejidad que existe para hacerlo, un RAEE puede estar compuesto por más de 1.000 sustancias diferentes.

Las categorías que existen dependen de las leyes de gestión y reciclaje de cada país, pero a grandes rasgos se pueden distinguir 6, correspondientes a Equipos de intercambio de temperatura, pantallas y monitores, lámparas, equipos de gran tamaño, de pequeño tamaño y de telecomunicaciones.

Cantidad de RAEE en el mundo

Existe una tendencia que involucra la calidad de vida de las personas con su capacidad de consumo, esto puede evidenciarse en la Figura A.1 del Anexo A donde países con más desarrollo, como Dinamarca con un PIB de 58.810 USD, las cantidades generadas de RAEE sean mayores (24,8 kg/habitantes), esto último debido al elevado poder adquisitivo (Camara de Comercio de Santiago, 2019).

El crecimiento poblacional esperado para 2050 con respecto 2021 es de un 28%, pasando de 7,8 billones de habitantes a 10 billones, esto elevará la demanda de AEE ligada al creciente desarrollo tecnológico, como de vehículos eléctricos y energías renovables. Es así como la cantidad de RAEE mundial y per cápita para 2030 se proyecta con un 68% y 41% de crecimiento respecto a 2014, respectivamente (ver Figura A.2 en Anexo A) (Forti, Baldé, Kuehr, & Bel, 2020).

En 2017 se generaron 44,4 Mt de RAEE equivalentes a 6,4 Kg per cápita y se recicló 17,5 Mt correspondientes a 17% de los RAEE mundiales. La cantidad generada corresponde aproximadamente a 4.500 torres Eiffel, que apiladas podrían cubrir un área del tamaño de Manhattan (FCH Fundación Chile, 2019). Durante el 2019 se generaron 53,6 Mt de RAEE

equivalentes a 7,3 Kg per cápita y se recicló un 17,4% correspondientes a 9,3 Mt. Por lo tanto, la cantidad de residuos se incrementó en 9,2 Mt y la recolección en 9,3 Mt. El problema es que no se tiene certeza de lo que ocurre con el 82,6% de los residuos, correspondientes a 44,3 Mt (ver Figura A.2 en Anexo A) (PACE Platform for Accelerating the Circular Economy, 2019). Probablemente estos se disponen en rellenos sanitarios, se comercializan o se reciclan de forma no ecológica. Adicionalmente la gran demanda proyectada no podrá ser satisfecha en los años próximos, para el caso específico de la oferta de cobre mina (ver Figura A.3 en Anexo A) se espera que para 2029 sea insuficiente.

Vida útil de un AEE

La vida útil de cada AEE es distinta, ya que depende en mayor medida de la obsolescencia programada de cada producto y el año de fabricación, entre otros. Esto puede verse reflejado en la Figura A.4 del Anexo A, durante 2019 la mayor cantidad de residuo fue aportada por equipos de pequeñas dimensiones con 32%, seguido por equipos de grandes dimensiones con 24% (Forti, Baldé, Kuehr, & Bel, 2020).

La vida útil es esencial para determinar la cantidad de residuo generado por año, para determinarla se usan distribuciones y no valores determinísticos, en este punto la distribución de Weibull se usa para modelar una gran variedad de variables relacionadas a la falla de productos, con pocos datos y buena precisión. La función de densidad de probabilidad depende de un parámetro de forma β y un parámetro de escala η y se expresa en la ecuación (1.1) (E2BIZ Consultores, 2019a).

$$f(t) = \frac{\beta}{\eta} \cdot \left(\frac{t}{\eta}\right)^{\beta-1} \cdot e^{-\left(\frac{t}{\eta}\right)^{\beta}} \quad (1.1)$$

Integrando la ecuación (1.1) se obtiene la función distribución (1.2) que permite estimar una frecuencia de falla para distintas edades de los AEE y calcular la cantidad de residuo generado anualmente como indica la ecuación (1.3).

$$F(t) = 1 - e^{-\left(\frac{t}{\eta}\right)^{\beta}} \quad (1.2)$$

$$RAEE_T = \sum_{t=1991}^{t=T} AEE_t \cdot Tasa\ Falla_{(T-t)} \quad (1.3)$$

Componentes de un RAEE

Los componentes en general presentes son plásticos, vidrios, aceros inoxidables, TCI, cables, baterías, aluminios y zinc, discos duros, no obstante, la composición presente de cada uno de estos será muy variada. Para el caso específico de los teléfonos celulares, se puede observar su composición en la Figura A.5 del Anexo A (Bel, y otros, 2019).

El componente principal de un RAEE es la placa de circuito impreso (TCI), debido a la alta composición de metales preciosos y cobre, comparado con minerales o concentrados (ver Figura A.6 en Anexo A). Las composiciones típicas presentes en las TCI se encuentran en el rango de 350-566 ppm Au, 13-14,3% Cu y 639-1.380 ppm Ag en computadores y celulares. Si se contrastan estos

contenidos metálicos con la composición promedio de minerales polimetálicos: 5,7 ppm Au, 0,4 % Cu y 22,9 ppm Ag, se observa que la contribución del reciclaje es significativamente mayor que la proveniente de mina (Li, Eksteen, & Oraby, 2018).

A pesar de que el oro esté en muy bajas cantidades respecto de otros metales, su aporte al valor económico de 1 t de TCI corresponde al 95%. El valor de Au, Cu y Ag contenido en 1 [t] de PCB es de 24.835 [USD]. Por lo tanto, el reciclaje es un negocio atractivo, que puede ser muy rentable; sin embargo, debe considerarse que la complejidad de una TCI es mucho mayor y variada a la de un mineral mena o concentrado (ver Figura A.8 en Anexo A), debido a la elevada cantidad de elementos químicos presentes, lo que dificulta los procesos de separación posteriores, sobre todo en un contexto de sustentabilidad (Li, Eksteen, & Oraby, 2018; Rao, Singh, & A. Morrison, 2020).

Durante el 2012 el 70% de las RAEE entró a China, el resto a India, Pakistán y África, países que carecen de reglamentos relativos a la gestión de desechos electrónicos, especialmente en regiones del tercer mundo y África. Las operaciones informales de extracción, como la quema a cielo abierto, el vertido y digestión de ácidos, alteraría el ecosistema gravemente, ya que al tratarse de materiales con una gran cantidad de componentes tóxicos se liberarían al ambiente. De modo que, existe una necesidad de desarrollo de enfoques ambientales sostenibles en el reciclaje de RAEE (Veit, y otros, 2004).

Cabe destacar el caso de Guiyu, en la provincia de Guangdong al Sur de China, donde el reciclaje de RAEE desarrollado por la minería artesanal, ha causado serios problemas de contaminación, generando concentraciones 30 veces más elevadas que otros sitios urbanos de esteres difenílicos polibromados (PBDE), dibenzofuranos (PBDD/F) y gases de metales tóxicos (Pb, Cd, Hg, As, entre otros) (Chen, Huang, Ogunseitan, Zhu, & Wang, 2015).

1.1.2. Mercado del Au, Ag y Cu

Metales preciosos

Demanda

La demanda de oro y plata se debe principalmente a la fabricación de joyería, en un segundo lugar a productos electrónicos, monedas y medallas, y en un tercer lugar en aplicaciones dentales. La demanda de oro por joyería representa el 78% de la demanda mundial (ver Figura A.9 en Anexo A) y para el caso de la plata 30% los consumidores corresponden a fabricantes de joyas y artesanos individuales (ver Figura A.10 en Anexo A). Las propiedades térmicas, eléctricas y anticorrosivas, permiten que el oro y la plata sean utilizados en conectores, interruptores y contactos de relé, uniones soldadas, cables de conexión, encontrándose en computadores, telecomunicaciones, equipamiento para automóviles y en general en productos que tienen alto contenido de semiconductores como pantallas planas y “tablets”.

El principal consumidor de oro corresponde a India seguido de China. Durante 2017 China consumió 657 toneladas de oro, que son equivalentes a 24% de la demanda mundial. India por su

parte, consumió 633 toneladas, correspondientes a 23%. Para el caso de la plata, China es el país que más demanda este metal, seguido de India y Tailandia.

A largo plazo se estima que la demanda de oro crecerá aproximadamente en un 12% incentivada por la joyería y los usos industriales, producto del aumento de riqueza de China e India, que invertirían en joyas, monedas y medallas de oro (ver Figura A.11 en Anexo A).

La demanda de plata prevé un crecimiento importante del 43% aproximadamente, entre 2021 y 2035, que estaría incentivado de forma importante por los vehículos a base de nuevas energías, vehículos a batería o conectados a red. Respecto de su demanda en paneles solares, la única forma que resulta en incremento es que exista un aumento en la capacidad de fabricación de estos, ya que el desarrollo de tecnologías en búsqueda de mayores eficiencias requerirá menos cantidad de plata (ver Figura A.12 en Anexo A).

Oferta

Se espera que la oferta total de oro y plata disminuya gradualmente a mediano y largo plazo, debido a que su producción proviene principalmente de mina, que corresponde a un 72% en promedio en el caso del oro y 83% para la plata. Por lo tanto, en los próximos años se experimentará una tendencia decreciente en la oferta, agravada adicionalmente por una disminución del precio del oro desde 2025 y 2026 para la plata, que incrementa los costos de los procesos mineros y provoca que las operaciones sean menos rentables.

Chile ocupa el quinto lugar de la producción de plata la cual se obtiene principalmente en la forma de concentrado de cobre desde la minería del cobre, 89% de la producción, y como metal doré desde la minería aurífera, 11% de la producción. En muy bajas cantidades se obtiene como concentrado de plata, ya que la minería de plata se desarrolla en pequeñas empresas, aportando con 51 kg en el 2020

Chile ocupa el vigésimo lugar de la producción mundial de oro con el 1% (ver Tabla A.1 en Anexo A). La producción de Chile proviene en primer lugar de la minería del cobre, aportando con el 63,5% de la producción de oro en el país, en segundo lugar, la minería de oro propiamente tal, aportando con 36%, en tercer lugar, la minería del plomo y zinc, con 0,3%. El 85% de la producción de oro nacional es en forma de metal doré, siendo la forma de producción principal de la gran y mediana minería. En la Tabla A.2 y A.3 en el Anexo A se muestran las principales faenas de oro y estado actual.

Precio

El precio de la plata se determina diariamente en la London Bullion Market Association (LBMA) y en la bolsa de comercio COMEX de Estados Unidos de América, según las dinámicas del mercado físico.

Para el caso del oro el balance entre la oferta y la demanda y análisis del precio es más complejo, ya que su mercado se caracteriza por tener un carácter estratégico ligado a la economía mundial. Su precio se fija en una negociación entre cinco bancos pertenecientes a la LBMA, el mayor mercado Over The Counter (OTC) del mundo, pero el precio reconocido como oficial a nivel mundial es

establecido por la London Gold Fixing y es utilizado en los mercados OTC como el de Nueva York y Tokio. Respecto al precio en el mercado de chatarras no existen mecanismos establecidos, por lo que se negocia directamente entre vendedor y comprador, siguiendo criterios de las aleaciones que compongan a las joyas.

En la Figura A.15 (Anexo A) se observa que la producción minera anual del oro es mayor a la demanda (superávit), por lo que existe un incremento entre el 2 y 3% de los inventarios de oro mundiales, este excedente es vendido a bancos centrales e inversionistas privados. En la Figura A.16 (Anexo A) el déficit del mercado de la plata se debería a la debilidad de la oferta, principalmente por la menor producción minera.

En general los metales preciosos experimentarían un crecimiento positivo en los precios hasta 2025, debido principalmente a políticas monetarias de las principales economías se ajusten y las tasas de interés suban, debilitando al dólar norteamericano. En algún momento de 2025 las tendencias se revertirían y los precios de los metales preciosos volverían a caer. Se estima que el precio del oro crecería en el rango de 1.200 y 1.300 USD oz⁻¹ hasta 2025, luego decrecería y para la plata crecería en el rango de 14 a 17,6 USD oz⁻¹ y luego caería a 15 USD oz⁻¹.

Cobre

El cobre refinado tiene su aplicación principalmente en el área industrial, se usa en la producción de alambrón, alambres, láminas, tubos, barras y secciones. Un 73% aproximado de la demanda se destina en la fabricación de alambrón para la fabricación de conductores eléctricos, del mismo modo ocurre con el uso del alambre. Los tubos de cobre son usados en fontanería y aires acondicionados. También los productos pueden ser utilizados en ingeniería estructural, productos domésticos, monedas, aplicaciones biomédicas y en aleaciones como latón y bronce. Actualmente ha tomado fuerza la electromovilidad en automóviles eléctricos con el triple de cobre que un automóvil convencional, estimado en 20 kg.

Demanda

Se estima que la demanda de cobre se vea estimulada por la electromovilidad y el mayor uso de energías renovables en la matriz energética mundial. El sector de la construcción y electrificación verán una disminución importante en la demanda, debido a su sustitución en aplicaciones de intercambio de calor por el aluminio, en el área de las telecomunicaciones por la fibra óptica y en construcción por las tuberías de plástico (ver Figura A.18 del Anexo A).

Oferta

La producción de mina alcanzará su máximo en 2026 con un total de 22,6 Mt de cobre para luego disminuir hasta 17,4 Mt en 2035, esto principalmente a recursos agotados de principales empresas mineras, que no será posible de equiparar por los grandes proyectos mineros de cobre actuales. Esto se observa en la línea segmentada, que corresponde a la estimación más real, considerando ajustes relacionados con el no cumplimiento de metas en las fechas propuestas por los proyectos mineros originalmente, debido a características del proceso de explotación, tipo de mineral extraído y ubicación (ver Figura A.19 del Anexo A).

Chile ocupa el primer lugar en la producción de cobre en el mundo con el 29% de la oferta, seguido por Perú y China con 11 y 8 %, respectivamente. Respecto a la gran minería esta se encarga de producir el 97% del cobre nacional, 41% aportado por empresas estatales y 59% por privadas. La forma de producción principal corresponde a concentrado de cobre con el 52,8% de la producción, seguido por el cobre catódico obtenido vía hidrometalúrgica con 33,7% .

Precio

El déficit en el balance de mercado incrementará los precios, lo que incentivará nuevas inversiones, no obstante, el reto se encuentra en la capacidad de mina. Se estima un crecimiento de 7.000 USD t⁻¹ a 7.800 USD t⁻¹ aproximadamente (ver Figura A.20 Anexo A).

1.1.3. RAEE en Chile

Chile representa el punto con 8,7 kg de RAEE habitante⁻¹ en el 2016, siendo uno de los más altos de América Latina, después de Uruguay (10,8 kg habitante⁻¹) y Costa Rica (9,7 kg habitante⁻¹), superior al promedio mundial de 7,3 kg persona⁻¹. Durante 2019, Chile se situó como el país con mayor tasa de generación de RAEE por habitante (9,9 kg habitante⁻¹) de América Latina (Duque-Oliart, 2019).

Chile puso en marcha el proceso de regulación de RAEE el 1 de junio del 2016 con la Ley 20.920: *Marco para la Gestión de Residuos, Responsabilidad Extendida del Productor y Fomento al Reciclaje*, que tiene por objeto disminuir la generación de residuos y fomentar su reutilización, reciclaje y otro tipo de valorización, a través de la instauración de la responsabilidad extendida del productor e instrumentos de gestión de residuos, con el fin de proteger la salud de las personas y el medio ambiente (Ministerio del Medio Ambiente, 2016).

La Responsabilidad Extendida del Productor (REP) es un instrumento económico de gestión de residuos que obliga a los productores a organizar y financiar la gestión de los residuos derivados de los productos que colocan en el mercado. Esta nace con el fin de incorporar los costos del impacto ambiental generado a lo largo de la vida de un producto prioritario (Camara de Comercio de Santiago, 2019).

Productos Prioritarios (PP) y Productor de Productos Prioritarios (PPP)

Definido por la Ley 20.920 (Artículo 3, Ley REP) un producto prioritario es una “sustancia u objeto que una vez transformado en residuo, por su volumen, peligrosidad o presencia de recursos aprovechables, queda sujeto a las obligaciones de la responsabilidad extendida del productor, en conformidad con esta Ley.” (Ministerio del Medio Ambiente, 2016)

Entre estos se encuentran (Artículo 10, Ley REP):

Por su parte un PPP es una persona que, independientemente de la técnica de comercialización:

- a) enajena un producto prioritario por primera vez en el mercado nacional.
- b) enajena bajo marca propia un producto prioritario adquirido de un tercero, que no es el primer distribuidor.
- c) importa un producto prioritario para su propio uso profesional.

El Ministerio del Medio Ambiente reconoce las categorías y subcategorías de AEE de acuerdo con el Art. Transitorio 2° de la Ley de Fomento al Reciclaje (ver Tabla A.4 y A.5 en Anexo A).

Obligaciones e interacción de las entidades que participan en la Responsabilidad Extendida del Productor (REP):

- **Empresas:** Cadenas productivas, importadoras de productos y productores prioritarios (PP) deberán financiar un Sistema de Gestión Integrado (SIG) autorizado que velará por cumplir las metas de recolección y valorización que defina la ley.
- **Sistema de Gestión:** Representante legal sin fines de lucro de un grupo de empresas o individualmente, que se encargará de tomar las acciones para gestionar los residuos, contratando gestores de residuos.
- **Gestión de residuos:** Son aquellos que manipularan el residuo, en una primera etapa para clasificar componentes y en una segunda para recuperar elementos valiosos o extraer la energía contenida dentro de estos. Las actividades de estas empresas tienen que ser autorizada mediante un registro formal ante el Ministerio del Medio Ambiente y serán regulada por este y el SMA.
- **Fiscalizadoras:** Ministerio del Medio Ambiente y Superintendencia del Medio Ambiente tomarán el rol de definir las metas de recolección de residuos y regular las actividades de gestión de las empresas mediante el análisis de los datos que proporcione el SIG. También estará a cargo de promover la educación y facilitar iniciativas de reciclaje mediante un fondo.
- **Promovedores:** Constituido por las municipalidades, las cuales tendrán acceso al fondo de reciclaje y podrán establecer convenios con recicladoras, gestoras o el mismo SIG para proporcionar permisos. También estará a cargo de la educación medio ambiental en sus mismas comunas.
- **Consumidores:** Personas y empresas que consuman cualquier producto prioritario definido por la Ley REP deberán separar en origen y entregar los residuos.

Los distintos actores en la gestión de residuos interactúan, inicialmente los PP ponen en el mercado los AEE, estos son adquiridos por los consumidores a cierto precio, luego determinado por su obsolescencia este producto queda en desuso y puede tomar 2 vías, relleno sanitario o manejo. El manejo involucra recolección, pretratamiento, tratamiento y disposición final y son actividades que deben ser formalizadas ante el Ministerio del Medio Ambiente. El costo del trabajo realizado se negocia con los Sistemas de Gestión conformados por los PP colectiva o individualmente (ver Figura A.22 y A.23 en Anexo A).

Recolección

- **Municipalidades:** Responsables de los sistemas de recolección y disposición de residuos de sus comunas, contemplando extracción, transporte y disposición de toda la basura pública (vial) y doméstica de la comuna y también de los residuos industriales putrescibles, con excepción de residuos con objeción sanitaria. Entre sus actividades se encuentra:
 - Establecer convenios.
 - Ordenanza municipal, obligación de separar residuos en origen y fomentar reciclaje mediante puntos limpios, puntos verdes y campañas de recolección de RAEE.
 - Cuentan con el fondo de reciclaje, que es de carácter concursable y otorga fondos para promover hábitos más sustentables en el manejo de residuos de acuerdo a líneas temáticas que se definen anualmente.
- **ONG/Fundaciones:** Retiran y reciben residuos eléctricos y electrónicos de empresas y personas, de forma gratuita o realizando cobro, por transporte. Su objetivo principal es el reacondicionamiento y el secundario es la venta y reciclaje de componentes, disponiendo además en rellenos de sanitarios aquellos componentes sin valor. Entre las principales:
 - Traperos de Emaús
 - Fundación REMAR
- **Recicladores de Base:** Definido por la Ley 20.920: “Persona natural que, mediante el uso de la técnica artesanal y semi industrial, se dedica en forma directa y habitual a la recolección selectiva de residuos domiciliarios o asimilables y a la gestión de instalaciones de recepción y almacenamiento de tales residuos, incluyendo su clasificación y pretratamiento. Sin perjuicio de lo anterior, se considerarán también como recicladores de base las personas jurídicas que estén compuestas exclusivamente por personas naturales registradas como recicladores de base, en conformidad al artículo 37.” (Ministerio del Medio Ambiente, 2016)

Pre-Tratamiento

El proceso de pretratamiento corresponde a una serie de etapas que permite clasificar los distintos elementos que componen al RAEE. La clasificación permite separar elementos valiosos que pueden venderse a empresas de tratamiento (recicladoras, valorizadoras) y desechos que se deben disponer en rellenos sanitarios (desecho no tóxicos) o de seguridad (desechos tóxicos). Dicho proceso se describe en la Figura A.24 (ver Anexo A).

Las empresas que desarrollan este proceso se reconocen como gestoras. Actualmente las gestoras trabajan directamente con empresas que no disponen de recintos en condiciones que puedan albergar AEE, por los distintos elementos peligrosos que estos poseen, como pilas, baterías, tintas, tóner, etc. Por lo tanto, una vez en desuso se negocia con las gestoras para que se hagan cargo de dichos residuos de acuerdo con la normativa medio ambiental. De este trabajo las gestoras cobran el servicio por costo de rellenos de seguridad especializados y a la vez obtienen ganancia de elementos valiosos presentes en los RAEE, como TCI, aceros, cobre, aluminio, entre otros. El listado de empresas gestoras de residuos puede verse en la Tabla A.6 del Anexo A.

Del trabajo realizado por empresas gestoras, cabe destacar la labor de la fundación Chilenter, cuya gestión involucra reacondicionar y donar equipos computacionales, (sin fines de lucro) y Midas Chile, donde sus actividades con los residuos además de pretratamiento incluyen reciclaje para la obtención de materias primas. Dependiendo de la naturaleza de la RAEE, pueden someterse a fundición, generando lingotes de cobre, aluminio y latones, siendo la única empresa de esta naturaleza en Chile. Además sus procesos son con energía 100% limpia, mediante la instalación de paneles fotovoltaicos.

Tratamiento o valorización

La clasificación previa de los distintos componentes del residuo permite distinguir elementos tóxicos, sin uso y con valor. Estos últimos pueden pasar por los siguientes procesos:

- **Reciclaje:** empleo de un residuo como materia prima en un proceso productivo, excluyendo la valorización energética.
- **Reutilización:** No incluye empleo de residuo en algún proceso productivo, a estos se les da nuevamente un uso.
- **Valorización energética:** tratamiento a alta temperatura que aprovecha el poder calorífico de los materiales para obtener energía desde ellos. Problemática ligada a la generación de gases como CO₂, dioxinas y metales pesados que deben tratarse posteriormente dentro de una filosofía de minería circular.

El tipo de tratamiento según los elementos presentes en un RAEE, se detallan en la Tabla A.7. y Las empresas de tratamiento que se destacan en Chile se detallan en la Tabla A.8 (ver Anexo A).

Cantidad de Residuos de Aparatos Eléctricos y Electrónicos en Chile

Las cantidades de RAEE generadas, como se definió en la sección 1.2.1, están determinadas por la vida útil de cada categoría. Durante 2018 en Chile se generaron un total de 182.568 toneladas de residuo, donde los equipos pertenecientes a la categoría E (N°5) contribuyeron con el 37,48% seguido por los F (N°6) con 29,14%, evidenciando los que poseen las mayores tasas de obsolescencia. Las proyecciones indican un crecimiento del 46,5% para 2027 generándose 267.487 toneladas.

La mayor cantidad de residuo termina en vertederos de la Región Metropolitana, con el 49,86% de los residuos generados en el país, según registros del año 2017, razón por la que se realiza la mayor recolección de Chile con 74,35% (ver Figura A.26 y A.27 en Anexo A).

Capítulo 2. Revisión bibliográfica

2.1. Caracterización de una tarjeta de circuito impreso (TCI)

En inglés Printed Circuit Board (PCB), es una tarjeta o placa de circuito impreso, que soporta y conecta los componentes electrónicos, con caminos o pistas de cobre, para que un circuito o producto funcione como se desea. Podría interpretarse entonces, como el núcleo o corazón de la gran mayoría de productos de tecnología (un celular, una computadora, un robot industrial o educativo, la alarma de un auto, una máquina seleccionadora de frutos. En electrónica, una placa de circuito impreso es una superficie constituida por caminos, pistas o buses de material conductor laminadas sobre una base no conductora. El circuito impreso se utiliza para conectar eléctricamente a través de las pistas conductoras y sostener mecánicamente, por medio de la base, un conjunto de componentes electrónicos. Las pistas son generalmente de cobre, mientras que la base se fabrica generalmente de resinas de fibra de vidrio reforzada, cerámica, plástico, teflón o polímeros como la baquelita. Los principales componentes de una tarjeta de circuitos impresos son: un sustrato y una lámina de cobre (ver Figura B.1 en Anexo B) que sirve como conector para todos los elementos acoplados a la tarjeta. El sustrato le provee de las características físicas (resistencia a la humedad, estabilidad dimensional, resistencia al impacto) (Querol, 2020). Estos componentes principales se resumen como sigue:

- Componentes electrónicos: resistores, capacitores, chips
- Serigrafía: línea/ texto impreso por tinta epóxica
- Mascara de soldadura: principalmente de color verde, hecha de resina epóxica
- Unión de materiales: Soldadura (Pb-Sn)

Los elementos electrónicos unidos a las TCI se encuentran adheridos típicamente por soldadura 63% Sn- 37% Pb, soldadura libre de plomo (Sn-In-Ag; Sn-Bi-Zn; Sn-Zn/Sb/Ag/Cu) o adhesivo conductor eléctrico (ECA) (principalmente, resina epóxica bisfenol-a y relleno de metal) (Li, Eksteen, & Oraby, 2018)

- I. Resistores
- II. Capacitores y componentes activos
- III. Transistores
- IV. Circuito integrado (chip)

La tarjeta de circuito impreso en promedio representa entre el 4-7% en peso del RAEE, este porcentaje depende del tipo de aparato. Para el caso de celulares representa 20-30%, computadores 20% y televisores 10%. La composición de una TCI se expone en la Tabla B.1 del Anexo B.

2.2. Procesos de beneficio metalúrgico usados en el reciclaje de TCI

2.2.1. Pirometalurgia

La pirometalurgia es una vía de la metalurgia que emplea elevadas temperaturas para obtener a partir de los minerales o residuos metales. La variación de la temperatura permite modificar el equilibrio de las reacciones para generar productos deseados. Caracterizada por llevar a cabo procesos con alta producción en poco tiempo, por lo tanto, alta velocidad de reacción comparada con la vía hidrometalúrgica, que en las dos últimas décadas ha sido la vía principal o única escogida para el tratamiento de RAEE de acuerdo con las empresas más importantes en materia de reciclaje.

La ventaja principal de los procesos pirometalúrgicos es que no requiere de un paso previo al tratamiento, más allá de la reducción de tamaño, mediante el desmantelamiento y trituración de las unidades. No obstante, su proceso consume mucha energía, si bien parte de esta energía puede aportarse por el contenido plástico de las TCI al actuar como combustibles y como agentes reductores, se debe considerar el desafío ambiental que se causa ante los retardantes de llama halogenados presentes en la TCI, que conducen a la formación de furanos y dioxinas, junto con la creación de metales volátiles y polvo a elevadas temperaturas.

Los procesos pirometalúrgicos son una solución rentable para el tratamiento de desechos, ya que logran economías de escala y pueden procesar alimentaciones heterogéneas sin etapas de concentración de metales; sin embargo, la alta carga ambiental y la baja selectividad presentes en sus procesos, requieren más etapas y por lo tanto más tratamiento de gases y residuos sólidos, que implica un alto CAPEX, volviendo insostenibles procesos a pequeña escala (Rao, Singh, & A. Morrison, 2020).

En general los procesos pirometalúrgicos incluyen:

- **Secado:** Eliminación de la humedad presente en el material o concentrado a tratar.
- **Tostado:** Compuestos se convierten en óxidos a temperaturas bajo los puntos de fusión.
- **Fusión:** Se busca cambio de segregación en la materia, que rompa la estructura del material, separándolo en dos fases inmiscibles.
- **Conversión:** Corresponde a la inyección de aire para oxidar elementos indeseados presentes en la fase valiosa.
- **Refinación:** Se puede inyectar aire y combustible enriquecidos con oxígeno al baño fundido a través de una lanza para oxidar y eliminar cualquier componente volátil presente.
- **Electrorrefinación:** permite el paso de una corriente eléctrica para disociar cualquier compuesto metálico presente en el electrolito y deposita el metal en el cátodo

Brevemente se reconocen las ventajas y desventajas asociadas a esta vía de tratamiento en la Tabla 2.1.

TABLA 2.1 RESUMEN DE CARACTERÍSTICAS FAVORABLES Y DESFAVORABLES EN LOS PROCESOS PIROMETALÚRGICOS (QUEROL, 2020).

Ventajas	Desventajas
Alta velocidad de reacción, menores tiempos de residencia y por lo tanto menos costo energético	Alto consumo energético por las temperaturas empleadas, que puede reducirse por la adición de plásticos.
Alta producción en reactores relativamente pequeños	Elevadas emanaciones de gases nocivos y polvos, producto de la degradación térmica del sustrato polimérico que acompaña a la TCI, ya que poseen retardantes de llama halogenados que conducen a la formación de furanos y dioxinas.
Proceso requiere combustible fósil (coque), pero puede ser parcialmente compensado por los plásticos presentes en las tarjetas, como agentes reductores.	Alta inversión en tratamiento de gases nocivos que se forman producto del tratamiento. Equipos de campana de decantación
Apta para alimentación heterogénea, minerales de composición variada. En el caso de reciclaje, residuos de composición variada.	Escorias relativamente estables, que por ley deben ser tratadas
No requiere proceso de concentración metálica, pues los elementos plásticos aportan energía.	Baja selectividad y poca eficiencia en reacciones químicas de separación, por lo tanto, se requieren más procesos que aumentan el costo del proceso.

Existen muchos casos a escala industrial que optan por la vía pirometalúrgica debido a las economías de escala y al mínimo tratamiento que recibiría la chatarra electrónica, por lo que han comenzado a incorporarlas en sus procesos. Mediante el uso de tecnología de hornos de vanguardia, se permite estas variaciones en la alimentación. Se destacan tres tipos de hornos, utilizados en distintas partes del mundo (Tabla B.2 en Anexo B).

Casos de procesos realizados a escala industrial

Hoboken, Umicore

La fundición Hoboken es una planta de reciclaje con una capacidad de 250.000 t que se encuentra ubicada en Amberes, Bélgica y pertenece a la empresa especialista en reciclaje, Umicore. En sus líneas de producción se recuperan diversos metales, tales como oro, plata y metales del grupo del platino (metales preciosos); selenio, telurio, iridio (metales especiales); antimonio, estaño, arsénico y bismuto (metales secundarios); y cobre, plomo, níquel (metales base). El tratamiento llevado a cabo en la planta se divide en 2 unidades de operación. La principal es la unidad de Metales Preciosos (PMO), diseñada para recibir metales preciosos que acompañan cobre, para recuperarlos en una etapa final de electro-obtención, en los barros anódicos formados. La secundaria es la unidad

de procesamiento del plomo, que capta residuos de metales especiales (indio, selenio, telurio) y los refina al final del proceso.

Este cuenta con dos unidades principales, la unidad PMO cuenta inicialmente con una etapa de fusión ISASMELT (TSL) que utiliza coque como agente reductor, el cual puede ser sustituido por los plásticos, que actúan como agentes reductores y como fuente de energía. El producto de fusión es una mata de cobre que contiene metales preciosos y una escoria de plomo que pasa a la unidad BMO. Luego de lixiviar la mata de fusión, el PLS que contiene metales preciosos y cobre pasan a electroobtención, donde se obtiene cobre en la forma de cátodo y desechos de barras anódicas que pasan a la planta de metales preciosos.

La unidad BMO cuenta con un alto horno que funde la escoria proveniente del horno ISASMELT (TSL) junto a otros materiales para formar una escoria más pura en plomo, que contiene la mayoría de los metales no preciosos y una mata de cobre que se retorna a PMO. Esta escoria se trata por el proceso Harris, donde se produce plomo puro, antimonio de sodio y residuos de metales especiales, que son refinados en la planta de metales especiales para obtener iridio, selenio y telurio. El níquel es lixiviado en la planta de Olen para formar sulfato de níquel, y un residuo que contiene metales preciosos que se tratan en el PMO (Cáceres, 2017).

El proceso llevado a cabo por la fundición de Hoboken se encuentra en la Figura B.3 del Anexo B.

Rönnskar (Boliden)

La fundición de Rönnskar, ubicada en la ciudad de Skelleftehamn, Suecia, procesa en conjunto minerales de cobre y de plomo e incluye material secundario en algunas etapas del proceso, para obtener cátodos de cobre y plomo refinado, entre otros productos que son enviados a fundiciones pertenecientes a la empresa Boliden. La adición de material secundario (reciclado) enriquece la alimentación a los hornos, aumentando la cantidad de metal producido.

Los casos señalados y otros procesos industriales destacados en la literatura técnica en detalle se observan en la Tabla B.2 en Anexo B.

Procesos pirometalúrgicos para tratar RAEE

- **Fusión**

Ampliamente usada en la recuperación de metales no férricos en los RAEE. Los metales preciosos y metales del grupo del platino se concentran en la fase de cobre, conocida como mata, mientras que la escoria de Pb, Sn y Sb se concentran los metales especiales. Posteriormente estos son tratados mediante procesos hidrometalúrgicos que aseguran una separación más selectiva de los metales que se concentran en las fases madres.

Cáceres (2017) obtuvo un botón metálico a partir de muestras de chatarra de placas de circuito impreso sin elementos electrónicos soldados (EC), mediante la fusión en horno de laboratorio a 1300°C, observándose la combustión de los plásticos a los pocos segundos de ir alimentado

gradualmente la muestra, dejando en el crisol los elementos metálicos y la fracción no volátil de los elementos (cerámicos). Una vez terminada la combustión, se alimentaba la carga siguiente hasta acabar con la totalidad de la muestra. La etapa tuvo duración de 1 h y los productos obtenidos sin incluir los gases fueron:

1. Un fondo metálico
2. Pequeñas partículas de metal de forma esférica
3. Ceniza de plástico
4. Elementos cerámicos

- **Pretratamiento de TCI para continuar con la ruta pirometalúrgica**

Para simplificar el proceso pirometalúrgico y evitar las dificultades producidas por la degradación de los plásticos, algunos investigadores han propuesto la separación de los elementos soldados a las tarjetas y llevar solo a tratamiento pirometalúrgico estos elementos (capacitores, resistores) (Vanegas, y otros, 2018; Ueberschaar, Geiping, Zamzow, Flamme, & Rotter, 2017). El desmantelamiento de EC desde TCI requiere de alta temperatura para lograr la desoldadura y separar los materiales manualmente, no obstante, este método no es seguro a gran escala y pone en riesgo la salud de las personas.

El problema se resuelve aplicando una línea automática de separación mediante radiación infrarroja. La separación lograda es de un 94% usando este aparato (Park, Kim, Han, & Park, 2015). En este las TCI son transportadas a un módulo de desensamblaje y la soldadura es calentada hasta el punto de fusión mediante rayos infrarrojos, luego rodillos de acero son usados para remover los EC de las TCI. Recientemente Wang, Guo, & Xu, (2016) diseñó un sistema automático que incluye el desensamblaje de EC y purificación de gases, donde las soldaduras de TCI provenientes de televisores y computadoras son completamente removidas a temperaturas de $265 \pm 5^{\circ}\text{C}$, usando un cilindro rotatorio con una velocidad de rotación de 10 rpm durante 8 min.

El calentamiento mediante infrarrojos genera tóxicos y sustancias peligrosas, así que se requiere adicionalmente de equipos que puedan purificar los gases y las sustancias tóxicas generadas. El desensamblaje térmico es más eficiente y seguro que el manual.

Incineración

La incineración es un método tradicional, sencillo y eficaz de eliminación de los residuos, y puede lograr la recuperación de TCI y de energía. Debido a los bajos costos y a lo simple de la operación, es un método muy usado. No obstante, las altas concentraciones de metales pesados y retardantes de llama es un desafío ambiental.

La empresa estatal Chinese Energy Conservation and Environmental Protection Group desarrollaron un proceso basado en evitar la formación de gases tóxicos, haciendo uso de rápidos calentamientos y cortos tiempos de residencia. En el proceso las TCI son reducidas en tamaño y pasan directamente al incinerador de lecho fluidizado a temperaturas mayores a los 1.250°C con una cinética rápida. Para evitar la formación de dioxinas y furanos la descomposición orgánica es

muy rápida y el rápido enfriamiento del gas de incineración también contribuye a evitar la formación de dioxinas. Este equipo incluye una torre de refrigeración y un sistema de flujo de carbón activado, para evitar o reducir en gran medida la emisión de contaminantes (ver Figura B.4 en Anexo B).

El control de la generación de PCDD/Fs y PBDD/Fs es clave en los métodos de incineración. Estudios hechos por Ni y otros (2012) a escala de laboratorio de fusión a alta temperatura con horno alimentado continuamente, concluyen que la conversión de los retardantes de llama bromados a HBr y Br₂, depende principalmente de la temperatura, de la atmósfera oxidante y los tiempos de residencia, ya que, sobre los 1.200 °C en exceso de aire y tiempos de residencia muy altos, exceden la descomposición de los retardantes de llama a más del 99%.

Aunque el procesamiento pirometalúrgico tiene riesgos ambientales tiene una gran ventaja en relación con la economía del proceso. Como es de esperar, el procesamiento pirometalúrgico se seguirá utilizando durante mucho tiempo. En consecuencia, reducir la generación de contaminantes y las emisiones mediante la optimización del proceso son el objetivo de la investigación futura en esta línea.

Pirólisis

Derivada del griego que significa separación con fuego permitiendo la separación de la materia orgánica calentando en el rango de 450 y 1.100 °C en ausencia de oxígeno, lo que produce una reacción química irreversible que evita la formación de dioxinas y cambia la composición y fase física. Los gases, aceites y productos carbonizados que aparecen como residuos tienen interés económico como combustible o materia prima para la industria química. La ausencia de oxígeno evita la formación de dioxinas.

Cayumil, y otros (2015) en un horno tubular horizontal realizaron un experimento de pirólisis a temperaturas dentro del rango de 800-1.350°C para evitar la formación de dioxinas y furanos. La atmósfera usada es inerte, mediante el uso de argón, que evita considerablemente la re-oxidación de metales y la combustión del carbono, disminuyendo las emisiones de gases de efecto invernadero. El tiempo utilizado es de 10 min en la zona fría del horno y luego 10 min en la zona caliente, para evitar el shock térmico. En los resultados obtenidos se distinguen 3 fases, una carbonácea que constituye los hidrocarburos más cerámicos, la fase roja que es rica en cobre y metales preciosos y la fase blanca, rica en estaño y plomo. En los experimentos a 800°C, casi la totalidad del cobre se recupera en las fases metálicas roja y blanca. En la fase roja el cobre presente corresponde al 87,5%, esta fase rica en cobre captura el 99,9% del oro presente en las TCI. Por otra parte, un 90,4% de la plata se halla en la fase blanca y 9,4% en la fase roja rica en cobre. En su totalidad cumplen con separar los metales de los plásticos y cerámicos (Cayumil, Khanna, Rajarao, Mukherjee, & Sahajwalla, 2015).

Plasma

El reciclaje de los TCI por plasma implica la descomposición de materia orgánica en gases y la fusión de las fibras de vidrio para formar un cuerpo vítreo en hornos de alta temperatura, mediante el uso de plasma de arco de alta eficiencia. Los gases resultantes, el cuerpo vítreo y los metales

restantes pueden separarse eficazmente. Las TCI se alimentan a la cámara de reacción de plasma y son fundidas e incineradas por tres corrientes de plasma. Los gases de la incineración se descargan en lavadores de gases después del reciclaje, los metales y las escorias del horno se reciclan y reutilizan (ver Figura B.5 en Anexo B). En comparación con otros métodos, el plasma sólo sirve para reciclar las TCI enriquecidos en metales preciosos, por lo tanto, su aplicación es muy limitada.

Sales fundidas

Se trata de un proceso que emplea sales inorgánicas como $\text{NaSO}_4\text{-NaCO}_3$, mezclas eutécticas como KOH-NaOH o LiCl-KCl a altas temperaturas ($300\text{-}1.100^\circ\text{C}$) para recuperar metales valiosos por pirólisis o por oxidación (Wang, y otros, 2017). El proceso se lleva a cabo dentro de un reactor en forma de U cuyo fondo adopta un diseño inclinado. El método es efectivo para reciclar el metal rico en cobre removiendo las fibras de vidrio y resinas y las emisiones de gas son mucho más amigables ambientalmente, adicionalmente grandes cantidades de hidrógeno son producidas en ausencia de oxígeno para este proceso y puede ser usado como combustible a gas o gas sintético.

Riedewald & Sousa-Gallagher (2015) llevaron a cabo experimentos a escala de laboratorio, en un reactor en forma de U cuyo fondo adoptaba un diseño inclinado como se muestra la (ver Figura B.6 en Anexo B). Empleando mezclas eutécticas KOH-NaOH , se logró fundir el vidrio, óxidos y la resina de la TCI asegurándose que los metales más valiosos no se oxidaran, demostrando la efectividad de la técnica.

2.2.2. Concentración

Pretratamiento físico

Algunos autores denominan esta etapa como el pretratamiento para seguir por la vía hidrometalúrgica (Li, Eksteen, & Oraby, 2018; Rao, Singh, & A. Morrison, 2020). La mayoría de la investigación actual descarta los procesos pirometalúrgicos, por tratarse de una elevada inversión en energía y en tratamiento de gases tóxicos generados (dioxinas y furanos) a partir del sustrato de las TCI, ya que el proceso pirometalúrgico utiliza como combustible y saca ventaja energética de los plásticos presentes.

La liberación logra homogeneidad, puesto que, las tarjetas en primera instancia son muy heterogéneas por la gran cantidad de componentes electrónicos que poseen metales incrustados entre las capas de sustrato o envueltos dentro de chips y material soldado. La idea es liberar estos metales, para luego concentrarlos y volver más eficientes los procesos que siguen, considerando reducir hasta el tamaño de partícula viable para los procesos siguientes.

Muchos autores han aportado estudios sobre el pretratamiento físico, Veit, Pereira, & Andréa M. Bernardes (2002) (Veit, Pereira, & Andréa M. Bernardes, 2002) estudian la separación gravitacional

mediante líquidos orgánicos con $2,5 \text{ g/cm}^3$, de 3 materiales (TCI, EC¹ y SB²) reducidos por un molino de cuchillos. Mediante la clasificación de tamaño por medio de mallas, revelan que la mayor fracción se concentra en los “gruesos” (0,5-1 mm). Esta fracción lleva el contenido más grande de metales, con 24,34%, 30,15% y 28,40% de Cu para TCI, EC y SB, respectivamente. Respecto a la separación por líquido orgánicos, se recupera el 55 % del cobre contenido en TCI y un 65% de los metales totales, lo que no resulta muy favorable en términos de concentración.

Cui & Forssberg (2003) (Cui & Forssberg, Mechanical recycling of waste electric and electronic equipment: a review, 2003) comentan que al reducir bajo 5 mm el tamaño de las TCI se logra una liberación adecuada de 96,5 – 99,5%, e indica que en fracciones más gruesas se concentran los metales y en los finos, plásticos y cerámicos. No obstante, Duana y otros (2008) indican que la liberación del 95% se logra para un rango de -1+05 mm.

Dinç, Tosun, Bastürkçü, Özer, & Burat (2021) estudian la granulometría para seleccionar el grado de liberación óptimo de metales, plásticos y cerámicos, identificando que los plásticos se concentran en lo finos (-0,5 mm) debido a su baja resistencia en comparación con los metales, que se concentran en los gruesos (+0,5 mm). Contrariamente el grado de liberación para los plásticos es más mayor a tamaños grandes (+2 mm) y menor para los metales (+2 mm, -2 +1 mm, -1 +0,5 mm), debido a que gran parte de los metales se encuentran dentro de las tarjetas entrelazados a las piezas de la placa, por lo tanto, se recomienda reducir bajo 0,5 mm. También, llevan a cabo una comparación de resultados obtenidos en ley y recuperaciones en Au, Ag y Cu entre distintas tecnologías de separación centrífuga (MIG, Knelson y Falcón) para una muestra de 0,5 mm. Adicionalmente, evalúan las mejores condiciones para un proceso de flotación inversa con solo uso de espumante (50 g/t de MIBC), donde destacan la hidrofobicidad natural de los elementos no metálicos presentes en las TCI, la forma y el tamaño de partícula luego de la reducción de tamaño y el pH, identificando como óptimo la forma esférica en las partículas de tamaño -0,15 mm y pH 8.

Yoo, Jeong, Yoo, Lee, & Kim (2008) (Yoo, Jeong, Yoo, Lee, & Kim, 2008) analizan la separación mediante un clasificador Zig-Zag, donde se obtiene un 99% de recuperación con 58,48% de ley en las condiciones de 3,5 m/s de aire y 2,5 + 5mm, donde el flujo de aire es muy incidente en los resultados de recuperación y ley, que es corroborado por Kumar y otros (2013) (Kumar V. , y otros, 2013), quienes consiguen un resultado óptimo de 75,3 y 64,8% de recuperación y ley respectivamente, en condiciones de 20 m/s y tamaño -1,5 mm. Kumar y otros (2013) comparan sus resultados de separación neumática con flotación sin reactivos, variando la agitación del impeller, demostrando que los resultados de flotación son mejores, ya que en condiciones de 2.300 rpm se consigue 88% de ley y 75% de recuperación.

Ogunniyi & Vermaak (2008) (Ogunniyi & Vermaak, 2008) analizan el efecto de los reactivos en la flotación, aumentando la recuperación a 96,86%, condiciones planteadas en Tabla B.5 (Anexo B)

¹ Considera solo componentes electrónicos unidos a la TCI. En inglés “Electronic Components”.

² Considera la TCI sin componentes electrónicos unidos. En inglés “Substrate Board”.

Duana y otros (2008) (Duana, y otros, 2008) obtienen buenos resultados de separación usando un proceso de centrifugación sobre tarjetas reducidas a -1 mm logrando 92,36 y 97,05 % en recuperación y ley de metales, respectivamente.

En general los estudios de clasificación por granulometría se concluyen principalmente:

- El principal resultado que se puede extraer de los trabajos de reducción de tamaño es que es posible lograr un 100 % de liberación de los metales dentro del circuito, bajo 0,5 [mm].
- Los metales tienden a concentrarse mayormente en los gruesos, producto de su plasticidad. Los materiales que se concentran en los finos corresponden a plásticos y cerámicos.

Se resumen los estudios de separación por granulometría y métodos físicos en Tabla B.4 y Tabla B.5 (Anexo B).

Pretratamiento químico

La separación completa de metales y no metales es un objetivo difícil de cumplir mediante procesos gravimétricos, debido a que los metales se encuentran cubiertos por sustancias químicas. Las resinas epóxica halogenadas y bromadas establecen una unión fuerte entre las capas de metal y la fibra de vidrio, dificultando la completa deslaminación. La solución para este problema es el uso de un tratamiento químico sobre estas sustancias, ejemplos de esto lo son los agentes químicos, disolventes orgánicos o líquidos iónicos.

Por su bajo costo y aparente condición eco-ambiental, los solventes orgánicos han sido muy usados en la deslaminación de TCI a través de la destrucción de las interacciones de Van Der Waals y la formación de puentes de hidrógeno. Algunos parámetros que mejoran la disolución son la reducción del tamaño de grano y a una alta temperatura (Verma, Singh, & Mankhand, 2016).

Exceptuando los solventes orgánicos, algunos agentes químicos pueden usarse para dismantelar componentes, disolviendo las soldaduras, ejemplos de esto ocurre en las condiciones de 0,4 M H_2O_2 , 2,5 M HBF_4 , 25°C, 35 min (Zhou, y otros, 2016). Agua, NaOH, 400°C, 3h (Eyup, y otros, 2015), 3,5 M ácido metanosulfónico (MSA), 0,5 M H_2O_2 , 20°C (Zhang, y otros, 2017), 1-etil-3-metilimidazolio de tetrafluoroborato $[\text{EMIM}^+][\text{BF}_4^-]$, 260°C, 20 min. Los líquidos orgánicos reportados también pueden disolver la soldadura para separar componentes electrónicos; sin embargo, su costo es muy alto, debido a las altas temperaturas usadas. Zhou, y otros (2016) proponen usar métodos químicos y mecánicos para desensamblar los componentes, exponiendo las tarjetas al diésel a 240 °C, 1400 rpm, 6 min, removiendo por completo los componentes (tener en cuenta gases de Pb) (Eyup, Jude, & Paul, 2015).

Li & Xu (2015) utilizan agua supercrítica elevando la temperatura y presión a un punto en que la constante de disociación del agua es 3 órdenes mayor a la de temperatura ambiente ($T > 400^\circ\text{C}$ y $P > 25\text{ MPa}$). En estas condiciones el sustrato polimérico formado por resina epóxica es casi completamente degradado. Considerando los mejores resultados en sus experimentos (500°C y 30 MPa) se obtiene un concentrado con un 99,85 % de metal recuperado durante 360 min. El mecanismo propuesto por Li & Xu (2015) indican que la degradación del polímero corresponde a

una ruptura de enlaces, la energía aportada por el sistema es mayor a la energía de disociación, formándose radicales libres (Xu, Li, & Zhenming, 2015).

2.2.3. Hidrometalurgia

La separación y recuperación de metales mediante procesos hidrometalúrgicos tiene menor costo e impacto ambiental que la pirometalurgia, además es más selectiva, simplificando la producción de metales de alta pureza. Las complejidades surgen con las características de los flujos másicos, la necesidad de ácidos fuertes en procesos de lixiviación y necesidad de minimizar las pérdidas de los disolventes orgánicos y reactivos químicos (Rao, Singh, & A. Morrison, 2020). Un análisis de ventajas y desventajas del uso de la hidrometalurgia en esta temática se muestra en la Tabla 2.2.

TABLA 2.2 RESUMEN DE CARACTERÍSTICAS FAVORABLES Y DESFAVORABLES DE LA RUTA HIDROMETALÚRGICA

Ventajas	Desventajas
Alta selectividad que implica productos más puros.	Cinética muy lenta, implica mucho tiempo de operación y grandes volúmenes de equipos.
Menor impacto ambiental en sus operaciones.	Generación de residuos sólidos y líquidos.
Fácil control y optimización.	Consumo alto de reactivos, generalmente de alto costo.
Menor costo de capital.	Sensible a las variaciones en la composición química de la alimentación.
Para la minería convencional es la ruta usada para minerales de baja ley.	Complejidad del flujo másico de alimentación (muchos elementos presentes en las TCI) necesitan múltiples etapas para evitar excesivos consumos de reactivos.

Lixiviación

La etapa que seguiría luego de la concentración física de los metales es la lixiviación. Actualmente existen muchos estudios que analizan cual es el mejor medio de extracción selectiva de metales (Rao, Singh, & A. Morrison, 2020; Hao, Wang, Wu, & Guoa, 2020; Li, Eksteen, & Oraby, 2018) llevando a cabo una recopilación donde analizan el medio ácido (H_2SO_4 , HCl y HNO_3) con y sin oxidante (Cu^{2+} , Fe^{3+} , O_2), cianuración, tiourea en medio ácido/alcalina, tiosulfato, tiocianato, haluro, amoníaco-amonio. La conclusión más relevante es que los preferidos son aquellos que se limitan al uso del cianuro y que las tecnologías alternativas a este aún están en temprano desarrollo. Se necesita más investigaciones que revelen las condiciones óptimas para cada medio. Además, la complicada composición de las TCI hace imposible una extracción selectiva de los metales, por lo tanto, se recomiendan etapas múltiples de lixiviación.

Métodos tradicionales de lixiviación

Estos incluyen la lixiviación mediante ácidos y bases más comunes en la minería de recursos primarios, con y sin agentes oxidantes, debido a su bajo costo y su amplio conocimiento de los mecanismos de lixiviación los hacen los más utilizados. A continuación, se detallan estudios hechos sobre los principales lixiviantes, concluyendo su efectividad en el campo del reciclaje de TCI:

- **Ácido sulfúrico (H_2SO_4)**

El uso del H_2SO_4 en residuos de tarjetas, no es muy eficiente en condiciones normales, según estudios de Jadhav & Hocheng (2015); a concentraciones de 1 M solo se logra extraer el 8,8 % de Cu durante 96 h. No obstante, cuando se eleva la presión a 2 MPa y la temperatura a 120 °C en autoclave, se obtiene la extracción completa del Cu, Ni, Zn y Fe.

Respecto a su eficiencia en la extracción de metales preciosos, es necesario el uso de agentes oxidantes, de otro modo no es posible la lixiviación, debido a los altos potenciales de reducción que los caracterizan. Birloaga & Vegliò (2013) en condiciones de 5% de sólidos en peso; agitación 700 rpm; temperatura 80°C, tiempo 2 h; 2,0 M de H_2SO_4 y 0,2 M de H_2O_2 , removieron el 58,5% del Cu contenido en tarjetas de circuito impreso. No obstante, aumentando la cantidad de etapas de lixiviación a 3 etapas, en condiciones de 2,0 M H_2SO_4 , 30% H_2O_2 , 30°C, 200 RPM, 3h, se extrae casi el 98,27 % del Cu contenido (Birloaga, Coman, Kopacek, & Vegliò, 2014).

- **Ácido nítrico (HNO_3)**

Bas, Deveci, & Y.Yazici (2014) han indicado que conforme aumenta la concentración de HNO_3 de 1-5 M se aumenta la extracción de Cu y Ag de 85,5 a 99,9% y 14 a 68 %, respectivamente, en condiciones de 6% de densidad de pulpa y 70°C, debido al alto potencial de reducción que posee la plata en comparación al cobre 0,8 V Ag^+/Ag vs 0,34 V Cu^{2+}/Cu , lo cual no es bueno debido a las altas concentraciones de ácido nítrico que requerirá el proceso (Bas, Deveci, & Y.Yazici, 2014).

Gámez, Garcés, de la Torre, & Guevara (2019) lixiviaron polvo de tarjetas de circuito de granulometría de 97 μm con una solución 4 M de HNO_3 , 10% sólidos en peso; 40°C por 6 h, extrayendo sobre el 93% del cobre contenido en la tarjeta, pasando de tener 27% a 1%. El experimento por duplicado del ripio del polvo ya lixiviado, en las mismas condiciones previamente indicadas, alcanzando el 98,9% de extracción de Cu y bajando el contenido de Cu a 0,3% en ripio final del polvo (Gámez, Garcés, de la Torre, & Guevara, 2019).

- **Ácido clorhídrico (HCl)**

Somasundaram, y otros (2014) proponen el uso de la lixiviación en múltiples etapas, usando en la primera 0,1 M de CuCl_2 y 3 M de HCl a 25°C para extraer Sn (92 %), trazas de metales bases y de soldadura (Cu, Ni y Pb < 6,9%). Luego, en la segunda etapa con 0,5 M de CuCl_2 y 50°C, Cu, Ni y Pb serían lixiviados. Jha, y otros (2012) del mismo modo, usando lixiviación en 2 etapas, indican que el uso de 0,2 M de HNO_3 en una primera etapa de lixiviación se logra extraer el 99,99% de Pb, y en una segunda etapa el Sn remanente en la forma (SnO_2) se lixivía mediante 3,5 M HCl (Somasundaram, y otros, 2014; Li, Eksteen, & Oraby, 2018).

- **Agua regia ($\text{HCl}:\text{HNO}_3 = 3:1$, v/v)**

El agua regia es un lixiviante muy agresivo y poco selectivo respecto de los metales base, ya que extrae Cu, Pb, Zn y Ni (selectivo respecto al Al y Fe), no obstante, si es selectivo respecto al Au, ya que logra un 97% de su extracción, no así para Ag, que extrae solo un 2% (en condiciones de S/L: 20 $[\text{mg L}^{-1}]$, 20 °C y 3h), debido a la formación de un precipitado insoluble AgCl ($K_{ps} = 1,77 \times 10^{-10}$) (Park & Fray, 2009). Por lo tanto, el agua regia no es un buen lixiviante, por el alto consumo en metales base y debido a que se descompone con facilidad, llegando a ser un problema de mantenibilidad para los reactores, por el agresivo ambiente oxidante y corrosivo que se produce durante la operación (Behnamfard, Mehdi, & Veglio, 2013; Park & Fray, 2009; Li, Eksteen, & Oraby, 2018).

En general los reactivos usados tradicionalmente en la minería no son eficientes en la extracción de metales desde tarjetas de circuito, debido a la complejidad de estas tarjetas, por la enorme cantidad de elementos químicos que contienen, razón por lo que es necesario el uso de reactivos que sean muy selectivos, de otro modo los consumos de reactivos son muy altos. La solución para este problema, pasa por realizar múltiples etapas de lixiviación (Rao, Singh, & A. Morrison, 2020; Li, Eksteen, & Oraby, 2018).

Entre otros problemas que impiden el uso de estos reactivos, se puede resumir:

- Volatilidad de HNO_3 , HCl y agua regia y formación de gases tóxicos.
- Metales preciosos requieren altos tiempos de lixiviación, y frecuentemente altas temperatura y presión, concentraciones relativamente altas de ácido y de oxidante.
- Acción oxidante y corrosiva de estos ácidos obliga a usar equipos y componentes mecánicos de alta aleación (cromo, manganeso y tungsteno) que incrementan el CAPEX, además de grandes volúmenes de aguas ácidas que deben tratarse y subproductos no deseados por su toxicidad o impacto en el medio ambiente.

- **Cianuración (CN^-)**

Este lixiviante ha sido más usada en los últimos 100 años por la industria de los minerales de oro, debido a su alta eficiencia en la extracción y bajo costo a pesar de su toxicidad por la formación de ácido cianhídrico (HCN), que es inestable bajo pH 8,5 (ver Figura B.7 en Anexo B) mediante el mecanismo expresado en la ecuación (2.1), donde el CN^- actúa como agente lixiviante y el O_2 como oxidante. Del mismo modo como el Au y Ag son estables en un rango de pH amplio en la forma de complejo cianurado (ver Figura B.8 y Figura B.9 en Anexo B), el cobre lo es más, por lo tanto se estabiliza junto con el ligando de CN^- más rápido que el oro y la plata, y como está presente en un 10-20% en las tarjetas, el consumo es alto. Para resolver el problema del consumo de CN^- es necesario una etapa previa de lixiviación de cobre, mediante el uso H_2SO_4 más un oxidante, esto permitiría lixiviar cobre y otros metales base (Fe, Al, Ni, Zn). Aún así, el alto consumo de base de la etapa siguiente, ya que el ripio estaría en condiciones ácidas, sería un desafío, pues se debe controlar el pH sobre 10,5, lo que se traduce a mayores costos en reactivos modificadores de pH. Bisceglie, Civati, Bonati, & Faraci (2017) proporciona otra solución, que involucra el uso de otro

lixiviante, el sulfato de nitrobenzono (NBS), el cual captura el Au ligándolo al CN^- , permitiendo una regeneración del CN^- , el cual vuelve a acomplejar al Au. El problema de la cianuración es que depende del oxígeno, que restringe la cinética de reacción a días. Si bien se estima que la lixiviación con cianuro se utiliza en alrededor del 90% de la producción primaria del oro, estudios informan que solo el 60% podría recuperarse desde residuos de TCI pulverizados usando cianuro comercial. Además, a diferencia de la minería primaria que se ubica en regiones aisladas, las plantas de reciclaje dependen normalmente están cerca de las ciudades (reducir costos de transporte) y el uso de grandes cantidades de cianuro en estas áreas urbanas está totalmente prohibido (Bisceglie, Civati, Bonati, & Faraci, 2017; Li, Eksteen, & Oraby, 2018).



Métodos de lixiviación no convencionales

- **Tiourea medio ácido ((NH_2)₂CS, TU)**

Usada como lixiviante de metales preciosos, es menos tóxica y más amigable con el medio ambiente que el cianuro, esta puede alcanzar extracciones cercanas al 99% de Au según estudios de Zhang & Xu (2016). En medio ácido la tiourea forma complejos con Au y Ag para lixiviarlos a la forma de $\text{Au}(\text{SC}[\text{NH}_2]_2)_2^+$ y $\text{Ag}(\text{SC}[\text{NH}_2]_2)_2^+$ y en conjunto con el Fe^{3+} como agente oxidante la eficiencia de extracción de Au y Ag desde TCI mejora 4 veces respecto a una lixiviación convencional (Gurung, y otros, 2013). El problema de la tiourea es que sin estabilizadores solo puede ser usada en medio ácido, ya que es inestable sobre pH 4,3 (se oxida y descompone en especies no lixiviantes). Adicionalmente, para estabilizar el férrico el pH debe estar bajo 2. También debe considerarse que las concentraciones de férrico deben controlarse, puesto que en altas concentraciones puede oxidar a la tiourea a disulfuro de formamidina, formando un sulfuro que pasiva la superficie de las partículas de Au, disminuyendo la eficiencia en la extracción y aumentando los costos operacionales. De igual forma el ion férrico puede formar un complejo con la tiourea actuando como consumidor del reactivo y reduciendo la eficiencia de extracción (Akcil, y otros, 2015).

El hecho de que se tenga que operar a pH muy bajos implica condiciones muy ácidas que lixiviarían metales bases como Fe, Cu, Ni, Zn y Pb, lo que generaría un consumo adicional del modificador de pH, ya que es indispensable mantener estas condiciones de acidez. Birloaga & Veglio (2016) proponen una lixiviación por multi-etapas, donde la primera usaría H_2SO_4 junto con H_2O_2 para lixiviar los metales base y luego en una segunda etapa, lixiviar con tiourea en medio ácido el Au y Ag, se obtienen 90% y 75% respectivamente (Birloaga & Veglio, Study of multi-step hydrometallurgical methods to extract the valuable content of gold, silver and copper from waste printed circuit boards, 2016).

- **Tiourea en medio básico**

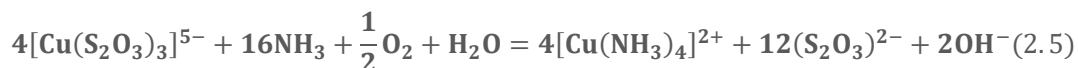
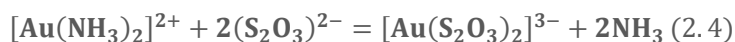
En medio básico no existirían los problemas de consumo extra de metales base, no obstante, para estabilizar a la tiourea se usan reactivos como Na_2SO_3 , Na_2SiO_3 y $(\text{NaPO}_3)_6$. En este caso el problema se asocia al ion férrico, que no es estable en condiciones básicas, por lo tanto, se debe

considerar un nuevo agente oxidante que no descomponga la tiourea (para evitar la formación de una capa de azufre pasivante). Aun así, las extracciones no son las mejores (79% Au), además que este medio se encuentra enfocado principalmente hacia la extracción de Au desde concentrados y minerales (Li, Eksteen, & Oraby, 2018).

- **Tiosulfato ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$)**

La lixiviación con tiosulfato se hace en medio básico en un rango de pH 9,0-10,5 mediante el mecanismo descrito en las reacciones (2.2), (2.3), (2.4) y (2.5). Se trata de una alternativa de bajo riesgo, sustituto del cianuro en la lixiviación de metales preciosos, debido a su baja corrosión y bajo costo. Ahora, en ausencia de catalizador la lixiviación con tiosulfato y oxígeno es lenta, por lo tanto se usan Cu^{2+} y amonio ($\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$) como aditivos para que actúen como catalizadores (Cui & Zhang, 2008). De igual forma, Grosse et al. (2003) indica que pequeñas cantidades de cobre, cercano al 1% y amoníaco tienen un efecto positivo en la lixiviación de oro mediante tiosulfato, debido a la formación de la tetraamina de cobre ($[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$) producto de la oxidación de $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$. Se han estudiado medios como $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ o $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, CuSO_4 o H_2SO_2 y $\text{NH}_3\text{H}_2\text{O}$ sin mayor éxito sobre la lixiviación de tarjetas sin reducción de tamaño; sin embargo, al reducir el tamaño a 1 mm de TCI provenientes de teléfonos móviles se han reportado extracciones sobre el 93% para Au y Ag durante 48 h (Ficeriová et al., 2011). Oh et al. (2003) llevó a cabo una lixiviación en varias etapas, obteniendo resultados favorables con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$ - CuSO_4 - NH_4OH logrando extracciones sobre el 95% para Au y Ag, luego de lixiviar los metales bases con H_2SO_4 y H_2O_2 . Gámez et al. (2019) realizaron un experimento de lixiviación en varias etapas, incluyendo primero una etapa de lixiviación ácida con HNO_3 para disolver la mayor cantidad de cobre, dejando aproximadamente un 1% en el residuo lixiviado o ripio, y en la segunda etapa, una lixiviación con tiosulfato y amoníaco (ajustando el pH a 10,5), en las condiciones de 0,7 M de $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3]$, 5% sólido, temperatura ambiente, obtuvieron 81% y 78% de extracción de Au y Ag, respectivamente.

Respecto al principal problema observado con el tiosulfato, es la cinética lenta y el elevado consumo de reactivo lixivante, haciendo de este medio un proceso ineficiente y costoso (Gámez, Garcés, de la Torre, & Guevara, 2019; Cui & Zhang, Metallurgical recovery of metals from electronic waste: A review, 2008; Grosse, Dicoski, Shaw, & Haddad, 2003; Li, Eksteen, & Oraby, 2018).



- **Tiocianato (SCN^-)**

Es un reactivo que lixivia el oro acomplejándolo a la forma de $[\text{Au}(\text{SCN})_2]^-$ o $[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$ en presencia de un catalizador $\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$. Se usa en medio ácido lo que permite el uso de férrico (pH 1-

2). Algunos autores han propuesto su uso en conjunto a con la tiourea más férrico, donde se obtienen mejores resultados de extracción que solo considerando tiocianato-férrico, se explica que se debería a la sinergia por la formación de un complejo $((\text{NH}_2)_2\text{CS})_2\text{SCN}$. Se informa que es parcialmente reciclable, pero su uso esta restringido a temperaturas más altas. (Rao, 2020). Por lo tanto, no es una opción viable desde un punto de vista de la sustentabilidad para el proceso de reciclaje de TCI (Rao, Singh, & A. Morrison, 2020).

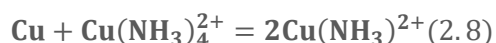
- **Haluros (Cl_2/Cl^- , Br_2/Br^- , I_2/I^-)**

En este caso, la especie molecular actúa como oxidante y el ion como el agente complejante. Se han estudiado ampliamente el uso de agua regia y Cl_2/Cl^- , no obstante, se incurre en los mismos riesgos asociados a los métodos convencionales. El uso de la cupla I_2/I^- por su parte ha sido considerado un reactivo no corrosivo, no tóxico y con alta selectividad y buena cinética . El compuesto Au-I es un complejo muy estable, no obstante, la semi-reacción I_2/I^- produce un alto consumo de yodo y es relativamente costoso, que lo vuelve complicado de usar, además de su alta corrosión de aceros inoxidable (Ghosh, Ghosh, Parhi, Mukherjee, & Mishraab, 2015)

- **Amoniac-amonio ($\text{NH}_3\text{-NH}_4^+$)**

Usado para metales base, repotandose sobre 90% de extracción selectiva de Cu (Sun, y otros, 2015). El mecanismo corresponde a la oxidación del cobre mediante algún oxidante (H_2O_2), luego el óxido de cobre se disuelve en el medio amonio-amoniaco, formando un complejo soluble $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$, según se muestra en las reacciones químicas (2.6), (2.7), (2.8) y (2.9). Jadhao, Pandey, Pant, & Nigam (2021) declaran que en condiciones de 90 [g L⁻¹] de amoniaco, 180 [g L⁻¹] de sulfato de amonio; 0,4 M de H_2O_2 y 4 h, CP de 20 [mg L⁻¹] 80 [°C] y 700 [rpm], se extrae el 100% de Cu y 90% de Ni (Jadhao, Pandey, Pant, & Nigam, 2021).

Un aspecto, ligado a los riesgos del uso de amonio, es su volatilidad en los procesos de lixiviación, por lo que su manejo debe ser adecuado y orientado a la captación y tratamiento para sus disposición segura.



Nuevos métodos de lixiviación

- **Liquidos iónicos (IL)**

Como el agua es un disolvente universal, durante el siglo XIX aparecieron los disolventes orgánicos contribuyendo con la química y los procesos industriales, no obstante, estos son volátiles y de toxicidad elevada. Razón por la que en su reemplazo aparecieron los líquidos iónicos como un nuevo medio para desarrollar aplicaciones industriales y se estudiaron sus reacciones químicas. A diferencia de las sales iónicas NaCl (800°C) el punto de fusión de estas sales es menor a 100°C, evitándose el problema de alta corrosividad y viscosidad de las sales fundidas. Estos líquidos se encuentran constituidos por un catión orgánico y un anión, que puede ser orgánico o inorgánico, la carga asimétrica entre estos iones (cationes y aniones) permite que los IL se encuentren en fase líquida a temperaturas menores que las sales fundidas, (interacciones más débiles que las sales iónicas tradicionales), consiguiendo buenas propiedades, baja volatibilidad, alta estabilidad térmica, alta conductividad, amplia ventana electroquímica y baja presión de vapor. Huang, y otros (2014) estudiaron la efectividad del [bmim]H₂SO₄ junto con H₂O₂ logrando la extracción completa de Cu. Che, y otros (2015) también han comprobado este hecho, pero experimentando con más líquidos iónicos ácidos. Masilela & Ndlovu (2019) comprueban la eficiencia de extracción de [Bmim][Tf₂N],[Bmim][PF₆] y Cyphos 101 sobre Au proveniente de solución lixiviante, logrando sobre el 90% de extracción de Au para los tres líquidos considerados y sobre el 90% de extracción de Ag solo para [Bmim][Tf₂N] y Cyphos 101 (Jadhao, Pandey, Pant, & Nigam, 2021; Masilela & Ndlovu, 2019).

En general, la investigación con los líquidos iónicos se encuentra limitada al Cu y no se han propuesto formas para regenerarlos de manera de hacer sustentable el proceso metalúrgico. Para mejorar la recuperación de los metales desde la solución, se han propuesto la síntesis específica de IL y agregar ligantes orgánicos a las soluciones.

- **Lixiviación supercrítica**

El dióxido de carbono (CO₂) ha sido muy investigado por su bajo punto de ebullición y presión en estas condiciones supercríticas. En estas condiciones críticas se obtiene un fluido con un coeficiente de difusión 100 veces mayor al líquido, logrando una alta capacidad de penetración y difusión. Se utiliza con co-solventes, o reactivos como H₂SO₄ y H₂O₂ para lograr la extracción de metales desde las TCI. Calgaro, y otros (2015) usando CO₂ y H₂SO₄-H₂O₂ a 7,5 [MPa], 35 [°C] se extrajo 88,79% de Cu durante 20 [min], demostrando una elevada cinética. Liu, Zhang, & Zhang (2016) reportaron un proceso de 2 etapas donde en la primera se pretratan las tarjetas con agua supercrítica SCW para eliminar el sustrato, seguido por una lixiviación con HCl enriqueciendo el Pd y Ag en 4,8 y 5,3 veces su composición inicial, respectivamente. En la 2da etapa se usa CO₂ modificado con acetona y KI-I₂ logrando extraer 93,7% y 96,4 % de Pd y Ag, respectivamente, durante un ciclo de lixiviación de 10 [min] (Liu, Zhang, & Zhang, 2016).

A continuación, se resumen en base a criterios medio ambientales y económicos el impacto de cada medio lixiviante usado en el reciclaje de tarjetas de circuito impreso y que fueron analizados previamente (Hao, Wang, Wu, & Guoa, 2020; Li, Eksteen, & Oraby, 2018).

Purificación y recuperación de metales desde una solución de lixiviación (PLS)

- **Cementación**

Es la deposición espontánea que ocurre sobre un metal base como Fe, Zn, Al y Cu, al estar sumergido en una solución que contiene un ion con mayor potencial de reducción. El problema es la pasivación de la superficie del metal cementado por la formación de óxidos de metal o hidróxidos que disminuyen la cinética de la reacción. Adicionalmente, un exceso de metal base presenta problemas de eficiencia del proceso debido a la reversión de la reacción de acuerdo con el Principio de Le Chatelier, que obliga operacionalmente a la purga de soluciones. Respecto al metal base, que pasa a la solución por oxidación, debe removerse y reciclarse aguas abajo.

El proceso de Merrill-Crowe es usado para cementar Au desde soluciones cianuradas según las reacciones electroquímicas catódica (2.10) y anódica (2.11), respectivamente



Se ha reportado que la cementación es prácticamente constante sobre pH 8-11, sin embargo, en la práctica cuando la concentración de cianuro libre se reduce demasiado, las cinéticas de las reacciones pueden disminuir por la formación de Zn(OH)_2 en la superficie de las partículas de Zn. Por otra parte, las impurezas como Pb, Cu, Ni, As, Sb y S son tóxicas para la cementación de Au, e implica que deben ser removidas previo al proceso de cementación con Zn. Birloaga & Vegliò (2013) usaron polvos de Zn para recuperar Cu desde soluciones de ácido sulfúrico desde TCI, logrando 99,76% de recuperación agregando 50% más alto que la razón estequiométrica de Zn (Birloaga & Vegliò, Study of multi-step hydrometallurgical methods to extract the valuable content of gold, silver and copper from waste printed circuit boards, 2013).

Deveci, y otros (2016) compararon el desempeño de Al, Zn y Cu como metales base para la cementación de Ag desde sus PLS obtenidos de la lixiviación ácida con H_2SO_4 sobre TCI. Usando Cu y Zn se obtienen buenos resultados de recuperación con valores mayores a 90%, mientras que adicionar aluminio, obtuvo un valor de 40,4% de Ag, incluso dosificando 2.000 veces más sobre el estequiométrico, esto debido a la pasivación del Al (óxido de aluminio). Alam, y otros (2007) usaron polvo de Cu para cementar Ag sobre Co, Ni, Zn y Cu desde soluciones amoniacaes en medio básico, simulando la lixiviación amoniaco-amonio de TCI de acuerdo con (2.12) (Li, Eksteen, & Oraby, 2018).



Los resultados indican que más del 99,5% de Ag fue selectivamente cementada $\text{Cu}^\circ/\text{Ag(I)}$ en tiempos de 6 a 45 [min]. Por último, se ha encontrado que el incremento de la temperatura tiene un efecto negativo en la cementación de Ag, a diferencia de lo que se podría esperar de la Ley de Arrhenius, esto último, por un incremento de la pasivación superficial a altas temperaturas.

- **Precipitación química**

La precipitación química busca reducir la solubilidad de ciertos iones en una solución acuosa, variando condiciones que impacten en la estabilidad de este (exceptuando la cementación),

específicamente en la solubilidad del ion en el medio acuoso. Uno de los métodos de precipitación se basa en el ajuste del pH, añadiendo NaOH paso a paso a una solución ácida proveniente de lixiviación de TCI, recuperando el 99% de Sn, Pb, Fe, Cu y Zn, que precipitan a valores de pH de 1,5 para Sn, 3 para Fe, 6 para Cu y 8 para Zn, respectivamente, por lo que puede desarrollar una separación selectiva de estos metales mediante una precipitación fraccionada.

Behnamfard, Mehdi, & Veglio (2013) usó NaBH_4 para recuperar Au y Ag desde una solución acuosa (con Cu previamente removido), 100% del Au y Ag fueron precipitados por 8 $[\text{g L}^{-1}]$ NaBH_4 a temperatura ambiente por solo 15 [min], evidenciando una buena alternativa respecto de la cementación con Zn. Debido a la baja solubilidad del AgCl ($K_{ps} = 1,77 \times 10^{10}$), Joda & Rashchi (2012) usaron NaCl para precipitar Ag^+ desde HNO_3 (PLS) alcanzando un 87,3% de la plata recuperada (Behnamfard, Mehdi, & Veglio, 2013; Joda & Rashchi, 2012).

- **Extracción por solventes**

La extracción por solventes ha sido ampliamente discutida para la recuperación de iones metálicos desde soluciones acuosas. La ventaja es la buena selectividad y condiciones favorables desde el punto de vista ambiental. Mientras que también está acompañada de altos costos por la complejidad de las soluciones provenientes de TCI (muchos iones metálicos).

Oishi, Koyama, Alam, Tanaka, & Lee (2007) usó LIX 26® para remover las impurezas, logrando extraer más del 95% de Zn, Pb, Mn, Ni y Fe, lo que favorece la siguiente etapa de extracción de Cu.

No existe mucha investigación respecto a su uso en la extracción de iones de metales preciosos desde soluciones de TCI con las soluciones reportadas para Cu, o impurezas, no obstante, sí para nuevas fuentes como derivados organofosforados, derivados de la guanidina, derivados de mezclas de amino-organofosforadas, que podrían ser efectivas para recuperar elementos de valor económico desde las soluciones de lixiviación de TCI. Cui & Zhang (2008) compararon extractantes para la extracción de complejo oro cianuro y concluyeron que LIX-79® es el mejor extractante para medio alcalino cianurado (Cui & Zhang, Metallurgical recovery of metals from electronic waste: A review, 2008) (Oishi, Koyama, Alam, Tanaka, & Lee, 2007).

- **Absorción por carbón activado**

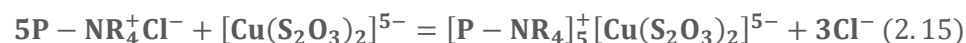
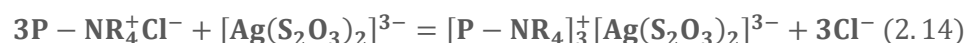
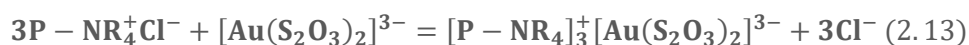
Es la técnica más común para la recuperación de Au y Ag desde soluciones acuosas, con alta cinética y gran capacidad de adsorción, relativa alta selectividad respecto Au y facilita la elución o descarga. Con las ventajas mencionadas la adsorción por carbón activado ha sido ampliamente aplicada para recuperar Au y Ag desde soluciones cianuradas, normalmente representada a través de tecnologías por carbón en pulpa (CIP) y carbón en lixiviación (CIL). El carbón activado adsorbe parcialmente metales base como Cu, Zn, Fe y Ni, por lo que es necesario un paso previo para recuperar Au y Ag. Se ha reportado que el 98% del Au puede ser adsorbido desde soluciones de yoduro obtenidas luego de lixiviar TCI (con metales base previamente lixiviados) al usar carbón activado en condiciones de 1 gpL, 75um, 20°C, 30 min. El carbón activado es poco adecuado para soluciones cianuradas con alto contenido de Cu debido a que el cobre se carga preferencialmente en

la superficie del carbón, requiriendo consumos excesivos de carbón activo entre los tanques de traspaso (Li, Eksteen, & Oraby, 2018).

- **Intercambio iónico mediante resina**

Comparado con el carbón activado, la adsorción del intercambio iónico es a menudo más alta. La desorción y regeneración puede hacerse mediante cambios de presión y temperatura. Adicionalmente, la resistencia mecánica y resistencia a la ruptura y resistencia a la abrasión de las resinas usadas son significativamente mayores que las del carbón activado. Como alternativa potencial al carbón activado, se informó de un nuevo biosorbente, el caqui reticulado, para la adsorción selectiva de Au y Ag desde soluciones de tiourea provenientes de lixiviar TCI, mostrando una alta selectividad y mejor adsorción de Ag comparada con el carbón activado. Zhang & Dreisinger (2004) probaron 3 tipos de resinas de gel: Dowex G51, Dowex 21K y Amberlite IRA-410 para la recuperación de Au desde soluciones de tiosulfato amoniacales. Los resultados indican que, en ausencia de Cu, Au puede ser rápidamente cargado en altas concentraciones. Kim, Lee, & Pandey (2011) utilizaron Amberlite XAD-7HP para adsorber Au desde soluciones cloruradas de TCI, y aunque una pequeña cantidad de Cu fue cargada con Au, ellos usaron diferentes condiciones de elución para separarlos adecuadamente, es decir 1 M HCl en acetona para la elución de Au y 0,1 M HCl para la elución de Cu (Zhang & Dreisinger, 2004) (Kim, Kim, Lee, & Pandey, 2011).

Gómez et al. (2019) utilizó MTA5011 como resina de intercambio iónico para recuperar el Au, Ag y Cu, desde soluciones ricas de tiosulfato de amoníaco, en condiciones de pH 10,5; razón sólido líquido de 10 gpL, 6 h, logrando recuperar el 87, 92 y 37%, respectivamente, según las reacciones químicas (2.13), (2.14) y (2.15).



Para la elución del Au y la Ag adsorbidos por la resina, el reactivo con mejor resultado es KCN. En concentraciones de 1,0 M; 50gpL; pH 12; 20°C, se extrae el 90, 96 y 18 % de Au, Ag y Cu, respectivamente, las primeras 4 h, que es el intervalo donde se desarrolla el ensayo cinético. No obstante, se prefiere realizar la elución con una solución 2,0 M de NaCl; 0,1 M de Na₂SO₃, pH 11, 20°C, que recupera el solo 53% del Au (99% Ag), porque tiene el beneficio de regenerar la resina directamente. Adicionalmente, el sulfito de sodio (Na₂SO₃) puede transformar los politionatos adsorbidos por la resina en tiosulfato, de acuerdo con la reacción (2.16) que puede recircularse a lixiviación (Gómez, Garcés, de la Torre, & Guevara, 2019).



Nuevas resinas deben desarrollarse para que el método de intercambio iónico sea eficiente, ya que metales preciosos y de base se presentan en las soluciones lixiviadas de TCI. En esta perspectiva, se requiere modificar los grupos funcionales de estas resinas.

- **Electroobtención**

Normalmente es vista como la etapa final de los procesos hidrometalúrgicos, luego de purificar las soluciones lixiviantes, no obstante, la atención se ha puesto en lograr una selectiva electrodeposición directamente desde soluciones provenientes de la etapa de lixiviación, controlando los parámetros electroquímicos. Lekka, Masavetas, Benedetti, Moutsatsou, & Fedrizzia (2015) estudiaron la electroobtención de Au desde agua regia. Los resultados muestran que el Au se deposita selectivamente a 0,55 V (vs Ag/AgCl/KCl 3M) competitivo con Cu^{2+} que se reduce a CuCl_2 .

Gámez, Garcés, de la Torre, & Guevara (2019) ajustando los parámetros a 1,5 V, durante 6 h, recuperó el 82, 94 y 93% de Au, Ag y Cu, respectivamente (Gámez, Garcés, de la Torre, & Guevara, 2019) (Lekka, Masavetas, Benedetti, Moutsatsou, & Fedrizzia, 2015).

2.3.Objetivos del estudio

Hipótesis

Es posible implementar una planta de reciclaje sostenible que recupere sobre el 60% de Au y el 80 % de Ag y Cu contenidos en las tarjetas de circuito impreso en Chile.

Objetivo general

Evaluar la implementación de un planta de reciclaje sostenible que recupere sobre el 60% del Au y el 80% de Ag y Cu contenidos en tarjetas de circuito impreso en Chile mediante un estudio de ingeniería de perfil de perfil.

Objetivos específicos

- Determinar la cantidad de Residuos de Aparato Eléctrico y Electrónico disponibles en Chile.
- Construir un diagrama de procesos sostenible.
- Diseñar una planta de reciclaje para el tratamiento de tarjetas de circuito impreso en Chile.
- Evaluar económicamente la planta de reciclaje.
- Analizar las principales fuentes de contaminación de la planta de reciclaje y formas de mitigación.

Capítulo 3. Ingeniería de perfil

3.1.Caso base de ingreso de materia prima: volumen y composición

En este estudio se consideró extraer oro, plata y cobre desde tarjetas de circuito impreso provenientes de RAEE, de modo que, se considera que existen las instalaciones previas, capaces de llevar a cabo la gestión y pretratamiento de lo RAEE del que se obtendrán las TCI, que alimentarán la planta de reciclaje. Esta decisión se justifica, pues plantea un escenario de autosuficiencia, donde no es necesario la compra de TCI de la venta de otras gestoras. La venta de tarjetas de circuito por parte de gestoras en Chile ya tiene compradores externos con procesos de alta producción, que generan economías de escala, mediante vía pirometalúrgica, con los que no es posible competir en precios durante las licitaciones de tarjetas de circuito que hagan las gestoras. De acuerdo con información de Recycla, el costo de comprar sobre 300 [kg] de TCI se estima en 14 UF + IVA la tonelada, lo que resulta en un costo anual de 432.900 [USD] si el flujo de alimentación fuera 760 t de RAEE anuales. Estudios hechos por Bouza (2018) indica que una gestora de residuos de 760 t de capacidad anual tiene un costo de inversión de 354.693 [USD]. Las TCI cuentan con un contenido de 350-566 ppm Au, 639-1.380 ppm Ag y 13-14,3 % Cu. El valor económico que contienen estos metales representa el 85% aproximadamente en 1 t de placas de circuito impreso (ver Figura A.7 en Anexo A) (Bouza, 2018).

La empresa Recycla es una gestora de residuos que trata principalmente residuos de aparatos electrónicos de categorías B, E y F principalmente (ver Tabla A.6 en Anexo A), con una capacidad instalada de 4.000 t año⁻¹ y utilización de 317 t año⁻¹, con el proceso que se muestra en la Figura C.1 en el Anexo C y un costo promedio de procesamiento 370 USD t⁻¹ de RAEE (Regenerativa, 2019).

En relación con lo anterior, se considera un proyecto de planta de reciclaje que cuenta previamente con un proceso de pretratamiento basado en la experiencia de Recycla. La capacidad productiva propuesta será variada. El primer caso (Caso A) se basará en uno tal que permita la recuperación de 648 kg toneladas anuales de oro en la forma de metal doré. Esta recuperación es igual a la informada por minera Pullalli (ver Tabla A.3 en Anexo A) quienes recuperan en la forma de oro adsorbido por carbón activado quemado en horno para producir lingotes de metal doré (Compañía Minera Pullalli Limitada, 2008). Los otros casos serán según un porcentaje del flujo total de residuos disponibles en la Región Metropolitana por año, definiendo 3 flujos: máximo, medio y mínimo. Adicionalmente, se evaluará un flujo similar a la capacidad de tratamiento de las gestoras como ChileRecicla o Degraf, como el evento más real ante el nivel de recolección existente en la actualidad en Chile.

La composición de metales valiosos provenientes desde estos RAEE corresponde a los indicados en la Tabla 3.1 con valores de 0,048 % Au, 0,153 % Ag y 16,464 % Cu. Estas composiciones parten de la base de la composición de las TCI, que también será variada en términos de peso en 6 y 20% en peso de los RAEE, en los casos:

- **Caso A:** Flujo másico_{RAEE}: Estimado; Porcentaje en peso_{TCI}: 20%
- **Caso B:** Flujo másico_{RAEE}: Máximo; Porcentaje en peso_{TCI}: 20%
- **Caso C:** Flujo másico_{RAEE}: Medio; Porcentaje en peso_{TCI}: 20%

- **Caso D:** Flujo másico_{RAEE}: Mínimo; Porcentaje en peso_{TCI}: 20%
- **Caso E:** Flujo másico_{RAEE}: 1000 [t]; Porcentaje en peso_{TCI}: 20%
- **Caso F:** Flujo másico_{RAEE}: Máximo; Porcentaje en peso_{TCI}: 6%
- **Caso G:** Flujo másico_{RAEE}: Medio; Porcentaje en peso_{TCI}: 6%
- **Caso H:** Flujo másico_{RAEE}: Mínimo; Porcentaje en peso_{TCI}: 6%

El caso A corresponde al caso base de este estudio, los balances y diseños presentados estarán referidos a este caso. Los otros casos serán evaluados únicamente con el objeto de enriquecer el análisis de sensibilidad del proyecto.

Caso A

Se busca producir 648 kg año⁻¹ de oro. Para calcular el flujo que ingresaría a la planta, se estima un 67% de recuperación global de Au en proceso, obtenido de la multiplicación de 98,18% en la etapa de concentración física (Dinç, Tosun, Bastürkücü, Özer, & Burat, 2021), 81% en la etapa de lixiviación, 99% y 85% de remoción y elución, respectivamente en la etapa de intercambio iónico (Gámez, Garcés, de la Torre, & Guevara, 2019) y 99,66% en la etapa de fusión (Paredes, 2005). De acuerdo con la ecuación (3.1) el flujo de alimentación a la planta de pretratamiento sería:

$$x = y \cdot y_{\%TCI} \cdot z_{\%Au} \cdot f_{Global} \quad (3.1)$$

$$648 \text{ [kg año}^{-1}\text{]} = y \cdot 0,2 \cdot 0,000483 \cdot 0,67$$

$$y = 10.012,05 \text{ [t año}^{-1}\text{]} \text{ de RAEE}$$

Donde “x” corresponde a la producción de metal doré, “y” es la cantidad RAEE que ingresan al proceso, y_{TCI} porcentaje en peso de TCI en el RAEE, $z_{\%Au}$ al porcentaje en peso de oro en la TCI y f_{Global} el porcentaje que se recupera en el proceso completo.

TABLA 3.1 COMPOSICIÓN Y GRAVEDAD ESPECÍFICA DE ELEMENTOS LA TCI³

Especie	Composición TCI [% p/p]	Gravedad específica	Densidad [gcm ⁻³]
Sílice	25,439	3	0,667
Óxido de Al	15,623	4	0,619
Polipropileno	20,178	1	0,184
Policloruro de Vinilo	8,590	1	0,120
Cu	16,464	8	1,360
Al	2,734	4	0,101
Pb	2,318	11	0,264

³ Composición de compuestos y metales se mantendrá para los casos donde la TCI sea 6 y 20% p/p de los RAEE

Zn	1,042	7	0,074
Ni	1,177	9	0,105
Fe	4,125	8	0,322
Sn	2,094	7	0,151
Au	0,048	19	0,009
Pt	0,002	21	0,000
Ag	0,153	11	0,016
Pd	0,014	12	0,002

Considerando la generación de residuos de las subcategorías B1, E1, E2, F1 y F2, las metas de recolección proyectadas al 2031 (ver Figura C.2 y Figura C.3 en Anexo C), la capacidad instalada de las principales gestoras del país (ver Tabla A.6 en Anexo A), porcentaje de recolección en Chile (ver Figura A.27 en Anexo A) y el porcentaje de residuo generado por zona (ver Figura A.26 en Anexo A), es posible estimar con una alta certeza la cantidad de residuo que no se reciclaría en Chile (ver Figura C.6 Anexo C) (E2BIZ Consultores, 2019a) (Duque-Oliart, 2019) (E2BIZ Consultores, 2019b).

La capacidad instalada en la RM y la Zona Sur (Biobío-Magallanes) es insuficiente (considerando que no existe un aumento significativo en la oferta de materia prima) en el periodo 2022-2031, respectivamente, para soportar un emprendimiento asociado a la obtención de metales. Esta cantidad que no se maneja o recicla, pasaría en su mayoría a constituir un relleno sanitario (PACE Platform for Accelerating the Circular Economy, 2019). La Zona Centro (Valparaíso-Maule) y Norte (Arica y Parinacota-Coquimbo), no cuentan con empresas que realicen pretratamiento y o tratamiento a los residuos generados principalmente debido a la baja cantidad producida anualmente de este tipo de desecho electrónico (ver Figura C.4 y Figura C.5 en Anexo C).

La cantidad de residuo y la actual capacidad instalada de gestoras en el país entrega la holgura para alimentar a la planta proyectada en este estudio (ver Figura C.7 en Anexo C).

Considerando la cantidad de RAEE disponible se definen tres flujos de alimentación. La cantidad generada en la RM durante el año 2022 corresponde a 8.3681 [t], entonces:

$$F_{\text{Alimentación RAEE máx}} = 0,5 \cdot F_{\text{RAEE 2022}} = 41841 \text{ [t]}$$

$$F_{\text{Alimentación RAEE med}} = 0,3 \cdot F_{\text{Alimentación RAEE máx}} = 12052 \text{ [t]}$$

$$F_{\text{Alimentación RAEE mín}} = 0,1 \cdot F_{\text{Alimentación RAEE máx}} = 4184 \text{ [t]}$$

A pesar de contar con la mayor recolección, la Región Metropolitana es donde más cantidad de RAEE termina sin manejo, debido principalmente a que es donde se concentra el 40,1% de la población del país, y que contribuyen con el 93 % de los RAEE en el país (E2BIZ Consultores, 2019a). Por esta razón, este estudio considera su instalación en el área de la Región Metropolitana

de Santiago (RM), dentro del barrio industrial de Pudahuel. La forma de adquirir los residuos sería inicialmente como gestor de residuos ante el MMA (llevando a cabo la recolección, transporte y pretratamiento y luego el beneficio metalúrgico) autorizado y registrado en conformidad con la normativa vigente. No obstante, los primeros años (2022-2025) la capacidad instalada en la RM es suficiente para cumplir las metas, de modo que se visualizan 2 alternativas que pueden operar por separado o simultáneamente para adquirir el residuo que constituye la materia prima para el proyecto. La primera, sería siendo más competitivos que las gestoras de residuos que actualmente solo llevan a cabo pretratamiento (excepción MIDAS), obteniendo materia prima de Au-Ag y Cu. La segunda, mediante convenios municipales adquirir el manejo de RAEE que se recolecten desde campañas, puntos verdes y ecológicos, o bien usando la estrategia de empresas Waste to Energy (WTE) adjudicando las licitaciones de rellenos sanitarios municipales, con el fin de recolectar los RAEE desde estos vertederos.

3.2. Alcance del proyecto (límite de batería)

Tomando las consideraciones indicadas en la sección 3.1, se delimita el proceso al diseño de una planta de reciclaje que cuenta con un proceso previo de pretratamiento basado en la experiencia de Recycla.

Este diseño considera el enriquecimiento químico de tarjetas de circuito impreso que contienen Au, Ag y Cu hasta la obtención de metal doré, debido a que constituye la forma principal en la que se recupera oro y plata en la gran y mediana minería en Chile y sulfuro de cobre (CuS), pues corresponde a un producto de mejor calidad que el cemento y se trata de un proceso económico, que no aumenta significativamente el valor de CAPEX.

3.3. Selección de operaciones unitarias y construcción del diagrama de procesos metalúrgicos

Concentración Física

La reducción de tamaño depende del tamaño viable del proceso de concentración. El tipo de proceso usado para este fin incluyen en su mayoría etapas de corte, trituración y molienda. Como se comentó en la sección 2.2, en el resumen de los principales trabajos encontrados en la literatura técnica para el pretratamiento físico, el metal tiende a concentrarse en las fracciones más gruesas, a diferencia de los plásticos y cerámicos, que poseen menor resistencia y se concentran en los finos. El Au se concentra en las mallas -2+1 mm y -1+0,5 mm con el 28% y 7,3%. No obstante, este permanece entrelazado a los componentes de la tarjeta y dentro de estas, por lo que se debe considerar la existencia de una buena liberación, que para los metales es lograda a tamaños bajo 0,5 mm (Dinç, Tosun, Bastürkcü, Özer, & Burat, 2021). El proceso de reducción seleccionado debe tener un compromiso con los procesos de concentración que siguen (tamaño viable) y debe asegurar la liberación de los metales presentes en la tarjeta.

De esta manera primero se comparan los resultados de recuperación y ley de distintas tecnologías gravitacionales usadas en los estudios discutidos previamente y que se resumen en la Figura 3.1.

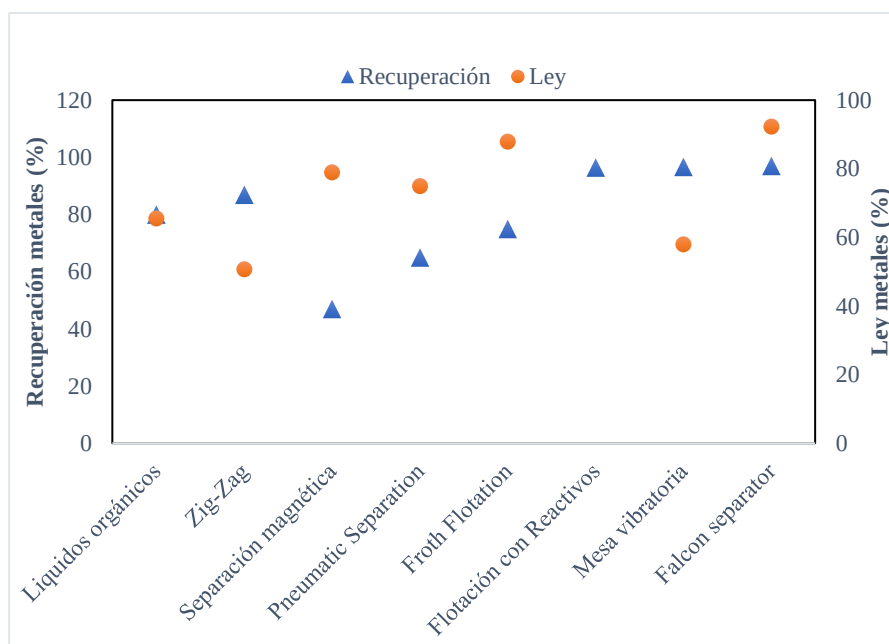


FIGURA 3.1 COMPARACIÓN DE RECUPERACIÓN Y LEY OBTENIDO EN PROCESOS DE SEPARACIÓN FÍSICA.

Los mejores resultados que mantienen el compromiso recuperación/ley de metales (referido a contenido metálico total dentro de la TCI) son flotación y centrifugación, reportado en los estudios de investigadores discutidos previamente (Kumar V. , y otros, 2013; Duana, y otros, 2008).

Considerando los estudios de Dinç (2021), que analiza la separación física para la recuperación de Au, Ag y Cu, los procesos de centrifugación y flotación obtienen muy buenos resultados en condiciones óptimas de sus variables principales. Teniendo presente que la tecnología flotación por espuma requiere de grandes cantidades de agua (make-up promedio de concentradoras de cobre de

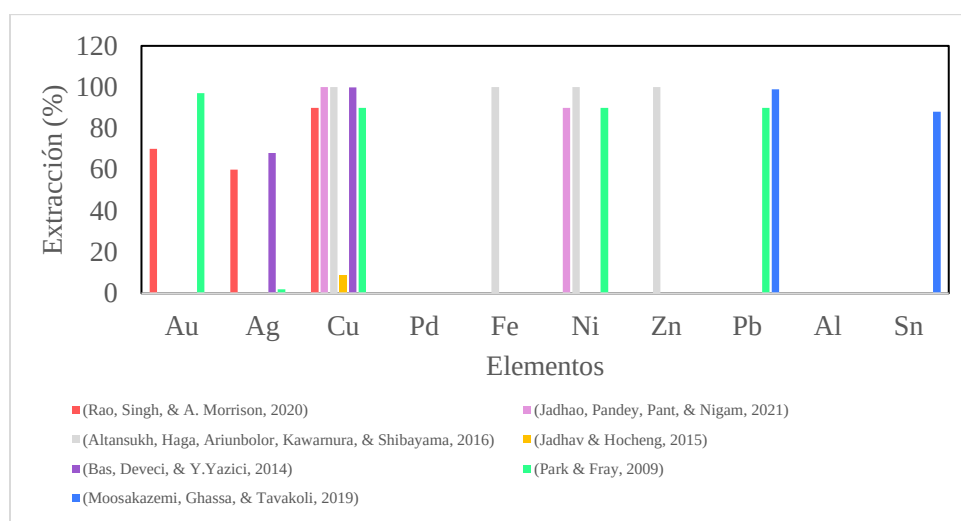
0,52 [m³ t⁻¹] de acuerdo con la (Dirección de Estudios y Políticas Públicas, 2020)), no es conveniente su uso en una región con escasez hídrica, en consecuencia, se selecciona trabajar con el proceso de centrifugación. Cabe destacar que la baja capacidad de alimentación requeriría más de una unidad de centrífuga, pero el proceso pensado maneja cantidades pequeñas (baja capacidad de tratamiento anual de desechos), lo que evitaría este problema (Dinç, Tosun, Bastürkcü, Özer, & Burat, 2021). Además, el tener más de una unidad de procesos por centrifugación, mejora significativamente los indicadores de confiabilidad y flexibilidad operacional relevantes para el análisis de riesgo del proyecto.

De los tres procesos de centrifugación se comparan las tecnologías MIG, Falcon y Knelson. Esta última es la que obtiene mejores resultados, recuperando Au:95,6%, Ag:81,7% Cu:96,0% (ver Tabla B.5 en Anexo B).

Lixiviación

De acuerdo, con los estudios mencionados en la sección 2.2.3 de Hidrometalurgia, no es suficiente llevar a cabo un solo proceso de lixiviación. La alta cantidad de elementos presentes hace una tarea imposible la lixiviación selectiva de Cu, Au y Ag. De modo que, es necesario realizar un proceso de lixiviación con múltiples etapas, que aseguren la extracción de metales base en un principio y posteriormente la lixiviación específica de Au y Ag.

FIGURA 3.2 ESTUDIOS QUE DEMUESTRAN LA POCA SELECTIVIDAD DE LOS MEDIOS TRADICIONALES DE LIXIVIACIÓN USADOS EN MINERALES Y LAS EXTRACCIONES DE ESPECIES MÁXIMAS ESPERABLES



La Figura 3.2 muestra los resultados de extracción según distintos medios probados experimentalmente en la disolución de TCI, cuyas condiciones se detallan en la Tabla C.5 (Anexo C). Estos resultados demuestran lo poco selectivo de los medios ácidos y básicos tradicionales, ya que no solo se lixivia el cobre, sino que también los demás metales base que de igual forma contribuyen consumo total de reactivos.

En condiciones normales la energía libre indica que todos los metales base salvo el Cu son lixiviables en condiciones ácidas (ver Tabla C.1 en Anexo C). Cuando se usan agentes oxidantes es posible lixiviar Cu, ya que el potencial estándar de reducción del Cu es 0,34 por consiguiente, agentes oxidantes como H_2O_2 (1,7 V) o NO_3^- producto de la disociación de ácido nítrico (0,96 V) lixiviarán compuestos cobre o cobre metálico (ver Tabla C.2 en Anexo C). Esto último queda demostrado en la Figura 3.2 donde gran parte del consumo de HNO_3 se debe al cobre presente. Los metales preciosos estudiados, Au y Ag no se disuelven en medio ácido, ya que la variación de energía libre tiene un valor positivo, indicativo de que termodinámicamente la reacción química no ocurre. Del mismo modo ocurre en medio ácido oxidante, pues tienen altos potenciales de reducción (ver Tabla C.4 en Anexo C). Por su parte la plata si se disuelve en presencia de un oxidante, aunque, al no ser selectivo, se necesitan soluciones muy concentradas de ácido (5M), pues se consume primero por los metales base y en particular el Cu que se encuentra presente en mayor cantidad (14%).

Para el caso del cianuro que actúa en medio básico, los resultados en extracción no son altos, así en esas condiciones también es estable la especie $\text{Cu}(\text{CN})_2$ y de igual forma como se encuentra presente en mayor cantidad, el cianuro se consume primero por el elemento cobre y enseguida con los metales preciosos.

En conclusión, es necesario extraer previamente el cobre presente en las tarjetas para que no existan elevados consumos de reactivos usados para extraer específicamente los metales preciosos.

El agua regia es descartada por su alto poder corrosivo y gases tóxicos que genera durante su aplicación. Para disolver el Cu es necesario el efecto de un agente oxidante, que puede ser proporcionado por HNO_3 o H_2O_2 junto H_2SO_4 . No obstante, los estudios no demuestran una buena eficiencia de extracción a temperatura ambiente. Wouter (2017) probó que el uso de HNO_3 en una primera etapa y H_2SO_4 más H_2O_2 en una segunda etapa, logran buenos resultados de extracción de los metales base más abundantes en las muestras estudiadas. Birloaga (2016) llevó a cabo en 2 pasos un proceso de lixiviación oxidativa en contra corriente usando H_2SO_4 y H_2O_2 , donde se extrae aproximadamente todo el cobre presente en las tarjetas. Este último, es el método que se selecciona, ya que el hecho de que sea en contra corriente permite ahorrar reactivos químicos, además que se realiza a temperatura ambiente y existe un mejor contacto entre el lixivante y las tarjetas. La Tabla C.5 en Anexo C muestra los principales estudios en los que buscan extraer metales base mediante ácidos tradicionales.

En la figura 3.3 se resumen las extracciones logradas en los principales estudios analizados en este trabajo y que se indican en la Tabla C.6 (Anexo C). Para determinar el medio más adecuado para extraer Au y Ag se consideran los criterios económicos y ambientales planteados en la Tabla B.6 y

(ver Anexo B), donde se concluye que el medio más adecuado corresponde al tiosulfatos-amoniaco, ya que es medioambientalmente más adecuado, por su estabilidad, y rentable debido a su capacidad de regeneración y menor efecto corrosivo (Gámez, Garcés, de la Torre, & Guevara, 2019). Principalmente, se descartan los otros estudios, pues el medio yodo/yoduro requiere de una alta temperatura para lograr buenos resultados, por su parte la tiourea logra buenos resultados si la lixiviación de metales base es llevada a cabo, aun así, debe existir un cuidado con las cantidades presentes de férrico que incide directamente en el rendimiento de la cinética de extracción. A valores muy altos puede descomponerse la tiourea, haciendo que baje la eficiencia del proceso y se incrementen notoriamente los costos de operación (OPEX).

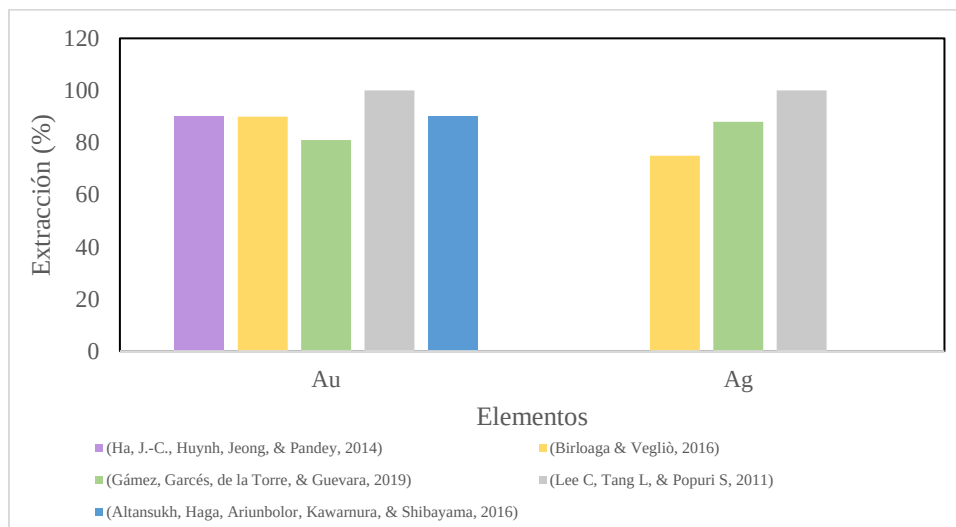


FIGURA 3.3 ESTUDIOS DE LIXIVIACIÓN MÚLTIPLE PARA LA EXTRACCIÓN DE AU Y AG.

El principal problema de cambio de medio ácido a básico entre las etapas de lixiviación de metales base y preciosos, es el consumo de base en la segunda etapa debido a la alta acidez presente en el residuo. Podría pensarse en usar una lixiviación alcalina en la primera etapa. Jadhao, y otros (2021) extrae selectivamente cobre y níquel en medio amonio-amoniaco oxidante H_2O_2 , sin embargo, la extracción llega a buenos resultados cuando se emplean temperaturas muy altas, por lo que se concluye que correspondería a un costo mayor al que supone el consumo adicional de la base para ajustar a un mayor valor de pH.

Los procesos metalúrgicos que se describen a continuación corresponden a etapas para purificar la solución rica y recuperar desde ésta, los metales preciosos. Estos procesos dependen del objetivo final, en este caso limitado a la obtención de metal doré, por lo tanto, reduce los grados de libertad para seleccionar los procesos que resultan más idóneos. Igualmente, se incluye el hecho del medio utilizado y tipo de complejo que se encuentra disuelto en la solución rica.

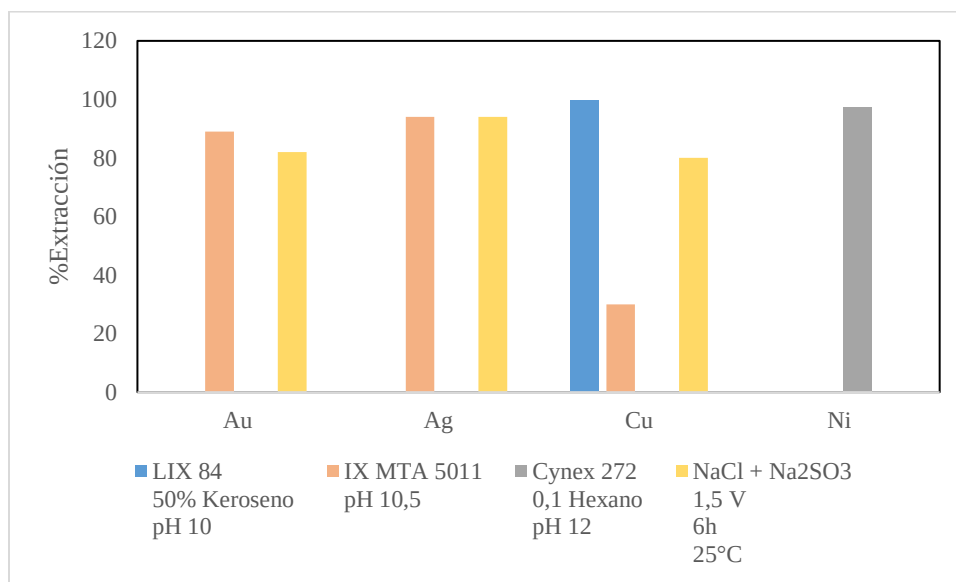


FIGURA 3.4 ESTUDIOS DE PURIFICACIÓN Y RECUPERACIÓN DE AU Y AG DESDE LICORES OBTENIDOS EN LIXIVIACIÓN.

En la figura 3.4 se detallan algunos estudios para la purificación y recuperación de metales preciosos. Como la solución rica proveniente de la lixiviación se encuentra en condiciones alcalinas se consideran procesos que purifiquen en condiciones básicas. Para el caso de purificar Au y Ag, se considera IX y SX, esta última se descarta pues solo existen estudios ligados a fases orgánicas capaces de extraer cobre desde soluciones ácidas. El resultado obtenido utilizando LIX 84® y Keroseno como extractante y diluyente, respectivamente, a pH 10, logrando extraer el 99,6% de Cu. Cynex 272® y Hexano también obtienen buenos resultados de extracción para el Ni. Para el caso de Au y Ag se obtienen buenos resultados utilizando intercambio iónico mediante la resina MTA 5011, operando a pH 10,5 y a temperatura ambiente, logrando extraer el 84 y el 100% del Au y Ag, respectivamente. Para recuperar Au y Ag metálico se selecciona el proceso de electroobtención, porque obtiene buenos resultados desde soluciones ricas obtenidas durante la etapa de elusión de la resina MTA con NaCl y Na₂SO₃, recuperando el 82 y el 94% de Au y Ag, respectivamente, durante 6 [h], 1,5 [V/ENH] y 25 [°C].

Finalmente, la calidad del metal doré se logra mediante un proceso de fusión, ya que el depósito catódico de la electroobtención normalmente no es la forma de una placa ni de muy alta pureza, razón por la que su refinación mejora la pureza del producto, separando posibles impurezas presentes en la fase escoria.

3.4.Descripción del proceso, parámetros y variables operacionales

3.4.1. Conminución y concentración física

3.4.1.1. Trituración

La etapa de chancado primario se selecciona para reducir el tamaño de las TCI de un rango entre 25-34 [cm] hasta bajo 2 [mm]. Mediante un harnero vibratorio se obtiene una fracción retenida +2 [mm] que contiene 76,7 % en peso de la masa total y una fracción pasante -2 [mm] con 23,3% constituida principalmente de Al, Fe y Cu.

Condiciones de operación del chancado:

TABLA 3.2 CONDICIONES DE OPERACIÓN ETAPA DE TRITURACIÓN PRIMARIA.

Ítem	Unidad	Valor
Tamaño de alimentación	[cm]	24-34
Rango de descarga	[mm]	2
Abertura de malla del tamiz	[mm]	2
Capacidad de tratamiento	[kg h ⁻¹]	1000

3.4.1.2. Chancado secundario (molino de martillos)

La fracción de +2 [mm] aún contiene 58,2% Au 77,7% Ag y 69,2% Cu que aún no se ha liberado, así que, se propone el uso de chancador secundario usando un molino de martillos, para reducir bajo 0,5 [mm]. Del mismo modo la fracción -2 [mm] con 41,8% Au 22,3% Ag 30,8% Cu se chanca con el mismo objetivo mediante un molino de martillos como chancado terciario. La molienda de

martillos consiste en un molino cuyos brazos giratorios poseen una serie de martillos unidos, que a las altas velocidades de operación permite transmitir suficiente energía cinética para fracturar las grandes partículas que alimentan al equipo (ver Figura C.8 en Anexo C). Las partículas a alta velocidad también son capaces de fracturar otras rocas o en su impacto con partes fijas del chancador. El flujo de agua cumple la función de evitar la generación de polvos, elevadas temperaturas en partes de la máquina que friccionan, pirólisis y aumentar la velocidad del flujo de descarga (Duana, y otros, 2008). Se selecciona este equipo, puesto que es el chancador más utilizado en proyectos de reciclaje en la etapa de conminución, destacando su bajo costo en repuestos, larga duración de los martillos, fácil mantenimiento y una eficiencia que no se reduce mientras se encuentra en funcionamiento (Bermeo, 2014). Ambos chancadores operan en circuito cerrado junto con un harnero vibratorio, que recircula el material retenido (sobre tamaño) hacia la alimentación del equipo. El circuito permite reducir la fracción +2 [mm] hasta -0,5 [mm] operando junto con un cajón de traspaso de pulpa y una batería de hidrociclones. El pasante (bajo tamaño), se alimenta al cajón de traspaso, donde se modifica el porcentaje de sólidos en peso de la pulpa para ser clasificada en la batería de hidrociclones.

TABLA 3.3 CONDICIONES DE OPERACIÓN ETAPA DE CHANCADO SECUNDARIO .

Ítem	Unidad	Valor
Tamaño de partícula	[mm]	-0,5
Sólidos en la descarga del chancador	[%]	90%
Capacidad de tratamiento	[kg h ⁻¹]	900-1500
Carga circulante	[%]	150-250
Parámetros hidrociclón	----	
Sólidos en la alimentación del hidrociclón	[%]	47,5
Sólidos en el overflow	[%]	40
Sólidos en el underflow	[%]	70
d ₅₀ hidrociclón	[μm]	150

3.4.1.4. Molienda (molino de bolas)

La pulpa bombeada al hidrociclón, cuyo tamaño de corte es de d₅₀: 150 [μm], genera un overflow que alimenta al concentrador Knelson y un underflow, el cual sumado al pasante de trituración secundaria de la fracción densa, alimentan a un circuito cerrado directo con el molino de bolas.

El underflow del hidrociclón del circuito cerrado directo establece una carga circulante de 200% al molino de bolas, mientras que su overflow alimenta a un circuito cerrado inverso con el molino de bolas.

El overflow del hidrociclón del circuito cerrado inverso (d₅₀ 95 μm) alimenta un filtro prensa, donde se obtiene un concentrado filtrado con 78% sólidos en peso. Su underflow mantiene una carga circulante de 300% con el molino de bolas del circuito cerrado inverso.

TABLA 3.4 CONDICIONES DE OPERACIÓN HIDROCICLONES DE CIRCUITO DE TRITURACIÓN Y MOLIENDA.

Ítem	Unidad	Valor mínimo	Valor máximo
Sólidos en peso en la alimentación al hidrociclón	[%]	63,0	59
Sólidos en peso en el overflow	[%]	65	40
Sólidos en peso en el underflow	[%]	62	76
d ₅₀	[μm]	150	95
Carga circulante	[%]	200	300

3.4.1.4. Concentración por centrifugación (Knelson)

La pulpa ingresa al cono giratorio del Knelson y es expuesta a una elevada fuerza centrípeta (80 veces la gravedad), cuenta con rifles en toda su superficie interna, que genera que la pulpa se vaya depositando en estos producto de la fuerza y de la diferencia de gravedad específica entre las partículas pesadas y livianas. Un flujo de agua con presión contraria a la fuerza centrípeta se inyecta a 0,5-3 [psi] para remover las partículas menos densas (más livianas) y arrastrarlas a la salida mediante el rebose. Terminado el proceso la velocidad de rotación comienza a disminuir y la fracción ligera pasa a una etapa de filtrado. La fracción densa (pesada) alimenta al circuito cerrado inverso con el molino de bolas (ver Figura C.9 en Anexo C).

TABLA 3.5 CONDICIONES DE OPERACIÓN DEL CONCENTRADOR KNELSON.

Ítem	Unidad	Valor
Sólidos en peso en la alimentación al concentrador	[%]	40
Sólidos en peso de la fracción ligera	[%]	7
Sólidos en peso de la fracción densa	[%]	33
Capacidad de tratamiento	[t h ⁻¹]	0,6
Fuerza centrípeta	[G]	80
Presión de agua partículas ligeras	[psi]	0,5
Presión de agua partículas densas	[psi]	3

3.4.2. Lixiviación agitada por etapas

3.4.2.1. Lixiviación de metales base

La pulpa ingresa al primer estanque de lixiviación agitada junto con las líneas de las dosificación de ácido sulfúrico y peróxido de hidrógeno. La extracción lograda en esta primera etapa no es completa, en consecuencia, la pulpa se bombea a una segunda etapa de lixiviación. El residuo o ripio se filtra y la solución obtenida es reciclada para una nueva primera etapa de lixiviación, donde solo se ajusta la cantidad de peróxido de hidrógeno logrando con esto disminuir el consumo de reactivos. Esta solución reciclada se carga en contra corriente respecto del flujo de alimentación de pulpa proveniente desde la etapa de la concentración física. El sólido filtrado, llamado ripio, se lava con agua y pasa a la etapa de lixiviación de metales preciosos.

TABLA 3.6 CONDICIONES DE OPERACIÓN EN LA ETAPA DE LIXIVIACIÓN DE METALES BASE.

Ítem	Unidad	Valor
Tamaño de partícula	[μm]	95
Porcentaje de sólidos en peso	[%]	15
Tiempo de operación	[h]	1
Extracción Etapa I	[%]	70
Eficiencia de reacción de lixiviación en la etapa I	[%]	99
Extracción Etapa II	[%]	30
Eficiencia de reacción de la lixiviación en la etapa II	[%]	97
Concentración de ácido sulfúrico	[M]	3
Concentración de peróxido de hidrógeno en volumen	[%]	17
Concentración de cobre en el refino	[g L ⁻¹]	0,64
Temperatura	[°C]	amb
Sólidos en peso en la torta de filtración	[%]	88

3.4.2.2. Lixiviación de metales preciosos

El residuo o ripio, pasa al estanque de lixiviación agitada de metales preciosos, donde se agrega una solución de tiosulfato de sodio proveniente desde el intercambio iónico. Debido al pH más ácido en la superficie del residuo, se ajusta el pH hasta 10,5 de la solución mediante la adición de hidróxido de amonio. Luego de la lixiviación, el producto es filtrado y se obtiene una solución rica en metales preciosos y bajo contenido en cobre y un residuo para su disposición segura.

TABLA 3.7 CONDICIONES DE OPERACIÓN DE LA ETAPA DE LIXIVIACIÓN DE METALES VALIOSOS.

Ítem	Unidad	Valor
Tamaño de partícula	[μm]	95
Porcentaje de sólidos en peso	[%]	45
Tiempo de operación	[h]	6
Extracción global	[%]	81
Concentración de tiosulfato de sodio	[M]	0,7
Concentración de hidróxido de amonio en volumen	[%]	20
Concentración de $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)]^{-5}$ en el refino	[g L ⁻¹]	0,69
Concentración de $[\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)]^{-5}$ en el refino	[g L ⁻¹]	0,0910
Temperatura	[°C]	amb
Sólidos en peso en la torta de filtración	[%]	88

3.4.3. Intercambio iónico en columnas

La solución se pone en contacto con la resina MTA5011 en un sistema columnar de intercambio iónico. El resultado es una solución pobre con alto contenido de cloruro que puede utilizarse en la etapa de lixiviación de metales valiosos y una resina cargada de Au, Ag con trazas de Cu. La resina

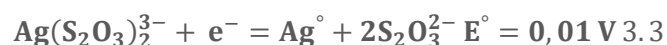
se descarga por medio de soluciones de NaCl, donde el resultado es una solución rica en Au y Ag que pasa al proceso de electroobtención y una resina descargada que se integra nuevamente a la etapa de remoción. El ciclo de operación contempla una etapa de remoción, retro lavado de la resina cargada, elución y lavado de resina descargada.

TABLA 3.8 CONDICIONES DE OPERACIÓN DEL INTERCAMBIO IÓNICO.

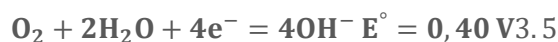
Ítem	Unidad	Valor
Tiempo de remoción	[h]	25
Tiempo de elución	[h]	20
Tiempo de lavado resina cargada y descargada	[h]	3
Extracción de Au	[%]	99
Extracción en la elución de Au	[%]	85
Razón de remoción solución:resina	[g L ⁻¹]	100
Razón elución solución:resina	[g L ⁻¹]	100
pH	----	0-11
Capacidad de intercambio Cl ⁻	[eq L ⁻¹]	1,15
Densidad resina	[g L ⁻¹]	700

3.4.4. Electroobtención

Mediante la aplicación de corriente eléctrica continua se controla la deposición de Au y Ag en un cátodo de acero inoxidable, según las reacciones de reducción (3.2) y (3.3).



Para esto se debe suministrar un voltaje de 0,5 V/ENH, generando a su vez la descomposición del agua en oxígeno en el electrolito en las cercanías de la región anódica.



De este modo, se genera un depósito no uniforme de Au y Ag que debe ser refinado.

TABLA 3.9 CONDICIONES DE OPERACIÓN ELECTRO OBTENCIÓN

Ítem	Unidad	Valor
Gradiente de concentración de Au	[g L ⁻¹]	0,21
Área superficial del cátodo	[m ²]	0,25
Densidad de corriente	[A m ⁻²]	40
Consumo específico de energía	[KWh t ⁻¹]	5
Voltaje	[V]	0,5

Temperatura	[°C]	amb
Tiempo	[h]	21,49
Eficiencia deposición	[%]	95

3.4.5. Fusión a metal doré

En un horno de inducción se funde entre 1.200 y 1.300 [°C] el depósito no uniforme junto a los siguientes fundentes:

- Bórax: Disminuye el punto de fusión de la carga, forma ácido fuerte que disuelve y capta los óxidos metálicos.
- Sílice: Se combina con los óxidos metálicos para formar cadenas de silicatos estables.
- Nitrato de sodio: Fuerte agente oxidante, que entre 500-600°C se descompone en O₂ que oxida los sulfuros metálicos.
- Carbonato de sodio: Fundente básico fuerte, junto a SiO₂ forma silicato de sodio y dióxido de carbono. El silicato de sodio reacciona con muchos óxidos básicos y forma silicatos complejos que se capturan en la escoria.

Parámetros operación de acuerdo con 1.000 kg de depósito seco:

TABLA 3.10 CONDICIONES DE OPERACIÓN ETAPA DE LA ETAPA DE FUSIÓN A METAL DORÉ.

Ítem	Unidad	Valor
Bórax	[kg]	320-350
Sílice	[kg]	90-110
Carbonato de sodio	[kg]	12
Nitrato de sodio	[kg]	4
Temperatura	[°C]	1200
Tiempo	[h]	2
Recuperación Au	[%]	99,66
Recuperación Ag	[%]	99,83
Recuperación Cu	[%]	0,02

3.4.6. Precipitación de sulfuros metálicos

La solución rica en metales base es tratada con lechada de cal para ajustar el pH de la solución en 8. En estas condiciones al adicionar sulfhidrato de sodio (NaSH) se genera la precipitación de iones metálicos presentes en la solución, en la forma de sulfuros metálicos. Posteriormente, la pulpa se filtra para separar el precipitado de la solución mediante un equipo de filtro prensa (vertical u horizontal).

TABLA 3.11 CONDICIONES DE OPERACIÓN DE LA PRECIPITACIÓN DE SULFUROS METÁLICO.

Ítem	Unidad	Valor
------	--------	-------

Eficiencia de la precipitación	[%]	84
Tiempo de operación	[h]	8
Sólidos en peso en la torta de filtración	[%]	88
pH	----	8

Finalmente, las operaciones unitarias, tamaños, distribución en peso, principales reactivos, productos y subproductos, se resumen en la Figura C.10 (Anexo C).

3.5. Balance de masa y energía

Se realizaron los balances de masa en cada etapa definida para la recuperación de oro, plata y cobre desde TCI, con el fin de cuantificar reactivos, insumos, recuperación de oro, plata y cobre, y la capacidad requerida de cada equipo.

3.5.1. Conminución y concentración física

La Tabla 3.12 presenta la leyenda de los balances realizados para la etapa de conminución y concentración física.

TABLA 3.12 LEYENDA BALANCES ÁREA CONMINUCIÓN Y CONCENTRACIÓN FÍSICA.

Corriente		
F másico sólido [kg d ⁻¹]	g.e.	F vol. sólido [m ³ d ⁻¹]
F másico solución [kg d ⁻¹]	%S	F vol. solución [L d ⁻¹]
F pulpa en peso [kg d ⁻¹]	Densidad pulpa	F vol. pulpa [L d ⁻¹]

Las ecuaciones necesarias:

$$F \text{ másico sólido}_i = F_i \cdot \% P/P_{\text{Alimentación}_i} \quad (3.6)$$

Donde F_i es el flujo másico nominal TCI que ingresa a la etapa de concentración y corresponde a un 20% del residuo anual a tratar (CASO A) dividido 365 días.

$\% P/P_{\text{Alimentación}_i}$: Distribución de la masa de tarjetas de circuito impreso en cada corriente “i”, permite calcular la ecuación (3.6).

$$F \text{ vol. sólido}_i = \frac{F \text{ másico sólido}_i}{g. e.} \quad (3.7)$$

g. e: Gravedad específica ponderada con los componentes presentes (Tablas de composición en peso y gravedad específica de componentes presentes, Anexo C).

$$F \text{ másico pulpa}_i = \frac{F \text{ másico sólido}_i}{\% S_i} \quad (3.8)$$

%S_i: Porcentaje de sólidos presente en cada corriente de acuerdo con las condiciones de operación planteadas en la sección 3.4.

$$F \text{ mÁsico solución}_i = F \text{ mÁsico pulpa}_i - F \text{ mÁsico sólido}_i \quad (3.9)$$

F mÁsico solución_i: Flujo másico de agua agregada en cada operación.

$$\rho_{\text{sólido}_i} = F \text{ mÁsico sólido}_i / F \text{ vol. sólido}_i \quad (3.10)$$

$$\rho_{\text{solución}_i} = 1 \left[\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right]$$

$$F \text{ vol. solución}_i = \frac{F \text{ mÁsico solución}_i}{1 \left[\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right]} \quad (3.11)$$

$$\rho_{\text{pulpa}} = \frac{1}{\frac{\left(\frac{\%S}{100} \right)}{\rho_{\text{sólido}_i}} + 1 - \frac{\%S_i}{100}} \quad (3.12)$$

$$F \text{ vol. pulpa} = \frac{F \text{ pulpa en peso}_i}{\rho_{\text{pulpa}}} \quad (3.13)$$

Tanto la ley y enriquecimiento de Au, Ag y Cu alcanzados en cada proceso de concentración, se observa en la Tabla C.7 y Tabla C.8 del Anexo C. El enriquecimiento de los otros metales se estima considerando el promedio de enriquecimiento de Au, Ag y Cu. Esto permite calcular la composición de los demás elementos y compuestos presentes. Con la composición de cada componente se determina una gravedad específica ponderada de cada corriente, que es necesaria para la ecuación (3.7).

Las figuras a continuación muestran los balances hechos en cada etapa del proceso de conminución y concentración.

Las corrientes identificadas con F_i corresponden a pulpa, con excepción de F₁, F₂ y F₃ que corresponden solo a sólidos y A_i es el flujo de agua recirculada al proceso desde filtración .

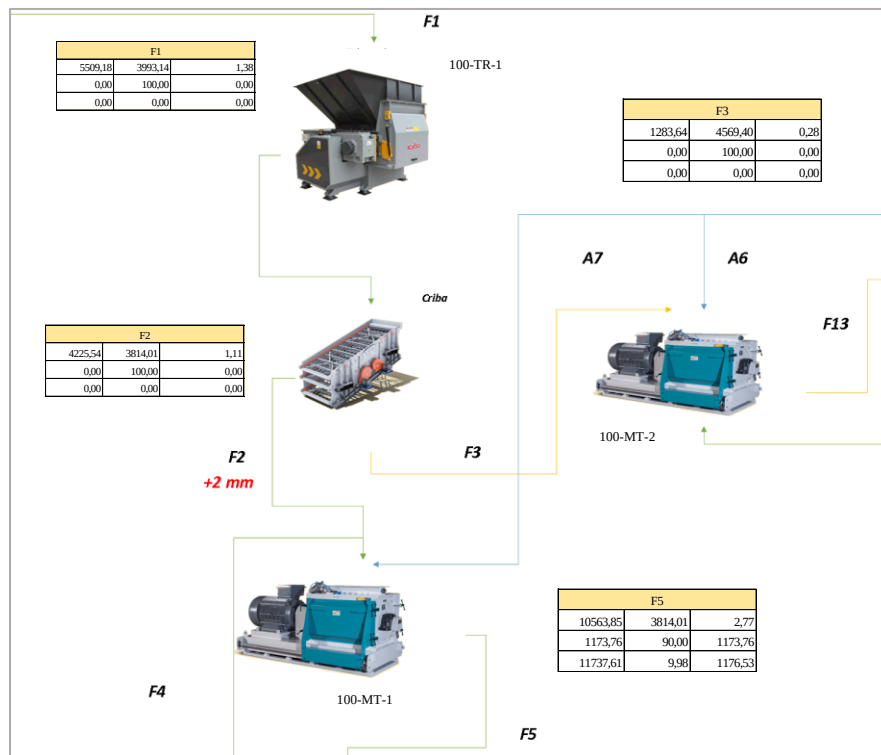


FIGURA 3.5 BALANCES CIRCUITO DE CHANCADO PRIMARIO Y SECUNDARIO

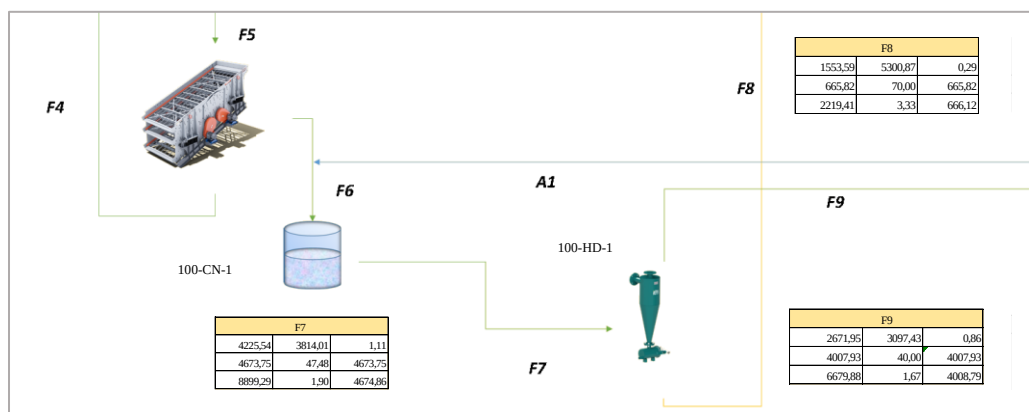


FIGURA 3.6 BALANCES CIRCUITO DE CONCENTRACIÓN MEDIANTE HIDROCICLÓN

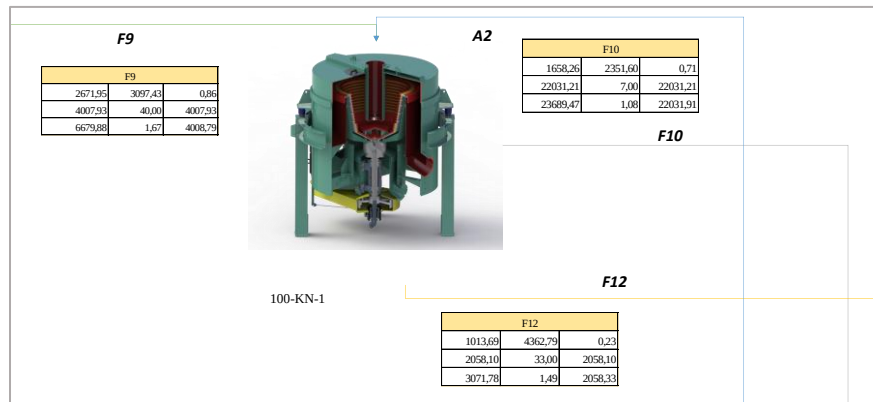


FIGURA 3.7 BALANCES OPERACIÓN DE CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA

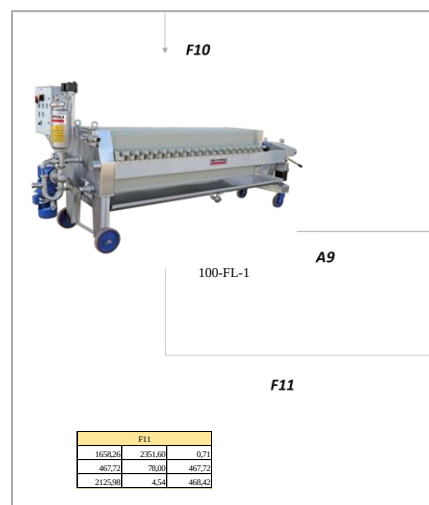


FIGURA 3.8 BALANCES OPERACIÓN DE FILTRADO RELAY DE ETAPA DE CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA

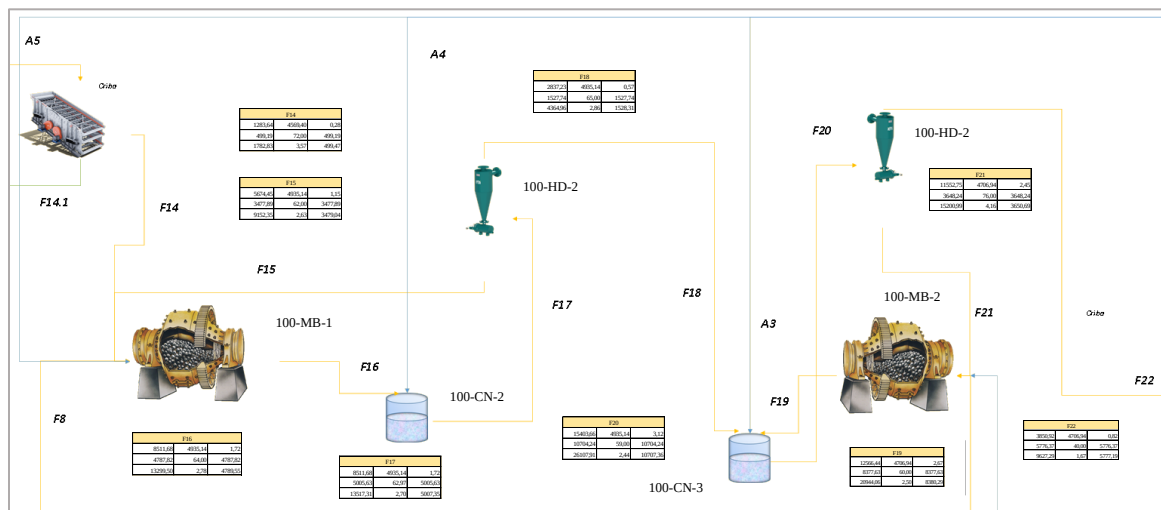


FIGURA 3.9 BALANCES CIRCUITO DE MOLIENDA

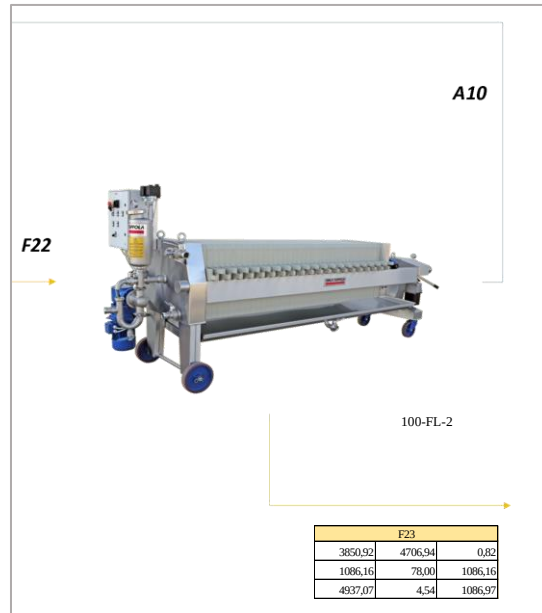


FIGURA 3.10 BALANCES ETAPA DE FILTRADO CONCENTRADO FINAL

La recuperación lograda de Au, Ag y Cu para el proceso:

$$R_{Au} = 98,178\%$$

$$R_{Ag} = 97,416\%$$

$$R_{Cu} = 99,419\%$$

Las principales corrientes del proceso propuesto corresponden a la alimentación de TCI (corriente 1), el concentrado no metálico (corriente 11) y el concentrado metálico (corriente 23), cuyos balances son representados en la Tabla 3.13. Es importante destacar que la corriente 11 se encuentra empobrecida en Au, Ag y Cu y concentra en su mayoría elementos no metálicos, identificados como plásticos y cerámicos. El proceso es eficiente, ya que logra altas recuperaciones de Au, Ag y Cu en el concentrado metálico y el volumen de material a trabajar es mucho menor, lo que reduce la capacidad de los equipos, además el concentrado no metálico según su composición (detallada en la Figura C.14 del Anexo C) puede ser vendido como material de construcción (hormigón).

TABLA 3.13 BALANCES POR COMPONENTES EN ETAPA DE CONMINUCIÓN Y CONCENTRACIÓN FÍSICA.

Corriente	Masa [kg d ⁻¹]	Volumen [m ³ d ⁻¹]	Cu [kg d ⁻¹]	Au [kg d ⁻¹]	Ag [kg d ⁻¹]	Otros metales [kg d ⁻¹] ⁴	No metales [kg d ⁻¹]
1	5509,18	-	907,05	2,66	8,41	743,97	3847,08

⁴ Otros metales base presentes en las TCI: Al, Pb, Zn, Ni, Fe, Sn

11	2125,98	0,47	7,97	0,06	0,21	14,37	1635,69
23	4937,07	1086,97	901,78	2,61	8,19	730,78	2206,72

Adicionalmente la Figura C.13 (Anexo C) muestra la composición del concentrado metálico, y la Tabla C.16 (Anexo C) reporta el análisis granulométrico para el proceso propuesto.

3.5.2. Lixiviación de múltiples etapas

La Tabla 3.14 presenta la leyenda de los balances realizados para el proceso de lixiviación de múltiples etapas.

TABLA 3.14 LEYENDA BALANCES ÁREA LIXIVIACIÓN DE MÚLTIPLES ETAPAS

Corriente		
F másico sólido [kg d ⁻¹]	g.e.	F vol. sólido [L d ⁻¹]
F másico soluto [kg d ⁻¹]	g.e.	F vol. soluto [L d ⁻¹]
F masico agua [kg d ⁻¹]	g.e.	F vol. agua [L d ⁻¹]
F masico solución [kg d ⁻¹]	Densidad solución	F vol. solución [L d ⁻¹]

Las ecuaciones necesarias:

$$F \text{ másico sólido}_{F_{26}} = F \text{ másico sólido}_{F_{23}} \cdot (1 - \%Ext_{IIXI}) \quad (3.14)$$

$\%Ext_{IIXI}$: Es el porcentaje de extracción de la primera etapa de lixiviación de metales base .

$$F \text{ vol. sólido}_i = \frac{F \text{ másico sólido}_i}{g. e.} \quad (3.15)$$

$$F \text{ másico soluto}_{F_{25}} = F \text{ másico soluto}_{F_{29}} + F_{23} \cdot \%Ext_{IIXI} \quad (3.16)$$

$$F \text{ másico soluto}_{F_{27}} = masa_{H_2SO_4} + masa_{H_2O_2} \quad (3.17)$$

Usando los parámetros planteados en la sección 3.4 (Tabla 3.6) pueden resolverse los balances planteados en las ecuaciones 3.14 y 3.1, para calcular F_{25} (ecuación 3.16) se determina F_{29} considerando el flujo volumétrico de la corriente F_{28} obtenido en la ecuación (3.22).

$$F \text{ másico soluto}_{F_{29}} = F \text{ másico soluto}_{F_{27}} + F \text{ másico sólido}_{F_{26}} \cdot \%Ext_{IIXII} \quad (3.18)$$

$\%Ext_{IIXII}$: Es el porcentaje de extracción de la segunda etapa de lixiviación de metales base.

$$F \text{ vol. soluto}_i = \frac{F \text{ másico soluto}_i}{g. e.} \quad (3.19)$$

$$F \text{ másico sólido}_{F_{30}} = F_{26} \cdot (1 - \%Ext_{IIXII}) \quad (3.20)$$

$$F_{25} + F_{30} = F_{23} + F_{27} \quad (3.21)$$

$$F_{\text{vol. solución}}_{F_{28}} = \frac{F_{\text{másico sólido}}_{F_{26}} + F_{\text{másico soluto}}_{F_{27}}}{\text{Razón S: } L_{\text{LixII}}} \quad (3.22)$$

Razón S: L_{LixII} : Razón que permite estimar el volumen de solución en la lixiviación agitada

$$F_{\text{masico agua}}_{F_{28}} = F_{\text{vol. solución}}_{F_{28}} - F_{\text{vol. soluto}}_{F_{27}} - F_{\text{vol. sólido}}_{F_{26}} \quad (3.23)$$

$$F_{\text{masico agua}}_{F_{30}} = F_{\text{másico sólido}}_{F_{30}} \cdot (1 - \%S_{\text{Torta}}) \quad (3.24)$$

$\%S_{\text{Torta}}$: % de sólidos en la torta luego del proceso de filtración

Lixiviación de metales base con ácido sulfúrico y peróxido de hidrógeno

El proceso de lixiviación múltiple de metales base corresponde a un proceso en contra corriente de dos etapas. La lixiviación I considera que el concentrado metálico es lixiviado por la solución resultante de la lixiviación II, generándose dos productos, una solución rica en metales base como Cu, Al, Fe que avanza a la etapa de precipitación de sulfuros y un residuo que pasa a la lixiviación II de composición mostrada en la Tabla C.17 y C.18 (Anexo C), respectivamente. Las Tablas C.19 y C.20 (Anexo C.2) detallan la composición de la solución que pasa a lixiviación I y el residuo con bajo contenido de metales base que pasa a lixiviación de metales valiosos.

El proceso de lixiviación II contempla disolver los metales base que no fueron extraídos en la etapa previa, cercanos al 30%. El proceso de extracción tiene una eficiencia del 97% y las reacciones ocurridas son idénticas a las del primer proceso. La solución que lixivía el ripio resultante corresponde a una solución fresca de ácido sulfúrico y peróxido de hidrógeno, que deben ser ajustados en cada lixiviación.

La composición de las corrientes luego de cada etapa de lixiviación se obtiene a partir de la reacción (3.25) y reacción (3.26).



Donde M_1 : Cu, Fe, Zn, Sn y Ni



Donde M_2 : Al y Pb

En detalle los balances por estequiometría se encuentran en el Anexo C.3: Reacciones de lixiviación de metales base I y Reacciones de lixiviación de metales base II.

Las Figuras 3.11 y 3.12 se muestran los resultados de balances hechos en la etapa de lixiviación de metales base.

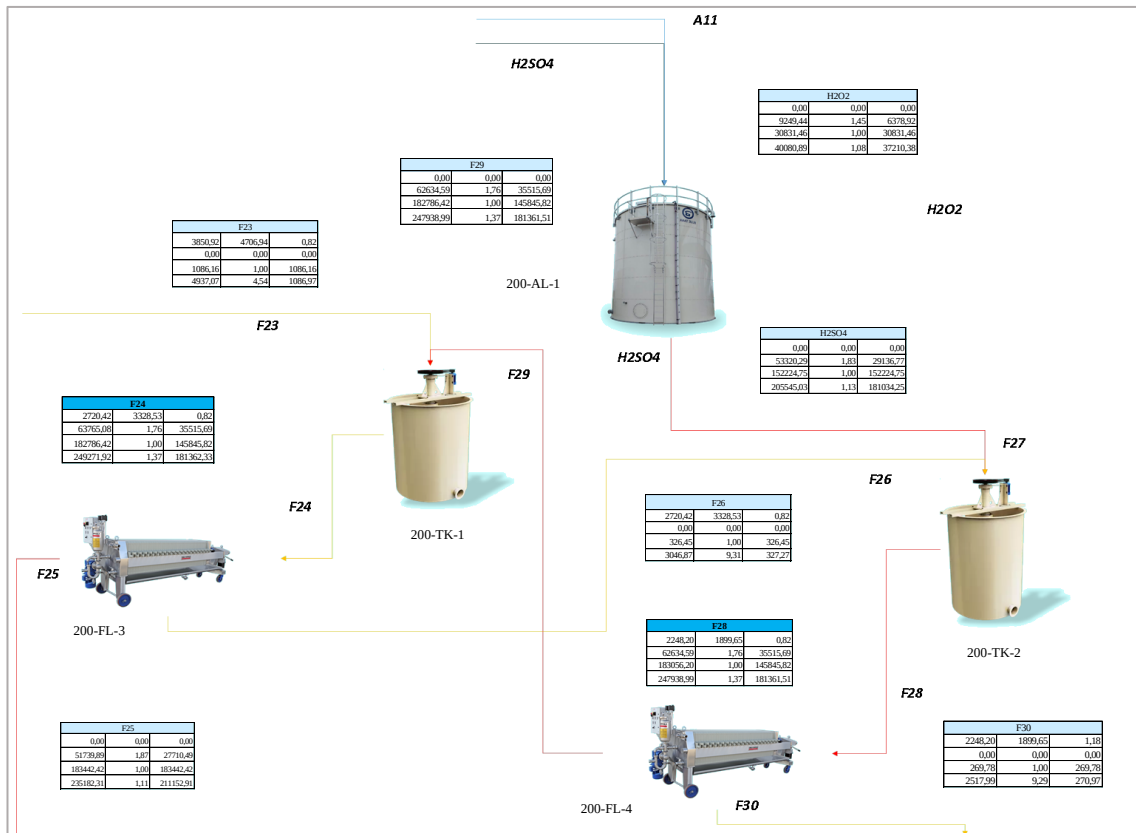


FIGURA 3.11 BALANCES CIRCUITO DE LIXIVIACIÓN CONTRACORRIENTE 2 ETAPAS DE METALES BASES

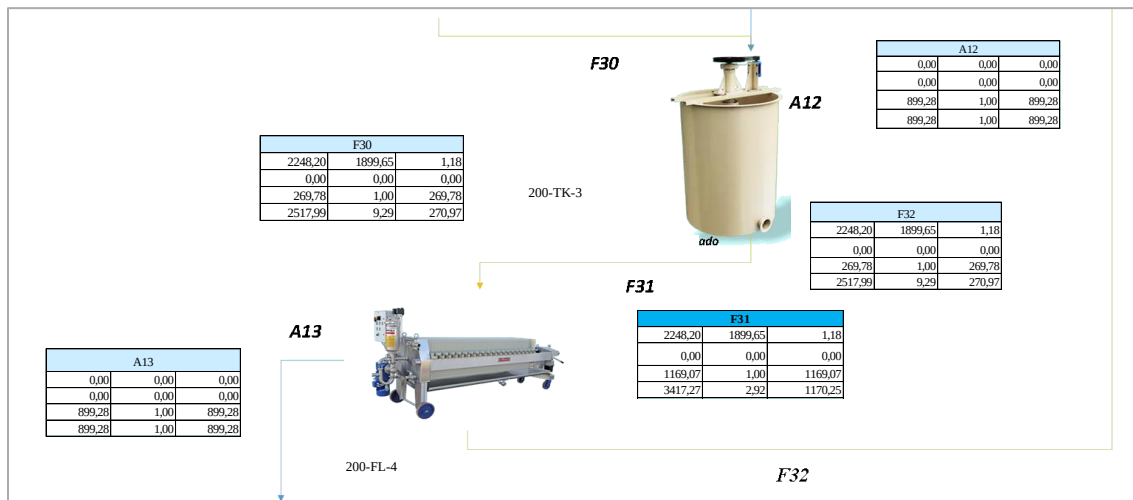


FIGURA 3.12 BALANCES OPERACIÓN DE LAVADO DE RIPIO OBTENIDO LUEGO DE LIXIVIACIÓN DE METALES BASE

Lixiviación de metales valiosos con tiosulfato

Las ecuaciones esenciales para los balances del proceso:

$$\mathbf{F \text{ m\AA}sico s\AA{lido}_{F_{32}} = F \text{ m\AA}sico s\AA{lido}_{F_{30}} \quad (3.27)}$$

$$\mathbf{F \text{ vol. s\AA{lido}_i = \frac{F \text{ m\AA}sico s\AA{lido}_i}{g. e.} \quad (3.28)}$$

$$\mathbf{F \text{ m\AA}sico soluto}_{F_{33}} = \text{masa}_{\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3} + \text{masa}_{\text{NH}_4\text{OH}} \quad (3.29)$$

Las cantidades de tiosulfato e hidr\AA{o}xido de sodio se pueden estimar considerando las concentraciones de cada reactivo (secci\AA{o}n 3.4) y el volumen de soluci\AA{o}n utilizado es seg\AA{u}n la raz\AA{o}n s\AA{lido l\AA{quido} en la ecuaci\AA{o}n 3.32.

$$\mathbf{F \text{ m\AA}sico soluto}_{F_{36}} = \mathbf{F \text{ m\AA}sico soluto}_{F_{29}} + F_{32} \cdot \% \text{Ext}_{\text{lixAu-Ag}} \quad (3.30)$$

$$\mathbf{F \text{ vol. soluto}_i = \frac{F \text{ m\AA}sico soluto_i}{g. e.} \quad (3.31)}$$

Seg\AA{u}n la ecuaci\AA{o}n 3.31 los flujos volum\AA{etricos} se obtienen usando las gravedades espec\AA{ficas} de cada componente.

$$\mathbf{F \text{ vol. soluci\AA{o}n}_{F_{34}} = \frac{F \text{ m\AA}sico s\AA{lido}_{F_{32}} + F \text{ m\AA}sico soluto}_{F_{33}}}{\text{Raz\AA{o}n S: L}} \quad (3.32)}$$

$$\mathbf{F \text{ masico agua}_{F_{34}} = F \text{ vol. soluci\AA{o}n}_{F_{34}} - F \text{ vol. soluto}_{F_{33}} - F \text{ vol. s\AA{lido}_{F_{32}}} \quad (3.33)}$$

$$\mathbf{F \text{ masico agua}_{F_{35}} = F \text{ m\AA}sico s\AA{lido}_{F_{32}} \cdot (1 - \% \text{Ext}_{\text{lixAu-Ag}}) \cdot (1 - \% S_{\text{Torta}}) \quad (3.34)}$$

La composici\AA{o}n de especies presentes en las corrientes, se calculan a partir de las reacciones qu\AA{micas}, de este modo es posible determinar la cantidad y la forma en la que los elementos se transfieren a la soluci\AA{o}n desde el ripio.

En detalle los balances por estequiometr\AA{a} se encuentran en el Anexo C.3: Reacciones lixiviaci\AA{o}n de metales valiosos con tiosulfato.

Las Figuras 3.13 se muestran los resultados de balances hechos en la etapa de lixiviaci\AA{o}n de metales valiosos.

La corriente F_{37} corresponde a la soluci\AA{o}n recirculada desde intercambio i\AA{onico}, A_i es el agua que se incluye en el proceso para lograr la concentraci\AA{o}n de reactivos en la soluci\AA{o}n lixiviante. La corriente F_{36} y F_{35} es la soluci\AA{o}n rica en Au y Ag y ripio, respectivamente. Su composici\AA{o}n se muestra en la Tabla C.21 y Tabla C.22 (Anexo C)

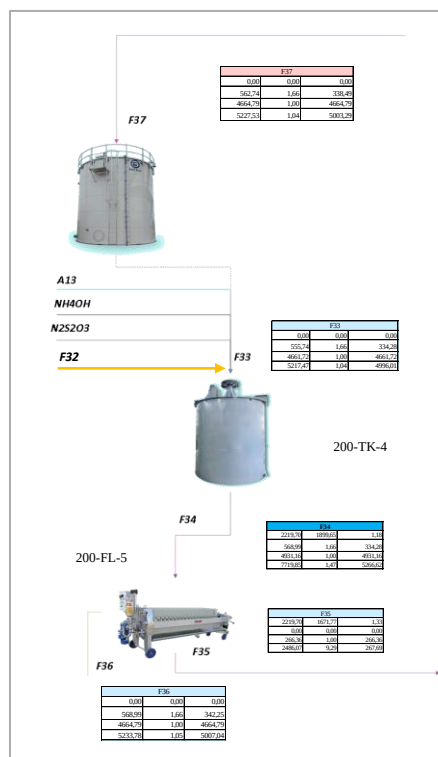


FIGURA 3.13 BALANCES OPERACIÓN DE LIXIVIACIÓN DE METALES VALIOSOS Y FILTRACIÓN

Los balances de las corrientes más relevantes, que se detallan en la Tabla 3.15, demuestran la eficiencia de la etapa de lixiviación en contracorriente sobre los metales base, ya que la corriente F₂₅ extrae la mayoría del cobre y otros metales base como Fe y Al presentes en el concentrado metálico. El ripio obtenido (F₃₀) concentra bajos niveles de cobre y otros metales, debido a la eficiencia del proceso. Del mismo modo, el ripio resultante en la etapa de lixiviación de metales valiosos también concentra bajas cantidades de Au y Ag, siendo conformado en su totalidad por elementos plásticos y cerámicos. Finalmente, la solución F₃₆ extrae en su totalidad el contenido presente de Au y Ag.

TABLA 3.15 BALANCES POR COMPONENTES ETAPA DE LIXIVIACIÓN DE METALES BASE Y METALES VALIOSOS

Corriente	Masa [kg d ⁻¹]	Volumen [m ³ d ⁻¹]	Cu [kg d ⁻¹]	Au [kg d ⁻¹]	Ag [kg d ⁻¹]	Otros metales [kg d ⁻¹]	No metales [kg d ⁻¹]
23	4937,07	1,09	901,78	2,61	8,19	730,78	2206,72
25	235182,31	211,15	893,47	-	-	724,49	-
30	2517,99	0,27	8,31	2,61	8,19	6,30	2206,72
35	2486,07	0,27	3,32	0,50	2,01	-	2206,72
36	5236,78	5,07	5,00	2,12	6,14	-	-

Precipitación de sulfuros metálicos

La precipitación de los metales provenientes de la lixiviación I se busca por interés económico. El CuS es más valioso que un cemento de cobre, por lo tanto, es usado este método como alternativa.

Los reactivos usados son sulfhidrato de sodio (NaSH) que a pH 8 precipita con los metales presentes en la solución, salvo aluminio. Los metales base poseen constantes de solubilidad muy bajas, por lo que la reacción es prácticamente espontánea. La lechada se usa para aumentar el pH de la solución ácida. Las reacciones se plantean con una eficiencia del 84%, los balances másicos y volumétricos se exponen en la Figura 3.14.

Ecuaciones balances de precipitación:

$$F \text{ másico sólido}_{F_{45}} = F \text{ másico soluto}_{F_{25}} - \text{masa}_{\text{metales}} \quad 3.35$$

$\text{masa}_{\text{metales}}$: corresponde a la masa de metales que son precipitados desde la solución proveniente de lixiviación I de metales base. Esta masa se calcula a partir de las reacciones de precipitación.

$$F \text{ másico agua}_{F_{45}} = F \text{ másico agua}_{F_{25}} + \frac{\text{masa}_{\text{CaCO}_3}}{\%S_{\text{CaCO}_3}} + \frac{\text{masa}_{\text{NaSH}}}{\%S_{\text{NaSH}}} \quad 3.36$$

Donde $\%S_{\text{CaCO}_3}$ y $\%S_{\text{NaSH}}$ es el porcentaje de sólidos presente de acuerdo con el grado analítico de cada reactivo.

$$F \text{ másico sólido}_{F_{46}} = F \text{ másico sólido}_{F_{45}} \quad (3.37)$$

$$F \text{ vol. sólido}_i = \frac{F \text{ másico sólido}_i}{g. e.} \quad (3.38)$$

$$F \text{ másico soluto}_{F_{45}} = F \text{ másico solución}_{F_{25}} - F \text{ másico sólido}_{F_{45}} - F \text{ másico agua}_{F_{45}} \quad (3.39)$$

$$F \text{ másico soluto}_{F_{47}} = F \text{ másico soluto}_{F_{45}} \quad (3.40)$$

$$F \text{ vol. soluto}_i = \frac{F \text{ másico soluto}_i}{g. e.} \quad (3.41)$$

$$F \text{ vol. agua} = \frac{F \text{ másico agua}_i}{g. e. H_2O} \quad (3.42)$$

$$F \text{ masico agua}_{F_{46}} = F \text{ másico sólido}_{F_{45}} \cdot (1 - \%S_{\text{Torta}}) \quad (3.43)$$

$\%S_{\text{Torta}}$ Es el porcentaje de sólidos en la torta, después de filtración.

$$F \text{ masico agua}_{F_{47}} = F \text{ másico agua}_{F_{45}} - F \text{ masico agua}_{F_{46}} \quad (3.44)$$

$$F_{\text{masico. solución}} F_i = F_{\text{másico soluto}}_i + F_{\text{másico agua}}_i \quad (3.45)$$

$$F_{\text{vol. solución}}_i = \frac{F_{\text{másico soluto}}_i}{g. e.} + \frac{F_{\text{másico agua}}_i}{g. e. H_2O} \quad (3.46)$$

$$\rho_{\text{solución}}_i = \frac{F_{\text{masico. solución}} F_i}{F_{\text{vol. solución}}_i} \quad (3.47)$$

En detalle los balances por estequiometría se encuentran en el Anexo C.3: Mecanismo de disolución del sulfhidrato de sodio (NaSH), reacciones de ajuste de pH de la solución lixivante mediante la incorporación de lechada de cal, reacción de ajuste de acidez en el sistema para recircular a lixiviación de metales base y reacciones de precipitación

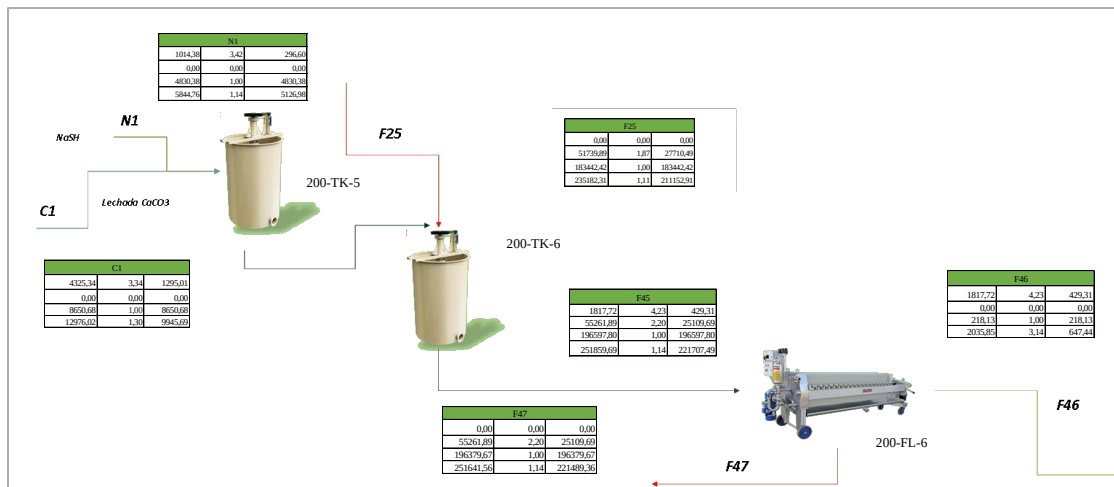


FIGURA 3.14 BALANCES OPERACIÓN DE PRECIPITACIÓN DE SULFUROS METÁLICOS Y FILTRACIÓN

La Tablas C.23 y Tabla C.24 (Anexo C) detallan la composición de compuestos presentes. Del mismo modo y apoyado gráficamente por la Figura C.14 del Anexo C se observa como el sulfuro de cobre es la especie predominante, seguido por el sulfuro de hierro y plomo. Por otra parte, la solución que se retorna a lixiviación de metales base II (Tabla 3.38 y Figura C.15 en Anexo C) necesita ser tratada nuevamente, añadiendo el ácido sulfúrico y peróxido de hidrógeno que se encuentran ausentes.

3.5.3. Intercambio iónico

La leyenda de los balances en la etapa de intercambio iónico se muestra en la Tabla 3.14 y los respectivos balances en la Figura 3.17. El proceso cuenta con 4 etapas:

- Remoción
- Lavado
- Elución
- Retrolavado

Luego de un ciclo aproximado de 2 días se consigue extraer cerca del 83% de Au y 100% de Ag.

TABLA 3.15 PORCENTAJE DE REMOCIÓN Y ELUCIÓN GLOBAL DE ESPECIES DE INTERÉS

$[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$	Remoción/Extracción global	Elución global [%]
	[%]	
	99	85
$[\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$	100	100
$[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$	66	41

Para determinar el volumen de la resina se usa la ecuación (3.48)

$$V_{\text{RA}} = \frac{\text{Flujo vol. solución}_{\text{F}_{36}}}{\text{Número de columnas}} \cdot t \cdot \text{cc} \quad (3.48)$$

$$C_{\text{op}}$$

t: tiempo del ciclo proceso

cc: carga equivalente del flujo $\left[\frac{\text{meq}}{\text{L}}\right]$

C_{op} : carga operacional resina $\left[\frac{\text{eq}}{\text{L}}\right]$

$$\text{cc} = \frac{\text{Peso}_{\text{equivalente}_j} \left[\frac{\text{mg}}{\text{meq}}\right]}{\text{Concentración}_j \left[\frac{\text{mg}}{\text{L}}\right]} \quad (3.49)$$

$$C_{\text{op}} = 1,15 \left[\frac{\text{eq}}{\text{L}}\right]$$

j: $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$, $[\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$, $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{5-}$

$$\text{Peso}_{\text{equivalente}} = \frac{\text{PM}_j}{\text{Valencia}_j} \quad (3.50)$$

La Tabla 3.17 muestra los resultados de peso equivalente para los complejos que serán extraídos por la resina.

TABLA 3.16 DATOS Y CÁLCULO DE PESO[mg meq⁻¹]

Datos	[mg L ⁻¹]	PM	Valencia	Peso eq [mg meq ⁻¹]
[Au(S ₂ O ₃) ₂] ³⁻	904,16	421	3	421,23
[Ag(S ₂ O ₃) ₂] ³⁻	3777,36	332	3	332,13
[Cu(S ₂ O ₃) ₂] ⁵⁻	626,54	400	5	399,93

Los cálculos para determinar el volumen de resina para tratar la solución se encuentran en la Tabla 3.18. Estos cálculos consideran la eficiencia de extracción de la resina MTA5011, planteada como objetivo (Tabla 3.16). La Figura 3.15 esquematiza que la solución rica ingresa con una composición inicial de Au, Ag y remanente de Cu, al descender por la columna la resina intercambia sus iones cloruro por los complejos Au, Ag y Cu según su capacidad operacional, empobreciéndose en Au y Ag. El contenido de Cu no se ve empobrecido en altos niveles, debido a la selectividad de la resina.

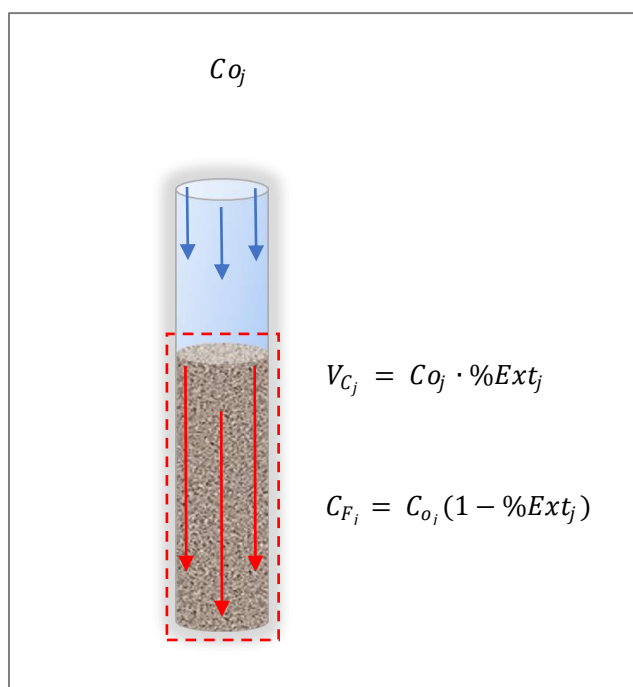


FIGURA 3.14 ESQUEMA MODELO PROPUESTO PARA DETERMINAR LA CANTIDAD DE RESINA.

TABLA 3.17 CÁLCULO DE VOLUMEN Y MASA DE LA RESINA MTA5011

Complejos	[mg L ⁻¹]	PM	Peso eq [mg meq ⁻¹]	[mg L ⁻¹]	Qc [L]	Volumen Resina [L]
[Au(S ₂ O ₃) ₂] ³⁻	897,99	421,22	140,41	6,40	5336,98	4,64

$[\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$	3776,65	332,13	110,71	34,11	28467,04	24,75
$[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$	411,65	399,93	79,99	5,15	4294,66	3,73
Volumen [L]						33,13
Masa resina [kg]						23,19

La masa de la resina se calcula según la ecuación (3.51) considerando la densidad de la resina, obtenida desde su ficha técnica.

$$W_{\text{RA}} = \frac{V_{\text{RA}_n}}{\rho_{\text{RA}}} \quad (3.51)$$

$$\rho_{\text{RA}} = 700 \text{ g L}^{-1}$$

$$W_{\text{RA}} = 23,19 \text{ [kg]}$$

El proceso contempla 12 columnas de intercambio iónico, con un tiempo de residencia de 25 h. Las 12 columnas operarían simultáneamente para tratar el flujo proveniente de lixiviación de metales valiosos, por lo tanto, el flujo que pasa por cada columna:

$$F \text{ vol. solución}_{F_{36}} = 5571,99 \text{ [L d}^{-1}\text{]}$$

$$F \text{ vol extracción} = \frac{5571,99 \text{ [L d}^{-1}\text{]}}{\text{Número columnas}}$$

$$F \text{ vol extracción} = 464,33 \text{ [L d}^{-1}\text{]}$$

Para el caso de la etapa de elución, la eficiencia de elución se observa en la Tabla 3.19.

TABLA 3.19 PORCENTAJE DE ELUCIÓN EN UNA ETAPA

Elución [%]	
$[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$	46
$[\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$	100
$[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$	16

Este valor es muy bajo para el caso del complejo de Au. Se propone el circuito de elución en la Figura 3.16. El ciclo de operación serían 3 eluciones por cada columna con resina cargada, con una cinética de 6,67 [h] ~ 7[h]. En el tiempo 0 se comienza a regar la columna hasta extraer los valores reportados en la Tabla 3.20 de cada complejo, esto se consigue luego de 7 [h]. Posteriormente, la columna con resina agotada será regada 2 veces, hasta conseguir los resultados de la Tabla 3.16.

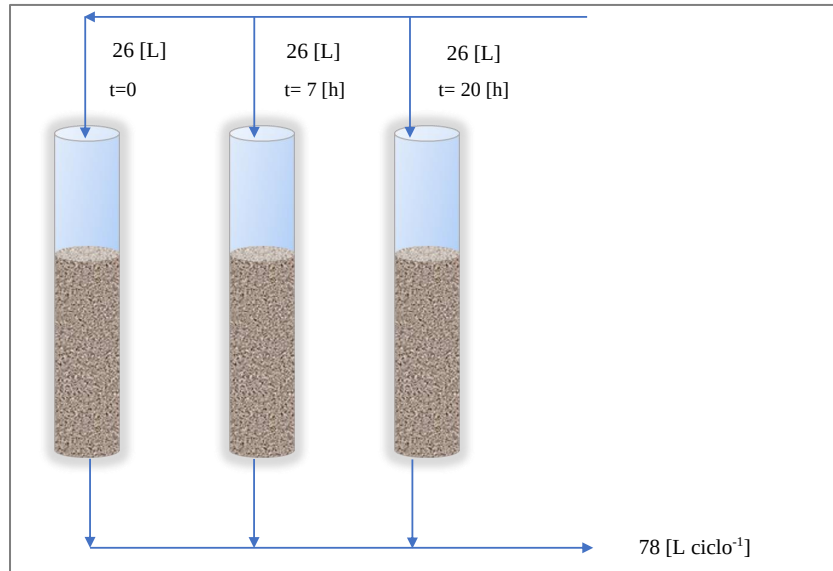


FIGURA 3.15 ESQUEMA DE CIRCUITO DE OPERACIÓN PROPUESTO PARA LA ELUCIÓN DE RESINA CARGADA.

El Flujo volumétrico de elución que pasaría en cada ciclo:

$$\mathbf{F \text{ vol. Elución} = \frac{W_{RA}}{\text{Razón solución}} \quad (3.52)}$$

$$\mathbf{F \text{ vol. elución} = \frac{23190[g]}{900 [g L^{-1}]}}$$

$$\mathbf{F \text{ vol. solución}_{F_{39}} = 25,77 \left[\frac{L}{\text{columna}} \right] \cdot 12 \left[\frac{\text{columna}}{\text{eluciones}} \right] \cdot 3 [\text{eluciones}]}$$

$$\mathbf{F \text{ vol. solución}_{F_{39}} = 927,6 [L]}$$

$$\begin{aligned} \mathbf{Flujo \text{ mÁsico}_{F_{39}} = Flujo \text{ mÁsico soluto}_{F_{36}} \cdot \sum \% \frac{P}{P_j} \cdot \sum \% Ext_{\text{global remoción}} \cdot \% Ext_{\text{global elución}} } \\ \mathbf{+ \sum \Delta corte_j \cdot F \text{ vol. solución}_{F_{38}}} \quad (3.53) \end{aligned}$$

$\sum \%P/P_j$: Suma de porcentaje en peso de los complejos presentes en la solución

$$\mathbf{Flujo \text{ mÁsico}_{38} = \sum \Delta corte_j \cdot F \text{ vol. solución}_{F_{38}}} \quad (3.54)$$

$\sum \Delta corte_j$: Suma del delta de concentración entre el electrolito pobre y rico.

El corte es la cantidad que es depositada en cada ciclo de electroobtención, por lo tanto, es la cantidad que debe traspasarse al electrolito pobre proveniente de electroobtención.

$$[Au(S_2O_3)_2]^{3-} = 4,04 [g L^{-1}]$$

$$[\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-} = 19,48 \text{ [g L}^{-1}\text{]}$$

$$[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-} = 1,21 \text{ [g L}^{-1}\text{]}$$

Las reacciones se detallan en el Anexo C.3: Reacciones intercambio iónico.

Las reacciones de remoción permiten conocer la cantidad remanente de complejos, de composición definida en la Tabla C.25 (Anexo C).

Las reacciones de elución permiten conocer la cantidad de los complejos que es transferida al electrolito pobre, de composición definida en la Tabla C.26 (Anexo C.2).

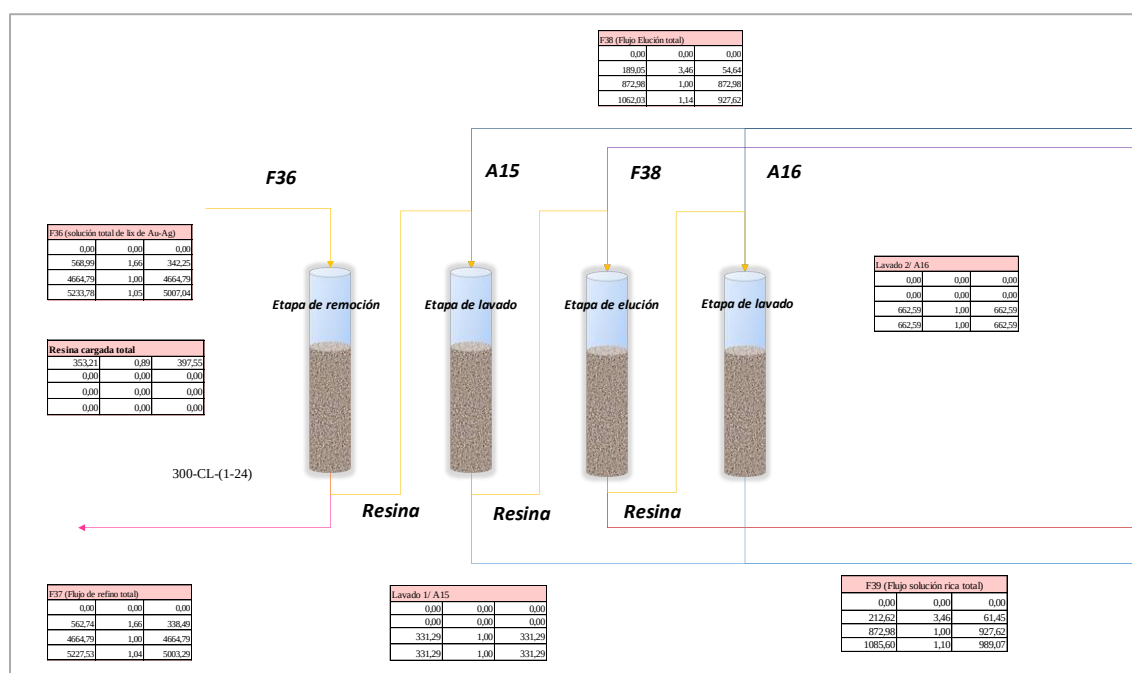


FIGURA 3.16 BALANCE ETAPA DE INTERCAMBIO IÓNICO⁵

La Tabla 3.20 muestra la selectividad de la resina MTA5011 por Au y Ag, ya que el contenido de Cu se muestra con poca variación entre la corriente F₃₆ y F₃₇ y con una alta diferencia para Au y Ag, indicando que la resina extrajo en su mayoría estos últimos.

TABLA 3.20 BALANCES POR COMPONENTES ETAPA DE INTERCAMBIO IÓNICO

Corriente	Masa [kg d ⁻¹]	Volumen [m ³ d ⁻¹]	Cu [kg d ⁻¹]	Au [kg d ⁻¹]	Ag [kg d ⁻¹]	MTA5011
36	5233,78	5,01	4,98	2,12	6,14	23,19

⁵ La figura solo es una representación de las etapas, ya que estas ocurren en cada columna y no por separado

37	5227,53	5,01	3,72	0,34	0,00	29,43
38	1062,03	1,62	0,16	5,50	15,93	-
39	1085,59	1,85	1,43	7,30	22,07	-

3.5.4. Electro obtención

En la Figura 3.18 detalla los balances másicos y volumétricos en la etapa de electro obtención. Considerando la información de la Tabla 3.21 y usando la Ley de Faraday (Ecuación 3.55) se determina el tiempo de cosecha.

$$W_{\text{depositado}} = \frac{PM \cdot I \cdot t}{n \cdot F} \cdot \eta \quad (3.55)$$

$$t = \frac{W_{\text{depositado}} \cdot n \cdot F}{PM \cdot I}$$

La cantidad de Au que se depositará en los cátodos se define como 1500 [g].

$$W_{\text{depositado Au}} = 1,5 \text{ [kg]}$$

$$t = 77356,16 \text{ [s]} \rightarrow 21,49 \text{ [h]}$$

Determinando el tiempo de cosecha se aplica nuevamente la ley de Faraday y se calcula la cantidad de Ag y Cu depositada.

$$W_{\text{depositado Ag}} = 821,40 \text{ [g]}$$

$$W_{\text{depositado Cu}} = 483,96 \text{ [g]}$$

La suma de los tres metales corresponde al depósito total en el cátodo de acero inoxidable.

$$W_{\text{depositado total}} = 2,81 \text{ [kg]}$$

El corte de complejos metálicos debe calcularse en término de los metales.

$$\Delta\text{Corte}_{\text{Au}} = 4,10 \text{ [gpL]} \cdot \frac{196,97 \text{ [g mol}^{-1}\text{]Au}}{421,23 \text{ [g mol}^{-1}\text{] [Au(S}_2\text{O}_3)_2\text{]}^{3-}} \quad (3.56)$$

$$\Delta\text{Corte}_{\text{Au}} = 1,92 \text{ [g L}^{-1}\text{]}$$

Del mismo modo, para Ag y Cu considerando los pesos moleculares (Tabla 3.21)

$$\Delta\text{Corte}_{\text{Ag}} = 6,62 \text{ [g L}^{-1}\text{]}$$

$$\Delta\text{Corte}_{\text{Cu}} = 0,15 \text{ [g L}^{-1}\text{]}$$

Como el flujo volumétrico de elución es conocido, se puede calcular la producción por ciclo.

$$\text{Cosecha}_{\text{Au}} = \Delta \text{Corte}_{\text{Au}} \cdot F \text{ vol. solución}_{F_{39}} \cdot t \quad (3.57)$$

$$\text{Cosecha}_{\text{Au}} = 1,92 \text{ [gpL]} \cdot \frac{927,60}{24} [\text{L h}^{-1}] \cdot 21,49 [\text{h}] = 1592,48 \text{ [g cátodo}^{-1}]$$

$$\text{Cosecha}_{\text{Ag}} = 5498,54 [\text{g ciclo}^{-1}]$$

$$\text{Cosecha}_{\text{Cu}} = 121,28 [\text{g ciclo}^{-1}]$$

$$\sum \text{Cosecha}_j = 7,21 [\text{kg ciclo}^{-1}]$$

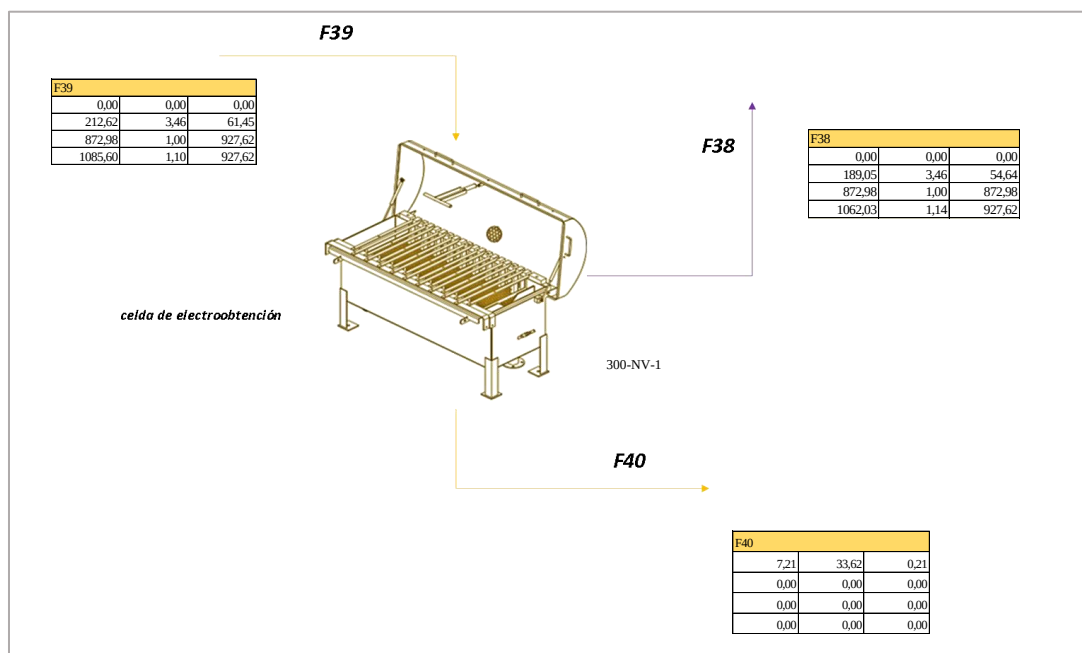


FIGURA 3.17 BALANCES ETAPA DE ELECTROOBTENCIÓN

TABLA 3.21 DATOS Y RESULTADOS DE DEPOSICIÓN DE AU, AG Y CU EN EL CÁTODO DE ACERO SEGÚN LA LEY DE FARADAY Y LAS CONDICIONES OPERACIONALES PLANTEADAS EN LA SECCIÓN 3.4

PM (Au)	196,97
PM (Ag)	107,86
PM (Cu)	63,55
n (Au)	1
n (Ag)	1
n (Cu)	1
F [A s mol ⁻¹]	96500
W (Au) [g]	1500

W (Ag) [g]	821,39
W (Cu) [g]	483,96
W total [kg]	2,81

La composición del cátodo que resulta del proceso de electroobtención se muestra en la Figura C.16 en el Anexo C

Para el cálculo de la energía consumida se usa la ecuación (3.56) y los parámetros operacionales planteados en la sección 3.4.

$$\text{Área} = 0,25 \text{ [m}^2\text{]}$$

$$i = 40 \left[\frac{\text{A}}{\text{m}^2} \right]$$

$$\text{Área} \cdot i = I = 10 \text{ [A]}$$

$$V = 5 \text{ [V]}$$

$$E_{\text{consumida}} = I \cdot V \text{ (3.56)}$$

TABLA 3.22 RESULTADO CÁLCULO DE ENERGÍA CONSUMIDA POR PROCESO DE ELECTROOBTENCIÓN

E total [KW h⁻¹]	5
Pérdidas energía	40%

La Tabla 3.23 resume los balances por componentes del electrolito pobre, rico y el cátodo de Au y Ag.

TABLA 3.23 BALANCES POR COMPONENTES ETAPA DE ELECTROOBTENCIÓN

Corriente	Masa [kg d⁻¹]	Volumen [m³ d⁻¹]	Cu [kg d⁻¹]	Au [kg d⁻¹]	Ag [kg d⁻¹]
38	1062,03	0,92	0,16	5,50	15,93
39	1085,60	0,99	1,43	7,26	22,07
40	7,21	-	0,14	1,78	6,14

3.5.5. Fusión a metal doré

El proceso de fusión se plantea como la alternativa para la formación de lingotes de metal doré, puesto que, el depósito obtenido desde electroobtención no es homogéneo, además posibles impurezas que permanezcan serán eliminadas en escoria, mejorando la calidad del producto. Esto

último trata solo de un supuesto, ya que los balances no contemplan arrastres de otros metales base en este punto del proceso.

Las dosis de fundentes en kg por tonelada de doré son sacados de literatura (Sección 3.4) permiten calcular las cantidades:

$$\text{Dosis}_{\text{Na}_2\text{CO}_3} [\text{g}] = \frac{12 [\text{kg t}^{-1}]}{1000} \cdot 7212,30 [\text{g}] = 86,55 [\text{g}]$$

$$\text{Dosis}_{\text{Na}_2\text{NO}_3} [\text{g}] = 28,90 [\text{g}]$$

$$\text{Dosis}_{\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}} [\text{g}] = 2307,93 [\text{g}]$$

$$\text{Dosis}_{\text{SiO}_2} [\text{g}] = 649,11 [\text{g}]$$

$$\text{Dosis}_{\text{Fundente}} [\text{g}] = 3472,44 [\text{g}]$$

Las cantidades obtenidas por estequiometría son menores a las reportadas en literatura. Estas se pueden obtener mediante los balances de las principales reacciones ocurridas durante la fusión.

Los balances consideran una composición ternaria de $\text{B}_2\text{O}_3 + \text{Na}_2\text{O} + \text{SiO}_2$ en las condiciones planteadas en la Tabla 3.24.

TABLA 3.24 COMPOSICIÓN ALEACIÓN TERNARIA DE FUNDENTES

Composición	%	Tf °C
B_2O_3	45,5	600
Na_2O	20,5	
SiO_2	34,0	

La cantidad de cobre que busca ser oxidada y pasada a la escoria corresponde al 99,98%. Se considera que la mitad del cobre se oxida en la forma de $\text{CuO} \cdot (\text{B}_2\text{O}_3)$ y el resto como $\text{CuO} \cdot \text{SiO}_2$. Esto permite plantear una situación en que es conocida la cantidad de O_2 y como proviene de la descomposición térmica se puede conocer las cantidades de Na_2CO_3 y Na_2NO_3 . Finalmente, como las cantidades de fundentes deben estar en los porcentajes de la Tabla 3.25, es posible estimar la cantidad necesaria de todos (ver Anexo C.3: Reacción de descomposición térmica, Reacción de oxidación de metal base y Reacciones de formación de escoria)

El total de fundente según las reacciones corresponde:

$$\text{Dosis}_{\text{Fundente}} [\text{g}] = 112,53 [\text{g}] + 106,52 [\text{g}] + 600,05 [\text{g}] + 163,71 [\text{g}] = 982,80 [\text{g}]$$

El valor seleccionado es el de literatura, ya que son cantidades usadas en la industria.

Las ecuaciones principales en los balances mostrados en la Figura 3.19 corresponden:

$$\text{Flujo másico sólido}_{F43} = \text{Flujo másico sólido}_{F41} + \text{masa}_{\text{Cu}} - \text{masa}_{\text{O}_2} - \text{masa}_{\text{N}_2} - \text{masa}_{\text{CO}} \quad (3.57)$$

$$\text{Flujo másico sólido}_{44} = \text{Flujo másico sólido}_{F43} - \text{masa}_{\text{Cu}} \quad (3.58)$$

$$\text{Flujo másico gas} = \text{masa}_{\text{O}_2} + \text{masa}_{\text{N}_2} + \text{masa}_{\text{CO}} \quad (3.59)$$

$$F \text{ vol. sólido}_i = \frac{F \text{ másico sólido}}{g. e.} \quad (3.60)$$

$$F \text{ vol. gas} = \frac{F \text{ másico gas}}{g. e.} \quad (3.61)$$

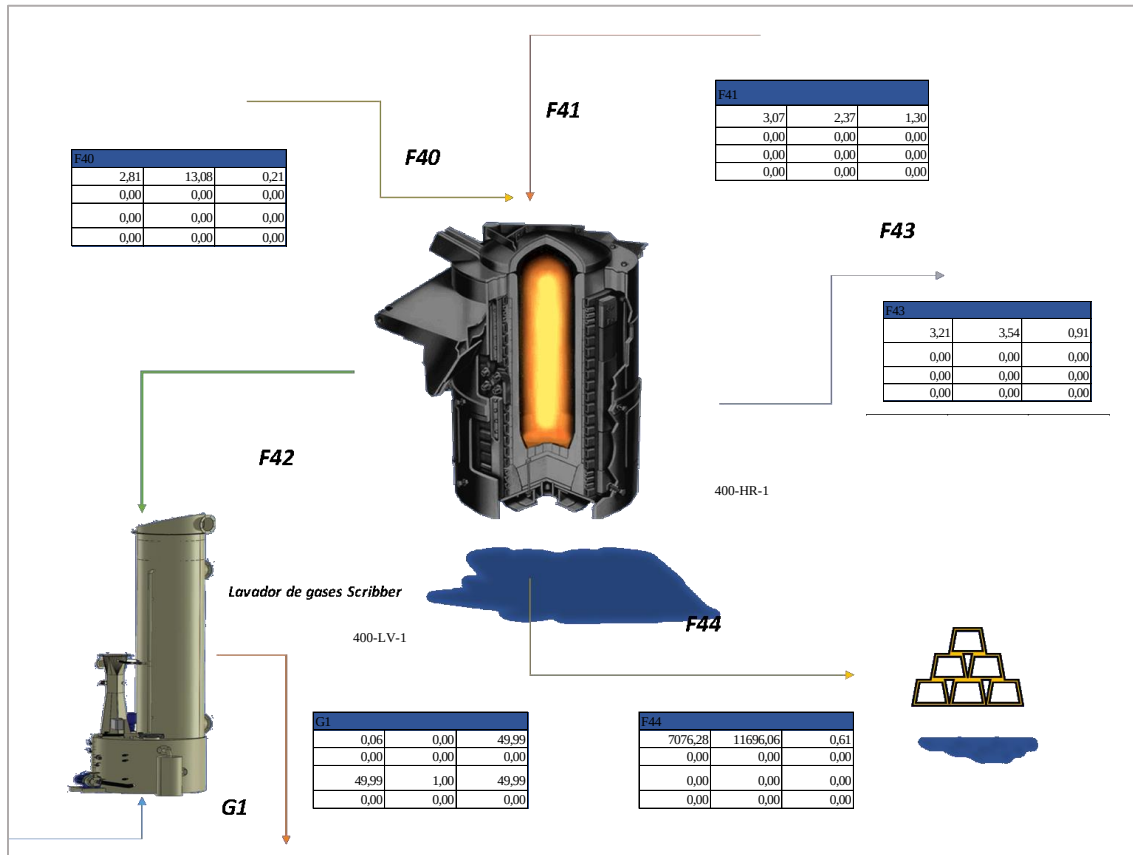


FIGURA 3.18 BALANCES ETAPA DE FUSIÓN A LINGOTES DE METAL DORÉ

Los balances por componentes (Tabla 3.25) muestran que el proceso de fusión logra eliminar el contenido de cobre remanente que se depositó en el cátodo, la escoria por lo tanto cumple su objetivo de purificar la aleación. Este cálculo solo considera el cobre, no obstante, no se descarta la presencia de otros metales base que hayan sido arrastrados.

TABLA 3.25 BALANCE POR COMPONENTES ETAPA DE FUSIÓN

Corriente	Cu [kg d ⁻¹]	Au [kg d ⁻¹]	Ag [kg d ⁻¹]
43	0,12	0,01	0,01
44	0,00	1,77	6,13

La Figura C.17, Figura C.18 y Figura C.19 en Anexo C muestra la composición obtenida del metal doré, escoria y gases, respectivamente de acuerdo con los balances hechos.

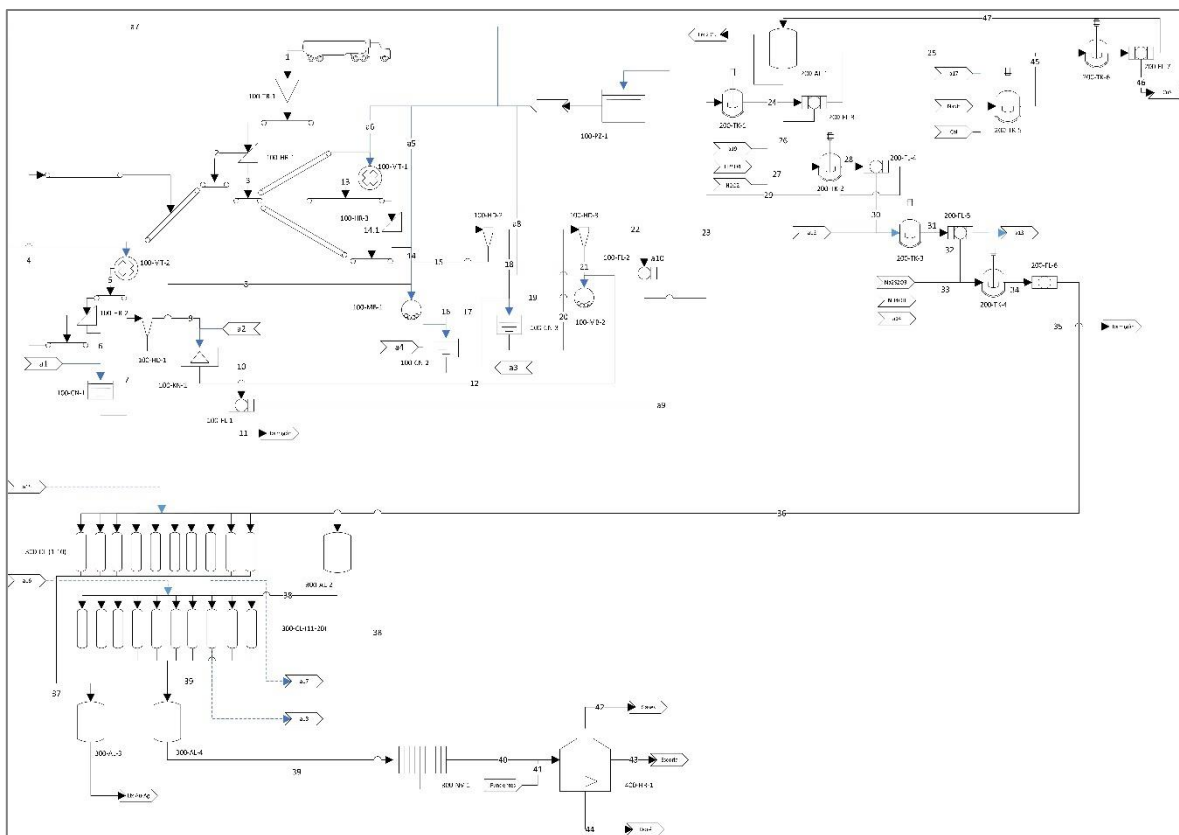
Los balances de energía en la etapa de fusión se calculan con la diferencia de entalpías de reacción de los productos menos los reactivos de cada especie. La Tabla C.28 (Anexo C) contiene los datos obtenidos desde HSC Chemistry para cada especie a la temperatura en que se desarrollan las reacciones.

$$H = \sum n H_p - \sum n H_r \quad 3.62$$

La Tabla 3.29 (Anexo C) presenta los resultados de energía necesaria para lograr el proceso. La diferencia entrega un valor de 2205,440 [KJ] que se necesitarían para que el proceso se lleve a cabo y multiplicado por el tiempo de fusión:

$$\text{Consumo [KW]} = \frac{1981,30 \text{ [KJ]}}{2 \text{ [h]} \cdot 3600 \text{ [s h}^{-1}\text{]}} = 0,28 \text{ [KW]}$$

3.5.6. Balance general de planta de reciclaje



Balance general de masa [kg d ⁻¹]																											
Área 100: Reducción y Concentración																											
Número de corriente	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23				
Nombre de corriente	Sólido	Sólido	Sólido	Sólido	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Hormigon	Pulpas	Sólido	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Pulpas	Concentr.			
Temperatura	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21	21
Masa	5500,18	4225,54	1283,64	6138,31	11737,61	8899,29	8899,29	2219,41	6679,88	23689,47	23689,47	8071,78	4991,93	1782,83	9152,34	13299,50	13517,13	4364,94	20944,00	18517,13	21	21	15200,59	9627,29	4937,07	3850,92	3850,92
PCB	5500,18	4225,54	1283,64	6138,31	10563,85	4225,54	4225,54	1563,38	2871,98	1658,26	1658,26	1013,69	4492,74	1283,64	5674,45	8511,68	8511,68	2837,23	12566,44	8511,68	21	21	11552,74	3850,92	3850,92	3850,92	
Acido sulfúrico																											
Péroxido de hidrógeno																											
Tiosulfato de sodio																											
Hidruóxido de amonio																											
MTA S011																											
Sulfhidrato de sodio																											
Oxido de calcio																											
Carbonato de sodio																											
Nitrato de sodio																											
Silíce																											
Borax																											
Agua					1173,76	4673,72	4673,72	665,82	4307,51	4307,51	467,72	2058,12	499,19	499,19	3477,88	4787,81	5005,63	1527,74	8377,63	5005,63			3648,24	5776,31	1086,16		
Org kg/d	2,68	1,55	0,47	1,55	1,55	1,55	0,34	1,38	0,04	0,34	1,26	0,47	0,34	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	0,78	
Ceniz kg/d	8,41	6,13	1,58	6,13	6,13	6,13	6,13	5,28	1,38	0,72	0,12	0,38	0,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	1,38	
Gobres kg/d	907,05	628,58	425,04	625,58	625,58	625,58	484,98	180,87	7,97	7,97	274,52	190,04	190,04	685,02													
Org metales kg/d	743,98	508,07	235,07	508,07	508,07	508,07	426,34	305,14	14,12	14,12	394,12	235,07	235,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	508,07	
Org metales kg/d	3847,08	3081,88	1336,08	3081,88	3081,88	3081,88	2261,31	1633,69	1633,69	639,12	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	598,38	

[illegible]

FIGURA 3.20 DIAGRAMA DE FLUJOS PROCESOS PARA LA EXTRACCIÓN DE AU, AG Y CU DESDE TCI

3.6.Dimensionamiento de equipos

3.6.1. Conminución y concentración física

Ecuaciones de diseño molino de bolas

Considerando los parámetros de diseño en las Tablas C.30 y Tabla C.31 (Anexo C) se determinan las dimensiones del molino de bolas en las Tablas 3.26 y 3.27.

$$V = \pi \cdot \left(\frac{D}{2}\right)^2 \cdot h \quad (3.63)$$

$$V_c = J \cdot V \quad (3.64)$$

$$v_{crítica} = \frac{76,6}{\sqrt{D}} \quad (3.65)$$

$$N_c = f \cdot V_{crítica} \quad 3.66$$

$$\rho_{pulpa} = \frac{1}{\frac{\%sólido}{\frac{100}{\rho_s} + 1} - \frac{\%sólido}{100}} \quad (3.67)$$

$$Vol_{carga} = J \cdot Vol_{molino} \quad (3.68)$$

$$VB = JB \cdot Vol_{molino} \quad (3.69)$$

$$JE = J - JB \quad (3.70)$$

$$PP = JB \cdot DB \cdot V_c \cdot D_p \quad (3.71)$$

$$PE = JE \cdot V_c \cdot D_p \quad (3.72)$$

$$PC = (1 - JP) \cdot VB \cdot F_v \quad (3.73)$$

$$D_{ap} = \frac{PC \cdot PE \cdot PP}{V_c} \quad (3.74)$$

$$W = V_c \cdot D_{ap} \quad (3.75)$$

$$P = 0,238 \cdot D^{3,5} \cdot N_c \cdot D_{ap} \cdot (f - 1,065 \cdot f^2) \cdot \sin(\alpha) \quad (3.76)$$

α : Ángulo entre la carga y la horizontal.

TABLA 3.26 DISEÑO DE MOLINO DE BOLAS 100-MB-1

Diseño 100-MB-1	
Densidad Mineral [$t\ m^{-3}$]	4,94
Fv: Fracc. espacios Intersticiales (bolas) %	40
W: Peso de la Carga	0,02
Largo del Molino [ft]	5,29
Nc: Velocidad de giro del Molino [rpm]	35,34
V crítica: Velocidad crítica rotación Molino	47,12
Dp: Densidad Pulpa [$t\ m^{-3}$]	2,15
Vc: Volumen Interior Molino [m^3]	0,82
V: Volumen carga Interior Molino [m^3]	0,58
VB: Volumen Ocupado por Bolas [m^3]	0,41
PC: Peso carga de Bolas [t]	0,25
PP: Peso de Pulpa entre Bolas [t]	0,34
JE: Nivel exceso Pulpa %	20
PE: Peso exceso de Pulpa [t]	0,25
Dap: Densidad aparente Carga Molino [$t\ m^{-3}$]	0,04
Potencia Neta Molino [kW]	8,29
Potencia Neta Molino [kW]	8,29
Potencia Real o Bruta (considerando perdidas) [kW]	97,64

TABLA 3.27 DISEÑO DE MOLINO DE BOLAS 100-MB-2

Diseño 100-MB-2	
Densidad Mineral ($t\ m^{-3}$)	4,71
Fv: Fracc. espacios Intersticiales(bolas) 40%	40
W: Peso de la Carga	0,02
Largo del Molino (ft)	3,21
Nc: Velocidad de giro del Molino (rpm)	32,04
V crítica: Velocidad crítica rotación Molino	42,72
Dp: Densidad Pulpa (tm^{-3})	2,12
Vc: Volumen Interior Molino (m^3)	0,74
V: Volumen carga Interior Molino (m^3)	0,52
VB: Volumen Ocupado por Bolas (m^3)	0,37
PC: Peso carga de Bolas (t)	0,22
PP: Peso de Pulpa entre Bolas(t)	0,34
JE: Nivel exceso Pulpa %	20
PE: Peso exceso de Pulpa (t)	0,22
Dap: Densidad aparente Carga Molino (tm^{-3})	0,03
Potencia Neta Molino (kW)	8,12

Potencia Neta Molino (kW)	8,12
Potencia Real o Bruta (considerando perdidas) (kW)	109,21

Ecuaciones de diseño hidrociclones

$$Q_F = a_1 \cdot D_o \cdot P^{0,5} \cdot (100 - C_w)^{0,125} \quad (3.77)$$

Considerando la Figura C.20 (Anexo C) para determinar el diámetro interno del hidrociclón en función del tamaño de corte y las relaciones de diámetro interno con las dimensiones planteadas a continuación se diseñan los hidrociclones en la Tabla 3.28.

- $D_o = 0,4D_c$
- $h_T = 2,5D_c$
- $D_v = 0,08D_c$
- $D_i = 0,1D_c$

TABLA 3.28 DISEÑO HIDROCILONES

100-HD-1	D_c [pulg]	D_o [pulg]	h [pulg]	D_v [pulg]	D_i [pulg]	a_1 [pulg]	P [psi]
	60	24	150	5,4	6	53,09	5
100-HD-2	D_c [pulg]	D_o [pulg]	h [pulg]	D_v [pulg]	D_i [pulg]	a_1 [pulg]	P [psi]
	60	24	150	5,4	6	59,40	5
100-HD-3	D_c [pulg]	D_o [pulg]	h [pulg]	D_v [pulg]	D_i [pulg]	a_1 [pulg]	P [psi]
	60	24	150	5,4	6	125,43	5

Ecuaciones de diseño tamices

Considerando las constantes de diseño de los tamices de acuerdo con literatura, se tienen los resultados de la tabla 3.29.

TABLA 3.29 DISEÑO TAMICES

Tamiz	C [$t \text{ ft}^{-2} \text{ h}^{-1}$]	Flujo de masa [$t \text{ h}^{-1}$]	Área ft^2
100-HR-1	1,10	0,23	4,79
100-HR-2	0,50	0,49	0,98
100-HR-3	0,50	0,19	0,37

Ecuaciones de diseño filtro prensa

Por medio de la ecuación (3.78) y parámetros de diseño, se calculan las dimensiones de los filtros prensa usados en el área 100.

$$VT = \frac{(V_a \cdot P_s \cdot \rho \cdot g_{sf})}{g_{st} \cdot \rho \cdot P_{st}} \quad (3.78)$$

TABLA 3.30 DISEÑO FILTRO PRENSA

Parámetros de diseño	100-FL-1	100-FL-2
Va: Volumen total de alimentación	3671,99	5777,19
Ps: % de sólidos	0,07	0,40
ρ: Densidad de agua[kg L ⁻¹]	1,00	1,00
gst: Peso específico fango	1,08	1,67
Pst: Peso específico torta	4,54	4,54
% de sólidos en la torta	78	0,78
Tiempo de filtración [h]	4,00	4,00
VT [m ³]	0,08	1,09
Largo [mm]	3670	4210
Ancho [mm]	1200	1200

Dimensiones obtenidas desde catálogos

Las Tablas 3.31, 3.32, 3.33 y 3.34 detallan las dimensiones obtenidas desde catálogos consultados a proveedores. Los equipos consultados corresponden a:

- Trituradora de TCI
- Molino de martillos
- Cajón de pulpa
- Concentrador Knelson

TABLA 3.31 CARACTERISTICAS Y DIMENSIONES TRITURADORA PRIMARIA

100-TR-1	
Flujo másico TCI [Kg d ⁻¹]	5509,18
Capacidad [Kg h ⁻¹]	1000
Tiempo de operación [h]	5,51
Volumen [L]	0,32
Largo [mm]	1900
Ancho [mm]	1800
Alto [mm]	2400

TABLA 3.32 CARACTERISTICAS Y DIMENSIONES TRITURADORAS SECUNDARIAS (MOLINO DE MARTILLOS)

Parámetros de diseño	100-MT-1	100-MT-2
Flujo masico TCI [kg d ⁻¹]	10563,85	4492,74

Capacidad [kg h ⁻¹]	1500,00	900,00
Flujo agua [kg d ⁻¹]	1173,76	499,19
Tiempo de operación [h]	7,83	0,23
Volumen [m ³]	9,21	0,36
Largo [mm]	1600	1600
Ancho [mm]	750	750

TABLA 3.33 CARACTERISTICAS OPERACIONALES CAJÓN DE PULPA

Parámetros de diseño	100-CN-1	100-CN-2	100-CN-3
Flujo volumétrico pulpa TCI [L d ⁻¹]	4674,86	4789,55	5777,19
Tiempo [h]	1,00	1,00	1,00
Volumen [L]	194,79	199,56	240,72

TABLA 3.34 CARACTERISTICAS Y DIMENSIONES CONCENTRADOR CENTRÍFUGO KNELSON

100-KN-1	
Flujo masico [kg d ⁻¹]	2671,95
Capacidad [t h ⁻¹]	0,60
tiempo de residencia	4,45
Volumen [[m ³]	4,47
Largo [mm]	1160
Ancho [mm]	885

3.6.2. Lixiviación por etapas

Ecuaciones de diseño estanques agitados y de almacenamiento

La Tabla 3.35 y 3.36 detallan el diseño de los estanques agitados usados en el área 200. Las ecuaciones usadas en estos cálculos son las siguientes:

$$\frac{dN_{AO}(1-x)}{dt} = r_A \cdot V \quad (3.79)$$

$$V_{\text{react}} = \left[\frac{F_{\text{pulpa}}}{\rho_{\text{pulpa}}} \right] \cdot t \quad (3.80)$$

$$V = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot H}{4} \quad (3.81)$$

$$P_h = \frac{g \cdot \rho \cdot H_s}{101325 \text{ Pa}} \cdot 14,7 \text{ psi} \quad (3.82)$$

$$h_T = D - \sqrt{(r_k + r - D) \cdot (r_k - r - D)} \quad (3.83)$$

$$T_s = \frac{P \cdot R}{S \cdot E - 0,6 \cdot P} + f_c \quad (3.84)$$

- P: presión dentro del tanque
- R: radio del tanque
- S: resistencia del material
- E: eficiencia en la soldadura
- f_c : factor de seguridad

$$T_T = \frac{0,885P \cdot L}{S \cdot E - 0,1 \cdot P} + f_c \quad (3.85)$$

P: presión dentro del tanque

- R: radio del tanque
- S: resistencia del material
- E: eficiencia en la soldadura
- f_c : factor de seguridad

TABLA 3.35 DISEÑO ESTANQUES DE LIXIVIACIÓN AGITADA ÁREA 200 (REACTORES CSTR)

Parámetros de diseño	200-TK-1	200-TK-2	200-TK-3	200-TK-4
F volumétrico pulpa [L d ⁻¹]	182448,49	181361,51	1170,25	5266,62
Tiempo total [d]	0,04	0,04	0,04	0,29
Volumen[m ³]	7,60	7,56	0,05	1,54
Razón H D ⁻¹	1,00	1,00	1,00	1,00
D [m]	2,13	2,13	0,40	1,25
H [m]	2,13	2,13	0,40	1,25
Densidad pulpa [kg m ⁻³]	1374,44	1367,10	2920,12	1465,81
Ph	4,16	4,13	1,64	2,61
E	0,85	0,85	0,85	0,85
S [psi]	23937,82	23937,82	23937,82	23937,82
fc [mm]	1,00	1,00	1,00	1,00
Ts [mm]	1,00	1,00	1,00	1,00
rk [m]	0,13	0,13	0,02	0,08
ht [m]	0,43	0,43	0,08	0,26
Volumen [m ³]	0,78	0,78	0,01	0,16
Tt	1,00	1,00	1,00	1,00

Vtotal [m ³]	8,39	8,34	0,05	1,69
--------------------------	------	------	------	------

TABLA 3.36 DISEÑO ESTANQUES DE ALMACENAMIENTO ÁREA 200

Parámetros de diseño	Estanque H ₂ SO ₄ 200-AL-1	Estanque de lavado área 200-AI-2	Estanque H ₂ O ₂ 200-AL-3	Estanque solución refino tiosulfato 200-AI-4
F volumétrico pulpa [L d ⁻¹]	181034,25	899,28	37210,38	4996,01
Tiempo total [d]	0,04	0,04	0,04	7,00
Volumen[m ³]	7,54	0,04	1,55	34,97
Razón H D ⁻¹	1,00	1,00	1,00	1,00
D [m]	2,13	0,36	1,25	3,54
H [m]	2,13	0,36	1,25	3,54
Densidad pulpa [kg m ⁻³]	0,00	0,00	0,00	0,00
Ph	0,00	0,00	0,00	0,00
E	0,85	0,85	0,85	0,85
S [psi]	23937,82	23937,82	23937,82	23937,82
fc [mm]	1,00	1,00	1,00	1,00
Ts [mm]	1,00	1,00	1,00	1,00
rk [m]	0,13	0,02	0,08	0,21
ht [m]	0,43	0,07	0,26	0,72
Volumen [m ³]	0,78	0,00	0,16	3,60
Tt	1,00	1,00	1,00	1,00
Vtotal [m ³]	8,32	0,04	1,71	38,57

Diseño filtro prensa área 200

Usando la ecuación 3.78 se diseñan los filtros usados en el área 200. La Tabla 3.37 resume los parámetros de diseño y la capacidad calculada para cada filtro prensa.

TABLA 3.37 DISEÑO FILTRO PRENSA ÁREA 200

Parámetros de diseño	200-FL-3	200-FL-4	200-FL-5	200-FL-6
Va: Volumen total de alimentación	11335,15	181361,51	48,76	5266,62
Ps: sólidos [%]	1,09	0,91	66,79	28,75
ρ: Densidad de agua[kg L ⁻¹]	1,00	1,00	1,00	1,00

gst: Peso específico fango	1,37	1,37	2,92	1,47
Pst: Peso específico torta	9,31	9,29	9,29	9,29
sólidos en la torta [%]	0,88	0,88	0,88	0,88
Tiempo de filtración [h]	1,50	1,50	1,00	1,00
VT [m ³]	20,75	274,93	11,46	271,60

Diseño estanque de precipitación de sulfuros metálicos área 200

Al tratarse de estanques agitados continuos, las ecuaciones usadas en el diseño corresponden a las usadas en reactores de lixiviación múltiple.

TABLA 3.38 DISEÑO ESTANQUE DE PRECIPITACIÓN Y DE ACONDICIONAMIENTO DE pH (CSTR) ÁREA 200

Parámetro de diseño	200-TK-6	200-TK-5
F volumétrico pulpa [L d ⁻¹]	226225,59	15072,67
Tiempo total [d]	0,04	0,08
Volumen[m ³]	0,33	1,26
Razón H D ⁻¹	1,00	1,00
D [m]	0,75	1,17
H [m]	0,75	1,17
Densidad pulpa [kg m ⁻³]	1122,79	0,00
Ph	1,20	0,00
E	0,85	0,85
S [psi]	23937,82	23937,82
fc [mm]	1,00	1,00
Ts [mm]	1,00	1,00
rk [m]	0,05	0,07
ht [m]	0,15	0,24
Volumen [m ³]	0,03	0,13
Tt	1,00	1,00
Vtotal [m ³]	0,37	1,39

Diseño filtro prensa precipitación de sulfuros metálicos área 200

TABLA 3.39 PARÁMETROS DE DISEÑO FILTRO PRENSA PRECIPITACIÓN DE SULFUROS METÁLICOS ÁREA 200

200-FL-7	
Va: Volumen total de alimentación	221707,49
Ps: % de sólidos	0,72
ρ : Densidad de agua[kg L ⁻¹]	1,00
gst: Peso específico fango	1,14
Pst: Peso específico torta	3,14
% de sólidos en la torta	88
Tiempo de filtración [h]	3,00
VT [m ³]	656,89

3.6.3. Intercambio iónico

Ecuaciones de diseño de columnas

Las ecuaciones descritas a continuación, corresponden a las usadas en el diseño de columnas de intercambio iónico. La Tabla 3.40 muestra las propiedades de la resina usada, y la Tabla 3.41 el ciclo de operación en cada columna. Los resultados del diseño se resumen en la Tabla 3.42, en la que se proponen 2 alternativas, una considerando un dato experimental de concentración resina:solución, y la teórica, que considera las ecuaciones planteadas.

$$V_{RA} = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot h_{resina} \quad (3.86)$$

$$A = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \quad (3.87)$$

$$h_{resina} = \frac{V_{RA}}{A} \quad (3.88)$$

$$\text{Expansión}_{lecho} = h_{resina} \cdot 4\% \quad (3.89)$$

$$\text{Zona}_{libre} = h_{resina} \cdot 20\% \quad (3.90)$$

$$h_{total} = h_{resina} + \text{Expansión}_{lecho} + \text{Zona}_{libre} \quad (3.91)$$

TABLA 3.40 PROPIEDADES RESINA DE INTERCAMBIO IÓNICO PUROGOLD MTA5011

Propiedades Purogold MTA5011	
pH operación	0-11
Capacidad de intercambio Cl^- [eq L ⁻¹]	1,15
Densidad [g L ⁻¹]	700
Retención de humedad [%]	54-61%

TABLA 3.41 CICLO DE OPERACIÓN ETAPA DE INTERCAMBIO IÓNICO

Tiempo de operación [h]	
Remoción	25
Lavado	1
Elución	20
Retrolavado	2
Ciclo de intercambio iónico	48

TABLA 3.42 DISEÑO DE COLUMNAS DE INTERCAMBIO IÓNICO ÁREA 300

Parámetros de diseño	Columna (teórico)	Columna (experimental)
Razón (D h ⁻¹)	0,27	0,25
Diámetro interno [m]	0,54	0,67
Área [m ²]	0,23	0,35
Altura del Lecho [m]	1,99	2,69
%Expansión	0,04	1,04
Altura del Lecho expandido [m]	0,08	2,80
Zona libre [m]	0,20	0,27
Altura total [m]	2,27	5,75
Tasa de riego Extracción [L m ⁻² h ⁻¹]	73,26	47,05
Tasa de riego Elución [L m ⁻² h ⁻¹]	224,82	280,55
Número de columnas	12,00	12,00

El diseño teórico se basa en los volúmenes estimados de resina en la sección de balances, mientras que el diseño experimental considera una razón de resina : solución de 100 g L⁻¹ (dato de literatura) para calcular el volumen de resina necesario en un proceso de intercambio iónico agitado.

El diseño seleccionado es el teórico, pues se ajusta mejor el tamaño de la columna. Esta última se obtuvo variando la razón diámetro y altura de la columna y su influencia en la tasa de riego, buscando un óptimo, asegurando una altura y tasa de riego adecuada.

Debido a que la tasa de riego en la etapa de elución es muy alta, se decide variar la razón de resina y solución. Las razones estudiadas son 600 [g L⁻¹] y 900 [g L⁻¹] (ver Figura C.25 y Figura C.26 en Anexo C). Los resultados demuestran que a una razón de 900 [g L⁻¹] la tasa de riego para la etapa de elución disminuye bajo los 35 [L h⁻¹m⁻²], por lo que selecciona como la adecuada. Por otra parte, la razón D:H (diámetro: altura de la columna) al aumentar, incrementa la tasa de riego en la etapa de remoción y disminuye la tasa de riego en la etapa de elución. Se selecciona la razón 0,15 como la óptima a 900 [g L⁻¹], ya que se consigue una altura de 4,9 [m] y tasas de riego razonables de 49 [L h⁻¹m⁻²] y 30 [L h⁻¹m⁻²] en la etapa de remoción y elución, respectivamente.

TABLA 3.43 DISEÑO ESTANQUES DE ALMACENAMIENTO ÁREA 300

Parámetros de diseño	300-AI-3	300-AI-2	300-AI-5	300-AI-4
F volumétrico pulpa [L d ⁻¹]	5003,29	8348,58	662,59	8847,17
Tiempo total [d]	1,04	0,83	0,08	0,83
Volumen [m ³]	5,21	6,96	0,06	7,37
Razón H D ⁻¹	1,00	1,00	1,00	1,00
D [m]	1,88	2,07	0,41	2,11
H [m]	1,88	2,07	0,41	2,11
Densidad pulpa [kg m ⁻³]	0,00	0,00	0,00	0,00
Ph	0,00	0,00	0,00	0,00
E	0,85	0,85	0,85	0,85
S [psi]	23937,82	23937,82	23937,82	23937,82
fc [mm]	1,00	1,00	1,00	1,00
Ts [mm]	1,00	1,00	1,00	1,00
rk [m]	0,11	0,12	0,02	0,13
ht [m]	0,38	0,42	0,08	0,43

3.6.4. Electro obtención

Considerando la producción por cosecha y el depósito cátodo se puede estimar la cantidad de cátodos necesarios por cosecha:

Según la Tabla 3.44 que expone los resultados de deposición por la ley de Faraday, el Au, Ag y Cu depositados en el cátodo corresponde:

$$W_{\text{total}} = 2,81 \left[\frac{\text{kg}}{\text{cátodo}} \right]$$

$$\sum \text{Cosecha}_j = 7,21 \left[\frac{\text{kg}}{\text{ciclo}} \right]$$

$$\text{Número de cátodos} = \frac{\sum \text{Cosecha}_j}{W_{\text{total}}} = \frac{7,21 \left[\frac{\text{kg}}{\text{ciclo}} \right]}{2,81 \left[\frac{\text{kg}}{\text{cátodo}} \right]} = 2,86 [\text{cátodos}] \sim 3$$

$$\text{Número de cátodos de acero} = \frac{\text{Número de cátodos}}{2} = 1,4 [\text{cátodos de acero}] \sim 1$$

$$\text{Número de ánodos de plomo} = \text{Número de cátodos de acero} + 1 = 2,4 [\text{ánodos de acero}] \sim 2$$

TABLA 3.44 CANTIDAD DE AU, AG Y CU COSECHADA EN UN CICLO DE PRODUCCIÓN Y NÉMERO DE ELECTRODOS NECESARIOS

Metal	Corte [gpL]	Depositado [g h ⁻¹]	g ciclo cátodo ⁻¹	Producción	N° cátodos	
Au	0,21	74,11	1592,48	1592,48	3	
Ag	0,74	255,89	5498,53	5498,53	N° cátodos Acero	N° ánodos
Cu	0,02	5,64	121,28	121,28	1	2

Considerando una distancia de 1 [m] entre los electrodos de la celda y las dimensiones de largo, ancho y alto de la celda, se puede calcular la cantidad de electrodos por celda, que se ajusta a la cantidad necesaria para la producción de 8 [kg] por cosecha. Adicionalmente 1/4 de los cátodos se cosechan en la nave, por lo tanto, la cantidad de celdas por nave se estiman en 5.

El área de la nave:

$$\text{Área}_{\text{nave}} = \frac{3,2 [\text{m}] \cdot 1,8 [\text{m}]}{\text{celda}} \cdot 4 \left[\frac{\text{celdas}}{\text{nave}} \right] = 25,71 \left[\frac{\text{m}^2}{\text{nave}} \right]$$

TABLA 3.45 DISEÑO CELDA DE ELECTROOBTENCIÓN Y ÁREA DE NAVE DE ELECTROOBTENCIÓN ÁREA 300

Área m ²	Largo [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Volumen [m ³]	electrodos/celda	cátodos/celda	ánodos	celdas/nave	Área Nave
6	3,20	1,80	1,80	10,37	3	1	2	4	25,71

3.6.5. Fusión a metal doré

Ecuaciones de diseño hornos de inducción

$$V = \frac{m}{\rho} \quad 3.92$$

V = volumen

m = masa a fundir

ρ = densidad

$$V = A^2 h \quad 3.93$$

A = Área de la base del cilindro

h = altura

$$V = \pi D^3 \quad 3.94$$

Diseño horno de inducción

TABLA 3.46 DISEÑO HORNO DE INDUCCIÓN ÁREA 400

Volumen [m ³]		0,00109	
A [m ²]	0,016	[mm]	6431,734
h [m]	0,091	[mm]	91,440
D [m]	0,070	[mm]	70,338
L [m]	0,070	[mm]	70,338

3.7.Insumos críticos

La energía consumida por la etapa de molienda, electroobtención y fusión se estimó mediante ecuaciones, en la sección de balances. La energía consumida por los otros equipos se obtuvo desde catálogos consultados con distintos proveedores. El balance considera un 80% de eficiencia global, lo que permite estimar la potencia instalada.

TABLA 3.47 BALANCE DE ENERGÍA DE PLANTA

Balance de Energía				
Equipo	Unidades	Potencia [KW]	Tiempo de operación [h]	Energía consumida [KWh]
Trituradora	2	285	5,51	3140,23
Tamiz vibratorio	3	11	5,51	181,80
Molino de martillos	2	11	7,83	172,15
molino de bolas	2	16,23	24	779,12

Hidrociclón	3	----	24	----
Concentrador Knelson	1	0,75	1	0,75
Filtro prensa	5	4	3	60
Tanque de lixiviación metal base	3	5,5	2	33
Tanque de lixiviación Au-Ag	1	2,2	8	17,60
Tanque agitado cal	2	1,5	8	24
Filtro prensa	1	4	3	12
Columnas IX	20	----	24	0
Celda electrolítica	3	5	19	285
Horno de fusión	1	0,69	2	1,38
Tanque de almacenamiento (LX)	----	0	----	----
Tanque de almacenamiento (IX)	----	0	----	----
Compresor de aire	3	11	0,5	16,5
Equipo de osmosis inversa	5	2,25	4	45
Lavador de gases (Scrubber)	1	5,7	1	5,7
Energía consumida total	----	769,55	5,51	4774,23
Eficiencia	80%			
Potencial Instalada [KVA]	961,94			

La cantidad de agua requerida se resume en la Tabla 3.48 y es una estimación hecha a partir de los balances volumétricos de solución en cada área de la planta.

TABLA 3.48 BALANCE DE AGUA PLANTA

Balance de Agua			
Área	Requerida [m ³ d ⁻¹]	Recirculada [m ³ d ⁻¹]	Make up [m ³ d ⁻¹]
Concentración & Reducción	29,09	26,25	2,83
Lixiviación múltiple etapas	233,86	203,03	30,83
Precipitación	196,92	183,44	13,48
Intercambio Iónico	13,52	12,52	0,99
Electroobtención	7856,80	7856,80	0,00
Fusión	0,00	0,00	0,00
Consumo mensual [m ³]			1444,20

TABLA 3.49 BALANCE DE REACTIVOS PLANTA

Insumos		
Lixiviación de metales base	Arranque	Make up
	[Kg d ⁻¹]	[Kg d ⁻¹]

H ₂ SO ₄	53320,29	65117,88
H ₂ O ₂	9249,44	9249,44
Lixiviación de metales valiosos	----	----
Na ₂ S ₂ O ₃	552,94	14,61
NH ₄ OH	2,80	0,01
Precipitación	----	----
NaHS	1014,38	1014,38
CaO	11424,73	11424,73
Intercambio iónico	----	----
MTA 5011	23,19	0,00
Fusión	----	----
Na ₂ CO ₃	0,09	0,09
Na ₂ NO ₃	0,03	0,03
Na ₂ B ₄ O ₇ · 10H ₂ O	2,31	2,31
SiO ₂	0,65	0,65

Del mismo modo que el agua y la energía, la cantidad necesaria para el arranque del proyecto y de reposición es estimada desde los balances en cada área del proceso.

Basado en datos de consumo de agua y energía del proyecto minero Pullalli, se tiene una amplia diferencia en consumos. En lo que respecta al consumo de agua, Pullalli declara un consumo mensual de 18900 [m³] que relación, el consumo calculado representa solo el 7,64% del estimado para las operaciones de Pullalli. En cuanto al consumo energético, Pullalli plantea una potencia instalada de 1950 [KVA], que, en razón al estimado, este representa un 49,33% del consumo energético.

3.8.Cantidad de equipamiento (listado de equipos)

De acuerdo con las operaciones definidas y el diagrama de procesos planteado, se resume la cantidad de equipos y su nomenclatura por área de la planta en la Tabla 3.50

TABLA 3.50 EQUIPAMIENTO PLANTA

Área	Equipo	Nomenclatura	Unidades
Área 100: Concentración y Reducción	Trituradora	100-TR-1 100-TR-2	2
	Tamiz vibratorio	100-HR-1 100-HR-2 100-HR-3	3
	Molino de martillos	100-MT-1	2

		100-MT-2	
	molino de bolas	100-MB-1 100-MB-2	2
	Hidrociclón	100-HD-1 100-HD-2 100-HD-3	3
	Concentrador Knelson	100-KN-1	1
	Filtro prensa	100-FL-1 100-FL-2	5
Área 200: Lixiviación Múltiple y Precipitación Sulfuro de Cu	Tanque de lixiviación metal base	200-TK-1 200-TK-2 200-TK-3	3
	Tanque de lixiviación Au-Ag	200-TK-4	1
	Tanque agitado cal	200-TK-5 200-TK-6	2
	Filtro prensa	200-FL-3 200-FL-4 200-FL-5 200-FL-6 200-FL-7	5
Área 300: Intercambio Iónico y Electro obtención	Columnas IX	300-CL-(1-10) 300-CL-(11-20)	24
	Celda electrolítica	300-NV-1	3
Área 400: Fusión a doré	Horno de fusión	400-HR-1	1
Área 200: Lixiviación Múltiple y Precipitación Sulfuro de Cu	Tanque de almacenamiento (LX)	200-AL-1 200-AL-2 200-AL-3 200-AL-4 200-AL-5	5
Área 300: Intercambio Iónico y Electro obtención	Tanque de almacenamiento (IX)	300-AL-2 300-AL-3 300-AL-4 200-AL-5	4
Área 100 Área 200	Compresor de aire	100-CP-1 200-CP-2 200-CP-3	3
Área 100 Área 200 Área 300	Equipo de osmosis inversa	100-OS-1 200-OS-2 200-OS-3	5

Área 400		300-OS-4 400-OS-5	
Área 400: Fusión a doré	Lavador de gases (Scrubber)	400-LV-1	1

3.9.Distribución de personal en la planta

Las operaciones de la planta son propuestas como trabajo en continuo durante los 7 días de la semana de todos los meses del año. En el proceso de trituración primaria y secundaria el labor de los operadores sería el control permanente de la alimentación a la trituradora y los molinos de martillos. Adicionalmente, verificarían el funcionamiento de los tamices.

En el circuito de molienda se controlarían la alimentación de los molinos, la descarga de pulpa al cajón, la alimentación a los hidrociclones y la descarga de estos.

En la etapa de concentración, deberán ajustar correctamente las condiciones de operación del concentrador Knelson. En el proceso de filtración los operadores realizarían el lavado de las placas del filtro prensa luego de cada filtración de pulpa.

En el proceso de lixiviación y precipitación, la adición de reactivos y control de las condiciones como tiempo de residencia, pH, concentración de reactivos, estarían a cargo de los operadores.

En el proceso de intercambio iónico, se controlaría correctamente la tasa de riego de solución en cada una de sus etapas, inspeccionando los tiempo de residencia y el tipo de solución que riegan las columnas en cada ciclo.

En el proceso de electroobtención se realizaría el raspado de cátodos de acero, para enviar el sólido generado a la etapa de fusión. Los operadores deben verificar que las condiciones como voltaje e intensidad en la celda estén ajustadas correctamente y que los lodos generados en la celda sean purgados.

La cantidad de operadores requeridos en cada área, de acuerdo con las necesidades de cada una. Los turnos se definen con el fin de asegurar la continuidad del trabajo y el control en todo momento del proceso. La cantidad de operadores, turnos y horarios puede verse en la Figura C.23 en Anexo C

La planificación de la producción propuesta se basa en los tiempos de residencia de cada proceso y las capacidades de procesamiento diaria (ver Figura C.22 en Anexo C).

Capítulo 4. Evaluación económica

El proceso propuesto es analizado económicamente, evaluando su rentabilidad mediante indicadores en un horizonte de 10 años. El análisis parte desde la base que la inversión hecha es por una sociedad anónima, la cual exigirá el 60% de la utilidad neta, en consecuencia, elementos como los intereses y amortización no son analizados. Por otra parte, elementos como la depreciación y valor residual no son examinados en este nivel de ingeniería. Los ingresos de este proyecto corresponden a venta de lingotes de metal doré, precipitado de sulfuro de cobre y concentrado de elementos no metálicos, con cobre y trazas de hierro y aluminio (hormigón).

4.1.CAPEX

La inversión requerida considera los costos de maquinaria, reactivos de arranque, edificaciones, terrenos.

Se estima los costos asociados a cada equipo requerido en el proceso y el total luego de sumar el costo requerido por el número de unidades requeridas en el proceso se obtiene un total de \$ 786.802 [USD]. Para el detalle por costo de equipos ver la Tabla D.1 en Anexo D.

La inversión en reactivos de arranque requerida en el proyecto se estima en \$ 63.115 [USD]. La cantidad de reactivos es calculada a partir de los balances másicos y volumétricos hechos en cada operación. El costo de cada uno se obtiene luego de multiplicar la cantidad por el costo unitario de cada reactivo consultado en literatura (ver Tabla D.2 en Anexo D).

La Tabla D.8 muestra el costo asociado por edificaciones. El costo de construcción de pozo de agua se estima desde el valor actual en el mercado que tiene la construcción de uno, de igual forma con la subestación eléctrica. Las edificaciones auxiliares se hace una comparación con la planta Pullalli, con el fin de proponer una relación respecto al área que utilizarían las mismas instalaciones auxiliares en la planta de reciclaje. La comparación y resultados en costos puede observarse en la Tabla D.7. Este último se estima considerando los datos de la Tabla D.6 de costos unitarios de construcción, para determinar el costo total de edificación de instalaciones auxiliares se determina en \$ 68.743[USD] (Tabla D.6, Tabla D.7 y Tabla D.8 ver en Anexo D).

El costo del terreno se plantea como potencial ubicación de la planta el barrio industrial de Pudahuel. Considerando el área total de la planta detallado en la Tabla D.5 (Anexo D) y el costo unitario del terreno obtenido desde literatura, se estima el costo total de la compra del terreno en \$ 1.096.053 [USD].

El costo de instrumentación y control se considera como un 20% de la inversión total en equipos.

El galpón de residuos considera que ocupa un área igual al 10% del área total de la planta y que su construcción tiene las características de un galpón AA categoría b.

Se determina que la inversión total del proyecto corresponde a \$ 2.500.082 [USD].

4.2.OPEX

Los costos variables se consideran el costo de servicios e insumos. Este último considera el make up parcial o total de acuerdo con los consumos existentes en la planta. En detalle en la Tabla D.10 (Anexo D) puede verse que el único reactivo considerado idealmente como 100% reutilizable es la resina MTA5011, no obstante, esto solo es una simplificación. En relación con los otros insumos, la cantidad es evaluada a partir de los balances, y se muestra en la Tabla D.10 junto el costo total. Considerando costos de servicio el suministro de agua, de luz y los reactivos, en total se estima \$ 1.181.932 [USD]

Los costos fijos consideran los salarios, el mantenimiento de equipos y gastos administrativos.

En la sección 3.9 de distribución de personal se determinó la cantidad de cargos y trabajadores en la planta. En razón a los costos asociados salarios, estos se establecen en relación con el valor de mercado existente. El salario considera el tipo de trabajo hecho en la planta y el nivel de educación del trabajador (ver Tabla D.12 en Anexo D.2).

El costo asociado a mantención se estima como un 10% de la inversión hecha en equipos, mientras que los gastos administrativos, como un 20% del costo total de salarios en la planta. Este se calcula en \$ 141.795 [USD] (ver Tabla D.11 en Anexo D.2).

Los ingresos de la planta tienen como principal fuente de valor el lingote de metal doré y el precipitado de sulfuro de cobre. El precio de venta del metal doré toma como referente el precio de mercado del oro, restándole el costo de refinación a oro en Chile. El precio de venta de sulfuro metálico considera un 20% más del precio de mercado del cemento de cobre. Mientras que el concentrado metálico, dado sus características se plantea vender al precio del hormigón, como material de construcción. Dado la variación del mercado se proyecta la variación de los precios para los principales ingresos de la planta, con promedios móviles base 2 (Figura D.1 y Figura D.2 en Anexo D).

TABLA 4.1 INGRESOS ESTIMADOS 2022

Ingresos anuales planta 2022	
Ganancia conc. no metálico [USD]	\$18
Ganancia sulfuro metálico [USD]	\$1.244.807
Ganancia Doré [USD]	\$13.772.186
Ganancia total [USD]	\$15.017.012

4.3.Flujo de caja

En el flujo de caja se proyectan los flujos neto que se obtendrían anualmente. Se supone una variación anual del 3,19% de los costos variables. Los ingresos están sujetos a las modificaciones del mercado, que se muestran en la variación de precios en la Figura D.1 y Figura D.2. El impuesto aplicado a la empresa corresponde al 27% y la ganancia obtenida por la sociedad corresponde al

60% de la utilidad neta. El capital de trabajo se calcula como el 12,35% de los costos totales. El proyecto es evaluado para 10 años.

El flujo de caja se puede ver en la Figura D.3 del Anexo D. Este corresponde al flujo de caja para el caso A de acuerdo con los valores obtenidos de CAPEX y OPEX aplicando los supuestos comentados.

4.4.VAN, TIR y Payback

El caso A corresponde a la base de este trabajo, con un flujo de procesamiento tal que genere la producción de 1 año de minera Pullalli, como punto de comparación directa con la minería tradicional del oro.

Se considera una tasa de descuento del 6% y una tasa de adicional al tratarse un proyecto arriesgado.

Tasa de descuento	6%
Tasa riesgo	10%
Tasa proyecto	16%

La Tabla 4.2 muestra el resumen de los resultados para el caso A. Como puede observarse el VAN es mayor a cero y la TIR es mayor a la tasa de riesgo más la tasa de descuento. El retorno de la inversión es logrado el primer año, por lo que se trata de una propuesta atractiva de inversión , ya que el proyecto se paga en menos de dos años y genera las ganancias desde el primer año para la sociedad interesada en invertir.

Por otro lado, la inversión total estimada corresponde a 2.500.802 [USD] que en contraste a los 12.000.000 [USD] de inversión requeridos por Pullalli, representa solo el 20,84% de la inversión.

TABLA 4.2 CASO A DE ANÁLISIS ECONÓMICO: 20%P/P TCI & PRODUCCIÓN DE MINERA PULLALLI

CASO A	
Indicadores financieros	
Tasa oportunidad %	16
VAN [USD]	\$17.364.201,46
TIR %	109
PAYBACK [año]	1

El análisis económico revisa distintos escenarios de operación y cómo influyen en los indicadores.

El porcentaje en peso de las tarjetas de circuito impreso incide enormemente en la cantidad de TCI a procesar. Al tratarse de residuos eléctrico electrónicos, la gran familia hace que varíe el tamaño de los dispositivos y el contenido de TCI presentes en ellos. En celulares típicamente se encuentran presentes en un 20%, en televisores 10% y en general un 6%. Suponer un porcentaje del 20%, es un caso donde solo se procesen tarjetas provenientes de pequeños y grandes AEE, como teléfonos celulares y computadoras (categorías E y F), no obstante, las categorías planteadas que se procesarán en este proyecto son las mismas que trabaja Recycla (incluye la categoría B), por lo tanto, se plantea una situación más pesimista que considera un 6% en peso de las tarjetas presentes en los residuos.

La cantidad de residuos disponibles supone un reto enorme, actualmente las gestoras trabajan con cantidades anuales muy pequeñas en Chile, debido a que operan principalmente para empresas que deben disponer adecuadamente sus equipos sin uso, aun así, la estrategia adoptada por este proyecto permitiría adquirir más cantidad, tal y como se logra en casos industriales conocidos en el extranjero, como Umicore, que procesa 250.000 [t año⁻¹] de RAEE y Glencore con 100.000 [t año⁻¹]. El escenario de alimentación de planta es esencial para el proceso, por lo que se exponen 3 casos de alimentación, correspondiente a un flujo máximo, medio y mínimo, de acuerdo con las cantidades de los residuos disponibles.

Como puede observarse en la Tabla 4.3, en todos los casos el proyecto es rentable, influyendo de gran forma la disminución de la composición y el flujo de alimentación. No obstante, actualmente no es posible lograr el nivel de recolección necesario para alimentar el proceso en los casos mencionados en Chile.

El CASO E operaría en condiciones de capacidad cercana a las gestoras existentes, sin embargo, el flujo másico de entrada a trituración de TCI sería alrededor de 140 [kg d⁻¹], que es muy pequeña para diseñar equipos ⁶.

Adicionalmente en la Figura C.28 (ver Anexo C) el análisis de sensibilidad determina que para conseguir un payback menor o igual a 2 [años] es necesario considerar un tonelaje superior 4.184 [t año⁻¹], descartándose los casos E y H.

TABLA 4.3 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Análisis de sensibilidad				
CASOS	Alimentación planta [t año ⁻¹]	VAN [USD]	TIR %	PAYBACK [año]
20 % TCI				
CASO B	41840,45677	\$71.643.943	133	1
CASO C	12552,13703	\$22.217.924	123	1
CASO D	4184,045677	\$7.461.713,20	82	2

⁶ Considerando una capacidad de trituración de 200 [kg h⁻¹], se necesitaría que la máquina fuera de aproximadamente 2 cm³.

CASO E	1000	\$1.789.728,86	34	7
6 % TCI				
CASO F	41840,45677	\$22.217.924	118	1
CASO G	12552,13703	\$6.716.767,18	78	2
CASO H	4184,045677	\$2.232.976,22	38	3

Si bien el proyecto es rentable, los indicadores económicos son muy sensibles a la alimentación del proceso. Este punto es el limitante actual, debido al bajo nivel de recolección que existe en Chile, de alrededor de 3,4%.

Capítulo 5. Evaluación ambiental

El proyecto propuesto de tratamiento de TCI para la recuperación de Au, Ag y Cu, no solo debe considerar aspectos económicos, sino que también ambientales. Estos últimos son decisivos en la realización de un proyecto minero. Razón por la que en esta sección se presentan las principales fuentes de contaminación durante y antes de la operaciones.

5.1 Principales fuentes de contaminación

Contaminación etapa de construcción

- Generación de material particulado al escarpe y nivelación de terreno en su preparación para realizar las obras de edificación.
- Transporte de material de construcción, por la posible emisión de material particulado
- Tránsito de vehículos, camiones, camionetas utilizadas en la edificación del proyecto por la generación de gases de combustión interna de motores (Avendaño, 2017).

Fuentes de contaminación en fase de operación de la planta.

- Gases generados en etapa de fusión área 400:

CO: Gas incoloro no irritante sin olor. Permanencia en la atmosfera de 2 meses aproximadamente. Efecto negativo en la salud de las personas, respirar altos niveles de monóxido de carbono puede ser fatal e inducir aborto en mujeres embarazadas. Respirar niveles de monóxido más bajos, puede causar daño permanente del corazón y el cerebro. La Tabla E.1 (ver Anexo E.1) muestra los efectos que se tiene sobre el ser humano frente la exposición de monóxido de carbono conforme aumenta su toxicidad. La Tabla E.2 califica el aire a distintos niveles de toxicidad de monóxido de carbono (Avendaño, 2017).

- Riles formados en etapa de precipitación de sulfuros metálicos

Los metales pesados son considerados según la tabla periódica como elementos químicos de alta densidad (mayor a 4 g cm^{-3}) son tóxicos en concentraciones bajas. Entre estos elementos se encuentra el Aluminio (Al), berilio (Be), Cobre (Cu), Hierro (Fe), Manganeseo (Mn), Cadmio (Cd), Mercurio (Hg) y Plomo (Pb). Un grave problema de contaminación ambiental asociado a estos

iones es la contaminación de las fuentes hídricas, debido a la toxicidad que presentan los metales pesados en el agua de los ríos, que son considerados como un serio problema para los habitantes de las poblaciones que se abastecen de dichos ríos.

Este hecho conlleva un gran número de problemas tanto en la vida de las plantas, ya que estos metales acaban depositados en los suelos y son transportados hasta ríos. Esto impacta en la disminución del crecimiento o el amarillamiento de las hojas (clorosis) y en la vida humana, donde los efectos pueden ser erupciones cutáneas, malestar de estómago y úlceras, problemas respiratorios, debilitamiento del sistema inmune, daño en los riñones e hígado, cáncer de pulmón, afecciones cardíacas, óseas, testiculares y del sistema nervioso central y periférico o la muerte.

Se considera que la solución residual obtenida de precipitación debe ser recirculada a la etapa de lixiviación II, no obstante, la presencia de metales pesados es muy alta, por lo tanto, esta no podría ser descartada directamente en caso de purgas, debido a que los metales pesados comprometerían la salud de personas y el medio ambiente. La solución por características del proceso de precipitación de sulfuros cuenta con un pH cercano a 8, lo que evitaría la presencia de hierro, cobre, zinc, al precipitarse como óxidos que podrían ser filtrados. Los potenciales iones perjudiciales, sería el hierro y el níquel, los cuales presentan solubilidades en un rango más alto de pH. Así pues, una alternativa para el tratamiento de los iones restantes presentes sería la precipitación por pH, asegurando una etapa en que se aumente el pH y proporcione las condiciones para la precipitación de estos iones.

- Residuos sólidos

Residuo sólido proviene desde la escoria del proceso de fusión, el cual se supone estable para su disposición en galpón de residuos, evitando que tenga contacto directo con el medio.

Efectos perjudiciales de iones presentes solución refino (F_{46})

Plomo: Corresponde a un metal pesado, la exposición a este elemento está relacionado con problemas de salud como retrasos en el desarrollo, varios tipos de cáncer, daños en el riñón, e incluso con casos de muerte.

Níquel: Para los animales el níquel, es un elemento esencial en pequeñas cantidades. Sin embargo, cuando se excede la máxima cantidad tolerable puede ser peligroso. Su exposición se relaciona con tipos de cánceres en diferentes lugares de los cuerpos de los animales, mayormente en aquellos que viven cerca de refinerías. Respecto al medio ambiente, altas concentraciones de níquel pueden dañar a las plantas y en aguas superficiales puede disminuir el rango de crecimiento de las algas.

5.2 Análisis de riesgos

Se analiza el nivel de riesgo para el proyecto frente un supuesto de liberación directa de las fuentes de contaminación nombradas, al ambiente, de acuerdo con los límites de emisión establecidos en los decretos N°29 y N°90

Decreto N°29 Su objetivo es prevenir los efectos negativos sobre la salud de la población y los recursos naturales, derivados de las emisiones tóxicas de los procesos. Se establecen según la norma valores límites de emisión mostrados (ver Tabla E.3 Anexo E)

Decreto N°90: Norma de emisión para la regulación de contaminantes asociados a las descargas de residuos líquidos a aguas marinas y continentales superficiales. Dicta límites para estas emisiones mostrados (ver Tabla E.4 en Anexo E).

De acuerdo con la Tabla E.5 y la concentración de gases generados en la sección de balances etapa de fusión. Se obtienen los resultados de la Tabla E.6 (ver Anexo E), donde se indica que ninguno de los gases generados se encuentra en condiciones de liberación al medio. Por esta razón se incluye un lavador de gases, el cual trate este flujo primero. La disposición y tratamiento de aguas resultantes del proceso de lavado se encargaría a empresas especialistas en el tratamiento. Tercerizando esta última etapa.

Respecto a la eliminación directa de solución refino a lixiviación de metales, frente eventuales purgas, es analizada en la Tabla E.7 (ver Anexo E), donde por alta concentración de metales pesados no puede ser considerada, ya que la concentración de metales lo impide desde el primer momento. Es necesario entonces una etapa que precipite los iones perjudiciales como plomo y estaño, mediante la modificación de la acidez del sistema.

Capítulo 6. Conclusiones y recomendaciones

El proceso seleccionado se divide en 4 áreas. El área 100 cuenta con circuitos de reducción de tamaño que buscan homogeneizar y liberar los metales presentes en las TCI, para más adelante concentrarlos (separarlos de la fracciones plásticas y cerámicas) mediante circuitos de concentración centrífugos. El objetivo principal del área 200 es extraer el Au y Ag contenidos en el concentrado metálico, cuenta con una etapa de lixiviación múltiple que primero lixivía los metales base en condiciones ácidas oxidantes, añadiendo ácido sulfúrico y peróxido de hidrógeno, posteriormente se lixivía el Au y la Ag, mediante la adición de tiosulfato. La solución rica de metales base, es precipitada con NaSH para generar CuS. El área 300 purifica la solución rica en Au y Ag usando la resina MTA5011 en una etapa de intercambio iónico y recupera estos metales en la forma de cátodo mediante un proceso de electroobtención. Finalmente, el área 400 busca refinar para mejorar la calidad física y química del cátodo de Au y Ag, resultando como producto lingotes de metal doré.

La recuperaciones globales de Au, Ag y Cu corresponden a 67%, 73% Ag y 83% Cu, respectivamente. Solo la recuperación de Ag se encuentra 7 puntos porcentuales por debajo del valor de la propuesta.

El caso base permite una producción de 648 [kg año⁻¹] de Au recuperados en la forma de metal doré. Esta producción se iguala a la lograda por la Minera Pullalli, no obstante, se diferencian en el tamaño e inversión de planta, destacándose un tonelaje 94% menor al usado por Pullalli y una inversión 79% inferior comparando ambos proyectos. Adicionalmente, la estimación de los

consumos de electricidad y agua revela un consumo de 961,94 [KVA] de potencia instalada y un consumo de 1444,20 [m³] de agua mensualmente. Esto supone una reducción del 92 % del consumo mensual y la mitad del consumo energético planteado para el proyecto Pullalli para la obtención de oro desde minerales.

El análisis económico determina la rentabilidad del proyecto, con un VAN positivo de 17.364.201 [USD], TIR del 109% y PAYBACK de 1 año. El análisis de sensibilidad plantea una situación más compleja, en que la alimentación es de 12.552 [t año⁻¹], un 30% del flujo máximo propuesto y un 6% de su peso de TCI, reduciendo enormemente el contenido de Au, Ag y Cu. No obstante, los indicadores demuestran la rentabilidad del proyecto, con VAN positivo \$6.716.767,18 [USD] TIR 78 % y PAYBACK de 2 años. Además, el análisis de sensibilidad revela que este proyecto necesitaría una alimentación mínima de 1.064 [t año⁻¹] para conseguir un VAN mayor 0 y que para lograr retornos iguales o menores a 2 [años] se necesitaría una alimentación superior o igual a 12.552 [t año⁻¹]

El principal gas tóxico que se escapa de las normas permitidas es el CO, el cual exige un límite de 50 [mg Nm⁻³] y se generan 53200 [mg Nm⁻³]. Por lo tanto, se propone el uso de un lavador de gases, cuyas aguas residuales sean tratadas por terceros. De este modo se pueden reducir las emisiones, a los límites establecidos por la normativa ambiental vigente.

Para continuar con este proyecto, se proponen las siguientes recomendaciones:

- Frente la actual inexistencia un Sistema de Gestión Integrado para RAEE, estudiar estrategias para adquirir residuos electrónicos de tipo domiciliario a través de convenios municipales, con más de un municipio, ONG/fundaciones y recicladores de base.
- Evaluar económicamente la compra de TCI en el país y el extranjero, basado en experiencia usada por empresas de reciclaje en el mundo.
- Estudiar escenario en que los residuos pasen directamente al proceso de reciclaje, evitando el pretratamiento, considerando más de una etapa de trituración, con mayor capacidad.
- Ajustar el flujo de alimentación considerando nivel de recolección actual en el país, pretratamiento propio de residuos y compra de TCI.
- Definir metodología experimental para caracterizar grupo de RAEE de consumo doméstico e informático (relacionados a las categorías E y D) y validar experimentalmente el proceso seleccionado.
- Ajustar parámetros de proceso y de diseño de acuerdo con la información experimental obtenida y el nuevo tamaño de planta.
- Establecer contacto directo con proveedores para una estimación más certera de la inversión del proyecto.
- Estudiar proceso de precipitación de iones metálicos de la solución empobrecida de cobre proveniente de la etapa de precipitación a sulfuro de cobre área 200, para la obtención de un producto de valor comercial que justifique aumentar la acidez de la solución para reincorporarla en la etapa de lixiviación de metales base.

Capítulo 7. Bibliografía

- Akcil, A., Erust, C., Gahan, C. S., Ozgun, M., Sahin, M., & Tuncuk, A. (2015). Precious metal recovery from waste printed circuit boards using cyanide and non-cyanide lixiviants – A review. *Waste Management*, 258-271.
- Alibaba. (2 de Junio de 2022a). *Ircuit-trituradora de placas pcb, máquina de reciclaje de residuos electrónicos*. Obtenido de Alibaba.com: <https://spanish.alibaba.com/product-detail/Circuit-boards-shredder-pcb-crushing-e-1600144469188.html>
- Alibaba. (Junio de 2022b). *Ype-Molino de bolas para minería de oro a pequeña escala*. Obtenido de Alibaba.com: <https://spanish.alibaba.com/product-detail/Mining-Industrial-Overflowing-Type-gold-grinding-60530781754.html>
- Alibaba. (2 de Junio de 2022c). *Tanque de lixiviación de agitación, mineral de cobre y óxido de oro*. Obtenido de Alibaba.com: https://spanish.alibaba.com/p-detail/Oxide-879163198.html?spm=a2700.7724857.normal_offer.d_image.1877781bwUh8Cn&s=p
- Alibaba. (2 de Junio de 2022d). *Intercambiador de iones de cama mixta de anión, sistemas de plantas de tratamiento de agua, columna de vidrio de recipiente de resina de intercambio iónico*. Obtenido de Alibaba.com: https://spanish.alibaba.com/p-detail/Ion-62279772148.html?spm=a2700.galleryofferlist.normal_offer.d_image.523d7ca1007TGH
- Alibaba. (3 de Junio de 2022e). *OP-máquina de purificación y refinación de oro, electroinversión, oferta*. Obtenido de Alibaba.com: https://spanish.alibaba.com/p-detail/Top-62175002673.html?spm=a2700.7724857.normal_offer.d_title.8cab6c4dubGQY3
- Alibaba. (3 de Junio de 2022f). *500LPH 1000LPH industrial osmosis inversa / mineral water treatment system*. Obtenido de Alibaba.com: https://www.alibaba.com/product-detail/500LPH-1000LPH-industrial-osmosis-inversa-mineral_1600454911093.html?spm=a2700.galleryofferlist.normal_offer.d_image.1cd74939oAl5Zo
- Alibaba. (3 de Junio de 2022g). *Chemical Industrial HCL Gas Pollution Control Equipment Wet Scrubber/Purification Tower Gas Scrubber*. Obtenido de Alibaba.com: https://www.alibaba.com/product-detail/Gas-Scrubber-Industrial-Scrubber-Gas-Scrubber_1600386449904.html?spm=a2700.7735675.normal_offer.d_image.168c77f68mlatG&s=p
- Altansukh, B., Haga, K., Ariunbolor, N., Kawarnura, S., & Shibayama, A. (2016). Leaching and adsorption gold from waste printed circuit board using iodine.iodide solution and actived carbon.
- Avendaño, P. (2017). *EVALUACIÓN DE FACTIBILIDAD TÉCNICO AMBIENTAL DE UNA PLANTA DE EXTRACCIÓN DE TIERRAS RARAS EN CHILE*. Santiago: Universidad de Chile.

- Bas, A. D., Deveci, H., & Y.Yazici, E. (2014). Treatment of manufacturing scrap TV boards by nitric acid leaching. *Elsevier*, 151-159.
- Behnamfard, A., Mehdi, M., & Veglio, F. (2013). Process development for recovery of copper and precious metals from waste printed circuit boards with emphasize on palladium and gold leaching and precipitation. *Elsevier*, 2354-2363.
- Bel, G., Brunschot, C., Easen, N., Gray, V., Kuehr, R., Milios, A., . . . Pennington, J. (2019). *A New Circular Vision for Electronics Time for a Global Reboot*. Switzerland: Division, International Telecommunication Union.
- Bermeo, D. (2014). *Diseño y Construcción de un Molino de Martillos Triturador de Granos para Granjas Avícolas*. Latacunga: ESPE Universidad de las Fuerzas Armadas.
- Birloaga, I., & Vegliò, F. (2013). Study of multi-step hydrometallurgical methods to extract the valuable content of gold, silver and copper from waste printed circuit boards. *Elsevier*, 2354–2363.
- Birloaga, I., & Vegliò, F. (2016). Study of multi-step hydrometallurgical methods to extract the valuable content of gold, silver and copper from waste printed circuit boards. *Journal of Environmental Chemical Engineering*, 20–29.
- Birloaga, I., Coman, V., Kopacek, B., & Vegliò, F. (2014). An advanced study on the hydrometallurgical processing of waste computer printed circuit boards to extract their valuable content of metal. *Elsevier*, 2581–2586.
- Birloaga, I., De Michelis, I., Ferella, F., Buzatua, M., & Vegliò, F. (2013). Study on the influence of various factors in the hydrometallurgical processing of waste printed circuit boards for copper and gold recovery. *Waste Manag*, 935-941.
- Bisceglie, F., Civati, D., Bonati, B., & Faraci, F. D. (2017). Reduction of potassium cyanide usage in a consolidated industrial process for gold recovery from wastes and scraps. *Journal of Cleaner Production*, 1810-1818.
- Bouza, A. (2018). *Planta de Reciclaje de Residuos IT Parte II*. Antofagasta: Universidad de Chile.
- Cáceres, K. (2017). *Adición de residuos de placa de circuito impreso a horno de conversión en Chile: Efectos sobre el proceso y el producto a escala de laboratorio*. Santiago: Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería de Minas.
- Calgaro, C., Schlemmer, D., da Silva, M., Maziero, E., Tanabe, E., & Bertuol, D. (2015). Fast copper extraction from printed circuit boards using supercritical carbon dioxide. *Elsevier*, 289-297.
- Camara de Comercio de Santiago. (2019). *Qué es la ley 20.920. Guía Informativa para Chile 2019*. Santiago: Camara de Comercio de Santiago.

- Cayumil, R., Khanna, R., Rajarao, R., Mukherjee, P., & Sahajwalla, V. (2015). Concentration of precious metals during their recovery from electronic waste. *Elsevier*, 1-10.
- Chen, M. Z. (2015). Lead during the leaching process of copper from waste printed circuit boards by five typical ionic liquid acids. *J. Clean Prod.*, 142–147.
- Chen, M., Huang, j., Ogunseitan, O. A., Zhu, N., & Wang, Y.-m. (2015). Comparative study on copper leaching from waste printed circuit boards by typical ionic liquid acids. *Elsevier*, 1-6.
- Compañía Minera Pullalli Limitada. (2008). *Informe Consolidado de la Evaluación de Impacto Ambiental de la Declaración de Impacto Ambiental del Proyecto "Planta Pullalli "*. Compañía Minera Pullalli Limitada.
- CRU Consulting. (2018a). *COBRE: Caracterización y análisis de mercado internacional de minerales en el corto, mediano, y largo plazo con vigencia al año 2035*. Santiago: Unidad de Planeación Minero Energética.
- CRU Consulting. (2018b). *ORO: Caracterización y análisis de mercado internacional de minerales en el corto, mediano, y largo plazo con vigencia al año 2035*. Santiago: Unidad de Planeación Minero Energética.
- CRU Consulting. (2018c). *PLATA: Caracterización y análisis de mercado internacional de minerales en el corto, mediano, y largo plazo con vigencia al año 2035*. Santiago: Unidad de Planeación Minero Energética.
- Cui, J., & Forssberg, E. (2003). Mechanical recycling of waste electric and electronic equipment: a review. *Elsevier*, 243-263.
- Cui, J., & Zhang, L. (2008). Metallurgical recovery of metals from electronic waste: A review. *Journal of Hazardous Materials*, 228-256.
- Dinç, N., Tosun, A., Bastürkçü, E., Özer, M., & Burat, F. (2021). Recovery of valuable metals from WPCB fines by centrifugal gravity separation and froth flotation. *Waste Management*.
- Dirección de Estudios y Políticas Públicas. (2020). *Consumo de agua en la minería del cobre al 2019*. Comisión Chilena del Cobre.
- Duana, C., Wen, X., Shi, C., Zhao, Y., Wen, B., & He, Y. (2008). Recovery of metals from waste printed circuit boards by a mechanical method. *Elsevier*, 478-482.
- Duque-Oliart, I. (Marzo de 2019). *Marco operativo para establecer un sistema de gestión de RAEE en Chile*. Santiago: Global Environment Facility (gef).
- E2BIZ Consultores. (2019a). *Informe N°1 Final: "Antecedentes para la elaboración de análisis económicos de metas de recolección y valorización para el producto prioritario "Aparatos Eléctricos y Electrónicos" contenidos en la ley 20.920"*. Santiago: E2BIZ Consultores.

- E2BIZ Consultores. (2019b). *Informe N°2: “Antecedentes para la elaboración de análisis económicos de metas de recolección y valorización para el producto prioritario “Aparatos Eléctricos y Electrónicos” contenidos en la ley 20.920”*. Santiago: E2BIZ Consultores.
- Electrónica, A. (2 de Noviembre de 2020). *Introducción a las Tarjetas de circuito impreso*. Obtenido de <https://agelectronica.blog/2019/11/08/introduccion-a-las-tarjetas-de-circuito-impreso/>
- Eyup, Y., Jude, A., & Paul, T. (2015). Chemical recycling of printed circuit board waste depolymerization in sub- and supercritical solvents. *Waste Biomass. Waste Biomass* 6, 959-965.
- FCH Fundación Chile. (2019). *¿Qué es la Ley 20.920? Responsabilidad Extendida del Productor (REP) y Residuos de Aparatos Eléctricos y Electrónicos (RAEE)*. Santiago RM: Global Environment Facility (gef).
- Forti, V., Baldé, C., Kuehr, R., & Bel, G. (2020). *The Global E-waste Monitor 2020: Quantities, flows and the circular economy potential*. Bonn/Geneva/Rotterdam: United Nations University (UNU)/United Nations Institute for Training and Research (UNITAR) – co-hosted SCYCLE Programme, International Telecommunication Union (ITU) & International Solid Waste Association (ISWA).
- Gámez, S. (2015). *Diseño de una planta para recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante*. Quito: Escuela Politécnica Nacional.
- Gámez, S., Garcés, K., de la Torre, E., & Guevara, A. (2019). Precious metals recovery from waste printed circuit boards using thiosulfate leaching and ion exchange resin. *Elsevier*, 1-11.
- Ghosh, B., Ghosh, M., Parhi, P., Mukherjee, P., & Mishraab, B. (2015). Waste Printed Circuit Boards recycling: an extensive assessment of current status. *Elsevier*, 5-19.
- Grosse, A. C., Dicoski, G. W., Shaw, M. J., & Haddad, P. R. (2003). Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review). *Elsevier*, 1-21.
- Gurung, M., Adhikari, B. B., Kawakita, H., Ohto, K., Inoue, K., & Alam, S. (2013). Recovery of gold and silver from spent mobile phones by means of acidothiurea leaching followed by adsorption using biosorbent prepared from persimmon tannin. *Hydrometallurgy*, 84-93.
- Ha, V., J.-C., L., Huynh, T., Jeong, J., & Pandey, B. (2014). Optimizing the thiosulfate leaching of gold from printed circuit boards of discarded mobile phone. *Hydrometallurgy* 149, 118-126.
- Hao, J., Wang, Y., Wu, Y., & Guoa, F. (2020). Metal recovery from waste printed circuit boards: A review for current status. *Elsevier*, 1-15.
- J., C. M. (2014). Leaching behavior of copper from waste printed circuit boards with Brønsted acidic ionic liquid. *Waste Manag*, 483–488.

- Jadhao, P. R., Pandey, A., Pant, K., & Nigam, K. (2021). Efficient recovery of Cu and Ni from WPCB via alkali leaching approach. *Journal of Environmental Management*, 1-10.
- Jadhav, U., & Hocheng, H. (2015). Hydrometallurgical recovery of metal from large printed circuit board pieces.
- Joda, N., & Rashchi, F. (2012). Recovery of ultra fine grained silver and copper from PC board scraps. *Elsevier*, 36-42.
- Kim, E.-y., Kim, M.-s., Lee, J.-c., & Pandey, B. (2011). Selective recovery of gold from waste mobile phone PCBs by hydrometallurgical process. *Elsevier*, 206-215.
- Kumar, M., Lee, J., Kim, M., Jeong, J., & Yoo, K. (2014). Leaching of metal from waste printed circuit board (WPCBs) using sulfuric and nitric acid. *Environ.Eng.Manag*, 2601-2607.
- Kumar, V., Lee, J.-c., Jeong, J., Kumar, M., Kim, B.-s., & Singh, R. (2013). Novel physical separation process for eco-friendly recycling of rare and valuable metals from end-of-life DVD-PCBs. *Elsevier*, 145-154.
- Lee C, H., Tang L, W., & Popuri S, R. (2011). A study on the recycling of scrap integrated circuits by leaching. *Waste Manag*, 677–685.
- Lekka, M., Masavetas, I., Benedetti, A., Moutsatsou, A., & Fedrizzia, L. (2015). Gold recovery from waste electrical and electronic equipment by electrodeposition: A feasibility study. *Elsevier*, 97-106.
- Li, H., Eksteen, J., & Oraby, E. (2018). Hydrometallurgical recovery of metals from waste printed circuit board (WPCBs): Current status and perspectives - A review. *Elsevier*, 122-139.
- Liu, K., Zhang, Z., & Zhang, F.-S. (2016). Direct extraction of palladium and silver from waste printed circuit boards powder by supercritical fluids oxidation-extraction process. *Elsevier*, 216-223.
- Made in Chin. (3 de Junio de 2022c). *Hidrociclón del oro del equipo minero para la planta de la extracción del oro*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_zzhxpsj/product_Mining-Equipment-Gold-Hydrocyclone-for-Gold-Extraction-Plant_eusuyyghy.html
- Made in China. (2 de Junio de 2022a). *La minería de oro industriales grava fina arena del separador de pantalla de vibración*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_ballmill/product_Industrial-Gold-Mining-Fine-Gravel-Sand-Vibrating-Screen-Separator_uonyghoery.html
- Made in China. (3 de Junio de 2022b). *Procesamiento de mineral de la recuperación de oro / Rock de piedra de molino de martillo*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_hze-beneficiation/product_Ore-Processing-Gold-Recovery-Stone-Rock-Hammer-Mill_egoshunyy.html

- Made in China. (2 de Junio de 2022d). *Halcón de oro de alta recuperación Knelson Concentrador centrífugo Rock precio para la recuperación de oro*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_shakingtable/product_High-Recovery-Gold-Falcon-Knelson-Centrifugal-Concentrator-Price-for-Rock-Gold-Recovery_hehsriyyg.html
- Made in China. (3 de Junio de 2022e). *Prensa de filtro de granzas de minería de oro*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_xsglsb/product_Gold-Mining-Tailings-Filter-Press_riegesng.html
- Made in China. (3 de Junio de 2022f). *Equipos de procesamiento de mineral de oro de lixiviación con cianuro para depósito de la planta CIP*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_hze-beneficiation/product_Gold-Ore-Processing-Equipment-Cyanide-Leach-Tank-for-CIP-Plant_egsoehrsy.html
- Made in China. (3 de Junio de 2022g). *La concentración de alta eficiencia de la Cal agita la mezcla de tanque agitador de venta*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_chinaminingmachinery/product_High-Efficiency-Concentration-Lime-Stirred-Mixing-Agitator-Tank-for-Sale_eogsiosuy.html
- Made in China. (3 de Junio de 2022h). *20kW Potencia 15kHz Horno de fusión de Electricidad de frecuencia Media*. Obtenido de Made in China Connecting Buyers with Chinese Suppliers: https://es.made-in-china.com/co_jiangxivictor/product_20kw-Power-15kHz-Medium-Frequency-Electricity-Melting-Furnace_uoesrerhgg.html
- Masilela, M., & Ndlovu, S. (2019). Extraction of Ag and Au from chloride electronic waste leach solutions using ionic liquids. *Journal of Environmental Chemical Engineering*.
- Ministerio del Medio Ambiente. (1 de Junio de 2016). Ley 20.920: Establece marco para la gestión de residuos, la responsabilidad extendida del productor y fomento al reciclaje. Santiago, Metropolitana: Ministerio del Medio Ambiente.
- Moosakazemi, F., Ghassa, S., & Tavakoli, M. R. (2019). Environmentally friendly hydrometallurgical recovery of tin and lead from waste printed circuit boards: Thermodynamic and kinetics studies. *Elsevier*, 185-196.
- Ni, M., Xiao, H., Chi, Y., Yan, J., Buekens, A., Jin, Y., & Lu, S. (2012). Combustion and inorganic bromine emission of waste printed circuit boards in a high temperature furnace. *Elsevier*, 568-574.
- Ogunniyi, I., & Vermaak, M. (2008). Investigation of froth flotation for beneficiation of printed circuit board. *Elsevier*, 378-385.

- Oh, C. J., Lee, S. O., Yang, H. S., Ha, J. T., & Kim, M. J. (2012). Selective Leaching of Valuable Metals from Waste Printed Circuit Boards. *Journal of the Air & Waste Management Association*, 897-902.
- Oishi, T., Koyama, K., Alam, S., Tanaka, M., & Lee, J.-C. (2007). Recovery of high purity copper cathode from printed circuit boards using ammoniacal sulfate or chloride solutions. *Elsevier*, 82-88.
- Orta Rodriguez, R. (12 de Agosto de 2021). Experiencia de Recycla Chile en la gestión de residuos. (J. Mellado, Entrevistador)
- PACE Plataform for Accelerating the Circular Economy. (2019). *A New Circular Vision for Electronics Time for a Global Reboot*. The E-waste Coalition.
- Paredes, E. C. (2005). *Optimización en la fundición de precipitados de oro y plata*. Perú.
- Park, S., Kim, S., Han, Y., & Park, J. (2015). Apparatus for electronic component disassembly from printed circuit board assembly in e-wastes. *Elsevier*, 11-15.
- Park, Y. J., & Fray, D. J. (2009). Recovery of high purity precious metals from printed circuit boards. *Journal of Hazardous Materials*, 1152-1158.
- Petter, P., Veit, H., & Bernardes, A. (2014). Evaluation of gold and silver leaching from printed circuit board of cellphones. *Elsevier*, 472-482.
- Querol, A. (2020). *Recuperación de Metales a partir de residuos eléctricos y electrónicos (Grado en Tecnología Minera)*. Medellín, Colombia: Escuela Técnica superior de Ingenieros de Mina y Energía.
- Rao, M. D., Singh, K. K., & A. Morrison, C. (2020). Challenges and opportunities in the recovery of gold from electronic waste. *Royal Society of chemistry*, 4300-4309.
- Regenerativa. (2019). *Diagnóstico Sectorial Acuerdo de Producción Limpia Implementación de la Responsabilidad*. Santiago: Camara de Comercio de Santiago.
- Regenerativa. (2019). *Ley marco para la Gestión de Residuos, Responsabilidad Extendida del Productor y el Fomento al Reciclaje (Ley 20.920)*. Santiago: Camara de comercio de Santiago.
- Reveco, P. (2015). Capitulo 1: El aire que respiramos. En *Apunte Química y Sociedad* (págs. 9-24). Valparaíso: Universidad Tecnica Federico Santa María.
- Riedewald, F., & Sousa-Gallagher, M. (2015). Novel waste printed circuit board recycling process with molten salt. *Elsevier*, 100-106.
- Servicio Nacional de Geología y Minería. (2020). *Anuario de Minería de Chile*. Santiago: Servicio Nacional de Geología y Minería.

- Somasundarama, M., Saravanathamizhan, R., Ahmed, B. C., Nandakumar, V., Nathira Begum, S., & Kannadasane, T. (2014). Recovery of copper from scrap printed circuit board: modelling and optimization using response surface methodology. *Powder Technology*, 1-6.
- Sun, Z., Xiao, Y., Sietsma, J., Agterhuis, H., Visser, G., & Yang, Y. (2015). Selective copper recovery from complex mixtures of end-of-life electronic products with ammonia-based solution. *Elsevier*, 91-99.
- Szałatkiewicz, J., Szewczyk, R., Budny, E., Missala, T., & Winiarski, W. (2013). Construction Aspects of Plasma Based Technology for Waste of Electrical and Electronic Equipment (WEEE) Management in Urban Areas. *Elsevier*, 1100-1108.
- Tanısalı, E., Özer, M., & Burat, F. (2020). Precious Metals Recovery from Waste Printed Circuit Boards by Gravity Separation and Leaching. *Taylor & Francis*, 1-14.
- Ueberschaar, M., Geiping, J., Zamzow, M., Flamme, S., & Rotter, S. (2017). Assessment of element-specific recycling efficiency in WEEE pre-processing. *Elsevier*, 25-41.
- Umicore. (2 de Octubre de 2021). *Umicore Precious Metal Refining*. Obtenido de <https://pmr.umicore.com/en/>
- Vanegas, P., Peeters, J. R., Cattrysse, D., Tecchio, P., Ardente, F., Mathieux, F., . . . Duflou, J. R. (2018). Ease of disassembly of products to support circular economy strategies. *Elsevier*, 323-334.
- Veit, H. M., Pereira, C. d., & Andréa M. Bernardes, C. d. (2002). Using Mechanical Processing in Recycling Printing Wiring Boards. *Springer Link*, 45-47.
- Veit, H., Diehl, T., Salami, A., Rodrigues, J., Bernardes, A., & Teno'rio, J. (2004). *Utilization of magnetic and electrostatic separation in the recycling*. 2004: Elsevier.
- Verma, H. R., Singh, K. K., & Mankhand, T. R. (2016). Dissolution and separation of brominated epoxy resin of waste printed circuit boards by using di-methyl formamide. *Elsevier*, 586-596.
- Wang, H., Zhang, S., Li, B., Pan, D., Wu, Y., & Zuo, T. (2017). *Recovery of waste printed circuit boards through pyrometallurgical processing: A review*. China: Elsevier.
- Wang, J., Guo, J., & Xu, Z. (2016). An environmentally friendly technology of disassembling electronic components from waste printed circuit boards. *Elsevier*, 218-224.
- Williams, P. T. (2010). Valorization of Printed Circuit Boards from Waste Electrical and Electronic Equipment by Pyrolysis. *Springer*, 107–120.
- Wouter, P. (2017). *AMMONIUM THIOSULPHATE LEACHING OF GOLD FROM PRINTED CIRCUIT BOARD WASTE*. Stellenbosch University.

- Xu, Li, K., & Zhenming. (2015). Application of Supercritical Water To Decompose Brominated Epoxy Resin and Environmental Friendly Recovery of Metals from Waste Memory Module. *Environmental Science & technology*, 1761-1767.
- Yoo, J.-M., Jeong, J., Yoo, K., Lee, J.-c., & Kim, W. (2008). Enrichment of the metallic components from waste printed circuit boards by a mechanical separation process using a stamp mill. *Elsevier*, 1132-1237.
- Zhang, H., & Dreisinger, D. (2004). The recovery of gold from ammoniacal thiosulfate solutions containing copper using ion exchange resin columns. *Elsevier*, 225-234.
- Zhang, L., & Xu, Z. (2016). A review of current progress of recycling technologies for metals from waste electrical and electronic equipment. *Journal of Cleaner Production*, 19-36.
- Zhang, X., Guan, J., Guo, Y., Yuan, H. S., Liang, B., Gao, G., & Zhou, Y. (2017). Effective dismantling of waste printed circuit board assembly with methanesulfonic acid containing hydrogen peroxide. *Environ. Progr. Sustain*, 873-878.
- Zhang, Y., Liu, S., Xie, H., Zeng, X., & Li, J. (2012). Current Status on Leaching Precious Metals from Waste Printed Circuit Boards. *Elsevier*, 560-568.
- Zhou, Y., Zhang, X., Guan, J., Wang, J., Bing, N., & Zhu, L. (2016). Research on Reusing Technology for Disassembling Waste Printed Circuit Boards. *Elsevier*, 941-946.