

GRADO EN INGENIERÍA QUÍMICA INDUSTRIAL
ESCUELA SUPERIOR DE INGENIERÍA Y TECNOLOGÍA

Trabajo de Fin de Grado

**Estudio de viabilidad técnica y económica de una
planta para la recuperación de metales preciosos a
partir de residuos tecnológicos**

Autor: Gabriel Brito Armas
Tutores: Francisco J. García Álvarez
E. Jarabo Friedrich
Fecha: 08/09/2017

Índice

Resumen	8
Abstract.....	9
Capítulo 1. Objetivos y alcance	10
1.1. Justificación	10
1.2. Peticionario	10
1.3. Objetivo del trabajo de fin de grado	10
1.4. Alcance	11
1.5. Limitaciones	11
Capítulo 2. Estudio de Viabilidad Técnica.....	12
2.1. Introducción a los aparatos eléctricos y electrónicos	12
2.1.1. Definiciones.....	12
2.1.2. Reseña histórica.....	13
2.2. Metales preciosos	14
2.2.1. Oro (Au)	14
2.2.2. Plata (Ag).....	15
2.2.3. Platino (Pt).....	16
2.3. Tipos de residuos	17
2.4. Estudio de mercado	20
2.4.1. Descripción del sector	20
2.4.2. Ámbito mundial.....	21
2.4.3. Ámbito estatal.....	21
2.4.4. Ámbito autonómico/insular	23
2.5. Metales preciosos provenientes de los RAEE en Canarias	23
2.6. Metodología para la obtención de metales preciosos a partir de RAEEs.....	24
2.6.1. Reciclaje de los metales preciosos.....	24
2.6.2. Recolección	26
2.6.3. Tratamiento primario.....	27
2.6.4. Tratamiento secundario, recuperación de metales preciosos. Metalurgia extractiva	28
2.7. Metalurgia extractiva.....	30
2.7.1. Pirometalurgia	30
2.7.2. Hidrometalurgia.....	31
2.7.3. Ventajas y desventajas de los procesos piro/hidrometalúrgicos.....	32
2.7.4. Factores a tener en cuenta en la elección del proceso	33

2.7.5. Elección de la vía.....	33
2.8. Estudio de alternativas técnicas comerciales.....	35
2.8.1. Proceso Noranda.....	35
2.8.2. Proceso Outokumpo	36
2.8.3. Proceso Sumitomo.....	37
2.8.4. Proceso Iner	38
2.8.5. Otros procesos comerciales	39
2.8.6. Justificación de la metodología	40
2.9. Proceso seleccionado.....	42
2.9.1. Metalurgia del cobre.....	42
2.9.2. Descripción del proceso	44
2.9.3. Alternativa al tratamiento de los lodos anódicos en este proceso	46
2.9.4. Propuesta final de metodología Noranda combinada con el tratamiento de los RAEE para la obtención de metales preciosos como subproducto	47
2.9.5. Balance de materia general.....	50
2.10. Tecnología de proceso.....	54
2.10.1. Equipamiento de tratamiento primario.....	54
2.10.2. Equipamiento de tratamiento secundario	63
Capítulo 3. Estudio de viabilidad económica.....	73
3.1. Estimación de costes.....	73
3.2. Métodos de cálculo.....	73
3.3. Estimación de la inversión.....	73
3.3.1. Capital fijo o inmovilizado	73
3.3.2. Capital circulante.....	75
3.3.3. Inversión total	75
3.3.4. Coste de producción	75
3.3.5. Beneficios brutos	81
3.4. Evaluación financiera	83
3.4.1. Impuestos.....	84
3.4.2. Amortización	84
3.4.3. Flujos de cajas	85
3.5. Métodos de análisis de beneficios	86
3.5.1. Métodos estáticos	86
3.5.2. Métodos dinámicos.....	88
Capítulo 4. Conclusiones y propuestas de mejora.....	91

4.1. Conclusiones.....	91
4.2. Conclusions	92
Anexo I. Balance de Materia General	93
Anexo II. Diagrama de flujo	95
Bibliografía.....	96

Índice de figuras

Figura 1. Esquema resumen de la gestión de RAEE [13]	13
Figura 2. Distribución de RAEE producido por comunidades autónomas, según el INE.	21
Figura 3. Distribución de plantas de tratamiento de RAEE en España (Modificación) [6]	22
Figura 4. Esquema de metodología de tratamiento de RAEE y obtención de MP [2] ...	25
Figura 5. Esquema resumen de metodología de tratamiento de RAEE y obtención de MP [2]	26
Figura 6. Esquema simplificado de las etapas del proceso del tratamiento de RAEE [8]	28
Figura 7. Proceso de fundición en metalurgia	31
Figura 8. Diagrama de bloques del proceso Noranda, simplificado [12]	36
Figura 9. Diagrama de bloques del proceso Outokumpo Modificado [15]	37
Figura 10. Diagrama de bloques del proceso Sumitomo [12]	38
Figura 11. Diagrama de bloques del proceso Iner [10]	39
Figura 12. Reactor Ideal de obtención de cobre [10]	43
Figura 13. Reactor para obtención de cobre en el Proceso Noranda [10]	43
Figura 14. Proceso Noranda (Modificación) [14]	45
Figura 15. Diagrama de metodología propuesta para la recuperación de MP	49
Figura 16. Balance de materia general	51
Figura 17. Transportador de banda de preseparación manual [37]	55
Figura 18. Banda de transporte de separación manual [37]	56
Figura 19. Trituradora RS120-2-S [37]	57
Figura 20. Trituradora RS100-4-S [37]	58
Figura 21. Separador inductivo [37]	59
Figura 22. Separador magnético [37]	60
Figura 23. Esquema de separador gravimétrico [31]	62
Figura 24. Separador gravimétrico [32]	62
Figura 25. Transporte criba vibratorio [37]	62
Figura 26. Horno de fusión [29]	64
Figura 27. Celda electrolítica [30]	66
Figura 28. Tanque de agitación para lixiviación con doble impulsor [27]	67
Figura 29. Esquema de tanque de lixiviación [27]	68
Figura 30. Esquema de equipamiento de repulpado [18]	68
Figura 31. Tanques agitadores para precipitación [27]	70

Figura 32. Esquema de filtrador rotativo [18]	70
Figura 33. Equipo de cementación (Modificación) [24]	71
Figura 34. Refrigerador [29].....	72
Figura 35. Representación gráfica del Payback	87
Figura 36. Representación gráfica del TIR.....	90
Figura 37. Diagrama de flujo según ISO 10628 [33]	95

Índice de tablas

Tabla 1. Propiedades físicas del oro [3]	15
Tabla 2. Propiedades físicas de la plata [3]	16
Tabla 3. Propiedades físicas del platino [3].....	17
Tabla 4. Porcentaje en peso de los componentes en los RAEE [4].....	18
Tabla 5. Porcentaje en peso de los materiales en los ECT [5].....	19
Tabla 6. Porcentaje de valorización y reutilización de RAEE [6].....	20
Tabla 7. Cantidad de MP contenidos en los ECT, tratados en Canarias.	23
Tabla 8. Objetivos de recogida de RAEE en España [6].....	27
Tabla 9. Resumen de tratamientos [19]	29
Tabla 10. Resumen de alternativas de procesos de recuperación de MP a partir de RAEE [2]	40
Tabla 11. Ventajas y desventajas de los procesos (Modificación) [15]	41
Tabla 12. Estimación general empleando el método de Willians.....	74
Tabla 13. Actualización del precio mediante el Índice de Costo CE	74
Tabla 14. Factores cálculo de costes de producción de Valle-Riestra [22].....	76
Tabla 15. Estimación de los costes de materias primas [35]	77
Tabla 16. Estimación del coste de servicios	79
Tabla 17. Estimación del coste de mano de obra	80
Tabla 18. Estimación de costes de producción empleando factores de Valle-Riestra [22]	81
Tabla 19. Precio de venta de metales preciosos para la fecha 10/07/2017 a las 12:08, hora española [23] [26].....	82
Tabla 20. Precio unitario de los productos	82
Tabla 21. Beneficios brutos	83
Tabla 22. Flujos de caja.....	85
Tabla 23. Payback.....	86
Tabla 24. VAN	88
Tabla 25. TIR obtenido mediante fórmula	89
Tabla 26. Cálculos Balance de Materia General 1	93
Tabla 27. Cálculos Balance de Materia General 2	94

Resumen

El aumento de la producción de residuos eléctricos y electrónicos, también llamados RAEE, hace necesario la búsqueda de metodologías para el aprovechamiento de sus componentes. Este tipo de residuos posee un pequeño contenido en metales preciosos que normalmente son una fuente de ingreso alternativa para las plantas que posean la tecnología necesaria para la recuperación de dichos metales.

Por otra parte, normalmente en la industria, el aprovechamiento de los RAEE para obtener metales preciosos se analiza desde el punto de vista de la recuperación de estos metales a partir de lodos anódicos producidos en una etapa del refinamiento electrolítico en la metalurgia del cobre. Por lo que a partir de este punto se realizan procesos de separación, como lixiviación, precipitación, filtración o decantación, para obtener los metales preciosos a partir de estos lodos.

Por ello, en el presente trabajo se realizará un estudio general del tratamiento de RAEE para la obtención de metales preciosos, partiendo de una planta de gestión de RAEE existente en Canarias que tras tratar estos, los envía a una hipotética planta de metalúrgica de cobre de la cual se extraerán los lodos anódicos para su tratamiento y recuperación de metales preciosos.

Finalmente, se realizará un estudio de diversas alternativas técnicas comerciales para el tratamiento de estos efluentes, eligiendo la más completa, y se realizará un estudio de viabilidad económica para conocer la rentabilidad de la misma.

Abstract

The increase in the production of electrical and electronic waste, also called WEEE, makes it necessary to search for methodologies for the use of its components. This type of waste has a small content of precious metals which are usually an alternative source of income for plants that possess the technology needed for the recovery of metals.

Moreover, usually in the industry, the use of the WEEE to obtain the precious metals are analyzed from the point of view of the recovery of these metals from the anodic sludge produced in a stage of the electrolytic refinement in copper metallurgy. So from this point the separation processes are carried out, such as leaching, precipitation, filtration or decantation, to obtain the precious metals from these sludges.

Therefore, in the present work a general study of the treatment of WEEE for the production of precious metals was carried out, starting from an existing WEEE management plant in the Canary Islands that treat these, and sends them to a hypothetical copper metallurgy plant where anodic sludge will be extracted for your treatment and recovery of precious metals.

Finally, a study of various technical techniques for the treatment of these effluents will be carried out, and an economic feasibility study will be carried out to determine the profitability of the same.

Capítulo 1. Objetivos y alcance

1.1. Justificación

El aprovechamiento de los residuos eléctricos y electrónicos (RAEE) viene cobrando especial importancia en la última década, ya que a través de diferentes estudios se ha demostrado que es posible reutilizar los productos eléctricos y electrónicos para su uso o, en su defecto, es posible aprovechar los materiales por los que están fabricados como hierro, plástico, cobre, metales preciosos, entre otros; a través de procesos específicos para la recuperación de estos.

Atendiendo a los metales preciosos, estos son imprescindibles en la industria eléctrica y electrónica que, además, poseen un gran valor en el mercado y por lo que su recuperación se antoja importante ya que, si se dispone de la tecnología, supondría una elevada fuente de ingreso. Es por esto por lo que en el presente trabajo de fin de grado se propone el estudio de alternativas técnicas de recuperación de metales preciosos a partir de los RAEE, para la instalación de una planta de recuperación de MP a partir de dichos residuos.

1.2. Peticionario

El presente documento correspondiente al estudio de viabilidad técnica y económica de una planta para la recuperación de metales preciosos a partir de residuos tecnológicos se realiza como Trabajo de Final de Grado (TFG), cuyo peticionario se trata del Departamento de Ingeniería Química y Tecnología Farmacéutica de la Facultad de Química de la Universidad de La Laguna.

1.3. Objetivo del trabajo de fin de grado

Este TFG tiene por objeto el estudio de las diferentes alternativas de procesos para la obtención metales preciosos a partir de residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE) con el fin de determinar cuál de estas alternativas es la más viable en el marco técnico y económico.

Por consiguiente, esto obligará a realizar un recorrido abarcando aspectos tales como la elección de la tecnología más adecuada, un análisis general del proceso, una interpretación general de la normativa vigente en materia de tratamiento de RAEE, así como un estudio económico que permita conocer la rentabilidad del mismo, si se implementara en una planta de estas características.

1.4. Alcance

El presente trabajo se realizará desde la perspectiva de la implementación de una planta para la recuperación de metales preciosos en una parcela situada en las proximidades de la planta perteneciente a la empresa gestora de residuos tecnológicos, Ewaste, pues se aprovechará el trabajo realizado por esta empresa para continuar con la recuperación de estos metales.

Por otra parte, este estudio de viabilidad técnica y económica se realizará para el contexto del archipiélago de las Islas Canarias, aunque se expondrá información referida al ámbito estatal y mundial para contextualizar este trabajo. Además, en este se expondrán aspectos técnicos en materia de reciclaje de RAEE y referentes a la metalurgia extractiva.

1.5. Limitaciones

Dado que en Canarias no existe una organización de estas características y a que la bibliografía disponible acerca de este tema es reducida, se partirá del supuesto de que la planta tendrá una capacidad de tratamiento máxima de 1500 tn/año del tipo de RAEE seleccionado para el proceso, dato proporcionado el Servicio de Información Medioambiental de Canarias.

Debido a que el objetivo de la propuesta de TFG es realizar un estudio de viabilidad técnica y económica, para sentar las bases del posible de diseño de una planta que cumpla esta función, y a que el tiempo para la redacción del Trabajo Final de Grado se limita a tres meses, no se contempla el diseño de los parámetros de los equipos del proceso. La selección de los mismos se realizará a partir de estimaciones en base a referencias bibliográficas y con la ayuda de cálculos sencillos, si fuesen necesario, para escoger de forma aproximada el modelo de cada equipo que mejor se ajusta a parámetros determinantes para el proceso, como son el caudal de entrada de RAEE, la recuperación y pureza del producto.

Finalmente, otras de las grandes limitaciones con las que se encuentra este proyecto es la ausencia de información acerca de los rendimientos en recuperación de estos metales en cada una de las etapas propuestas, dado que las empresas dedicadas a esta actividad no están interesadas en compartir esta información, por lo que aquellos datos necesarios para la continuación de este trabajo serán estimados en base a referencias bibliográficas o suposiciones.

Capítulo 2. Estudio de Viabilidad Técnica

2.1. Introducción a los aparatos eléctricos y electrónicos

Dado que en el presente proyecto es de vital importancia la participación de los residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE), es necesario introducir correctamente los aparatos eléctricos y electrónicos, pues a partir de ellos se forman los residuos objeto de este estudio. Por ello a continuación se exponen las siguientes definiciones.

2.1.1. Definiciones

En la actualidad tiene lugar un gran consumo de dispositivos que facilitan a las personas diferentes tareas, como lavar la ropa, mantener los alimentos en condiciones aptas para su conservación y posterior consumo, incluso son utilizadas para el mundo laboral o el entretenimiento entre otros muchos usos.

Estos dispositivos son los de aparatos eléctricos y electrónicos (AEE), y comprenden “todos los aparatos que para funcionar debidamente necesitan corriente eléctrica o campos electromagnéticos, y los aparatos necesarios para generar, transmitir y medir tales corrientes y campos, que están destinados a utilizarse con una tensión nominal no superior a 1,000 voltios en corriente alterna y 1,500 voltios en corriente continua”, según el R.D 110-2015, de 20 de febrero, sobre residuos de aparatos eléctricos y electrónicos.

Por otra parte, una vez agotada su vida útil o en caso de ruptura, que no sea económicamente rentable de arreglar, los AEE pasan a ser residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE), que se definen como: “todos los aparatos eléctricos y electrónicos que pasan a ser residuos de acuerdo con la definición que consta en el artículo 3.a) de la Ley 22/2011, de 28 de julio. Esta definición comprende todos aquellos componentes, subconjuntos y consumibles que forman parte del producto en el momento en que se desecha”. Según esta ley, se define como residuo “cualquier sustancia u objeto que su poseedor deseche o tenga la intención o la obligación de desechar”.

Finalmente, la creciente producción de AEE cada vez más sofisticados conlleva un creciente aumento de RAEE, lo cual provoca la necesidad de tratar estos debido a factores sociales, económicos y medioambientales, ya que se ha descubierto que pueden ser reutilizados e incluso extraer los materiales que los componen, entre los que destacan los metales preciosos. Por ello se entiende por tratamiento de RAEE a la “Operación de valorización o eliminación de RAEE, incluida la preparación anterior a la valorización o eliminación, en las que se incluirán la preparación para la reutilización, así como las operaciones que se denominarán de «tratamiento específico de RAEE», que son los tratamientos realizados con posterioridad a la preparación para la reutilización, reflejados en el artículo 31.2, segundo párrafo y en el anexo XIII”, todo ello según el R.D. 110-2015.

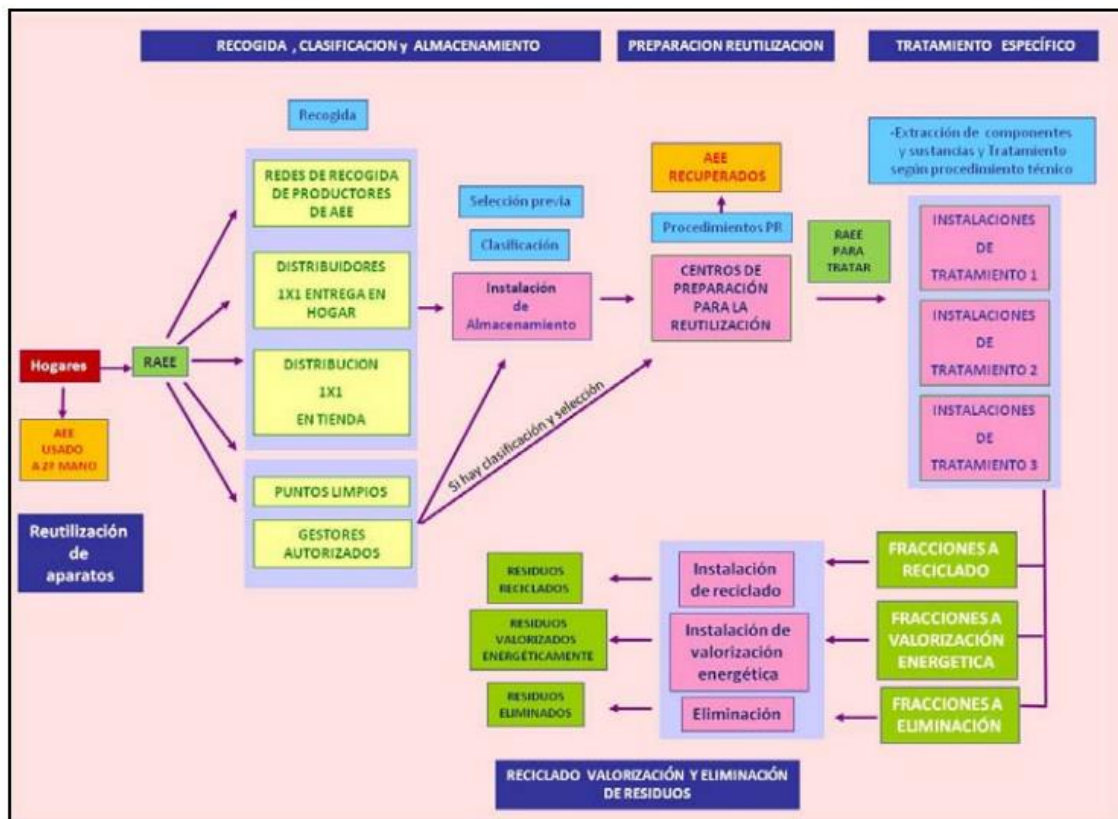


Figura 1. Esquema resumen de la gestión de RAEE [13]

2.1.2. Reseña histórica

El origen de los AAE está determinado por la aparición del transistor el 23 de diciembre de 1947, que inicia una nueva era para la ciencia y la tecnología electrónica. Las prestaciones que ya en la década de los cuarenta se solicitaban a los equipos electrónicos, pudieron ser alcanzadas en un breve plazo de tiempo gracias al desarrollo de los dispositivos semiconductores. De este modo, en la segunda mitad del siglo XX el aumento de la complejidad de los dispositivos electrónicos unido a la capacidad de integración de gran cantidad de ellos en espacios relativamente reducidos ha provocado la continua producción de nuevos y sofisticados equipos eléctricos y electrónicos evolucionando rápidamente una tecnología como nunca antes había ocurrido en la historia de la humanidad. Todo esto llevó consigo un cambio lógico en la sociedad.

Aunque el primer producto que se industrializó fue el automóvil (de Henry Ford), en la primera década del siglo XX, el primer AEE que comenzó con su venta al público fue la radio, pese a que en sus comienzos su uso fue exclusivamente profesional y militar. A ésta le siguieron, en poco tiempo, una variada gama de productos eléctricos y electrónicos, como: lavadoras, planchas, calentadores, frigoríficos, televisores, etc.

Las características de los equipos electrónicos varían continua y profundamente. Por una parte, se hacen cada día más pequeños: el sistema del pasado pasa a estar integrado en un “circuito integrado”, acorde con las demandas del mercado pues se buscan productos

de reducido peso y volumen e incluso portables. Pero, además, también consumen menos, permitiendo que equipos complejos sean alimentados por pilas o baterías. Y unido al aumento de la complejidad de los circuitos integrados se presenta una importante mejora de su fiabilidad, ya que se reducen los fallos y aumentan su durabilidad.

Ya en la década de los años 70, en el siglo XX, se inicia la que puede ser considerada la tercera revolución tecnológica. Como consecuencia del gran desarrollo de la electrónica de los semiconductores, pero teniendo como detonante la creación en 1971 del primer microprocesador por la compañía Intel. Con la aparición del microprocesador se inicia un nuevo modo de organización tecnológica, económica y social.

Finalmente, cada día surgen nuevos aparatos eléctricos y electrónicos para satisfacer necesidades humanas no cubiertas. Y, además, al poder ser adquiridos por todo tipo de consumidores de más o menos recursos, se fabrican en cantidades masivas. Como consecuencia de esta producción masiva, se llega a una situación de contacto continuado y de familiarización de los productos tecnológicos con la población. La tecnología se hace imprescindible en la vida cotidiana, sobre todo en lo que respecta a los aparatos eléctricos y electrónicos, principalmente debido al desarrollo de la microelectrónica. Los electrodomésticos se instalan en los hogares y el ser humano en su actividad cotidiana convive y controla potentes y avanzados equipos eléctricos y electrónicos ¹.

2.2. Metales preciosos

Los metales preciosos (MP) son aquellos que se encuentran en estado libre en la naturaleza, es decir, que no se encuentran combinados con otros elementos formando compuestos. Metales como el oro y la plata, y los metales del grupo del platino, como el platino, paladio, radio, iridio, osmio y rutenio, son fundamentales en las industrias eléctricas y electrónicas, por lo que el reciclaje de estos materiales tiene un impacto significativo en las cantidades que deben ser importadas cada año. Por ejemplo, aproximadamente el 25% de la demanda total de MP de todos los usos industriales se encuentra en material reciclado ².

Estos metales son necesarios en este tipo de industrias debido resistencia de contacto y de su buena resistencia a la corrosión y a la oxidación, que, junto a su alto valor en el mercado, los hace objeto de ser recuperados a partir de los residuos que los contienen, en este caso RAEE. Por este motivo por el que se han desarrollado determinados procesos y tratamientos para su recuperación.

A continuación, se realizará una exposición de las propiedades físicas y químicas de los MP objetos del estudio.

2.2.1. Oro (Au)

El oro se trata de un metal que se encuentra normalmente en estado puro, en forma de pepitas y depósitos aluviales. Es un metal de transición blando, brillante, amarillo,

pesado, maleable y dúctil, que es inerte respecto a la mayoría de productos químicos, pero es sensible y soluble al cianuro, al mercurio, al agua regia, al cloro y a la lejía.

2.2.1.1. Aplicaciones

La mayor parte de la producción mundial del oro se consume en joyería, alrededor del 50-60%. Sus aplicaciones industriales, especialmente en la industria eléctrica y electrónica, consumen el 10-15%¹⁵. Mientras, el oro restante es destinado a su uso en la medicina o salud dental, en acuñación y en reservas para los gobiernos (marca la riqueza de estos) que abarca entorno al 35-45% del oro en el mundo. Además, el oro también es usado en menor medida en las industrias aeronáuticas y aeroespacial.

2.2.1.2. Propiedades físicas

En la siguiente tabla se exponen las propiedades físicas del metal precioso:

Propiedad	Unidad	Valor
Número Atómico		79
Peso atómico		197,2
Densidad a 20°C	g/cm ³	19,32
Punto de fusión	°C	1064,4
Punto de ebullición	°C	3080
Electronegatividad	eV	2,54
Radio Atómico	nm	0,1439
Volumen atómico a 20°C	cm ³ /mol	10,21
Calor específico	J/(g*K)	0,128
Conductividad térmica a 20°C	W/(cm*K)	3,14
Resistividad eléctrica a 20°C	Ω*cm	2,06*10 ⁻⁶
Entalpía de fusión	kJ/mol	12,55
Entalpía de vaporización	kJ/mol	324,4
Estructura cristalina		FCC
Dureza (escala de Mohs)		2,5
Limite elástico	Mpa	205
Coefficiente de dilatación lineal a 20°C	°C ⁻¹	14*10 ⁻⁶

Tabla 1. Propiedades físicas del oro [3]

2.2.2. Plata (Ag)

La plata es un metal de transición que tradicionalmente se encuentra en la naturaleza formando parte de distintos minerales o como plata libre. Además, es un metal dúctil y maleable, algo más duro que el oro, y presenta un brillo blanco metálico susceptible al pulimento. Es resistente a la corrosión, sin embargo, su superficie se ve alterada en presencia de ozono, sulfuro de hidrógeno o aire con azufre. La mayor parte de su

producción se obtiene como subproducto del tratamiento de las minas de cobre, zinc, plomo y oro.

2.2.2.1. Aplicaciones

En los últimos años, aproximadamente la mitad de la plata mundial ha sido destinada a la industria, especialmente eléctrica y electrónica, gracias a su gran conductividad eléctrica. Mientras que el resto es destinada a la joyería, ciencias de la salud, fotografía, etc.

Actualmente, este metal tiene un gran valor en las aleaciones y soldaduras, fabricación de baterías, odontología, recubrimientos de vidrio, chips LED, reactores nucleares, fotografía, energía fotovoltaica (o solar), chips RFID (para el seguimiento de paquetes), semiconductores, pantallas táctiles, purificación de agua y conservantes de madera, entre muchos otros.

2.2.2.2. Propiedades físicas

A continuación, en la Tabla 2, se muestran las propiedades físicas de la plata:

Propiedad	Unidad	Valor
Número Atómico		47
Peso atómico		107,87
Densidad a 20°C	g/cm ³	14,49
Punto de fusión	°C	961,9
Punto de ebullición	°C	2212
Electronegatividad	eV	1,42
Radio atómico	nm	0,1445
Volumen atómico a 20°C	cm ³ /mol	10,27
Calor específico	J/(g*K)	0,232
Conductividad térmica a 20°C	W/(cm*K)	4,29
Resistividad eléctrica a 20°C	Ω*cm	1,59*10 ⁻⁶
Entalpía de fusión	kJ/mol	11,3
Entalpía de vaporización	kJ/mol	255,1
Estructura cristalina		FCC
Dureza (escala de Mohs)		2,7
Limite elástico	Mpa	-
Coefficiente de dilatación lineal a 20°C	°C ⁻¹	-

Tabla 2. Propiedades físicas de la plata [3]

2.2.3. Platino (Pt)

El platino se trata de un metal de transición de color blanco grasáceo, precioso, pesado, dúctil y maleable, que, además, es resistente a la corrosión y se encuentra en distintos

minerales, frecuentemente junto con níquel y cobre; también se puede encontrar como metal.

2.2.3.1. Aplicaciones

Debido a sus propiedades físico-químicas, como el alto punto de fusión, el platino, aleado con otros metales, es usado en la construcción de equipos de laboratorio como crisoles, platos de combustión, evaporadores, pinzas, entre otros. Se utiliza en elementos calefactores o equipos de medida a altas temperaturas.

Por otra parte, también se usa en la industria joyera o en la medicina y salud dental. Mientras, que en la industria eléctrica y electrónica se usa en la producción de unidades de disco duro en ordenadores y en cables de fibra óptica.

Otra aplicación muy útil en la ingeniería de procesos es que la esponja de platino, una masa gris, blanda y esponjosa de platino; se utiliza como catalizador en procesos como la producción de ácido nítrico, ácido sulfúrico, metanal y en el cracking térmico de hidrocarburos.

2.2.3.2. Propiedades físicas

La siguiente tabla exhibe las propiedades físicas del platino:

Propiedad	Unidad	Valor
Número Atómico	-	78
Peso atómico	-	195,078
Densidad a 20°C	g/cm ³	21,450
Punto de fusión	°C	1772
Punto de ebullición	°C	3827
Electronegatividad	eV	2,28
Radio atómico	nm	0,1385
Volumen atómico a 20°C	cm ³ /mol	-
Calor específico	J/(g*K)	0,130
Conductividad térmica a 20°C	W/(cm*K)	0,716
Resistividad eléctrica a 20°C	Ω*cm	10,6*10 ⁻⁶
Entalpía de fusión	kJ/mol	19.6 kJ/mol
Entalpía de vaporización	kJ/mol	-
Estructura cristalina	-	FCC
Dureza (escala de Mohs)	-	4,3
Limite elástico	Mpa	-
Coefficiente de dilatación lineal a 20°C	°C ⁻¹	-

Tabla 3. Propiedades físicas del platino [3]

2.3. Tipos de residuos

Para la realización de este estudio es necesario seleccionar el tipo de RAEE al cual se le realizarán los procesos y tratamientos necesarios para la obtención de metales preciosos. Para ello, se atenderá al porcentaje en peso (% peso) de los metales preciosos contenidos en diferentes tipos de residuos eléctricos y electrónicos, dividiendo estos en 10 categorías según el R.D. 110-2015.

1. Grandes aparatos eléctricos y electrónicos (GAEE) o grandes electrodomésticos. Por ejemplo: frigoríficos, aires acondicionados, etc.
2. Pequeños aparatos eléctricos y electrónicos (PAEE) o pequeños electrodomésticos. Por ejemplo: planchas, ventiladores, etc.
3. Equipos de informática y telecomunicaciones. Por ejemplo: ordenadores portátiles, teléfonos móviles, etc.
4. Aparatos electrónicos de consumo y paneles fotovoltaicos. Por ejemplo: televisores LED y CRT, monitores, paneles fotovoltaicos de silicio, etc.
5. Equipos de iluminación. Por ejemplo: tubos fluorescentes, lamparas LED, etc.
6. Herramientas eléctricas y electrónicas (con excepción de las herramientas industriales fijas de gran envergadura).
7. Juguetes o equipos deportivos y de ocio.
8. Productos sanitarios (con excepción de todos los productos implantados e infectados).
9. Instrumentos de vigilancia y control.
10. Máquinas expendedoras (con y sin gases refrigerantes).

A continuación, se muestra en la Tabla 4 los diferentes % peso promedio de los componentes de los tipos de residuos con mayor interés en la obtención de metales preciosos, siendo los seleccionados las 5 primeras categorías (combinando la categoría 3 y 4), prestando especial atención a los asignados a estos.

Material	GAEE	PAEE	Electrónica de Consumo y Telecomunicaciones	Equipos de Iluminación
Metal férnico	43	29	36	-
Aluminio (Al)	14	9,3	5	14
Cobre (Cu)	12	17	4	0,22
Plomo (Pb)	1,6	0,57	0,29	-
Cadmio (Cd)	0,0014	0,0068	0,018	-
Mercurio (Hg)	0,000038	0,000018	0,0007	0,02
Au, Oro	0,00000067	0,00000061	0,00024	-
Ag, Plata	0,0000077	0,000007	0,0012	-
Pd, Paladio	0,0000003	0,00000024	0,00006	-
In, Indio	0	0	0,0005	0,0005
Plásticos bromados	0	0,75	18	3,7
Plásticos	19	37	12	0
Vidrio con plomo	0	0	19	0
Vidrio	0,017	0,16	0,3	77
Otros	10	6,9	5,7	5
Total	100	100	100	100

Tabla 4. Porcentaje en peso de los componentes en los RAEE [4]

De los datos exhibidos en esta tabla se puede concluir que el tipo de residuo seleccionado para continuar con este estudio serán los pertenecientes a la electrónica de consumo y telecomunicaciones (ECT), ya que poseen un mayor % peso de metales preciosos respecto a los demás, siendo los más significativos los valores del oro (0,00024 %), de la plata (0,0012 %) y del paladio (0,00006 %).

Por otra parte, a continuación, se identifican cuáles de los ECT o los componentes de estos contienen mayor cantidad de metales preciosos, pues es necesario reducir el proceso a estos componentes para así facilitar este estudio. Por ello a partir de datos extraídos de la empresa Umicore, se elabora la siguiente tabla:

	Plastico	Fe	Al	Cu	Ag	Au	Pd
	%				ppm		
TCI-TV	28	28	10	10	280	20	10
TCI- PC	23	7	5	20	1000	250	110
Teléfonos móviles	56	5	2	13	3500	340	130
Reproductores de música	47	23	1	21	150	10	4
Reproductores de CDs	24	62	2	5	115	15	4
Calculadoras	61	4	5	3	260	50	5

Tabla 5. Porcentaje en peso de los materiales en los ECT [5]

Se entiende por TCI, a las tarjetas de circuito impreso de ETC como ordenadores, monitores y televisores, entre otros. Estas se construyen a base de plásticos (resinas) termoestables con fibra de vidrio como material esquelético y provistos de aditivos pirorretardantes. Diferentes componentes eléctricos tales como semiconductores, resistencias, condensadores, chips, etc. se montan sobre las tarjetas y se interconectan mediante soldadura de plomo y otros metales pesados, es lo que se conoce por Printed Wiring Boards (PWBs). Los metales como el Cu, Ag, Au, Pd y Pt se recuperan en fundiciones de metales.

En la tabla 6, se presenta el porcentaje alcanzado de preparación para la reutilización y reciclado, así como el de valorización por categorías de AEE, en 2012.

Categoría de producto	Porcentaje de valorización (%)	Porcentaje de reutilización y reciclado (%)
1. Grandes electrodomésticos	89,6%	80,1%
2. Pequeños electrodomésticos	85,6%	82,5%
3. Equipos de informática y telecomunicaciones	97,1%	96,7%
4. Aparatos electrónicos de consumo	95,5%	95,5%
5. Aparatos de alumbrado	96,4%	74,5%
5a. Lámparas de descarga de gas	97,1%	97,1%
6. Herramientas eléctricas y electrónicas	74,8%	68,3%
7. Juguetes o equipos deportivos y de tiempo libre	85,7%	80,1%
8. Aparatos médicos	78,8%	61,9%
9. Instrumentos de vigilancia y control	78,6%	76,8%
10. Máquinas expendedoras	81,7%	78,4%

Tabla 6. Porcentaje de valorización y reutilización de RAEE [6]

2.4. Estudio de mercado

El presente estudio de mercado tiene como objetivo principal conocer el estado actual de la actividad del sector de las empresas dedicadas a la gestión de residuos y de recuperación de metales preciosos.

2.4.1. Descripción del sector

El sector de reciclaje de RAEE consiste básicamente en la adquisición de estos residuos por parte de las empresas gestoras autorizadas, que luego venden las fracciones debidamente tratadas a otras empresas interesadas en estas ya separadas, como empresas de fundición o de refinado que pretenden la recuperación de metales férricos y no férricos, entre los que se encuentran los metales preciosos, que luego son vendidos a otras compañías orientadas a actividades tales como la medicina, la industria eléctrica y electrónica o la joyería, entre otras.

Estas empresas son autorizadas para la gestión de RAEE, por parte del organismo competente en materia de Medio Ambiente, del país, región, comunidad autónoma o estado en el que se encuentren. Además, esta autorización viene dada por el cumplimiento de los requisitos pertinentes en la normativa de aplicación del país en el que se encuentren estas empresas gestoras.

2.4.2. Ámbito mundial

A nivel global existen cuatro líderes mundiales en la recuperación de metales valiosos a partir de basura electrónica en términos de fundición y refinamiento: Boliden, Xstrata Copper (anteriormente Noranda), Aurubis y Umicore. La basura electrónica mundial es llevada a cuatro fundidores/refinadores que procesan y recuperan metales preciosos de esta basura. Tres de ellos están en Europa (Bélgica, Alemania y Suiza) y una en Quebec (Canadá). Otros fundidores de tamaño medio están situados en Japón y Corea del Sur⁷. Destacando que el país con mayor producción de RAEE en el mundo, Estados Unidos, no posee empresas con estas características.

Por otra parte, según STEP (Solving the E-waste problems), una iniciativa respaldada por Naciones Unidas en la que participan empresas, gobiernos y ONG, en el año 2014 se produjeron 5,9 Kg de RAEE por habitante en el mundo, llegándose a producir aproximadamente 41,8 millones de toneladas de RAEE en el mundo.

Este hecho unido al crecimiento esperado de la generación de RAEE para 2017, ha provocado el crecimiento de un nicho de negocio como lo es la recuperación de MP a partir de RAEE, que corre a cargo de empresas con características similares a las anteriormente mencionadas.

2.4.3. Ámbito estatal

Según el INE (Instituto Nacional de Estadística), en el año 2014, ya que no se presentan datos más recientes, se recogieron en España un total de 51408 tn de solo de RAEE, sin contar pilas o baterías, que fueron tratados en plantas especializadas. Mientras solo en la comunidad autónoma de Canarias, se llegaron a las 2308 tn.

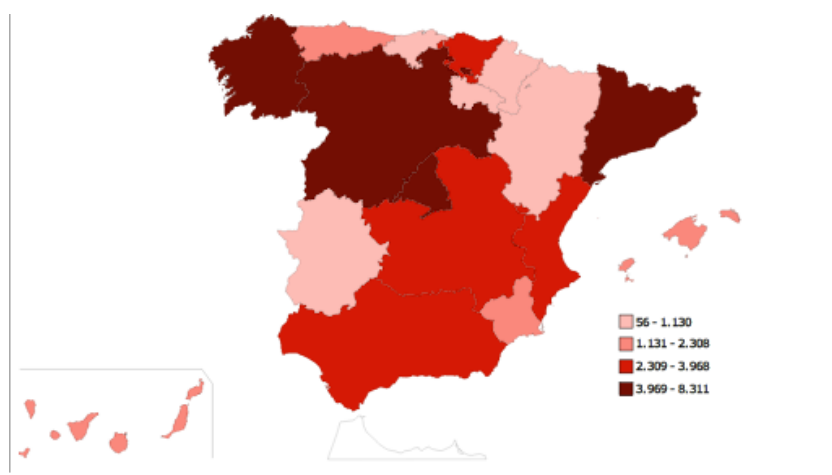


Figura 2. Distribución de RAEE producido por comunidades autónomas, según el INE.

En cambio, a través de la Figura 3, ofrecida por el plan Nacional Integrado de Residuos, se puede constatar que en España existen alrededor de 65 plantas de gestión de RAEE, de las cuales el 28% son plantas específicas de tratamiento de RAEE autorizadas por las CCAA cuyo diseño y características comprenden procesos de descontaminación, desmontaje, tratamiento, valorización y obtención de materiales. Por otro lado, una parte de los RAEE se destinan a plantas de recuperación de materiales y fragmentadoras que tratan también otros flujos de residuos (básicamente VFU). Además, se destaca que a nivel estatal el 49% de las instalaciones para la gestión de RAEE son plantas autorizadas para el tratamiento parcial de estos y el 31% son destinadas a la preparación de RAEE para su reutilización como AEE.



Figura 3. Distribución de plantas de tratamiento de RAEE en España (Modificación) [6]

Por otra parte, en España, la primera planta en metalurgia del cobre es el complejo Atlantic Copper, situado en Huelva y forma parte de la Asociación de Industrias Químicas, Básicas y Energéticas (AIQBE) de Huelva. Esta empresa se dedica a la fundición de cobre, para obtener ánodos de este metal con una capacidad de 330000 tn/año. Además, uno de los productos que ofrece esta empresa son los lodos anódicos, que contienen metales preciosos, que son enviados a refinería para obtener estos metales, que son otra de las fuentes de ingreso para este tipo de empresas.

2.4.4. **Ámbito autonómico/insular**

A nivel autonómico Canarias cuenta con una planta de tratamiento específico, una de preparación para reutilización y 4 de tratamiento parcial de RAEE.

Estas plantas, según el Servicio de Información Medioambiental de Canarias (SIMAC), a través información aportada por los Sistemas Integrados de Gestión (SIG) autorizados, como Ecolec o Fundación Canarias Recicla, han tratado aproximadamente 9004 tn de RAEE en total en el año 2014. De los cuales 918,64 tn fueron RAEE proveniente de la electrónica de consumo y 578,70 tn fueron residuos formados por equipos de informática (TCI, entre otros) y telecomunicaciones ⁹.

Por otra parte, la isla de Tenerife cuenta con una empresa de tratamiento parcial de RAEE como E-waste, que cuenta con una de las plantas de tratamiento más modernas de Europa, permitiéndole tratar una gran variedad de tipos de RAEE y posicionarse como una empresa líder en el sector, a nivel autonómico e insular.

2.5. **Metales preciosos provenientes de los RAEE en Canarias**

Dado que el objeto del presente estudio es la obtención de MP a partir de RAEE, y para ello prestamos especial atención a la electrónica de consumo (incluyendo equipos informáticos) y equipos de telecomunicaciones, es decir ECT, se procederá al cálculo de metales preciosos contenidos en este tipo de RAEE, usando como base de cálculo los datos aportados por el SIMAC y las composiciones de los ECT expuestas en Tabla 4.

$$ECT_{TOTAL} = RAEE_{ELECTRONICA\ DE\ CONSUMO} + RAEE_{EQUIPOS\ INFORMATICOS\ Y\ DE\ TELECOMUNICACIONES} = 918,64 + 578,70 = 1497,34 \text{ tn ECT}$$

Además, si tomamos las composiciones mencionadas para los metales Au, Ag y Pd, tomando la composición de Pd como la composición de los metales del grupo platino MGP, se obtiene lo siguiente:

Metal	Composición (%)	Cantidad (Kg)
Au	0,00024	3,59
Ag	0,00120	17,97
MGP	0,00006	0,90

Tabla 7. Cantidad de MP contenidos en los ECT, tratados en Canarias.

2.6. Metodología para la obtención de metales preciosos a partir de RAEEs

En este apartado se realizará una puesta en común de los diferentes métodos para la obtención de MP usando como materia prima residuos eléctricos y electrónicos, más concretamente los ECT. Finalmente, se optará por una de estas alternativas para profundizar en su viabilidad técnica.

2.6.1. Reciclaje de los metales preciosos

Para poder realizar la extracción de los metales preciosos de los ECT es necesario llevar a cabo un procedimiento de tratamiento de estos residuos.

En primer lugar, se ha de proceder con la recolección de los RAEEs, para ello se presta atención al R.D. 110/2015 sobre aparatos eléctricos y electrónicos y la gestión de sus residuos. A continuación, se realizan una serie de procesos de separación mecánica, finalizando el tratamiento con procesos de metalurgia extractiva.

En el esquema expuesto en la Figura 4, se presenta un procedimiento general para el tratamiento de RAEE y obtención de los metales preciosos encontrados en sus componentes, que forma parte de la metalurgia del cobre.

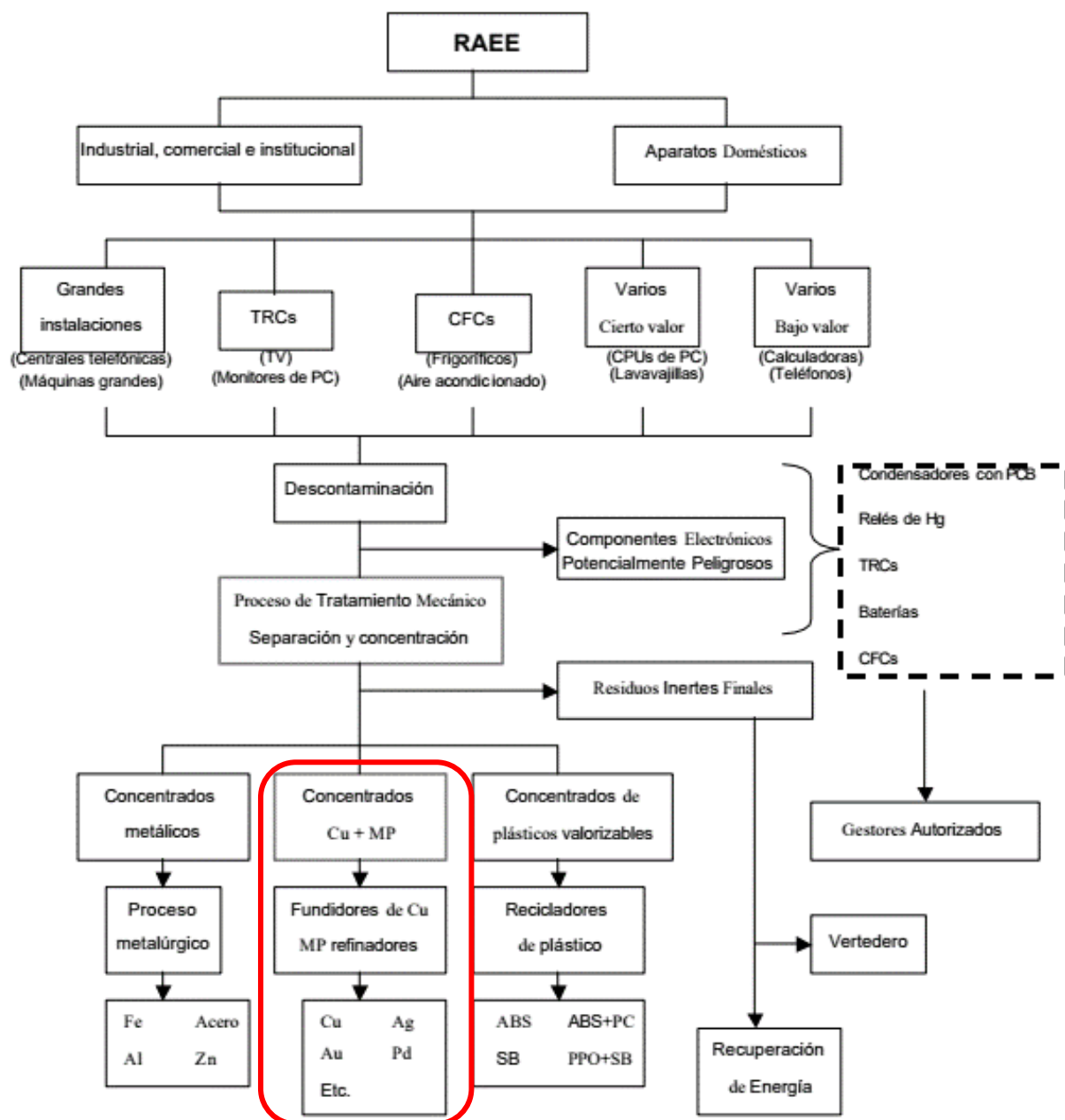


Figura 4. Esquema de metodología de tratamiento de RAEE y obtención de MP [2]

A continuación, se presenta un esquema del procedimiento de tratamiento de RAEE que comprende únicamente la etapa de recuperación de metales preciosos y de cobre.

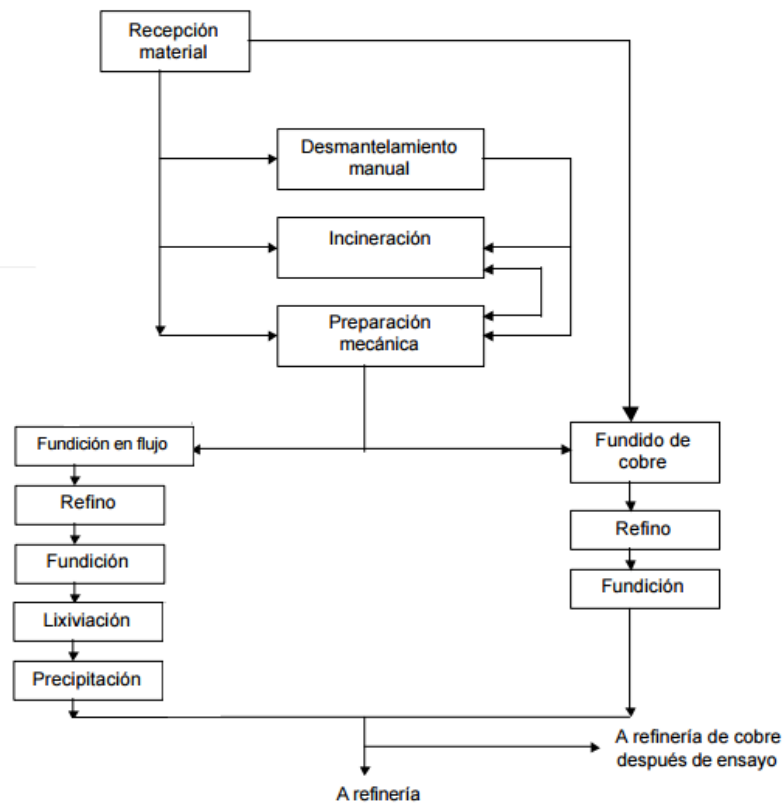


Figura 5. Esquema resumen de metodología de tratamiento de RAEE y obtención de MP [2]

2.6.2. Recolección

Los poseedores de AEE utilizados en los hogares deben entregar estos en el momento en el que se haya agotado su vida útil o se desee reemplazar por un elemento de las mismas características, para que sean gestionados por las administraciones autorizadas de forma correcta. Esta entrega no supondrá coste para el poseedor del AEE.

Por otro lado, la recogida de estos AEE, será realizada por:

- El distribuidor, previo consenso por el productor del AEE.
- Sistemas municipales (en poblaciones de 5000 o más habitantes).
- Instalaciones, como puntos limpios o similares (en poblaciones de menos de 5000 habitantes).

Los productores de AEE, serán responsables de los RAEE que no procedan de particulares y deberán establecer sistemas de recogida selectiva para estos. Sin embargo, las entidades locales o sus agrupaciones pueden recolectar estos RAEE, previos acuerdos voluntarios y sin coste para ellas.

Al contrario, la responsabilidad de gestionar el RAEE recaerá en poseedor de éste, si la recogida del residuo implica riesgo sanitario para la salud de las personas.

Finalmente, serán los productores del RAEE a través de los distribuidores o instalaciones locales, los encargados de recoger y trasladar los residuos a instalaciones autorizadas para su gestión y tratamiento.

Año	2015	2016	2017	2018	2019	2020-
Objetivo mínimo de recogida a nivel estatal	Cuatro kilos de RAEE domésticos por habitante (datos población INE disponible).	45% de la media del peso de AEE introducidos en el mercado español en 2013, 2014 y 2015.	50% de la media del peso de AEE introducidos en el mercado español en 2014, 2015 y 2016.	55% de la media del peso de AEE introducidos en el mercado español en 2015, 2016 y 2017.	65% de la media del peso de AEE introducidos en el mercado español en 2016, 2017 y 2018.	65% de la media del peso de AEE introducidos en el mercado español en los tres años anteriores.

Tabla 8. Objetivos de recogida de RAEE en España [6]

2.6.3. Tratamiento primario

El tratamiento primario tiene lugar, una vez trasladados los RAEEs a las instalaciones autorizadas para su gestión. Dado que el objeto de este estudio será la obtención de MP a partir de ECT, cabe destacar que según el artículo 37.5, del R.D. 110-2015 la operación de tratamiento de estos se denomina G.1.

En ella se comenzará por un procedimiento de clasificación, desmantelado, cribado, triturado, separación magnética, separación electrostática y gravimétrica, entre otros. El objetivo de estas operaciones es reducir la masa de RAEEs a fracciones que permitan una mayor eficiencia a la hora de extraer los elementos valiosos de estos, en este caso facilitar la extracción de metales preciosos.

El proceso de clasificación y desmantelado se realizará de forma manual, separando los tipos de residuos según su clasificación de acuerdo con la proporcionada en R.D. 110-2015, y separando los componentes que no presentan valor en los ECT como plásticos. Además, el proceso de cribado será realizado en una criba vibratoria, mientras que la trituración se realizará con una trituradora, la cual reducirá el tamaño del RAEE para facilitar la separación de los materiales.

Posteriormente se realizará una separación magnética, electrostática y gravimétrica, para separar los metales féreos de los no féreos y otros materiales inertes como plásticos de las partes trituradas. Estos procesos se llevarán a cabo mediante el uso equipos especiales como imanes permanentes, separadores inductivos de cargas electrostáticas y otros.

En esta fase se habrán separado, el vidrio y vidrio con plomo, el plástico y plásticos bromados, el mercurio, y otros componentes de los RAEE.

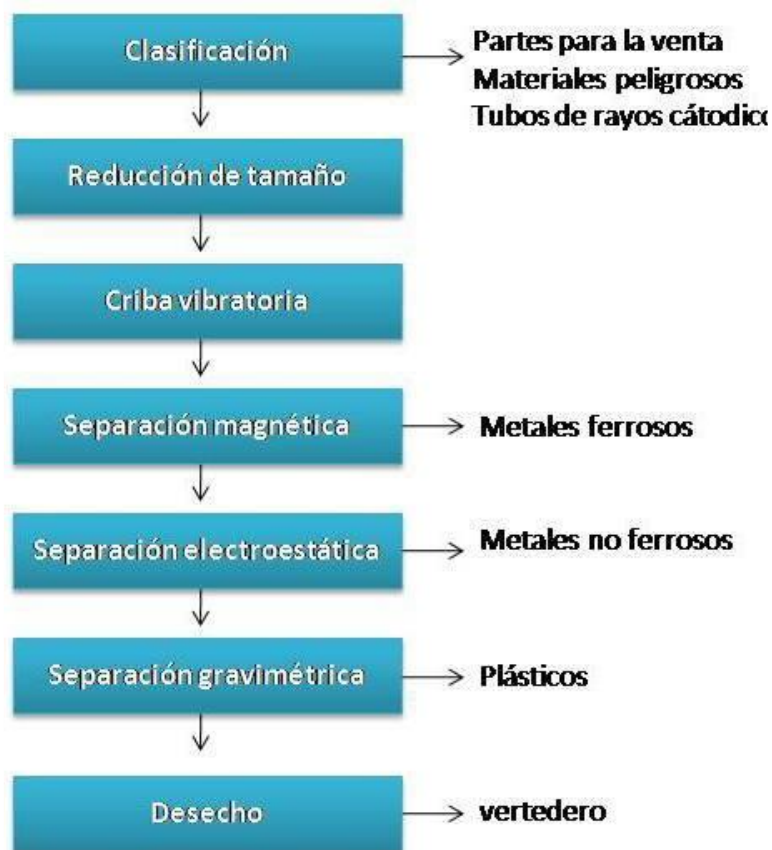


Figura 6. Esquema simplificado de las etapas del proceso del tratamiento de RAEE [8]

2.6.4. Tratamiento secundario, recuperación de metales preciosos. Metalurgia extractiva

A esta fase del proceso se le puede llamar como “Tratamiento secundario”, en la cual se extraen los materiales y componentes de interés. En esta fase se utilizan principalmente 2 métodos o procesos como alternativas para la obtención de MP, que son: procesos pirometalúrgicos y hidrometalúrgicos. Estos procesos se tratan de variantes o caminos de la metalurgia extractiva.

La metalurgia extractiva es la rama de la metalurgia en donde se estudian aplicaciones, operaciones y procesos químicos para el tratamiento de minerales o materiales de reciclado (en este caso ECT) que contengan una especie útil (Oro, Plata, Cobre, etc..), que, dependiendo del producto a obtener, requerirá el uso de diferentes métodos de tratamiento para la obtención de estas especies útiles.

Esta asociación de minerales o materiales se define como mena, que son las agregaciones de minerales que pueden ser tratadas para obtener un compuesto metálico, metal o aleación, con beneficio económico ¹⁸. En este caso los ECT son la mena, que puede ser calificada como mena pobre ya que su contenido en MP no es especialmente alto.

Los principales objetivos de esta rama se definen como:

- Utilizar procesos y operaciones simples, que sean sostenibles para el medio ambiente.
- Alcanzar la mayor eficiencia posible.
- Obtener altas recuperaciones de la especie de valor en productos de máxima pureza.

Las fases tradicionalmente empleadas en el proceso de recuperación de MP a partir de RAEE incluyen el desmontaje manual o una preparación mecánica seguida de una incineración, en la que la chatarra clasificada se incinera para eliminar el papel, el plástico y los contaminantes orgánicos líquidos, una separación y una clasificación.

Los tratamientos térmicos que utilizan RAEE como materia prima son normalmente procesos para la fundición de cobre. En este proceso se añaden los RAEE junto con coque, fundente y óxidos metálicos de escoria reciclada, mientras el cobre se transforma, en un horno de cuba. Todos esto seguido de una fundición en convertidor o transformador, donde se eliminan los materiales plásticos que no se han separado en procesos previos, mientras que el hierro y el aluminio se transfieren a la escoria que se puede reciclar al horno de cuba, y los metales preciosos se aíslan con un proceso de refinado electrolítico del cobre en el lodo del ánodo.

En el refinado electrolítico, el cobre obtenido se utiliza como ánodo de una célula electrolítica. De ese modo, el cobre puro se deposita en el cátodo mientras que los metales preciosos caen al fondo de la célula y se recogen en forma de lodos, utilizando como electrolito sulfato de cobre u otros, dependiendo del proceso.

La recuperación final de los MP normalmente se lleva a cabo mediante un proceso de refinado químico, de lixiviación y precipitación seguida de una fundición y un refinado. La pureza final y los usos de los materiales reciclados son comparables a la de los producidos a partir del mineral virgen ^{2 y 10}.

A continuación, en la Tabla 9 se exponen una serie de procesos generales empleados en la metalurgia para recuperar metales preciosos contenidos en RAEE.

Proceso	Comentarios
Extracción química	Solamente de uso en superficies de oro descubiertas. Recuperación ≈ 90%
Tratamiento químico (disolución ácida)	Requiere ácidos agresivos. El material encapsulado en cerámico no se recupera. Produce grandes volúmenes de efluente de metal base.
Granulación y separación física	Los MP de residuo mezclado se dispersan en todas las fracciones, aunque la mayor parte se concentra en dos fracciones. Recuperaciones ≈ 80%
Quemado y fusión (previo desmantelamiento mecánico y manual)	Adecuado para todos los residuos. Recuperaciones cercanas al 85%

Tabla 9. Resumen de tratamientos [19]

2.7. Metalurgia extractiva

En este apartado se profundizará en el concepto de metalurgia extractiva, realizando un estudio de las diferentes vías de tratamiento de minerales, entre los que se encuentran los metales preciosos.

2.7.1. Pirometalurgia

La pirometalurgia o vía seca, es la rama de metalurgia extractiva y de la electrometalurgia consistente en la obtención y refinación de los metales utilizando calor, como es en el caso de la fundición, además comprende las siguientes operaciones. Sin embargo, se ha de puntualizar que los metales preciosos se pueden obtener por cualquiera de las dos vías sin necesidad de aplicar todos los procesos u operaciones citadas a continuación.

- Calcinación. Operación de descomposición de compuestos en sus óxidos formadores mediante la adición de calor.
- Tostación. Operación en la que se oxida un sulfuro, para transformarse en un óxido, sulfato, cloruro, óxido aglomerado u otros.
- Fusión. Proceso mediante el cual se obtienen varias fases fundidas, en un horno adecuado. Estas fases son metal, escoria, mata o speiss. En caso de que la fase metálica sea un metal no reactivo, la fusión es reductora, y si el metal es reactivo la fusión se denomina ultrareductora. Si la fase metálica es un compuesto la fusión es neutra, y si el compuesto está un grado superiormente oxidado se trata de una fusión oxidante.
- Volatilización. Operación de transporte en forma gaseosa de un metal, siendo una volatilización reductora, de un compuesto en caso de volatilización oxidante, de un haluro si la volatilización es halurónica o de un carbonilo metálico si la volatilización es de carbonilos.
- Electrólisis ígnea o de sales fundidas. Proceso mediante el cual se obtiene un metal a partir de uno de sus compuestos disuelto en un electrólito fundido y utilizando la corriente eléctrica como agente reductor.
- Metalotermia. Operación en la que metal desplaza a otro de sus compuestos debido a su reactividad.

Por otra parte, los procesos pirometalúrgicos que usan como RAEE como materia prima comprenden la ignición y fusión de la materia de entrada en un horno a temperaturas de próximas 1200 °C. Además, debido a la pequeña cantidad relativa de combustible necesario, parte de la energía es proporcionada por los componentes orgánicos de los residuos plásticos de los RAEEs. Los constituyentes orgánicos de la basura electrónica son destruidos a esa temperatura y las emisiones tóxicas pueden ser contenidas por antorchas operando a temperaturas que varían de los 1200 °C a los 1400 °C. El producto derretido que se obtiene generalmente es rico en cobre que es sometido a electrorefinación (electrometalurgia) con los metales preciosos siendo recuperados en último lugar a partir de lodos anódicos mediante lixiviación, fusión y precipitación ^{2 y 10}.



Figura 7. Proceso de fundición en metalurgia

2.7.2. Hidrometalurgia

Los procesos hidrometalúrgicos o por vía húmeda forman parte de la rama de la metalurgia que consiste en extraer metales, a través de reacciones en medio acuoso. La hidrometalurgia es la rama de la metalurgia que cubre la extracción y recuperación de metales usando disoluciones líquidas, acuosas y orgánicas. Además, a continuación, se citan las tres operaciones que conforman los procesos por vía húmeda, destacando que puede haber una cuarta operación opcional para la preparación física o química de la mena. Normalmente, en este tipo de proceso metalúrgico se suelen llevar a cabo estas operaciones:

- Lixiviación. Se trata de una operación en fase acuosa, en la que tiene lugar el ataque químico del metal de interés (MP) contenido en una mena. Por otra parte, que se trate de una reacción ácida, básica o neutra dependerá del tipo de reactivo empleado (Cianuro, ácido sulfúrico, etc) y de la ganga del material, ya que si el carácter de ésta es marcadamente contrario al del reactivo lixivante la operación se puede volver económicamente inviable.
- Purificación y/o concentración. Procedimiento realizado sobre la disolución obtenida en la etapa de lixiviación para eliminar determinadas impurezas de ésta, antes de someter la disolución a precipitación. Esta operación se puede realizar por reacción química precipitación (previa a la etapa de precipitación), por cementación (reacción similar a la metalotermia llevada a cabo en medio acuoso) o cualquier otro tipo de reacción química convencional utilizada para separar metales en fase acuosa.
- Precipitación. Operación utilizada para separar el metal valioso de la disolución producida en las etapas anteriores, en forma elemental u oxidado (en raras ocasiones). Normalmente se realiza por electrólisis, pero también se utiliza la cianuración o, cada vez más utilizada, extracción con H_2 gas a altas presiones y temperaturas.

Dentro de los procesos químicos para la recuperación y reciclado de metales se sitúa el tratamiento hidrometalúrgico, el cual consiste esencialmente en una sucesión de separaciones sólido-líquido. De esta manera se somete a los materiales a una operación de lixiviación, normalmente mediante un ácido o bien a veces con una base. La lixiviación dispondrá ciertos elementos en disolución y otros los mantendrá insolubles, los cuales se filtrarán posteriormente. La torta del filtro probablemente se deberá volver a lavar con el objetivo de liberarla de impurezas indeseadas, como es el caso de ciertos componentes insolubles que cristalizan y permanecen en la parte insoluble hasta que desaparecen al limpiar. La disolución normalmente debe purificarse mediante la adición de polvo de zinc o de aluminio, o bien cambiando el pH o la temperatura. A continuación, se filtra el precipitado para obtener los MP^{2 y 10}.

2.7.3. Ventajas y desventajas de los procesos piro/hidrometalúrgicos

En este apartado se enumerarán de forma general y con matices adecuados las ventajas y desventajas de los procesos metalúrgicos por vía seca y por vía húmeda.

- **Pirometalurgia**

Ventajas:

- Velocidades de reacción muy altas
- Grandes producciones en reactores relativamente pequeños
- Apta para recibir alimentaciones de minerales complejos
- Idónea para alimentaciones heterogéneas formadas por minerales de diversas procedencias

Desventajas:

- No apta para el tratamiento de minerales pobres
- Relativamente mala selectividad y poca eficacia en las reacciones químicas de separación
- Procesos que transcurren, a menudo, en varias etapas
- Problemas medioambientales con los residuos gaseosos y el ruido

- **Hidrometalurgia**

Ventajas:

- Posibilidad de tratar minerales pobres o incluso marginales
- Alta selectividad y alto grado de separación en las reacciones químicas
- Alta pureza de los productos
- Fácil control y optimación
- Ausencia de contaminación por gases

Desventajas:

- Velocidades de reacción bajas
- Poca producción por reactor o unidad productiva
- Sensible a variaciones en la composición de la alimentación
- Problemas en la eliminación y almacenamiento de los residuos sólidos generados
- Problemas con las aguas residuales

2.7.4. Factores a tener en cuenta en la elección del proceso

De forma general, se pueden considerar como más importantes los siguientes factores:

1. La mena, que se trata de una asociación de minerales o materiales a partir de la cual pueden obtenerse uno o más metales de manera económicamente favorable. Es necesario tener en cuenta su naturaleza, en este caso RAEEs, que sea pobre o rica en MP y si sus impurezas (material de desecho) son valorizables o perjudiciales para el medio ambiente, entre otros.
2. La cantidad en la que se necesite el material metálico. Por ejemplo, el cobre (Cu), se puede obtener por procesos por vía seca y por vía húmeda.
3. Factores económicos. Siempre presentes y decisivos. Se han de tener en cuenta en cada fase del proceso. Incluir integración de procesos unitarios que permitan el uso económico de las tecnologías y productos.
4. Pureza del producto. Resulta más rentable un proceso que lleve directamente a un producto de pureza adecuada a otro que requiera determinadas etapas de afino.
5. El desarrollo de nuevas técnicas, como la mejora de los disolventes, la biolixiviación en los procesos metalúrgicos o el desarrollo de la electrometalurgia, entre otras.
6. La explotación de propiedades específicas. Por ejemplo, el caso del oro y la plata que forman complejos estables con los iones de cianuro.

2.7.5. Elección de la vía

Se ha elegido la vía húmeda como proceso de obtención de metales preciosos a partir de RAEEs, ya que presenta una serie de ventajas frente a las vía seca, como:

- Los costes de capital en la hidrometalurgia son menores que en la pirometalurgia para capacidades de tratamiento bajas.
- Los procesos por vía húmeda son más adecuados para el tratamiento de menas complejas (TCI, móviles,...) y para la producción de un gran número de subproductos. Por ejemplo, en el caso de la metalurgia de concentrados de cobre con MP, el oro, la plata y los metales del grupo platino se obtienen como subproductos del proceso.

- Los costes de personal para la hidrometalurgia son significativamente menores que para la pirometalurgia. Ventaja que se manifiesta cuando la plantas no operan a su capacidad máxima, cosa normal en la industria metalúrgica.
- Puede ser utilizada para el tratamiento de menas pobres o marginales con difícil concentración de MP.
- Permite la separación de metales con semejanzas químicas muy marcadas.
- Puede tratar menas que no pueden ser enriquecidas o tratadas físicamente por trituración o molienda (aunque no sea el caso).
- La hidrometalurgia trabaja a temperaturas más bajas que la pirometalurgia, por lo que su consumo energético es sensiblemente menor.
- Los procesos por vía húmeda son más respetuosos con el medio ambiente, en comparación con los procesos por vía seca. Reduciendo las emisiones atmosféricas, especialmente las de SO₂.
- A diferencia de lo que ocurre con la fusión de minerales, la hidrometalurgia consigue una alta especificidad química y flexibilidad para conseguir separaciones que de otro modo no son posibles.
- Los residuos de los procesos por vía húmeda, como disoluciones y pulpas, tienen mayor facilidad de manejo mediante sistemas de bombeo sencillo, que los residuos de la pirometalurgia, tales como escorias y matas, que necesitan ser recogidos en cucharas, proceso difícil, peligroso y consecuentemente costoso. Por otra parte, las emisiones gaseosas producidas en la pirometalurgia son más difíciles y caras de recoger y gestionar, que los efluentes líquidos de la hidrometalurgia.

Por otra parte, pese a que los procesos hidrometalúrgicos presentan estas ventajas, se deben tener en cuenta las siguientes desventajas frente a los procesos pirometalúrgicos.

- Las plantas hidrometalúrgicas requieren controles muy estrictos para mantener los parámetros de operación dentro de los márgenes especificados.
- No hay ventajas económicas apreciables en el tratamiento de minerales ricos o concentrados frente a la pirometalurgia.
- Mayor consumo de variedad de reactivos frente a la pirometalurgia, que solo consume oxígeno del aire aportado y carbono en forma de coque.
- La ingeniería de las plantas hidrometalúrgicas es más compleja que las pirometalúrgicas.
- Los residuos de la hidrometalurgia son una fuente problemática de vertidos, ya que se tratan de efluentes líquidos y sólidos.

Cabe destacar, que también se han de tener en cuenta diversos factores como los complejos que forman el oro y la plata con el cianuro, H₂SO₄ u otros disolventes para su lixiviación, los factores económicos, presentes en todas las etapas y la naturaleza y cantidad de materia prima, entre otros.

Finalmente, no se puede olvidar que la pirometalurgia es un proceso compatible con la hidrometalurgia y por ello, pese a que el proceso finalmente elegido ha de ser mayoritariamente hidrometalúrgico, la vía seca estará presente en el proceso.

2.8. Estudio de alternativas técnicas comerciales

En este apartado se proponen alternativas de procesos para la obtención de MP a partir de RAEE, a partir de las cuales se elegirán una o varias que servirán de base para el proceso de recuperación de MP. Entre los factores a tener en cuenta para la elección de una u otra alternativa, están los metales preciosos que sea capaz de extraer cada uno de los procesos, la cantidad de información disponible acerca de los métodos expuestos, la cantidad de reactivos a emplear o la pureza en la obtención de los MP.

Sin embargo, cabe destacar que existen variedad de alternativas para la obtención MP a partir de RAEEs como las que se muestran en la Tabla 10, donde se exponen procesos llevados a cabo por diferentes compañías y patentes del sector de la metalurgia para el aprovechamiento de la chatarra electrónica en la obtención de MP.

Por otra parte, en la industria, normalmente se emplea el coprocesamiento de la chatarra electrónica con concentrados de cobre en hornos de fundición de este metal, como pueden ser los convertidores de cobre, hornos de ánodo de cobre, hornos de fundición de cobre o con hornos convertidores como en el Proceso Noranda ².

Los procesos que se detallan a continuación son, en su mayoría, procesos hidrometalúrgicos de afino de oro, ya que tradicionalmente el resto de metales preciosos son extraídos como subproductos de estos procesos, que serán empleados para afinar el material aurífero, es decir, el material rico en oro, encontrado en lodos anódicos procedentes de la metalurgia del cobre.

2.8.1. Proceso Noranda

El proceso Noranda desarrollado por la empresa Noranda Inc ² (conocida ahora como Xstrata Copper) es un proceso de afino de oro. Este proceso se suele emplear en la metalurgia del cobre, es decir, se procesa conjuntamente cobre y RAEE en hornos fundidores de cobre, primero, hasta obtener una fundición conjunta de los MP y el cobre. Este proceso posee una fase previa de fusión, denominada fusión a mata (fase líquida que contiene un conjunto de metales de interés) que en este caso es el cobre, junto al el resto de metales preciosos, se lleva a cabo en un horno convertidor rotatorio, con la presencia de la mata, escoria y metales. A continuación, tras una etapa de electrolisis para separar el cobre de los metales preciosos quedando estos diluidos en lodos anódicos, se llevan a cabo las siguientes operaciones:

1. Lixiviación del oro con agua regia.
2. Cementación de la plata con hierro, obteniendo una plata (Ag) preparada para refinar.

3. Precipitación del oro, a 95 °C con dióxido de azufre (SO₂), una primera vez para obtener una pureza del 99,99% y una segunda vez para obtener un oro (Au) de poca pureza, que vuelve a pasar por el proceso de lixiviación con agua regia.
4. Precipitación, a 95 °C con formiato sódico (HCOONa) a un Ph 3,5-4, de un concentrado paladio-platino (Pa-Pt).

Finalmente, se lleva a cabo una neutralización con sosa cáustica de efluentes de carácter ácido de la cementación de la plata y precipitación del concentrado paladio-platino, reciclando la pulpa para su posterior tratamiento. Mientras, se procesa el cobre por otro lado ¹⁰.

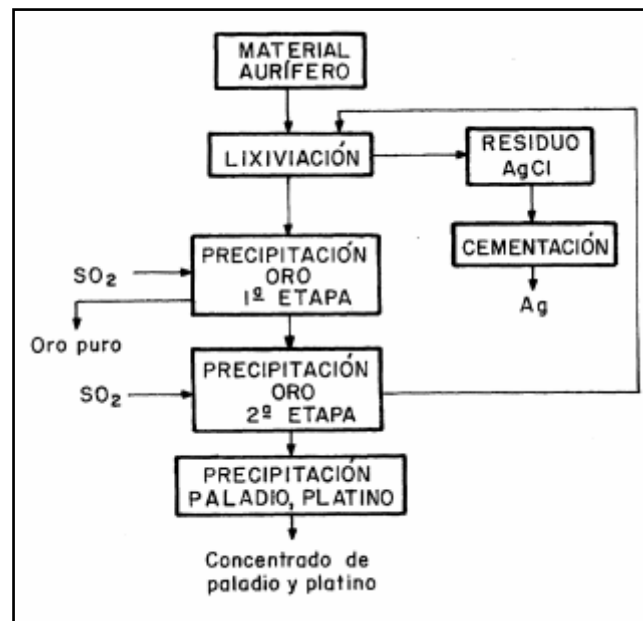


Figura 8. Diagrama de bloques del proceso Noranda, simplificado [12]

2.8.2. Proceso Outokumpo

Este proceso, está basado en el tratamiento de lodos anódicos obtenidos como producto secundario de la refinería del cobre, de forma que facilite el procesado posterior de los metales del grupo platino, al mismo tiempo que disminuya el contenido de oro en los circuitos electrolíticos, cosa que ocurre en el proceso Wohlwill ¹⁰.

En este proceso se eliminan, en primer lugar, las impurezas como el níquel, selenio, telurio y plomo mediante un proceso de copelación, basado en el principio en el que los metales preciosos no se oxidan o reaccionan químicamente como si ocurre con los metales de base o impurezas (Ni, Se, Te, Pb,...). Así, cuando se calientan a altas temperaturas, los metales preciosos se mantienen separados y los otros reaccionan formando escorias u otros compuestos.

Por otra parte, este proceso emplea la lixiviación del residuo aurífero (de los lodos anódicos) que se forma en las celdas de procesado de plata. Además, en la operación de

lixiviación se emplea como lixivante ácido sulfúrico concentrado. El oro fino que se obtiene no se funde en ánodos, sino que se vuelve a tratar, con agua regia de forma que se disuelve el oro, metal que precipita de forma selectiva con sulfito sódico, bajo las condiciones de un estricto control del potencial de reacción.

El platino y el paladio contenidos en la disolución producida en la lixiviación se recuperan mediante cementación con hierro o se extraen con disolventes orgánicos.

Finalmente, este proceso ha sufrido una modificación (para mejorar sus prestaciones) pasándose a llamar proceso Outokumpu Modificado ¹⁵, por la razón de que, en la primera lixiviación, se usa el ácido nítrico, para luego efectuar el mismo tratamiento al residuo que el proceso original, separando el residuo y la disolución por decantación. Para la solución se realiza un proceso de cementación para obtener la plata, para el residuo se le hace una segunda lixiviación con agua regia, después a la nueva disolución que contiene oro diluido, se le hace una reducción con bisulfito de sodio, hasta obtener el cemento de oro, para luego fundirlo con sus respectivos fundentes y así obtener un oro de elevada pureza.

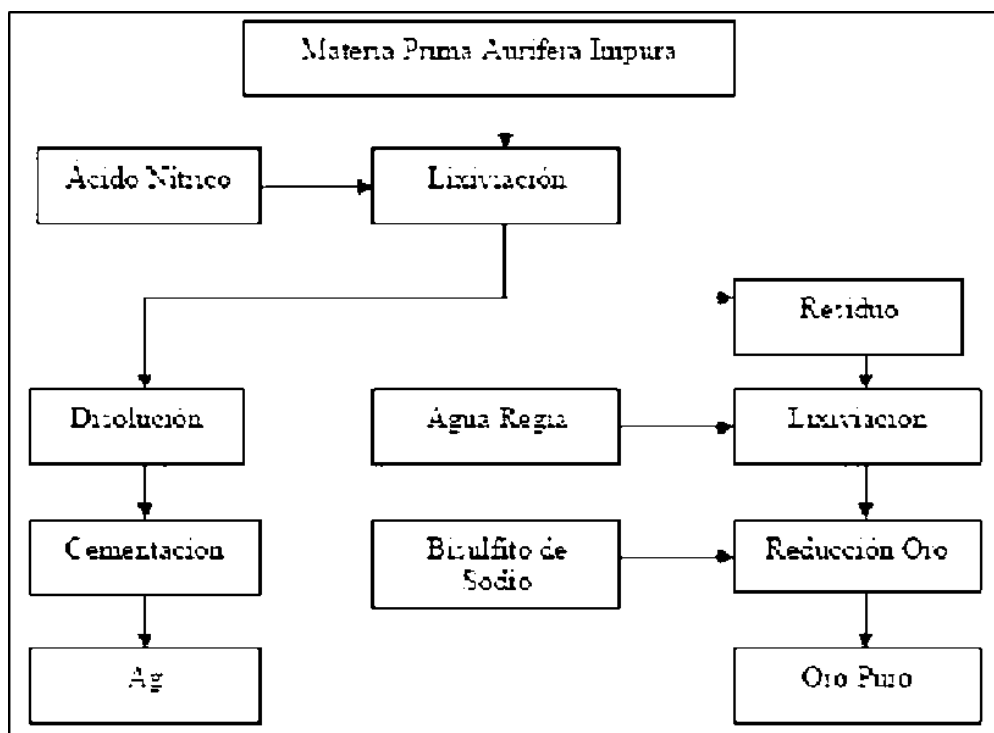


Figura 9. Diagrama de bloques del proceso Outokumpu Modificado [15]

2.8.3. Proceso Sumitomo

Este proceso elaborado por la empresa Sumitomo Metal Mining Corporation ¹⁰, incorporada al mercado en 1950, de obtención de MP trata los lodos anódicos de las refinерías de cobre que, como se ha dicho con anterioridad, puede incluir chatarra electrónica pretratada en el proceso de fundición con el cobre. En primer lugar, se elimina el cobre y el selenio y después el producto resultante se digiere con ácido sulfúrico con el

fin de eliminar la plata. Los sólidos resultantes de esta operación se lixivian con cloro gas (Cl_2), disolviéndose el oro, el platino y el paladio.

Por otra parte, el oro es recuperado mediante la precipitación de este con peróxido de hidrógeno, consumiendo cantidades que oscilan entre 10 y 15 veces la concentración estequiométrica del reductor. El oro precipitado necesita de una posterior lixiviación con ácido nítrico con el fin de conseguir la pureza necesaria para su comercialización.

Finalmente, el platino y el paladio se recuperan mediante precipitación con ácido fórmico en forma de un concentrado mixto o por extracción con disolventes orgánicos.

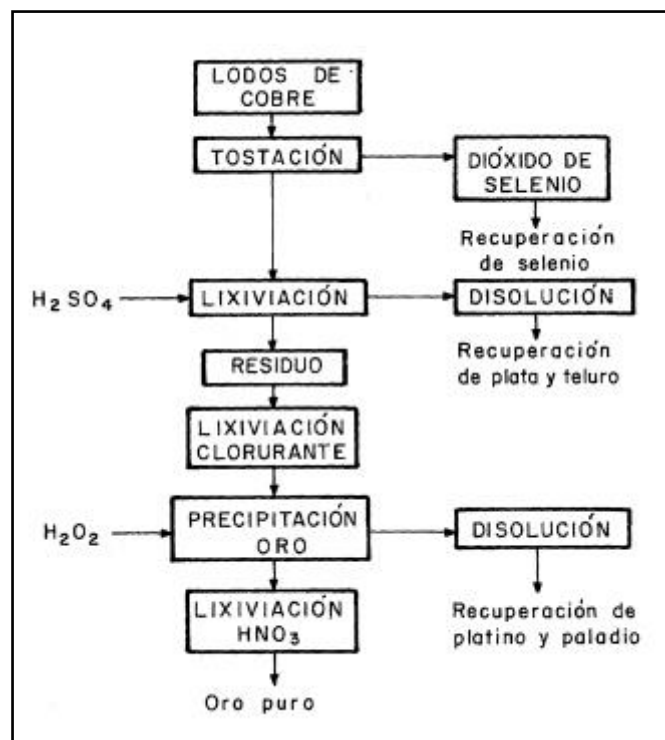


Figura 10. Diagrama de bloques del proceso Sumitomo [12]

2.8.4. Proceso Iner

El proceso Iner es un proceso que sigue las mismas líneas generales que los mencionados anteriormente, es decir, el tratamiento de los lodos anódicos producidos en las plantas de electrorrefinado de cobre. En él se separan primero, el cobre, el plomo, la plata y el selenio mediante lixiviación selectiva. A continuación, mediante extracción con disolventes se recupera el oro de la disolución de lixiviación, empleando normalmente dibutilcarbitol.

Finalmente, la fase orgánica portadora del metal se lava dos veces con ácido clorhídrico diluido (HCl) para recuperar el oro en forma de arena fina mediante una disolución con ácido oxálico a una temperatura de $85\text{ }^\circ\text{C}$.

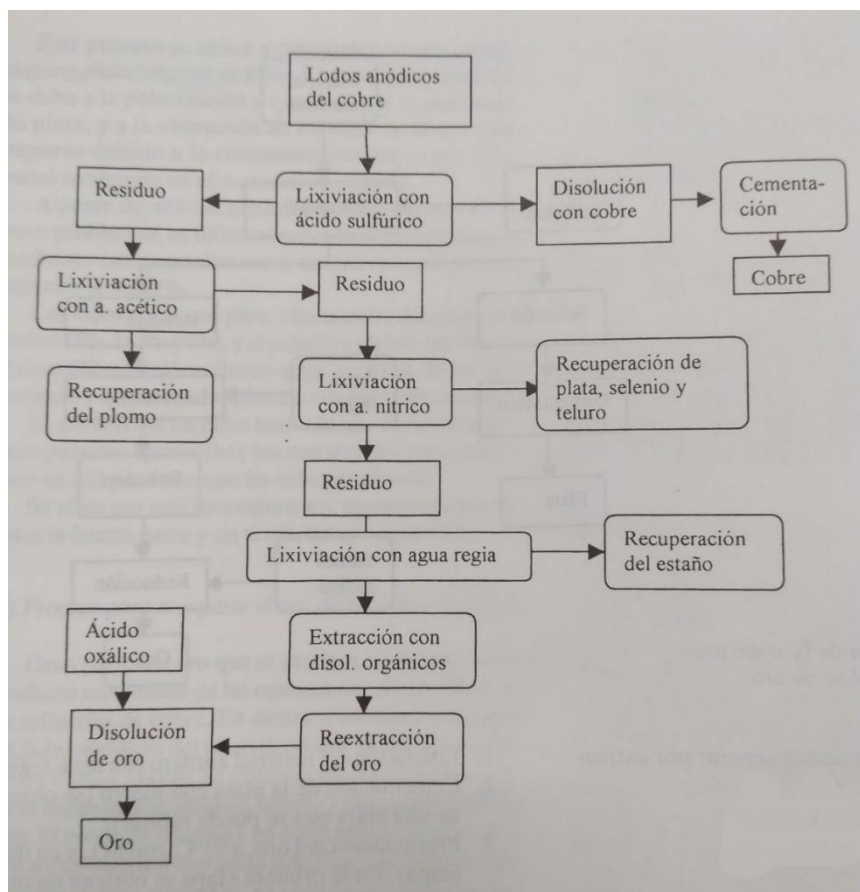


Figura 11. Diagrama de bloques del proceso Iner [10]

2.8.5. Otros procesos comerciales

En este apartado se presenta de forma general otros procesos comerciales y patentes que permiten obtener MP a partir del reciclaje RAEE, recogidos y resumidos en la siguiente tabla. No se ha profundizado en la mayoría de estos debido a la no disponibilidad de información, ya que se tratan en su mayoría de procesos y patentes comerciales empleados por empresas metalúrgicas, las cuales mayoritariamente no desean compartir información de sus procesos.

Técnica	Metal recuperado	Características del proceso	Resultados obtenidos
Proceso Noranda, Quebec, Canadá	Cu, Au, Ag, Pt, Pd, Se, Te, Ni	Fundición de cobre y concentrado de cobre, convertidor, horno de fundición, electrorefinación del metal	Altas recuperaciones de cobre y metales preciosos
Fundición Boliden Rönnskär, Suecia	Cu, Au, Ag, Pt, Pd, Zn, Pb, Ni	Reactor para concentrados, 100 mil toneladas por año, convertidor y refinación para cobre, refinación de metales preciosos	Altas recuperaciones de cobre y metales preciosos
Umicore, Bélgica	Metales preciosos, Se, Te, metales base	lixiviación de cobre, electrorefinación de metales preciosos, 250 toneladas de chatarra electrónica año, horno de fundición con control de emisiones de gases, plástico sustituto del coke.	Recuperación de metales preciosos, Sb, Bi, Se, Te, In
Patentes Dunns para refinación de oro	oro	Reacción de chatarra electrónica con cloro Temperatura 300 a 700, disolución de impurezas con ácido clorhídrico, disolución de la plata con ácido nítrico e hidróxido de amonio; muestras con recuperaciones de oro	recuperación de oro con 99,9 % de pureza proveniente de chatarra electrónica
Patente Days para recuperar metales presentes en chatarra con cerámicos refractarios	metales preciosos, platino y paladio	Chatarra cargada en horno de plasma a temperatura cercana a 1400 grados centígrados, cerámica en la escoria, plata y cobre también recuperados	Recuperaciones de platino y paladio a partir de chatarra electrónica, en porcentajes de 80,3% y 94,2 % respectivamente
Patente Aleksandrovichs para recuperar metales del grupo del platino y oro a partir de chatarra electrónica	Grupo del platino y oro	Fundición de metales mediante la reducción con carbón	Metales del grupo del platino y oro recuperados

Tabla 10. Resumen de alternativas de procesos de recuperación de MP a partir de RAEE [2]

2.8.6. Justificación de la metodología

En los procesos de ingeniería química y cualquier otro tipo de disciplina la elección de la tecnología o metodología suele estar condicionada principalmente por factores económicos. En este caso, la elección de la tecnología viene determinada por el volumen de tratamiento de RAEE deseado, la pureza de los MP extraídos y, además, por otras consideraciones de tipo técnico que se consideren las adecuadas y ofrezcan la solución más realizable.

Dado, que de los procesos mencionados con anterioridad solo los procesos Noranda y Sumitomo proponen métodos para obtener los tres MP, objeto de estudio, separados del resto de metales y con una pureza adecuada, para su venta o uso en la industria, se propone utilizar uno de estos dos procedimientos comerciales para profundizar en su estudio.

Por otra parte, dado la no disponibilidad de la patente del proceso de la empresa Sumitomo y a la escasa información acerca de la temática objeto de estudio, se propone profundizar en el estudio del proceso Noranda, ya que la compañía Xstrata Copper, es una empresa líder del sector, seguida de otras grandes fundidoras como Sumitomo o Outokumpo. Además, se trata de un procedimiento que ha sufrido diferentes modificaciones para su mejora a lo largo de sus años de vida, sigue siendo explotado a día de hoy y propone alternativas para la recuperación de metales preciosos en los procesos de precipitación o de extracción sólido-líquido.

En la siguiente tabla se muestra una pequeña comparación de los procesos anteriormente mencionados.

Métodos de Refinación	Ventajas	Desventajas	Limitaciones
Proceso Noranda	Es posible la recuperación de otros MP.	Obtención del oro en 2 etapas, en la primera etapa se obtiene oro de muy buena calidad, pero los residuos tienen que ser lixiviados nuevamente.	Método que ha mostrado muchas mejoras en los últimos años y que admite una cierta cantidad de plata.
Proceso Miller	Elevada pureza de oro refinado.	Formación de impurezas en la celda electrolítica.	Temperaturas de trabajo muy elevadas.
Proceso Wohlwill	Elevada pureza de oro refinado.	La presencia de plata produce la obtención de cátodos impuros.	Temperaturas de trabajo elevadas y necesidad de tratamiento sucesivo de algunos residuos de oro
Proceso Outokumpu	Permite tratar materias primas auríferas con cualquier grado de pureza y permite la separación de paladio y platino para su posterior recuperación.	Precisa una doble refinación.	No posee limitaciones para una correcta refinación del oro.
Proceso Sumitomo	Permite la recuperación de paladio y platino.	Exceso de consumo de peróxido de hidrógeno para la recuperación del oro.	Solo se usan para lodos anódicos.

Tabla 11. Ventajas y desventajas de los procesos (Modificación) [15]

2.9. Proceso seleccionado

El proceso seleccionado para refinar los metales preciosos es el proceso Noranda, el cual está basado en la recuperación de metales preciosos a partir de lodos anódicos procedentes de la metalurgia del Cobre. En el esquema que se muestra en la Figura 13, se esquematiza el proceso general de obtención de los metales preciosos objetos del estudio, una vez realizadas las fundiciones de cobre y el resto de metales provenientes de los RAEE y haber sometidos estas al proceso de electrólisis para separar el cobre, que será procesado a parte mediante otros procesos que no son objeto de este estudio.

Como se ha dicho con anterioridad este proceso, para la recuperación de oro de alta pureza a partir de lodos anódicos de cobre que contienen metales preciosos, permite obtener los MP a partir de estos concentrados que contienen oro, plata y metales del grupo platino.

El proceso, de acuerdo con la presente exposición, comprende las etapas de lixiviación de los lodos de ánodos con ácido clorhídrico y peróxido de hidrógeno para solubilizar al menos oro, paladio y platino. Mientras que por el contrario la plata será eliminada de la suspensión de lixiviación como cloruro de plata insoluble. Además, selectivamente se precipita el oro de la disolución de lixiviación que queda después de la eliminación de la plata por reducción con SO_2 en presencia de iones de sodio.

2.9.1. Metalurgia del cobre

Este apartado tiene como objetivo la justificación del proceso Noranda como proceso para refinar los metales preciosos, ya que como es lógico en este tipo de empresas se suelen utilizar el mismo nombre para los diferentes procesos de refinación de metales. Por ello se ha de diferenciar entre el proceso Noranda para el refinado de cobre y el proceso Noranda para el refinado de metales preciosos ¹⁰, siendo este último el proceso al que se refiere el estudio.

Por otra parte, aunque la obtención del cobre no es objeto del presente trabajo de fin de grado, en el proceso Noranda, los MP son extraídos refinando lodos anódicos procedentes de la etapa de electrólisis en la metalurgia del cobre, etapa en la que se separa el cobre del resto de impurezas. La metalurgia del cobre normalmente emplea procesos pirometalúrgicos, ya que se utilizan potentes hornos de tostación, fusión y conversión, trabajando a temperaturas desde 600 a 1200 °C.

En la metalurgia del cobre en este proceso se emplea un horno de fusión de cobre donde se añade el cobre procedente de los RAEE tratados, y se extrae éste junto con los metales preciosos quedando el hierro, plomo, aluminio y otros, por el camino.

El uso de un solo horno de fusión está justificado porque en el reciclaje de cobre no es necesario que este metal pase por procesos de calcinación o tostación, ya que se trata de un cobre previamente utilizado en la industria eléctrica y electrónica, que en algún momento de su vida productiva ya ha pasado por estos tipos procesos hasta obtener una pureza (99,9%) adecuada para poder ser empleado en la esta industria. Siendo el uso y el proceso de reciclaje de RAEE las causas que hayan podido añadir impurezas al metal.

A continuación, se moldea esta mezcla cobre-MP en forma de ánodos (junto con otros metales o impurezas que no se hayan podido separar) y se introduce en una cuba electrolítica para realizar un electrorrefinado, donde se separa el cobre y los metales preciosos pasan al electrolito que tras su agotamiento es sustituido.

Esta mezcla MP-electrolito y alguna otra impureza, pasa a conocerse como lodo anódico cuyo tratamiento será definido en el apartado siguiente.

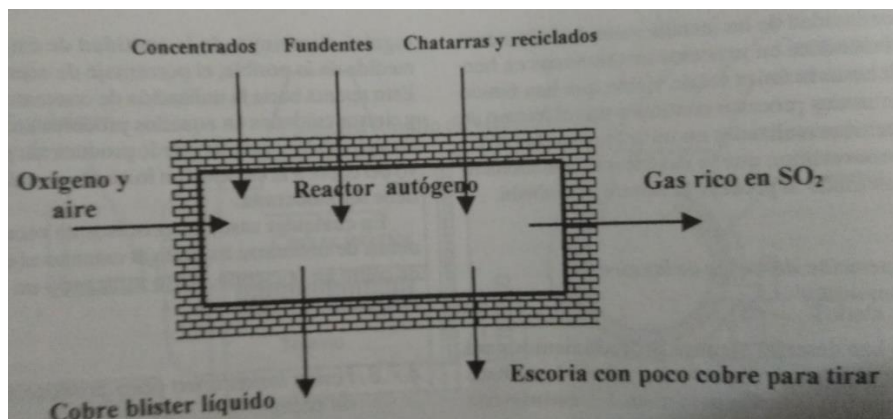


Figura 12. Reactor Ideal de obtención de cobre [10]

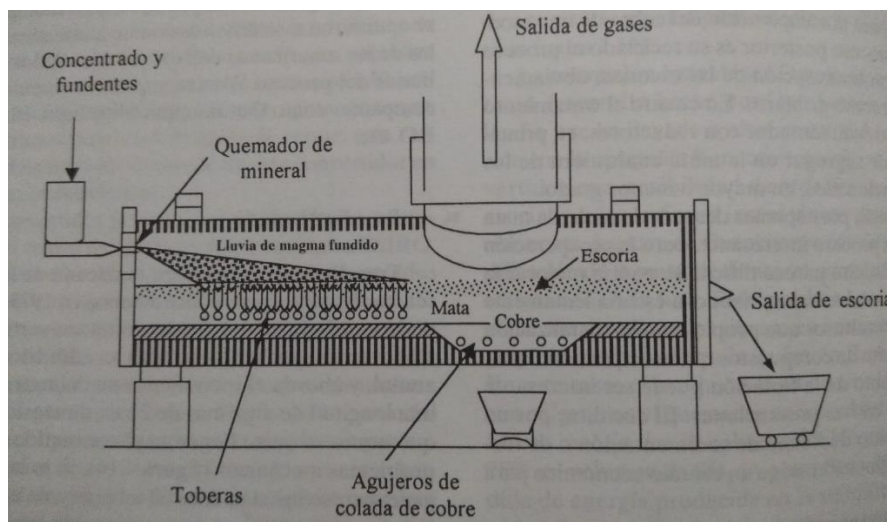


Figura 13. Reactor para obtención de cobre en el Proceso Noranda [10]

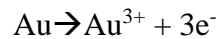
2.9.1.1. Electrorrefinación del cobre

En primer lugar, previamente a la etapa de lixiviación (etapa 1) que se expone en la Figura 13, se produce la electrólisis de una fundición conjunta entre cobre y RAEE para separar el cobre (Cu) y materiales similares, obteniendo como resultado la producción de fangos anódicos que contienen oro, plata, metales del grupo platino y cantidades menores de metales de base (Te, Se, Bi,...). Estos lodos se tratan normalmente mediante ebullición

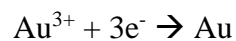
en ácido sulfúrico (H_2SO_4) concentrado para separar la plata y los metales de base, produciendo un polvo de oro impuro que se lava y luego se dispone en ánodos para su electrólisis en celdas Wohlwill, previo moldeo del metal, que será puesto en ánodos mientras que los cátodos han de ser de titanio o de oro muy fino.

El electrolito es una disolución acuosa de ácido tetracloroaurico (AuCl_4) (2M) con ácido clorhídrico (HCl) (2,5M), mientras que la temperatura de operación rondará los 70°C , siendo la tensión total de 1,5V y la densidad de corriente $0,07 \text{ A}\cdot\text{cm}^{-2}$.

Las reacciones que tienen lugar en el ánodo son:



Mientras, las reacciones producidas en el cátodo son:



Por otra parte, este proceso presenta la desventaja de que sólo cantidades limitadas de plata, paladio y platino pueden ser tolerados en el electrolito de la celda Wohlwill, por lo que antes el electrolito tiene que ser tratado para la recuperación de estos. Además, durante la etapa de separación con ácido sulfúrico concentrado, la presencia de cualquier nitrato de plata en el electrolito puede provocar la disolución del paladio contenido, creando así una carga circulante de paladio en el refinado de la plata.

2.9.2. Descripción del proceso

Este apartado abarca el tratamiento de los lodos anódicos una vez realizado el electrorrefinado del cobre, hasta la obtención de los metales preciosos.

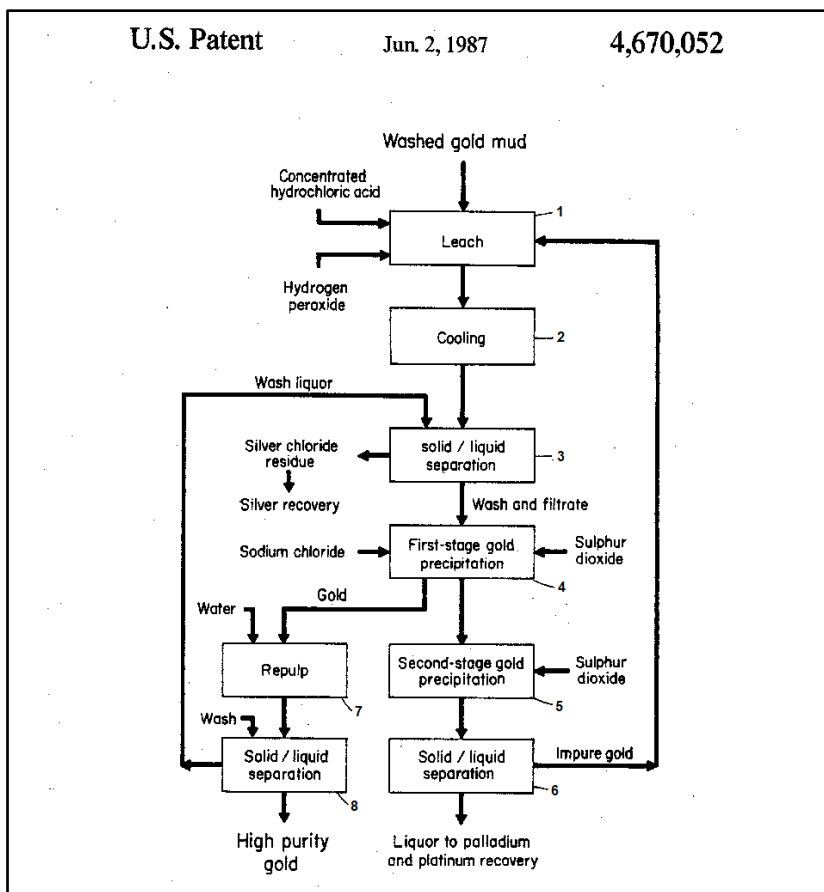


Figura 14. Proceso Noranda (Modificación) [14]

A continuación, se describe el proceso, en referencia a la Figura 13 que muestra un diagrama de bloques donde se esquematiza el proceso de recuperación de MP de acuerdo con la presente invención y a los ejemplos adjuntos.

Como se muestra en este esquema, un lodo proveniente del ánodo de la una celda electrolítica (lodo con MP) que contiene por ejemplo 40-60% Au, 20-40% Ag, 4-10% de Pd y 0,2-0,5% de Pt se lixivia (etapa 1) en ácido clorhídrico concentrado a una temperatura igual al punto de ebullición de la disolución y durante un período de tiempo suficiente para asegurar la disolución de los metales preciosos, preferiblemente entre 50 y 100 °C. Durante la lixiviación se añade peróxido de hidrógeno como oxidante a las mismas condiciones que tiene lugar la lixiviación. Para asegurar la máxima disolución posible de los metales preciosos se necesita un exceso del oxidante peróxido de hidrógeno de entre un 10 y 50% del que se debería añadir. En estas condiciones, no se generan gases nocivos y se separa todo el oro, paladio y platino en el fango en disolución mientras que la plata se precipita en forma de cloruro de plata (AgCl).

Sin embargo, cabe destacar que la adición de un gran exceso de peróxido puede provocar que reaccione como reductor tal como ocurre en el proceso Sumitomo mencionado anteriormente.

La suspensión de lixiviación se enfría a menos de 35 °C. (etapa 2). Para minimizar la solubilidad de plata, se filtra en una etapa de separación sólido/líquido (etapa 3) y se lava

con agua de lavado reciclada de la recuperación de oro, dejando un residuo de cloruro de plata (AgCl) adecuado para la recuperación de la plata por cementación con hierro u otros materiales metálicos, que separarán la plata del ion cloruro ocupando su lugar. El filtrado de la lixiviación con MP y el lavado se calientan hasta una temperatura entre la temperatura ambiente y aproximadamente $100\text{ }^{\circ}\text{C}$, preferiblemente $90\text{-}98\text{ }^{\circ}\text{C}$, y se rocía con SO_2 en presencia de iones de sodio en una etapa de precipitación de oro (etapa 4) para precipitar hasta aproximadamente el 95% del oro.

Los iones de sodio en una concentración de 4 a 6 g/l evitan la formación de aglomerados grandes, duros o pegajosos durante la precipitación de oro por SO_2 . Además, la presencia de sodio provoca una menor retención de la disolución en el oro precipitado. Las concentraciones más altas o más bajas de iones de sodio pueden ser utilizadas por un experto en la técnica para conseguir resultados óptimos.

Durante el burbujeo de la disolución la lectura del potencial disminuirá desde un nivel inicial de 790 a 730 mV (utilizando un electrodo de calomelanos saturado) y no se debe permitir que el voltaje se encuentre por debajo de 650 mV, preferiblemente entre 680-695 mV. En este punto, hasta el 95% del oro se habría precipitado.

A continuación, se realiza una separación sólido/líquido mediante el drenaje de la disolución a través del precipitado de oro y se dirige a una segunda etapa de precipitación del oro (etapa 5). El precipitado de oro de la primera etapa de precipitación es repulpado con agua (etapa 7), que es una operación de lavado discontinuo por cargas donde se mezcla el precipitado de oro procedente de la filtración con una fase acuosa adecuada¹⁸, en este caso agua, que es agitada fuertemente para luego dejarla decantar o volverla a filtrar. Todo ello hasta que los sólidos ocupen el 5-70 % de la disolución, preferiblemente 40-45 % de sólidos para disolver el oro seguido de filtración, lavado y secado (etapa 8) para obtener un polvo de oro puro al 99,9 %. La disolución de lavado se recicla a la etapa de separación sólido/líquido (etapa 3).

Por otra parte, la disolución que alimenta a la segunda etapa de precipitación de oro se recalienta hasta una temperatura entre la temperatura ambiente y aproximadamente $100\text{ }^{\circ}\text{C}$, preferiblemente $90\text{-}98\text{ }^{\circ}\text{C}$. Esta se purga con SO_2 (etapa 5) hasta que el potencial llegue a menos de 400 mV, preferiblemente entre 330 y 360 mV, y se filtra en una etapa de separación sólido/líquido (etapa 6) para producir un oro impuro que se recicla a la etapa de lixiviación (etapa 1), y un filtrado libre de oro adecuado para la recuperación de paladio y platino por precipitación (reducción) con formiato de sodio.

Uno de los procesos comerciales existentes para el refinado de metales de grupo del platino, conocido como proceso INCO, existente también para refinar oro, utiliza formiato sódico para recuperar estos metales con una pureza superior al 99,95%¹⁶.

2.9.3. Alternativa al tratamiento de los lodos anódicos en este proceso

El fin de este apartado es el de ofrecer pequeñas variantes en los reactivos empleados en los procesos expuestos, ya que como se menciona en el apartado 4.1 del Capítulo 4, el proceso Noranda de refinado de oro (y otros metales preciosos) emplea agua regia en la

etapa de lixiviación (Etapa 1), en contraste con lo comentado en el apartado 5.1 del Capítulo 5, donde se emplea ácido clorhídrico y peróxido de hidrógeno en la etapa de lixiviación.

Alternativamente los lodos anódicos ricos en metales del grupo del platino de metales (Pt, Pd, Rh, Ir, Os, Ru) se tratan con agua regia para disolver primero los MP (Au, Pt, Pd), dejando un residuo insoluble adecuado para su posterior tratamiento. Además, otras alternativas como lixiviantes son el Cl_2 , ácido clorhídrico y $\text{Cl}_2/\text{H}_2\text{O}$ como se describe en las patentes canadienses N° 928.966, 1.154.599 y 1.174.860, que emplea estos reactivos para recuperar todos los metales preciosos en disolución con la excepción de plata.

El oro puede ser recuperado a partir de estas disoluciones producto de la lixiviación por precipitación con sulfato ferroso, dióxido de azufre, peróxido de hidrógeno, sulfito de sodio o ácido oxálico.

La disolución en agua regia y Cl_2/HCl o $\text{Cl}_2/\text{H}_2\text{O}$ libera humos tóxicos (NO_x y/o Cl_2). Por otro lado, el uso de agentes reductores sólidos (FeSO_4 , Na_2SO_3 , $\text{C}_2\text{H}_2\text{O}_4$) hace que sea difícil de recuperar cuantitativamente el oro con alta pureza de la disolución y se requiere un gran exceso de peróxido de hidrógeno sobre la estequiometría de la reacción para la recuperación de oro de alta pureza como se describe en un artículo de T. Okubo et al. de Sumitomo Metal Mining Co, Ltd publicado en las Actas de la Asamblea Anual de la AIME de 1984 ¹⁴.

El dióxido de azufre es el más limpio de los reductores, ya que no produce tanto residuo, y se puede utilizar para precipitar oro de alta pureza, pero normalmente produce aglomerados y esto hace difícil tratar los precipitados de oro. Los otros reductores generan un polvo de oro, pero con la penalización de obtener un precipitado menos puro. La extracción con disolventes de oro, seguido de la reducción de la fase orgánica con ácido oxálico, produce oro fino, pero la mayoría de los disolventes orgánicos adecuados tienen una solubilidad significativa de agua, haciendo necesario el tratamiento de todas las corrientes acuosas para la recuperación del disolvente.

2.9.4. Propuesta final de metodología Noranda combinada con el tratamiento de los RAEE para la obtención de metales preciosos como subproducto

En este apartado se expone un diagrama de bloques completo, de la propuesta de proceso para la obtención de MP a partir de RAEE, donde tras un tratamiento previo de descontaminación y de preparación de los residuos la electrónica de consumo y telecomunicaciones (ECT), en el que se desmantelan manualmente los RAEE, se separan de materia orgánica o polvo en un cribado vibratorio, se trituran para facilitar su separación, y se separan magnética, electrostática y gravimétricamente para separar metales ferrosos de no ferrosos, y de otros materiales.

Tras este tratamiento previo, se añaden los RAEE tratados (Cu, MP y otros restos) y descontaminados al proceso de fundición de cobre en un horno fusión. A continuación, se obtiene una fundición del cobre con los MP, mientras que el resto de componentes en

los RAEE han debido pasar a las fases de escoria y coque, que es sometida a un proceso de electrólisis para separar el cobre (Cu) dejando como residuo lodos anódicos que contienen los MP a recuperar.

Estos lodos anódicos son sometidos a una etapa de lixiviación con peróxido de hidrógeno y ácido clorhídrico (oxidante y reductor, respectivamente) para separarlos de dichos lodos, seguida de un enfriamiento de la disolución resultante de la lixiviación.

Esta disolución introducida en una etapa de separación sólido/ líquido donde se filtra la disolución y se separan el resto de metales preciosos en disolución, de la plata en forma de cloruro de plata (AgCl). Este compuesto de plata es sometido posteriormente a cementación con hierro o chatarra, para producir plata en su estado metálico y un residuo clorado con hierro.

Por otro lado, el resto de metales preciosos en disolución acuosa son sometidos a precipitación con dióxido de azufre (SO₂), en presencia de iones de sodio procedentes del cloruro de sodio (NaCl) para favorecer la precipitación. De esta reacción se obtiene una fase oro impuro y otra fase formada por la mezcla de los tres metales preciosos (oro, paladio, platino). El oro impuro es sometido a un proceso de repulpado con agua, seguido de una separación sólido/ líquido para obtener para obtener un oro de alta pureza y reciclar la disolución acuosa, con impurezas y oro que no se pudo recuperar, a la primera etapa de separación sólido/ líquido.

En cuanto a la mezcla de MP procedentes de la 1ª precipitación, esta es sometida a un segundo proceso de precipitación con dióxido de azufre (SO₂), donde se separa el resto del oro (impuro) de los metales del grupo platino, que mientras el primero es recirculado a la etapa de lixiviación, los metales del grupo platino son precipitados con formiato de sodio para obtener éstos en su forma metálica.

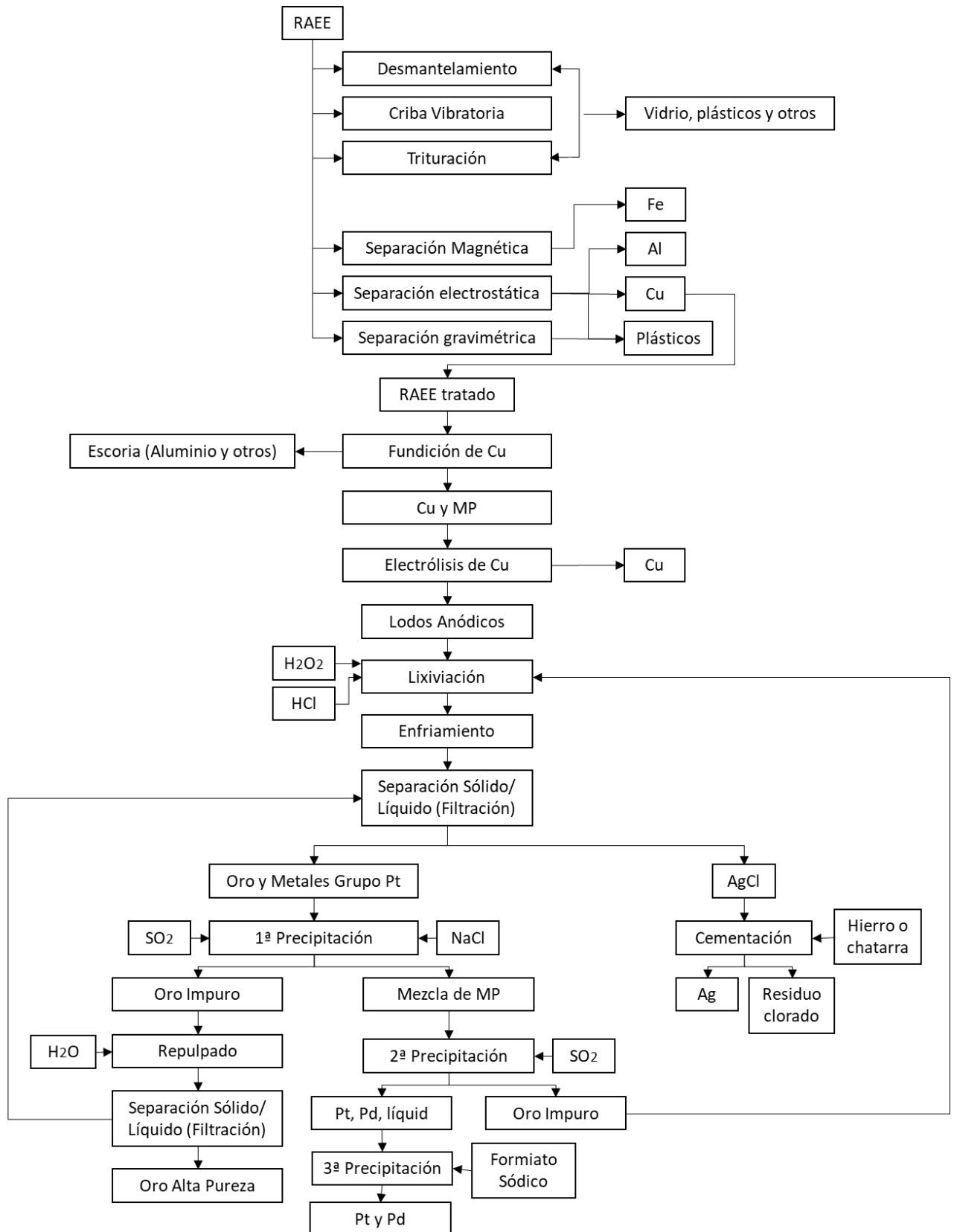


Figura 15. Diagrama de metodología propuesta para la recuperación de MP

2.9.5. Balance de materia general

En este apartado se presentan una serie de cálculos orientativos acerca de las recuperaciones de metales preciosos en etapas generales del proceso de obtención de metales preciosos. Estos cálculos comprenden: tratamiento primario y tratamiento secundario, que incluye de forma separada la metalurgia del cobre y el proceso Noranda de recuperación de metales preciosos.

Por otra parte, como se ha podido comprobar con anterioridad, el proceso de obtención de metales preciosos no es un proceso continuo, sino más bien discontinuo, ya que el caudal de producción es muy pequeño, lo que nos permite obtener diferentes metales preciosos en un proceso, minimizando las pérdidas de producto.

Dado que no se poseen datos del proceso, en el cálculo de las materias primas necesarias para la recuperación de MP se proponen relaciones reactivo/alimentación o caudales de reactivos, estimados en base a los estudios realizados en la patente N° US4670052 o estimadas a partir de datos ofrecidos por la empresa de recuperación de metales preciosos A3 Aprofitament Assessorament Ambiental a partir de RAEE. Estos cálculos se realizan en el apartado 3.3.4.1 Materias primas del Capítulo 3.

Por otro lado, entre las relaciones reactivo/alimentación se deben tener en cuenta la existencia de unas condiciones óptimas de recuperación, referidas a la cantidad y tiempo de contacto. Sin embargo, no se ha podido obtener esa información, por lo que las relaciones reactivo/alimentación empleadas se obtienen de los ensayos de dicha patente, eligiendo aquellos ensayos en los que se obtuvieron resultados positivos en condiciones parecidas.

A continuación, se muestra el balance de materia en la Figura 16.

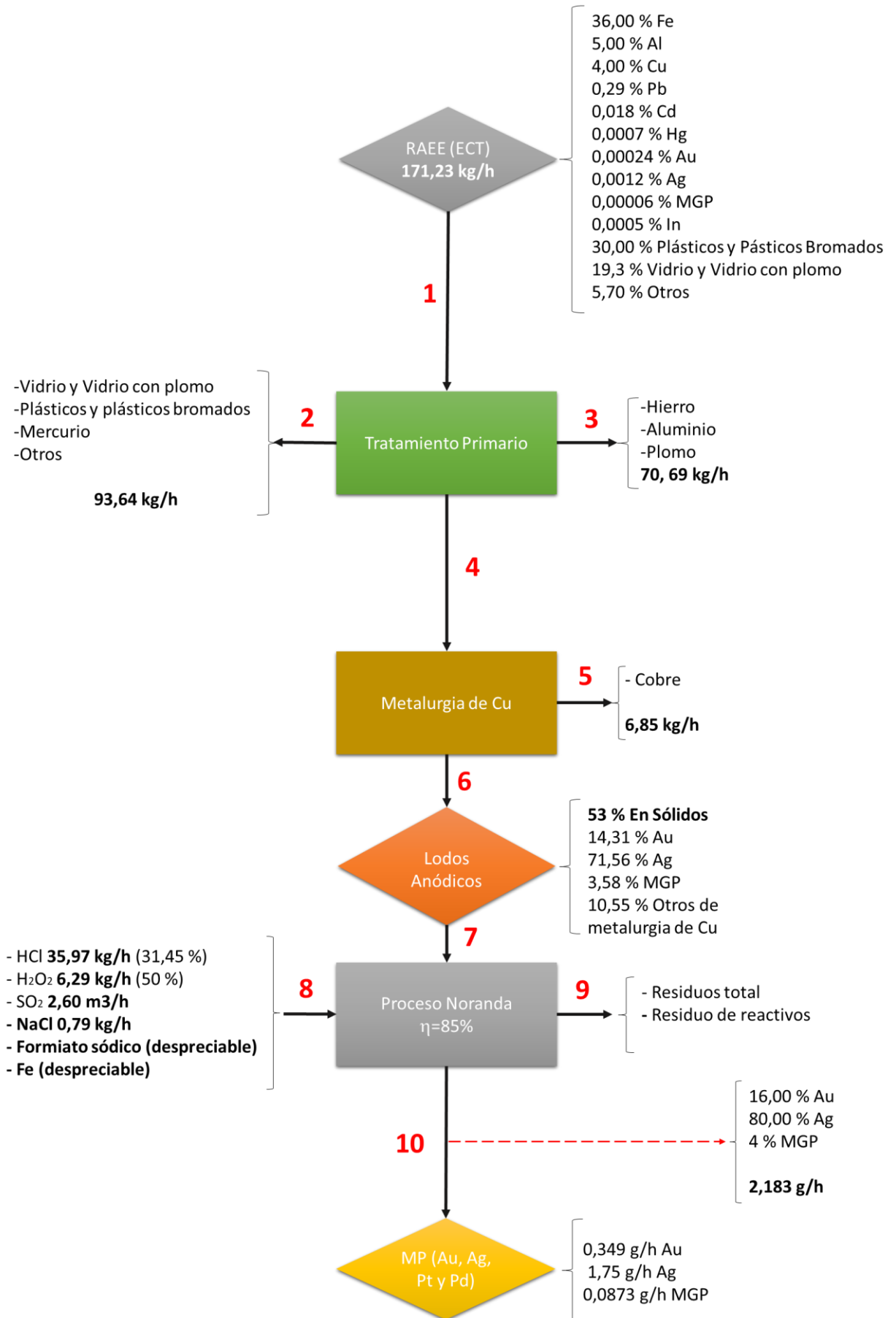


Figura 16. Balance de materia general

2.9.5.1. Bases del cálculo

En este apartado se definirán las bases y suposiciones para el desarrollo del balance de materia.

En primer lugar, el tratamiento primario del RAEE se realiza a lo largo de un año natural, mientras que las operaciones de metalurgia del cobre se realizan dos días a la semana y la recuperación de metales preciosos se realiza un día a la semana.

En cuanto a los porcentajes de recuperación y separación, según empresas especializadas en el sector del reciclaje de RAEE, el porcentaje de descontaminación de gases de efecto invernadero es del 99,8 %, mientras que se puede asumir que la separación de materiales dentro de esta etapa es del 99,9 % debido a la gran cantidad de maquinaria especializada y a que se trata de un proceso que puede llegar a ser cíclico.

Por otro lado, se asume que el porcentaje de cobre recuperado es del 99,9 % ya que este se suele encontrar bien localizado los RAEE en cables, TCI, conectores, etc. se moldea, y se obtiene en forma de ánodos de cobre a una elevada pureza de entre un 98.5-99,8 %²⁵, al que se le han separado gran cantidad de impurezas entre las que se encuentran los MP y posibles restos de otros metales.

Por otra parte, en la utilización del proceso Noranda como metodología para la obtención de los metales preciosos se fija una recuperación del 85 % de los MP, siguiendo los valores expuestos en la Tabla 9.

Otro aspecto que se tendrá en cuenta en el apartado del cálculo de materias primas es la cantidad de lodos anódicos que se obtienen como subproductos de la metalurgia del cobre, que contienen los metales preciosos a recuperar en con el proceso Noranda. Para estimar la cantidad de fangos anódicos producidos se atiende a los ensayos expuestos en la patente del proceso Noranda, de los que se extrae que los metales preciosos más un pequeño porcentaje de otras impurezas. Según dichos ensayos los metales preciosos ocupan un 88,2%(en peso) de los lodos en base seca por lo que un 11,8% se corresponderá con las impurezas. Además, a esto se la añade que estos compuestos representan el 53% (en peso) del fango anódico, por lo que el 47% restante se puede considerar parte de la disolución que acompaña a los metales, tras la electrólisis del cobre. Esto queda reflejado en el Anexo I.

2.9.5.2. Balances de materia

En este apartado se realizan los balances de materia de los procesos expuestos en la Figura 16.

- **Balance de materia en tratamiento primario**

En el tratamiento primario tiene lugar la separación del vidrio, vidrio con plomo, plásticos, plásticos bromados y de otros componentes de los residuos (contaminantes).

Así se tiene que a partir de la ecuación $\text{Entrada} + \text{Generación} = \text{Salida} + \text{Acumulación}$ ($E + G = S + A$), descartando los términos de generación de acumulación se obtiene que $E = S$.

$$E = S = S_{\text{Contaminantes}} + S_{\text{Metales}} = S * \left(\frac{\sum \text{Contaminantes}_{\%}}{100} \right) + S * \left(\frac{\sum \text{Metales}_{\%}}{100} \right)$$

- **Balance de materia en metalurgia del cobre**

A continuación, para la metalurgia del cobre se tiene como entrada la S_{Metales} del apartado anterior, mientras que a la salida se consideran por un lado la salida de metales preciosos y por el otro lado el resto de metales, incluyendo el cobre. Así se tiene la siguiente expresión.

$$E = S_{\text{Metales tratamiento primario}} = S_{\text{Metales preciosos (Sin incluir disolución)}} + S_{\text{Resto de metales}}$$

Por otra parte, se calcula el porcentaje de cada metal dentro de cada término atendiendo a las cantidades de estos en el apartado anterior y dividiendo por el total.

- **Balance de materia en el proceso Noranda**

En el proceso Noranda se toma como entrada los lodos anódicos obtenidos de la metalurgia del cobre, es decir, $S_{\text{Metales preciosos (Incluyendo disolución)}} = S_{\text{Lodos anódicos}}$. Teniendo en cuenta las consideraciones anteriores y la entrada de reactivos se emplea la siguiente expresión:

$$E + G = S_{\text{Lodos anódicos}} + E_{\text{Reactivos}} - E_{\text{ReactivosReaccionan}}$$

$$S_{\text{Lodos anódicos}} + E_{\text{Reactivos}} - E_{\text{ReactivosReaccionan}} = S_{\text{Metales preciosos}} + S_{\text{Residuo}} + S_{\text{ReactivosNo reaccionan}}$$

Finalmente, los términos relacionados con los reactivos serán calculados en el apartado 3.3.4.1. de materias primas. Así mismo, en el Anexo I se muestran los resultados de los balances de materia planteados.

2.10. Tecnología de proceso

Una parte importante del proceso seleccionado es el papel que juegan los diferentes equipos necesarios para llevar a cabo el proceso, por lo que en este apartado se expondrán los diferentes equipos que formarán parte de una supuesta planta de recuperación de MP a partir de RAEE que tratará una entrada de residuos de aproximadamente 1500 tn/año de ECT según datos aportados por el Servicio de Información Medioambiental de Canarias (SIMAC) ¹⁷.

Por otra parte, dado que en canarias una de las pocas empresas con actividad de gestión de RAEE se trata de E-waste, en la que se realiza el tratamiento primario de los RAEE, se tomará parte de la maquinaria empleada en esta empresa como base para incluir los equipos presentes en esta fase del tratamiento.

Así mismo, se diferenciará entre equipos de tratamiento primario y equipos de tratamiento secundario o de metalurgia extractiva, especializada en el proceso Noranda, incluyendo el equipamiento utilizado en la metalurgia del cobre, ya que forman parte importante del presente trabajo.

2.10.1. Equipamiento de tratamiento primario

Dado que el RAEE a tratar en una hipotética planta de recuperación de MP a partir de este tipo de residuos se trata ECT, pertenecientes al grupo de los PAEE, se utilizará una instalación que incluya los equipos industriales de la línea 2 de tratamiento de RAEE de la empresa E-waste. Esta línea de tratamiento está dimensionada para el tratamiento de 3000-4000 kg/h, según datos de la empresa E-waste, de este tipo de residuos, en la que en la etapa de separación manual de los componentes de los residuos no valorizables deberán ser separados, y presenta los siguientes equipos:

- Transportadores de banda de preseparación manual y separación manual (final de componentes)
- Trituradora RS120-2-S
- Trituradora RS100-4-S
- Equipamiento de separación.

Por otra parte, dado que el presente proyecto se trata de una propuesta para la recuperación de MP a partir de RAEE y aunque la bibliografía lo recomienda no se añadirán equipos de incineración para la fase orgánica y plásticos que puedan estar presente en los residuos. Entre otras razones, porque la empresa E-waste no emplea este tipo de maquinaria debido a la reglamentación en materia de medio ambiente en Canarias.

2.10.1.1. Transportadores de banda

En este apartado se presentan en las Figuras 17 y 18 los transportadores de banda donde tienen lugar el proceso de separación manual. Además, se han omitido el resto de transportadores de banda presentes en la línea dado que no son relevantes a la hora de elaborar un diagrama de flujo del proceso.

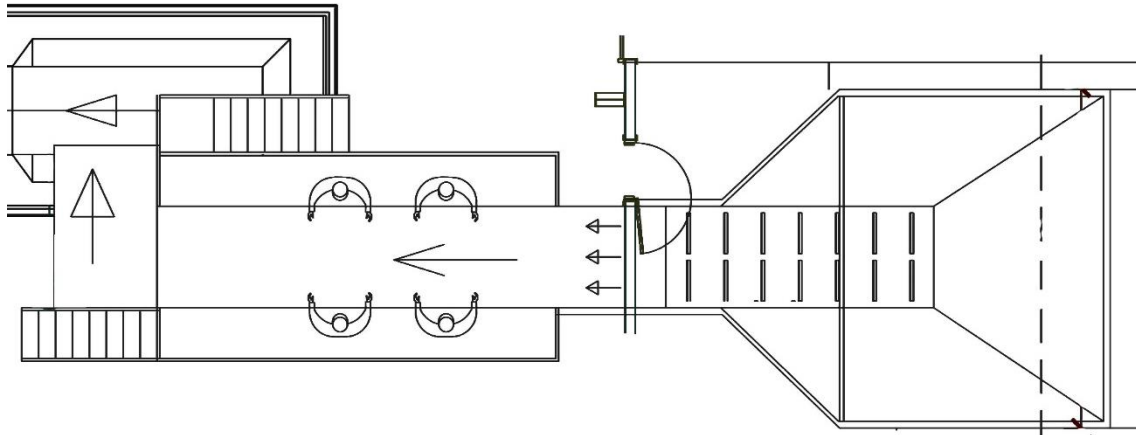


Figura 17. Transportador de banda de preseparación manual [37]

En este tramo de separación manual, se separan las fracciones indicadas más abajo de forma manual por los operarios de la planta y se colocan para su separación en depósitos de material a granel situados debajo del tramo de separación, desde donde se puede evacuar la fracción separada.

El proceso de separación manual del PAEE se realiza en esta cinta transportadora, en la que, además, se realiza el dismantelamiento de estos residuos, y parte de su descontaminación. Incluye la siguientes piezas e instrumentación:

1. Banda separación manual. (1 Ud)
2. Motor banda. (1 Ud)
 - 2.1. Marca: TECHTOP
 - 2.2. Modelo: MS 802-4
 - 2.3. Características:
 - Tensión: Y 400 V
 - Frecuencia: 50 Hz
 - Potencia:0,75 kW
 - Velocidad 1380 min-1;
 - $\varphi= 0,78$
 - Consumo: 1,93 A
3. Pulsador puesta en marcha. (2 Ud)
4. Parada emergencia. (1 Ud)

5. Motor excéntrico. (2 Ud)
 - 5.1. Motor mesa vibratoria
 - 5.2. Marca UVE
 - 5.3. Modelo: 10X-A21
 - 5.4. Características:
 - Tensión: 380-415 V
 - Frecuencia: 50 Hz
 - Potencia: 0,43 kW
 - Consumo: 0,95 A
 - Velocidad: 1500 rpm
 - $\varphi= 0,84$

Las fracciones a separar son: motores pequeños, cartuchos de tóner, bolsas de aspirador, baterías, acumuladores, condensadores, cartuchos de tinta, tarjetas de circuitos impresos, cables.

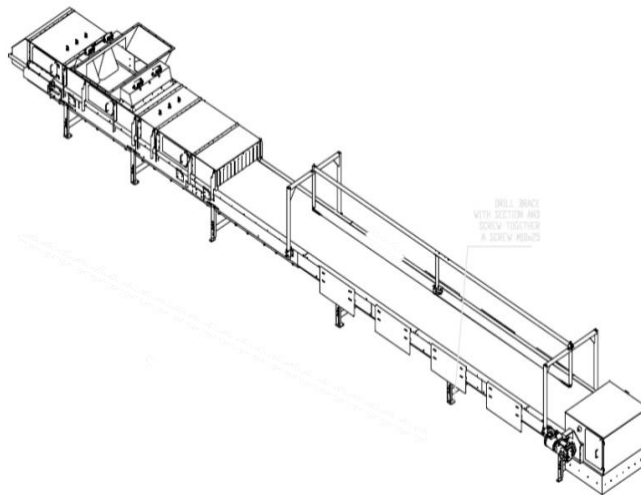


Figura 18. Banda de transporte de separación manual [37]

Al igual que ocurre en la etapa de preparación manual, en este tramo de separación manual, se vuelven a separar las fracciones indicadas anteriormente de forma manual por los operarios de la planta y se colocan para su separación en depósitos de material a granel situados debajo del tramo de separación, desde donde se puede evacuar la fracción separada. Estas fracciones ya están pretrituradas.

Por otra parte, esta cinta de transporte incluye principalmente:

1. Banda. (1 Ud).
 - Dimensiones: 28850 x 1200 mm (Largo y ancho)
2. Motor. (1 Ud).
 - 2.1. Marca/modelo: KA 77/T DRE100LC4/TF

2.2. Características:

- Tensión: Δ/Y 230/400 V
- Frecuencia: 50 Hz
- Potencia: 3 kW
- Consumo: 10,8/6,2 A
- Velocidad: 1455/26 rpm

3. Sensor movimiento. (1 Ud).

- 3.1. Sensor inductivo
- 3.2. Marca: IFS204
- 3.3. Modelo: M12x1

2.10.1.2. Trituradora RS120-2-S

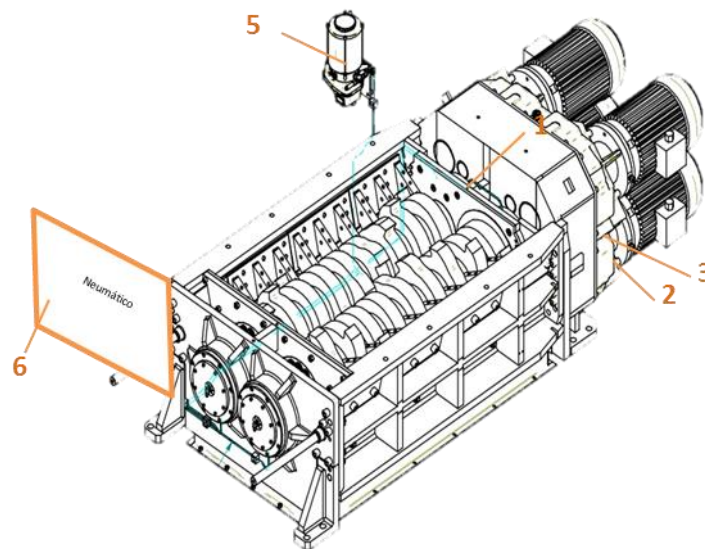


Figura 19. Trituradora RS120-2-S [37]

La trituradora S120-2-S está dotada de un sistema de corte de alto rendimiento con dos árboles que somete el material introducido a una trituración previa. La trituración de los pequeños electrodomésticos se realiza contra una chapa perforada. Este proceso de trituración es apoyado por medio de una unidad de introducción dependiente de la carga.

El objetivo de la trituradora S120-2-S es el de realizar una pretrituración de los RAEE, hasta un calibre de 150 mm que permita una mejor descontaminación, separación y tratamiento de éstos. Esta trituradora presenta los siguientes datos técnicos:

- Tensión: 400 V, tolerancia -10% / +7%
- Frecuencia: 50 Hz, tolerancia +/-1%
- Potencia: 4 x 22 kW
- Velocidad de trituración: 12-16 rpm (árbol de trituración principal)
- Dimensiones: 3090 x 1290 x 850 mm (largo, ancho y alto)

Las características de los pequeños aparatos eléctricos y electrónicos (PAEE) a triturar son:

- Material: Pequeños equipos eléctricos, equipos de TI, ordenadores
- Forma de introducción: a granel
- Tamaño: aprox. 500 x 400 x 300 mm
- Alimentación: continua con cinta transportadora de avance con control por barrera fotoeléctrica.

Además, esta trituradora incluye principalmente:

1. Motor. (4 Ud).

1.1. Marca/modelo motores 1 y 2: AC-Motoren GmbH D-63110

- Características motores 1 y 2: 400/690 V; 50 Hz; 22 kW; 1470 rpm; 39,8/23,1 A

1.2. Marca/modelo motores 3 y 4: Rodgau - FCM 180L-4/HE

- Características motores 3 y 4: 460/795 V; 60 Hz; 26,4 kW; 1760 rpm; 41,6/24 A

2.10.1.3. Trituradora RS100-4-S

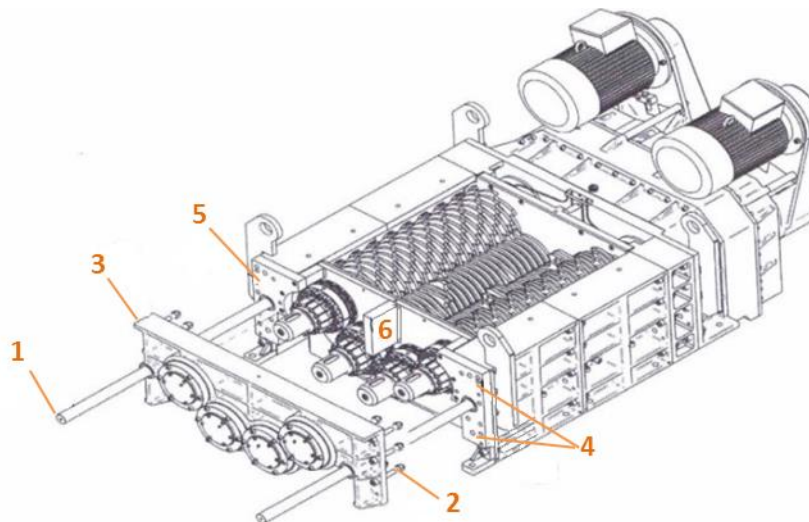


Figura 20. Trituradora RS100-4-S [37]

Esta trituradora de cuatro ejes RS 100-4-S está equipada con un dispositivo cortador principal y uno secundario. Este proceso de trituración está respaldado con un dispositivo de empuje que depende de la carga. En este dispositivo se realiza la 2ª trituración hasta un calibre de 40mm. Presenta los siguientes datos técnicos:

- Tensión: 400 V, tolerancia -10% / +7%
- Frecuencia: 50 Hz, tolerancia +/-1%
- Potencia: 2 x 55 kW
- Dimensiones: 2780 x 1520 x 1330 mm (largo, ancho y alto)
- Velocidad de trituración: 25 rpm (árbol de trituración principal)
- Velocidad de trituración: 26 rpm (árbol de trituración secundario)

Las características del PAEE a triturar son:

- Material: Placas portadoras reforzadas con fibras de vidrio, microcomponentes eléctricos, chapa de acero de pared delgada (sector de PC)
- Forma de introducción: a granel
- Tamaño: aprox. 500 x 300 mm
- Densidad: 300 - 400 kg/m³
- Alimentación: continua con cinta transportadora de avance

2.10.1.4. Separador inductivo

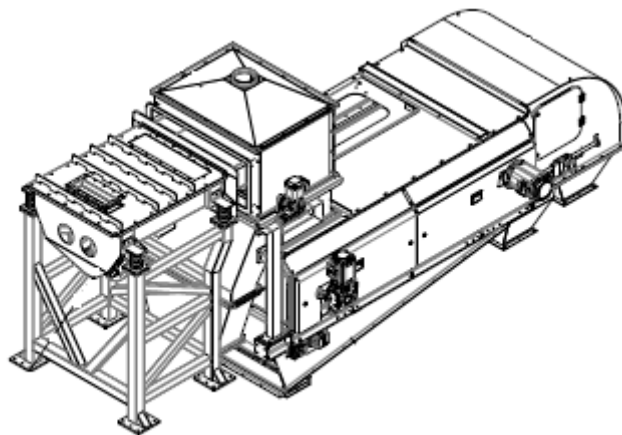


Figura 21. Separador inductivo [37]

El separador inductivo de metales no ferrosos sirve para separar, clasificar y reciclar el material no ferroso, es decir plásticos, aluminio y cobre, del resto de residuos ya triturado. Además, este equipo de separación presenta los siguientes datos técnicos.

1. Fabricado por IMRO
2. Modelo: RCSX C – 100
3. Tambor magnético (1 Ud):
 - 3.1. Diámetro de los rodillos de la cinta transportadora: 302 mm
 - 3.2. Anchura del revestimiento: 1.100 mm
 - 3.3. Material Imantado: Neodymium
4. Motor reductor de accionamiento. (1 Ud).
 - 4.1. Características:
 - Tensión: 230/400 V
 - Frecuencia: 50 Hz
 - Intercambiable
 - Potencia: 2,2 kW
 - Estanqueidad: IP 54
5. Motor trifásico de accionamiento de motor de agitación (1 Ud).
 - 5.1. Características:
 - Tensión: 230/400 V
 - Frecuencia: 50 Hz

- Potencia: 4,0 Kw
 - Estanqueidad: IP 54
6. Cinta transportadora: E 160/2,0
 7. Velocidad de transporte: 2,5 m/s
 8. Guías laterales: 260 mm
 9. Peso: 2300 kg

En el separador inductivo la mercancía se deposita sobre la cinta transportadora por medio de una tolva de carga o una banda de transporte y se transporta hasta el descargador. El movimiento se realiza con velocidad constante o cambiante. En el extremo del trayecto se efectúa la separación de los metales no ferrosos del resto de residuos triturados, por medio de un sistema magnético que gira dentro del tambor de inversión a mayor velocidad que éste.

Estos rápidos cambios en el campo magnético producen fuertes corrientes de Foucault dentro del material no ferroso y las corrientes de Foucault, a su vez, producen campos magnéticos en las piezas no ferrosas, que se ven así repelidas por el sistema magnético giratorio y desviadas por el tambor de inversión. Por medio de un vértice de separación, se separan del flujo de material restante.

Por otro lado, en la descarga de la cinta transportadora, un transportador de canal vibrante o un plano inclinado se efectúa una separación del hierro por medio del tambor magnético, rotando el tambor alrededor del sistema magnético, que crea un campo magnético en un ángulo de 180°. El campo magnético atrae al tambor magnético las piezas magnetizables contenidas en la mercancía transportada. La galería de descarga transporta el material atraído hasta sacarlo del campo magnético. Fuera del campo magnético, caen las piezas adheridas al tambor magnético.

2.10.1.5. Separador magnético

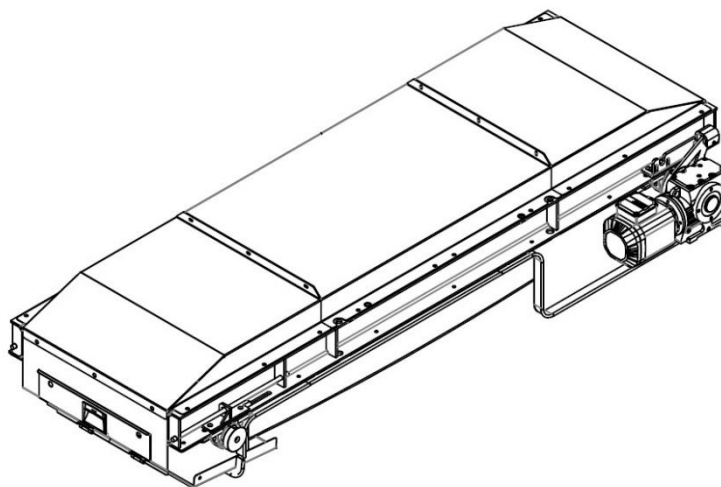


Figura 22. Separador magnético [37]

La cinta transportadora con rodillo magnético sirve para transportar y clasificar distintos materiales, así como para reciclar materiales metálicos, definidos y especificados en el encargo (grosor, cantidad, tamaño, peso, composición, etc.).

Este separador magnético se dispone longitudinalmente sobre el flujo de transporte. La mercancía se ve atraída por un imán permanente o un electroimán y se extrae del campo magnético mediante una cinta de descarga giratoria. A mayor distancia del campo magnético, se reduce la fuerza magnética y caen las piezas magnetizadas. Separando los metales de posibles fracciones orgánicas no separadas.

Las especificaciones de este separador son:

1. Fabricado por IMRO
2. Modelo: MP Y – 170
3. Anchura de cinta de descarga: 650 mm
4. Imanes permanentes:
 - Dimensiones: 1540 x 540 x 215 mm (largo, ancho y alto)
5. Motor reductor (1 Ud):
 - 9.1. Características:
 - Tensión: 230/400 V
 - Frecuencia: 50 Hz
 - Intercambiable
 - Potencia: 2,2 kW
 - Estanqueidad: IP 54
6. Velocidad de transporte: 1,7 m/s
7. Cinta transportadora: cinta de caucho cubierta EP 400/3
8. Peso: 1.450 kg

2.10.1.6. Separador gravimétrico

El separador gravimétrico o densimétrico se aplica a la separación de una mezcla de materiales mediante la aplicación de una corriente de aire ascendente y por efecto de la vibración del medio transportador, consistiendo en una parrilla porosa vibratoria a través de la cual se sopla aire, como se muestra en la siguiente imagen. Esto permite la separación de, en este caso plásticos y otros materiales ligeros, del cobre y otros metales.

Dado que no se ha podido obtener este equipamiento de la empresa Ewaste, se propone el modelo M70 de separador gravimétrico, recomendado por el fabricante ALMO.

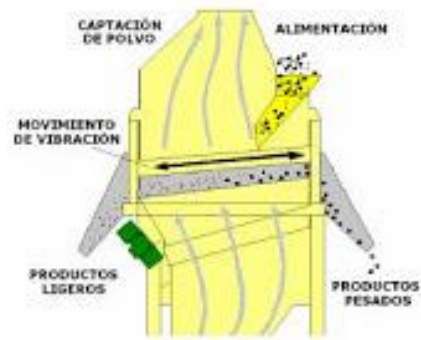


Figura 23. Esquema de separador gravimétrico [31]



Figura 24. Separador gravimétrico [32]

Este equipo es una máquina extraordinariamente robusta que permite tratar con éxito una gran variedad de productos tales como minerales o metales triturados

- Tensión: 220 V
- Frecuencia: 50-60 Hz

2.10.1.7. Transporte de criba vibratoria



Figura 25. Transporte criba vibratorio [37]

El transporte por criba vibratoria permite transportar mercancías a granel mediante oscilaciones mecánicas (principio de microlanzamiento).

Este transportador vibratorio consiste en la combinación de dispositivos que provocan vibraciones como resortes, motores y otros equipos. La fuente de vibración del material es un motor de desequilibrio (vibrador), que está formado por dos ejes excéntricos (activo y pasivo) y engranajes. Estos ejes provocan la vibración del transportador. A través de la vibración, los materiales se resbalarán y caerán en un embudo, moviéndose hacia adelante. Cuando los materiales pasen la selección, partes más pequeñas caerán completando la alimentación y selección del material.

1. Marca: Spalek
2. Modelo: SFLU 900
3. Características:
 - Tensión: 400 V
 - Frecuencia: 50 Hz
 - Dimensiones: 2087 x 900 x 150 mm (largo, ancho y alto)
4. Motor de desequilibrio (1 Ud):
 - Tensión: 400 V
 - Frecuencia: 50 Hz
 - Potencia: 0,6 kW
 - Consumo: 1,43 A
 - Velocidad: 1500 rpm
 - Estanqueidad: 66 IP
5. Peso: 430 kg

2.10.2. Equipamiento de tratamiento secundario

En este apartado se expondrán el resto de equipos presentes en el proceso seleccionado, que forman parte del proceso de metalurgia extractiva o tratamiento secundario. Los equipos expuestos a continuación tratan de dar una visión general acerca de la maquinaria necesaria para llevar a cabo estos procesos.

Haciendo un análisis del diagrama de bloques mostrado en la Figura 14, se propone el siguiente equipamiento. Además, dado que en la metalurgia se emplean equipos específicos normalmente bajo patente, no se contempla el diseño de estos equipos, por lo que se dará una explicación general de los equipos mencionados a continuación y se intentará proporcionar ejemplos aproximados de modelos de éstos.

Por otra parte, en caso de querer dimensionar este tipo de equipamiento se ha de tener en cuenta la necesidad de profundizar en la búsqueda u obtención de información para realizar los balances de materia y energía necesarios para dimensionar estos equipos.

- Horno de fusión
- Celda electrolítica
- Tanque de lixiviación
- Tanque de precipitación

- Equipo de filtración
- Equipo de repulpado
- Equipo de cementación
- Enfriador – Cooler

2.10.2.1. Horno de fusión



Figura 26. Horno de fusión [29]

Este horno de crisol para cobre es un equipamiento de fusión ampliamente utilizado en la industria de la fundición, con la tecnología de IGBT, que puede fundir el cobre del desecho con capacidad 10kg a 100000KG por hornada. y el tiempo de fusión por carga es de unos 60 minutos. Además, la fuente de alimentación adopta la tecnología más avanzada de IGBT (Insulated Gate Bipolar Transistor) de Alemania que es de las mejores en el ahorro de energía y respeto por el medio ambiente, para derretir la chatarra de cobre. Esta tecnología está basada en el uso del transistor bipolar de puerta aislada que posee una capacidad de alta corriente y bajo voltaje de saturación que mejoran la eficiencia del horno.

Por otra parte, dado que la cantidad de cobre a fundir por semana es de 1.153,85 kg, y que esta actividad se realiza una vez a la semana en una jornada de 8 horas, si cada fundición dura 60 min teóricamente se pueden realizar 8 fundiciones en un día de trabajo, por lo que el modelo a elegir debería tener una capacidad aproximada de:

$$\frac{\text{kg Cobre}}{\text{carga}} = \frac{1.153,85 \text{ kg Cu}}{\text{día}} * \frac{1 \text{ día}}{8 \text{ cargas}} = 144,23 \frac{\text{kg Cu}}{\text{carga}}$$

En el catálogo de Cooldo Brand se proporcionan dos modelos que cumplen con esta capacidad el MF-110 con 150 kg/carga y el MF-160 con 250 kg/carga. En este punto se elige el MF-160 debido a que permite reducir el número de cargas al día a 5 como se muestra en los siguientes cálculos, debido a que durante la jornada laboral pueden haber descansos y retrasos.

$$\frac{\text{Cargas}_{MF-160}}{\text{día}} = \frac{1.153,85 \text{ kg Cu}}{\text{día}} * \frac{1 \text{ carga}}{250 \text{ kg Cu}} = 4,61 \frac{\text{cargas}}{\text{día}} \approx 5 \frac{\text{cargas}}{\text{día}}$$

Por ello el modelo elegido es el MF-160, que posee los siguientes parámetros técnicos.

1. Marca: Cooldo Brand
2. Modelo: MF-160
3. Características:
 - Tensión: 420 V Trifásico
 - Frecuencia: 50/60 Hz
 - Capacidad: 250 kg/carga
 - Potencia: 160 kW
 - Consumo: 260 A
 - Tiempo de fusión con crisol frío: 60 aprox.
 - Tiempo de fusión con crisol caliente: 30 min aprox.
 - Peso: 139 + 115 kg

2.10.2.2. Celda electrolítica

Dado que la celda Wohwill, mencionadas anteriormente, se trata de un equipo bajo patente se ha elegido el siguiente equipamiento que sustituiría a dicha celda en un teórico proceso de recuperación de metales preciosos.



Figura 27. Celda electrolítica [30]

Esta maquinaria es la encargada de realizar el electrorrefinado del cobre. En ella, mediante un proceso de electrólisis se purifican los ánodos de cobre previamente obtenidos por fusión, se separa el oro de la plata y de del resto de metales, quedando el cobre adherido a la barra anódica, la plata en el fondo de la cuba y el resto de metales disueltos en el electrolito. Pese a ello se procurará que todos los metales, con la salvedad del cobre, queden disueltos en el electrolito.

1. Marca: INDUTERM
2. Modelo: MC20
 - Tensión: 220 V
 - Frecuencia: 50-60 Hz
 - Potencia de calefacción: 2 kW
 - Potencia del rectificador: 1 kW
 - Consumo: 200 A
 - Temperatura máxima: 2000 °C
 - Dimensiones interiores de cuba: 350 x 350 x 600 mm (largo, ancho y alto)
 - Velocidad de disolución de ánodos: 2 g/(A*h)
 - Vida útil del electrolito: 70 l para obtener 13-22 kg de oro fino
 - Capacidad de producción: 200 g/h
3. Capacidad:
 - Cuba: 75 l
 - Volumen del electrolito: 70 l
 - Dimensiones de cilindros: \varnothing 30/50/65/80 x 80 mm

2.10.2.3. Tanque de lixiviación



Figura 28. Tanque de agitación para lixiviación con doble impulsor [27]

Dado que el caudal producido de lodos anódicos no resulta elevado se elige el modelo de tanque de lixiviación más pequeño fabricado por la compañía Shandong Xinhai Mining Technology & Equipment Inc.

Este modelo de tanque de lixiviación se trata de un equipo agitado de lixiviación, favorecido por un impulsor forrado de goma anti-abrasiva, de baja velocidad, larga vida útil y gran capacidad de circulación de la pulpa. Además, este dispositivo cuenta con una alimentación múltiple de aire para el sistema de insuflación, donde éste se introduce en el tanque a través del eje hueco y se expande sobre el medio por la rotación del impulsor. Esta maquinaria también posee una estructura compacta y de fácil mantenimiento.

Por otro lado, esta maquinaria se basa en el principio de arrastre y agitación por el doble impulsor, la pulpa fluye de la parte superior a la parte inferior, circula a pesar de la resistencia del fluido, se mezcla con el aire en la parte inferior del eje con circulación hacia arriba y, finalmente, forma un residuo sólido y el lixiviado (que contiene los metales preciosos).

A continuación, se muestra un modelo a modo de ejemplo.

1. Marca: Xinhai Mining Technology & Equipment
2. Modelo: SJ2.0x2,5
 - Tensión: 220 V
 - Frecuencia: 50-60 Hz
3. Motor
 - Modelo: XLD2.2-4-29
 - Potencia de motor: 2,2 kW
 - Velocidad de motor: 52 rpm
 - Diámetro del impulsor: 909 mm
4. Tanque
 - Capacidad: 6 m³
 - Dimensiones del tanque: 2000 x 2500 mm (diámetro y altura)
 - Peso: 1609 kg

En la figura 30 se muestra un esquema del tanque para lixiviación.

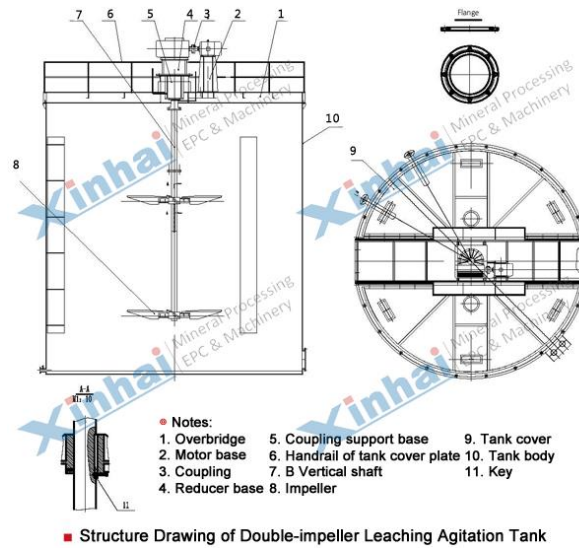


Figura 29. Esquema de tanque de lixiviación [27]

2.10.2.4. Equipo de repulpado

El repulpado en la etapa 7 se trata de una operación en discontinuo, en la que las instalaciones empleadas son generalmente simples, ya que constan de un depósito provisto de un sistema que permite agitar fuertemente la pulpa, consiguiendo una nueva pulpa, que es filtrada o decantada. En caso de filtración, el dispositivo dispone de un depósito adecuado para llevar la pulpa al filtro o de una bomba, que cumpla la misma función. Mientras que, en caso de decantación, el depósito va provisto de un sistema para eliminar el líquido claro. En el siguiente esquema se expone el equipo necesario para una operación de repulpado discontinua por carga.

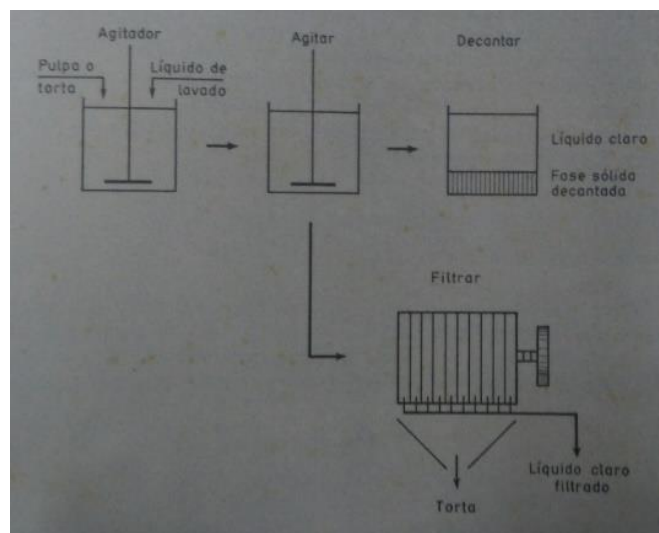


Figura 30. Esquema de equipamiento de repulpado [18]

2.10.2.5. Tanques de precipitación

En este apartado se describe el equipamiento utilizado para las etapas de precipitación. En las etapas 4 y 5 se emplean tanques de agitación para precipitación que usan dióxido de azufre como reactivo para la precipitación. El primero es alimentado con el líquido de lixiviación que contiene los metales preciosos tras la etapa de lixiviación y dióxido de azufre y el segundo alimentado con el residuo líquido de la precipitación en la etapa 5 que contiene los metales del grupo platino y una cantidad residual de oro.

Se proponen tanques agitadores fabricados por la empresa Xinhai Mining Technology & Equipment, dado que en la industria de metalurgia se suelen emplear estos para llevar a cabo operaciones de separación como precipitación, lixiviación o flotación, que en cada etapa serán modificados convenientemente para la inyección de diferentes reactivos. Además, siguen un esquema general similar al mostrado en la Figura 28.

Estos poseen paletas en forma de paraguas hacen una presión hacia abajo a la pulpa, que circula de arriba abajo mezclando completamente con los reactivos. La estructura de paleta es avanzada y la capacidad de agitación es alta. Además, el tanque poseen conductor de corriente que aumenta la succión y la circulación.

Estos tanques agitadores de alta eficiencia pueden ser aplicados también en la agitación de pulpa en la industria química, materiales de construcción, fábricas de cianuro, de residuos y etc.

A continuación, se propone un modelo a modo de ejemplo.

1. Marca: Xinhai Mining Technology & Equipment
2. Modelo: GBJ-1000X1000
 - Tensión: 220 V
 - Frecuencia: 50-60 Hz
3. Motor
 - Modelo: Y112M-6
 - Potencia de motor: 2,2 kW
 - Velocidad de motor: 520 rpm
 - Diámetro del impulsor: 240 mm
4. Tanque
 - Capacidad: 0,58 m³
 - Dimensiones del tanque: 1000 x 1000 mm (diámetro y altura)
 - Peso: 548 kg



Figura 31. Tanques agitadores para precipitación [27]

2.10.2.6. Equipo de filtración

Los equipos de filtración empleados normalmente en las operaciones de separación en la metalurgia extractiva suelen tratarse de filtros rotativos a vacío, que permiten efectuar la filtración, lavado de la pulpa y eliminación de la torta de forma continua.

En ellos, el eje del filtro, alrededor del cual gira, se dispone de un dispositivo mecánico para que cada zona longitudinal de la superficie cilíndrica filtrante esté conectada al vacío en el momento oportuno. Este cilindro está parcialmente sumergido en el depósito en el que se alimenta la suspensión, que es mantenida por una cuna que la agita suavemente. En la Figura 33 se muestra un esquema de este equipamiento.

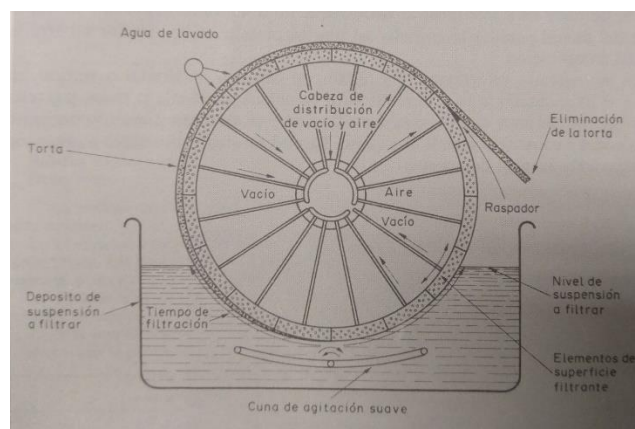


Figura 32. Esquema de filtrador rotativo [18]

2.10.2.7. Equipos de cementación

En este apartado se describe el equipo de cementación, en concreto para la cementación de plata, gracias al cual se cementa la plata contenida en un residuo de cloruro de plata (AgCl) utilizando hierro o chatarra y esta es obtenida en forma de cemento de plata. Sin embargo, este tipo de equipamiento no está bien referenciado en la bibliografía por lo que se optará por basar esta maquinaria en precipitador de cono Kennecott utilizado para

cementar cobre contenido en efluentes provenientes de la metalurgia del mismo, empleando hierro o chatarra.

Este equipo cuenta con un tanque en cuya superficie está ocupada por un volumen de hierro o chatarra sostenido por una superficie filtrante, que por gravedad o incluso succión permite el paso a través de este separando la plata de los iones cloruro. Este cemento cae en un recogedor, mientras el resto de la disolución sale por el fondo.

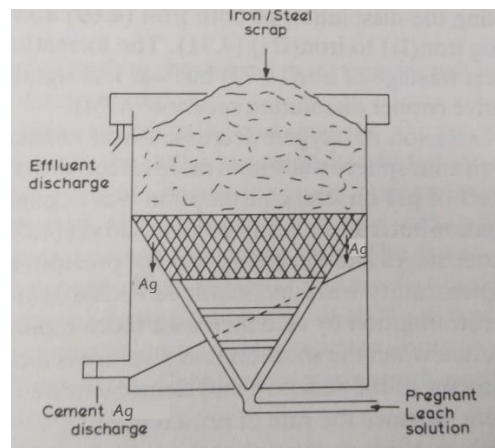


Figura 33. Equipo de cementación (Modificación) [24]

2.10.2.8. Refrigerador (cooler)

Este equipamiento se trata de una torre de refrigeración de agua de circuito cerrado fabricada por Cooldo Brand, diseñada con capacidades de enfriamiento de 5 a 300 unidad/hora. Ésta consta de dos circuitos de fluido separados, uno en el que el fluido se recircula en el exterior del segundo circuito, que es un haz de tubos a través del cual fluye el agua fría.

Entre sus aplicaciones se encuentra la electrónica, instrumentación, textiles, fundición, fabricación de acero, forja, petróleo, gas, química y las industrias de automatización, entre otras.

Por otra parte, dado que el volumen de tratamiento de lixiviados es muy pequeño se elegirá el modelo con menor dimensionamiento como ejemplo para este equipamiento.

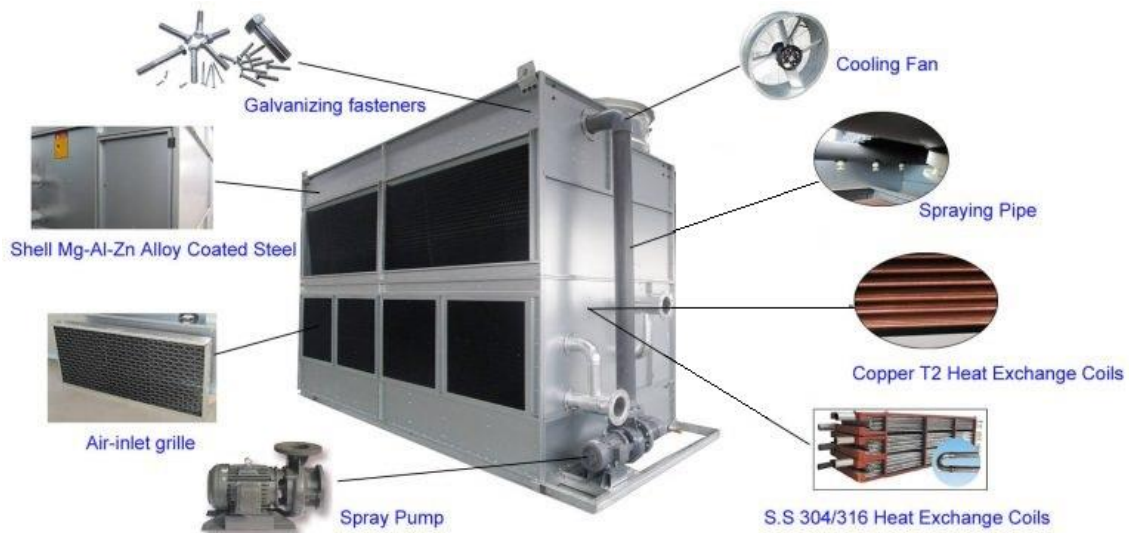


Figura 34. Refrigerador [29]

1. Marca: Cooldo Brand
2. Modelo: NCH-5
 - Tensión: 220 V
 - Frecuencia: 50-60 Hz
3. Ventilador
 - Potencia: 1,1 x 2 kW
 - Capacidad: 15000 x 2 m³/h
4. Bomba
 - Potencia: 1,5 kW
 - Capacidad: 45 m³/h
 - Conexiones: Entrada DN80 y Salida DN65
5. Dimensiones: 2800 x 1940 x 2200 mm (largo, ancho y alto)
6. Peso: 1050 kg

Capítulo 3. Estudio de viabilidad económica

3.1. Estimación de costes

En este apartado se realizarán la estimación de costes de la empresa, todo ello teniendo en cuenta las consideraciones anteriormente fijadas y la falta de información acerca de los procesos.

3.2. Métodos de cálculo

Para realizar este estudio económico, antes se deben fijar los métodos de cálculo empleados para la estimación costes. Por ello se tendrán en cuenta los diferentes tipos de estimaciones basados en el grado de definición de una planta de procesos industriales.

En este caso se empleará el método de estimación general de Williams (Vian, A. “El pronóstico económico en química industrial”, Ed. Bilbao, 1958) o “Regla de las seis décimas” para obtener el capital fijo (I) en una planta de tratamiento de RAEE y de recuperación de metales preciosos a partir de lodos anódicos procedentes de la metalurgia del cobre.

Por otra parte, para determinar la estimación de los costes de producción se utiliza el método propuesto por Valle Riestra (Valle Riestra, J.F; “Project Evaluation in the Chemical Process Industries”, Ed. McGraw-Hill, 1983).

Por último, se define una **jornada laboral similar a la de la empresa A3 Aprofitament Assessorament Ambiental**, en la que el tratamiento de extracción de metales preciosos se realiza un día a la semana en un turno de **8 horas**, por lo que los días de trabajo previstos para un año serán aproximadamente **52 días**.

3.3. Estimación de la inversión

En este apartado se realizará el cálculo del capital fijo o inmovilizado, del capital circulante y del coste de producción.

3.3.1. Capital fijo o inmovilizado

Los cálculos a realizar en este apartado son producto de métodos de estimación generales realizados a través del método de Williams, ya que son bastante sencillos pues solo se necesitan el coste de una planta similar a la que pretendemos estudiar y las capacidades de producción de ambas. Además, este método utilizado para estudios de factibilidad

requiere conocer los principales componentes del equipamiento de la planta, así como datos de cimentación y de servicios auxiliares, asumiendo un error probable del $\pm 30\%$.

Por otra parte, este método también es conocido por la “Regla de seis décimas”, cuando no se conoce el exponente n que relaciona las plantas por su tamaño o capacidad, a éste se le supone un valor de 0,6, de el nombre de este método. Así, a través de la fórmula:

$$I_2 = I_1 * \left(\frac{Q_2}{Q_1}\right)^n \quad [38]$$

Donde n es igual a 0,6, teniendo en cuenta el valor de la planta que contiene equipos de recuperación de metales preciosos es de aproximadamente 250.000 € (I_1)³⁴ con una capacidad de tratamiento de 292.000 kg/año (Q_1)³⁴ y conociendo la capacidad de tratamiento de la planta en estudio que es de 679688,40 kg/año (Q_2), sumando las corrientes de salida del tratamiento primario 3 y 4 expuestas en la Figura 16, se obtiene:

Método de Williams	1	2
Q (kg/año)	292.000,00	679.688,40
I (€)	250.000,00	415045,98

Tabla 12. Estimación general empleando el método de Williams

Por otra parte, el precio de la planta de recuperación de metales preciosos está marcado en 2014, por lo que el siguiente paso es actualizar este precio mediante los Índices de Costo. El índice utilizado es el Índice de costos de Plantas CE (CEPCI), basado en los equipos y mano de obra empleada en la construcción de plantas químicas. Este índice se publica en la revista Chemical Engineering, y el último índice anual disponible es el del año 2016, por tanto, la actualización se llevará a cabo hasta este año. En la Tabla 13 se muestran los resultados de esta actualización del capital empleando la siguiente expresión:

$$I_{2016} = I_{2014} * \left(\frac{CE_{2016}}{CE_{2014}}\right)$$

Año	2014	2016
Índice CE	576,10	541,70
I (€)	415045,98	390262,82

Tabla 13. Actualización del precio mediante el Índice de Costo CE

Finalmente, el Capital Inmovilizado es de 390262,82 € para el año 2016, a partir del cual se realizan los siguientes cálculos.

3.3.2. Capital circulante

El capital circulante (I_w) es el capital que se invierte en forma de dinero efectivo, para prevenir gastos de operaciones y mantener el almacén de materias primas y productos. En este caso este capital cubre los costes de producción de 1 año de esta planta.

Esta cantidad monetaria se puede estimar considerando el capital circulante alrededor de un 10-20% del capital inmovilizado. Por lo que se elige un valor promedio de ambos porcentajes para obtener este capital.

$$I_w = 0,15 * I_F = 0,15 * 390262,82 = 58539,42 \text{ €}$$

3.3.3. Inversión total

Según la expresión $I = I_F + I_w$, la inversión total para cubrir los costes totales de la planta es la suma del capital fijo más el circulante.

$$I = 390262,82 + 58539,42 = 473585,40 \text{ €}$$

3.3.4. Coste de producción

En este apartado realizará una estimación el coste de producción mediante el método propuesto por Valle-Riestra. Este coste se trata de los gastos incurridos y aplicados en la obtención de los metales preciosos (MP), que incluye el costo de los **materiales, mano de obra, servicios y los gastos indirectos de fabricación cargados a los trabajos en el proceso**. Además, los costes a pagar repetidas veces a lo largo de la vida útil de la planta, para así asegurar el ciclo productivo.

VALLE-RIESTRA, J.F. (1983): COSTE TOTAL DEL PRODUCTO	
1. CONCEPTOS DEPENDIENTES	%
Mano de obra	Se estima a partir de listas de precios
Beneficios adicionales al sueldo	22% de la mano de obra
Supervisión y protección	18% de la mano de obra
Gastos de abastecimientos	10% de la mano de obra
Laboratorio	15% de la mano de obra
2 GASTOS DEPENDIENTES DEL CAPITAL	
Mantenimiento	6% del capital fijo
Amortización	10% del capital fijo
Alquileres 1	1% del capital fijo
Impuestos locales	2% del capital fijo
Gastos generales de producción	5% del capital fijo
3. CONCEPTOS DEPENDIENTES DE LA PRODUCCIÓN	
Materias primas	
Servicios	
Rayalties	
Tratamiento de efluentes y residuos	

Tabla 14. Factores cálculo de costes de producción de Valle-Riestra [22]

Para ello, es necesario conocer los siguientes costes de: materias primas, servicios y mano de obra; que serán detallados a continuación.

3.3.4.1. Materia prima

Dado que la materia prima se trata principalmente de RAEE, el coste de estos será nulo, ya que se tratan de residuos provenientes de aparatos eléctricos y electrónicos (AEE). Sin embargo, en los costes de materia prima se han de tener en cuenta el coste de los reactivos que intervienen en el proceso.

En la etapa de lixiviación se emplea ácido clorhídrico (HCl) y peróxido de hidrógeno (H₂O₂), mientras que las etapas de precipitación se emplean el dióxido de azufre (SO₂), cloruro de sodio (NaCl), el formiato sódico (HCOONa) y hierro (Fe), aunque estos dos últimos no se tendrán en cuenta en este apartado ya que pueden ser sustituidos fácilmente por chatarra y ácido fórmico, respectivamente, y la bibliografía consultada no ofrece el nivel de detalle requerido para estimar sus cantidades.

Por cada kg de RAEE tratado (tras el tratamiento primario) se añaden 0,4 l de HCl³⁴ al proceso de obtención de MP, mientras en el proceso Noranda se añaden 0,175 kg de H₂O₂¹⁴ por kilogramo de HCl.

Dado que en el proceso Noranda se emplea ácido clorhídrico concentrado al 31,45% a 75 °C (valor medio) y presión atmosférica, se aproximará su concentración a 32% y así utilizar la densidad conocida de este, que es de 1,159 kg/l a 20°C y 1 atm.

Por otra parte, en la etapa de precipitación de oro se añaden 17 kg/m³ de NaCl³⁴, y teniendo en cuenta de que por cada tonelada de ECT tratado se generan aproximadamente 600 l de efluente líquido³⁴ en la lixiviación y lavado, se obtiene una relación de 0,6 l residuo/kg de RAEE. Además, se utiliza HCOONa para precipitar metales del grupo platino. Por último, dado que el caudal de adición de SO₂ es constante se calcula este para un año de trabajo.

$$\begin{aligned} \text{Cantidad HCl} &= 679688,4 \frac{\text{kg ECT}}{\text{año}} * 0,4 \frac{\text{l HCl}}{\text{kg ECT}} * 1,159 \frac{\text{kg HCl}}{\text{l HCl}} \\ &= 315104,54 \frac{\text{kg HCl}}{\text{año}} \end{aligned}$$

$$\text{Cantidad H}_2\text{O}_2 = 315104 \frac{\text{kg HCl}}{\text{año}} * 0,175 \frac{\text{kg H}_2\text{O}_2}{\text{kg HCl}} = 55143,12 \frac{\text{kg HCl}}{\text{año}}$$

$$\begin{aligned} \text{Cantidad NaCl} &= 679688,4 \frac{\text{kg ECT}}{\text{año}} * 17 \frac{\text{kg NaCl}}{\text{m}^3\text{liq}} * 0,0006 \frac{\text{m}^3\text{liq}}{\text{kg ECT}} \\ &= 6932,82 \frac{\text{kg NaCl}}{\text{año}} \end{aligned}$$

$$\text{Cantidad SO}_2 = 2,6 \frac{\text{m}^3 \text{SO}_2}{\text{h}} * \frac{8 \text{ h}}{1 \text{ día}} * \frac{52 \text{ días}}{1 \text{ año}} = 1081,60 \frac{\text{m}^3 \text{SO}_2}{\text{año}}$$

Materias Primas				
Materia Prima	Uds/año	€/Uds	€/año	€/kg
RAEE (ECT) (kg)	679688,40	0,00	0,00	0,00
HCl (kg)	315103,54	0,142	44744,70	0,07
H2O2 (kg)	55143,12	0'5	19693,97	0,03
NaCl (kg)	6932,82	4	27731,29	0,04
SO2 (m3)	1081,60	1,02	1103,23	0,001
TOTAL	-	-	93273,19	0,014

Tabla 15. Estimación de los costes de materias primas [35]

Finalmente, no se tienen en cuenta en este apartado el costo del formiato sódico y coste del hierro para la cementación de plata, ya que estos pueden ser sustituidos por ácido

fórmico y chatarra, respectivamente. Además, se obtiene una estimación del coste anual de materias primas valorado en 93273,19 € y de un coste unitario de 0,14 € por cada kilo de ECT tratado.

3.3.4.2. Servicios

Los servicios requeridos son la electricidad y el agua de lavado en el proceso de recuperación de MP. Por un lado, la electricidad necesaria para operen los equipos de metalurgia extractiva que puedan tratar 679688,40 de ECT tratados al año, o lo que es lo mismo, 77,59 kg/h de ECT tratados.

Para estimar el consumo de potencia de la planta de recuperación de MP, se tendrán en cuenta los equipos que mayor consumo presentan, siendo estos los hornos de fundición y la celda de electrorrefinado electrolítico. Teniendo en cuenta que por cada tonelada de cobre obtenida en la fusión del cobre “se requieren unos 17 GJ”¹⁰ si aproximamos el proceso elegido al proceso Outokumpu de metalurgia de este metal, el consumo de potencia por horas para producir aproximadamente 60,01 tn/año de cobre, se estima en:

$$\text{Potencia}_{\text{Fusión}} = 17 * 10^9 \frac{\text{J}}{\text{tn Cu}} * 60,01 \frac{\text{tn Cu}}{\text{año}} * 2,78 * 10^{-7} \frac{\text{kWh}}{\text{J}} = 283380,56 \frac{\text{kWh}}{\text{año}}$$

Por otra parte, la potencia consumida por la celda electrolítica se obtiene aplicando la siguiente expresión:

$$\text{Energía}_{\text{Consumida}} (\text{kWh} * \text{kg}^{-1}) = \frac{26,8V_I}{(A/z)*0,01(CE)} [24]$$

Donde V_I es el potencial de la celda, CE es el porcentaje de la eficiencia del cátodo y A/z la masa atómica relativa. Sabiendo que la tensión de la celda es de 1,5 V, que la masa atómica relativa del cobre es de 63,55 y que la eficiencia del cátodo es de aproximadamente un 90%²⁴ tomando como referencia datos operativos de otras celdas electrolíticas empleadas en la recuperación de metales preciosos, se tiene que:

$$\text{Energía}_{\text{Consumida}} = \frac{26,8 * 1,5}{(63,55) * 0,01 * (90)} \frac{\text{kWh}}{\text{kg Cu}} * 60010 \frac{\text{kg Cu}}{\text{año}} = 42241,80 \frac{\text{kWh}}{\text{año}}$$

También se debe tener en cuenta el consumo de potencia necesario en la recuperación de los metales preciosos a partir de los lodos anódicos, que se aproxima al de la planta de recuperación de MP de la empresa A3 Aprofitament Assessorament Ambiental, ya que los equipos empleados en esta fase solo serían de mayor dimensión a los de dicha empresa

y apenas habría diferencia en la potencia requerida por estos. El consumo de potencia en esta fase del tratamiento es de 37,5 kWh en un día de trabajo de 8 horas, y si tenemos en cuenta los días de trabajo, se obtiene:

$$\text{Potencia}_{\text{Recuperación de MP}} = 37,5 \frac{\text{kWh}}{\text{día}} * 52 \frac{\text{días}}{\text{año}} = 1950 \frac{\text{kWh}}{\text{año}}$$

Por otro lado, el precio de la electricidad en España para empresas que contratan un suministro para potencias mayores a 10 kW es de aproximadamente 0,14 €/kWh. Por lo que el coste de la electricidad es de:

$$\text{Coste}_{\text{Elect}} = (283380,56 + 42241,80 + 1950) \frac{\text{kWh}}{\text{año}} * 0,14 \frac{\text{€}}{\text{kWh}} = 45860,13 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

En cuanto al precio del agua de lavado y enfriamiento, se deben tener en cuenta el agua empleada para los procesos de enfriamiento entre etapas de separación y el agua de lavado empleada en el repulpado y operaciones de lavado de sólidos tras las operaciones de separación. Sin embargo, estas cantidades pueden variar debido a la producción de metales preciosos, que en este caso es pequeña. Además, dado que no se conoce el caudal de agua necesario se estimará este en 21 m³/día.

Esto último se debe a que, según el Boletín Oficial de Canarias núm. 37, la ORDEN de 11 de febrero de 2009, por la que se aprueban las tarifas del servicio público de abastecimiento de agua a poblaciones, para su aplicación en el municipio de Granadilla de Abona (Tenerife), establece que la tarifa de aplicación bimestral según consumos de entre 21 y 65 m³ para uso no doméstico es de 1,51 €/m³. Si se consumieran menos de 21 m³ al día el precio del metro cúbico sería 26,53 €/m³, el cual es muy elevado en comparación con el resto de tarifas. Esto implica que el costo del agua empleada en un año sea de:

$$\text{Coste}_{\text{Agua}} = \left(21 \frac{\text{m}^3}{\text{día}} * 52 \frac{\text{días}}{\text{año}} \right) * 1,51 \frac{\text{€}}{\text{m}^3} = 1648,92 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

A continuación, en la siguiente tabla se presentan los costos de los servicios.

Servicios				
Servicio	Uds/año	€/Uds	€/año	€/kg
Electricidad (kWh)	327572,36	0,14	45860,13	0,067
Agua (m ³)	1092,00	1,51	1648,92	0,002
TOTAL			47509,05	0,070

Tabla 16. Estimación del coste de servicios

De la Tabla 15 se extrae que el costo anual de los servicios se estima en 47509,05 €, mientras que por cada kilogramo de RAEE tratado se gastan aproximadamente 0,070 €, debido a los servicios.

3.3.4.3. Mano de obra

Los cálculos referidos a la mano de obra se realizan considerando que la planta de recuperación de MP opera, 8 horas al día un día a la semana, ya que para el proceso sea rentable hace falta suficiente acumulación del RAEE tratado. Además, los turnos estarán compuestos por 3 trabajadores, uno para la calcinación o fusión de los ECT tratados, otro para la preparación del proceso de electrólisis y el trabajador restante se ocupará del refinado de los metales preciosos. Esto supone 52 días

Según la encuesta anual de estructura salarial del Instituto Nacional de Estadística, para el año 2015, el salario medio anual para un trabajador con actividad en la industria extractiva es de 32494,07 €, por lo que en la Tabla 16 se muestran los costos por mano de obra referidos a la jornada de trabajo y el número de días que opera la planta. Además, se tiene en cuenta el número de días laborables en la comunidad autónoma de canarias

$$\text{Coste}_{\text{Mano de obra}} = \left(32494,07 \frac{\text{€}}{\text{año}} * \frac{1 \text{ año}}{251 \text{ días}} * 52 \frac{\text{días}}{\text{año}} \right) = 6731,84 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

Mano de Obra			
Nº de trabajadores	Salario (€/año)	Salario total (€/año)	€/kg
3	32.494,07	20195,52	0,03

Tabla 17. Estimación del coste de mano de obra

El coste total de la mano de obra es de 20195,52 €, mientras que el coste unitario de esta es de 0,03 €/kg de RAEE tratado.

3.3.4.4. Estimación del coste de producción

En este apartado se realiza la estimación del coste de producción empleando los factores propuestos por Valle-Riestra, teniendo en cuenta los costes relacionados con la mano de obra, servicios y materias primas.

VALLE-RIESTRA, J.F. (1983): COSTE TOTAL DEL PRODUCTO			
1.CONCEPTOS DEPENDIENTES	%	€ /año	€ /kg
Mano de obra	Se estima a partir de listas de precios	20195,52	0,03
Supervisión y protección	18% de la mano de obra	3635,19	0,01
Laboratorio	15% de la mano de obra	3029,33	0,00
2 GASTOS DEPENDIENTES DEL CAPITAL			
Mantenimiento	6% del capital fijo	23415,77	0,03
Amortización	10% del capital fijo	39026,28	0,06
Alquileres 1	1% del capital fijo	3902,63	0,01
Impuestos locales	2% del capital fijo	7805,26	0,01
Gastos generales de producción	5% del capital fijo	19513,14	0,03
3. CONCEPTOS DEPENDIENTES DE LA PRODUCCIÓN			
Materias primas		93273,19	0,14
Servicios		47509,05	0,07
TOTAL		261305,36	0,38

Tabla 18. Estimación de costes de producción empleando factores de Valle-Riestra [22]

Una vez realizado estos cálculos, se obtiene que el coste de producción anual es de 261305,36 € al año, un coste elevado, debido especialmente al coste de las materias primas. Además, se obtiene que el coste unitario total del producto es de 0,38 €, por cada kilogramo de residuos de aparatos eléctricos y electrónicos tratados.

3.3.5. Beneficios brutos

En el análisis económico de un proyecto de inversión utilizando cualquier método es importante conocer todos los ingresos y pagos futuros de dicha inversión, a estos se les denomina flujos de caja de un proyecto en una fecha determinada.

En este caso los ingresos están relacionados con los beneficios brutos que dependen de la venta de los productos, en este caso, el cobre y los metales preciosos oro, plata y metales del grupo platino. Teniendo en cuenta el precio de los productos y el volumen de producción de cada uno de ellos, cada producto aportará diferentes beneficios.

Los precios de venta de estos productos (Cu y MP), varían diariamente debido a que el oro es el producto de referencia para el valor de las divisas, es decir, el valor innato del oro y de la plata, al igual que el resto de MP, hacen que sean una forma fiable de riqueza, sin importar las condiciones. Por ello, esto los convierte en una cobertura contra las fluctuaciones económicas.

Por otra parte, en la siguiente tabla se muestra el precio de venta del cobre y los metales preciosos manufacturados, si entendemos por manufacturados que están presentados en

lingotes. Estos precios están obtenidos desde el mercado de Londres, a través de la bibliografía, que es el centro del mercado físico de oro a nivel mundial donde, cada día, los mayores bancos de metales preciosos acuerdan un precio al que ejecutar sus órdenes pendientes.

Metal	Precio Venta €/kg
Oro	38.170,00
Plata	582,61
Paladio	30.550,00
Platino	28.420,00
Cobre	5,50

Tabla 19. Precio de venta de metales preciosos para la fecha 10/07/2017 a las 12:08, hora española [23] [26]

Si tenemos en cuenta que a través de la metodología de obtención de metales preciosos seleccionada obtenemos, al menos, el 85% de los metales preciosos y todo el contenido en los residuos de la electrónica de consumo (ECT) producidos en un año y en estado de alta pureza, se obtienen las siguientes cantidades de producto a vender, junto el precio unitario de cada producto por cada kg de RAEE tratado.

Metal	Producto (kg)	Precio unitario (€/kg RAEE tratado)	% de valor del producto
Au	3,052	0,171	24,33
Ag	15,275	0,013	1,86
MGP	0,765	0,034	4,88
Cu	60000	0,486	68,93
TOTAL		0,704	100

Tabla 20. Precio unitario de los productos

Por otra parte, se calculan el valor de las ventas anuales de cada producto.

$$\text{Ventas}_{\text{Oro}} = 38.170,00 \frac{\text{€}}{\text{kg}} * 0,85 * 3,59 \frac{\text{kg}}{\text{año}} = 116475,76 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

$$\text{Ventas}_{\text{Plata}} = 582,61 \frac{\text{€}}{\text{kg}} * 0,85 * 17,97 \frac{\text{kg}}{\text{año}} = 8899,08 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

Para el cálculo de las ventas de los metales del grupo platino se tomará un valor medio entre el precio de venta del platino y del paladio.

$$\text{Ventas}_{\text{Metales del grupo platino}} = \left(\frac{30550,00 + 28420,00}{2} \right) \frac{\text{€}}{\text{kg}} * 0,85 * 0,77 \frac{\text{kg}}{\text{año}} = 22556,026 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

$$\text{Ventas}_{\text{Cobre}} = 5,50 \frac{\text{€}}{\text{kg}} * 60000 \frac{\text{kg}}{\text{año}} = 330000 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

A continuación, se calculan los beneficios brutos(R) teniendo en cuenta los costes unitarios de producción y de las ventas, que es la diferencia entre las ventas totales y los costes de producción, para un año.

$$\begin{aligned} \text{Beneficios}_{\text{BRUTOS}} = R &= \text{Ventas}_{\text{TOTALES}} - \text{Costes}_{\text{Producción}} = Q * (s - c) \\ &= 679688,40 \frac{\text{kg ECT}}{\text{año}} * (0,704 - 0,38) \frac{\text{€}}{\text{kg ECT}} = 217440,22 \frac{\text{€}}{\text{año}} \end{aligned}$$

Como se puede comprobar, tras el análisis de los costos de producción, los beneficios brutos son positivos. Esto se debe principalmente a la aportación del cobre cuya venta supone un 68,93% de los ingresos, secundado por el oro que constituye un 24,43 % de los mismos. Por ello se entiende que el proceso de recuperación de MP Y de obtención de cobre, es rentable.

Finalmente, en la siguiente tabla se muestran los ingresos, por venta y por recuperación del capital circulante, gastos y los beneficios brutos que se espera conseguir de la producción de la planta.

Año	Inversión (€)	Ingresos (€)		Gastos (€)	Beneficios brutos (€)
		Ventas	Otros		
0	-473585,40				
1		478745,58		261305,36	217440,22
2		478745,58		261305,36	217440,22
3		478745,58		261305,36	217440,22
4		478745,58		261305,36	217440,22
5		478745,58		261305,36	217440,22
6		478745,58		261305,36	217440,22
7		478745,58		261305,36	217440,22
8		478745,58		261305,36	217440,22
9		478745,58		261305,36	217440,22
10		478745,58	58539,42	261305,36	217440,22

Tabla 21. Beneficios brutos

3.4. Evaluación financiera

En este apartado se realiza un estudio de los impuestos a pagar en dicha planta y de las amortizaciones que se llevarán a cabo.

3.4.1. Impuestos

Los impuestos son tributos a través de los cuales se obtienen la mayoría de los ingresos públicos para costear las necesidades colectivas. Se tratan de cantidades que se exigen obligatoriamente por ley sin que exista una contraprestación individualizada específica y que se fundamentan en hechos que demuestran la capacidad económica de las empresas. Además, estos se pueden clasificar en 2 grupos: impuestos directos e indirectos.

Los impuestos directos son los que están relacionados directamente al patrimonio o la capacidad de obtener rentas. Se aplican sobre los ingresos obtenidos, la transmisión de bienes muebles o inmuebles y los incrementos patrimoniales, entre otros. Mientras, los impuestos indirectos, son los que gravan sobre el consumo de bienes y servicios con independencia del poder adquisitivo del contribuyente. Se aplica a la obtención de bienes y servicios.

Para este trabajo se hará uso del Impuesto de Sociedades, que es un impuesto que asociado a la obtención de una renta por parte de las sociedades y demás entidades jurídicas que residan en territorio español. La tasa impositiva general se encuentra entre el 25-30%.

Sin embargo, dado que teóricamente esta planta estaría situada en el Complejo Ambiental de Arico y esta zona se denomina “Zona Aeroportuaria-Polígono Industrial de Granadilla-Complejo Medioambiental de Arico”, que entra dentro de la Zona Especial Canaria (ZEC), la tasa impositiva del impuesto de sociedades se situará al 4%, ya que se trata de una zona de baja tributación creada en el año 2000 y que tiene una vigencia prevista hasta el 31 de diciembre del año 2026, que cuenta con numerosas ventajas fiscales.

Por otra parte, a los costes de producción también ya se les han aplicado los impuestos locales, considerados en el método propuesto por Valle-Riestra, siendo un 2% del capital fijo.

Por tanto, una vez aplicado estos impuestos a los beneficios brutos, se obtiene así los beneficios netos, de la siguiente forma:

$$\text{Beneficios}_{\text{Netos}} = \text{Beneficios}_{\text{Brutos}} * 0,04 = 217440,22 \frac{\text{€}}{\text{año}} * 0,04 = 8697,61 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

3.4.2. Amortización

La amortización o depreciación son reducciones en el valor de los activos, materiales o inmateriales, debido al paso del tiempo. Con las amortizaciones, los costes de realizar una inversión se dividen entre todos los años de uso de esa inversión.

Para este caso la amortización queda reflejada dentro de los costes de producción, ya que en el método de Valle-Riestra lo considera, ésta resulta el 10% del capital inmovilizado, por lo que se considera ésta dentro de los coeste. Esto equivale a calcular la amortización

por el método de amortización lineal dividiendo el capital fijo entre el número años de vida útil.

$$\text{Amortización} = I_F * 0,1 = 390262,82 \frac{\text{€}}{\text{año}} * 0,1 = 39026,28 \frac{\text{€}}{\text{año}}$$

3.4.3. Flujos de cajas

Los flujos de caja son las variaciones de entradas y salidas de caja o efectivo en un período dado para una empresa. Son, además, la acumulación neta de activos líquidos en un periodo determinado y, por lo tanto, constituye un indicador importante de la liquidez de una empresa.

Para el cálculo de los flujos de caja para un año se debe restar a los beneficios brutos los beneficios netos.

$$\begin{aligned} \text{Flujo de Caja} &= CF = \text{Beneficios}_{\text{Brutos}} - \text{Beneficios}_{\text{Netos}} = \\ &= 217440,22 \frac{\text{€}}{\text{año}} * (1 - 0,04) = 208742,61 \frac{\text{€}}{\text{año}} \end{aligned}$$

A continuación, se muestra una tabla con los flujos de caja y los flujos de caja acumulados generados por la planta de recuperación de cobre y metales preciosos.

Año	Amortización (€)	Beneficios (€)	Impuestos (€)	CF (€)	CF acumulado (€)
0				-473585,40	-473585,40
1	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	-264842,79
2	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	-56100,17
3	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	152642,44
4	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	361385,06
5	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	570127,67
6	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	778870,29
7	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	987612,90
8	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	1196355,52
9	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	1405098,13
10	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	1613840,75
TOTAL	39026,28	2174402,24		1613840,75	

Tabla 22. Flujos de caja

3.5. Métodos de análisis de beneficios

En este punto se realiza un análisis de los diferentes índices de rentabilidad para valorar la inversión. Por ello se diferenciará entre métodos dinámicos y métodos estáticos.

3.5.1. Métodos estáticos

Los métodos estáticos o aproximados evalúan las cantidades de dinero percibidas en un mismo instante temporal, ya que no tienen en cuenta el valor temporal del dinero. Entre ellos se analizarán el Payback y la tasa de rentabilidad ROI.

3.5.1.1. Payback

El Payback o periodo de recuperación se define como el número de años que transcurridos entre el inicio de la operación del proceso hasta que la suma de los cobros actualizados se hace exactamente igual a la suma de los pagos actualizados, es decir, el tiempo que se tarda en recuperar la inversión, sin considerar el capital circulante que es recuperado al final de la vida del proyecto. La inversión es más interesante cuanto menor sea plazo de recuperación.

Para el cálculo del Payback se realiza la suma los flujos de caja hasta alcanzar la cifra del desembolso inicial. Cuando los cobros superen a los pagos la inversión será efectuable. Además, con la representación gráfica del flujo de caja acumulado frente. años, se puede visualizar mejor cuando se recupera este capital.

Año	Inversión (€)	Amortización (€)	Beneficios (€)	Impuestos (€)	CF (€)	CF acumulado (€)
0	-473585,40				-473585,40	-415045,98
1		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	-206303,37
2		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	2439,25
3		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	211181,86
4		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	419924,48
5		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	628667,09
6		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	837409,71
7		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	1046152,32
8		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	1254894,94
9		3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	1463637,55
10	58539,42	3902,63	217440,22	8697,61	208742,61	1672380,17
TOTAL		39026,28	2174402,24		1613840,75	

Tabla 23. Payback

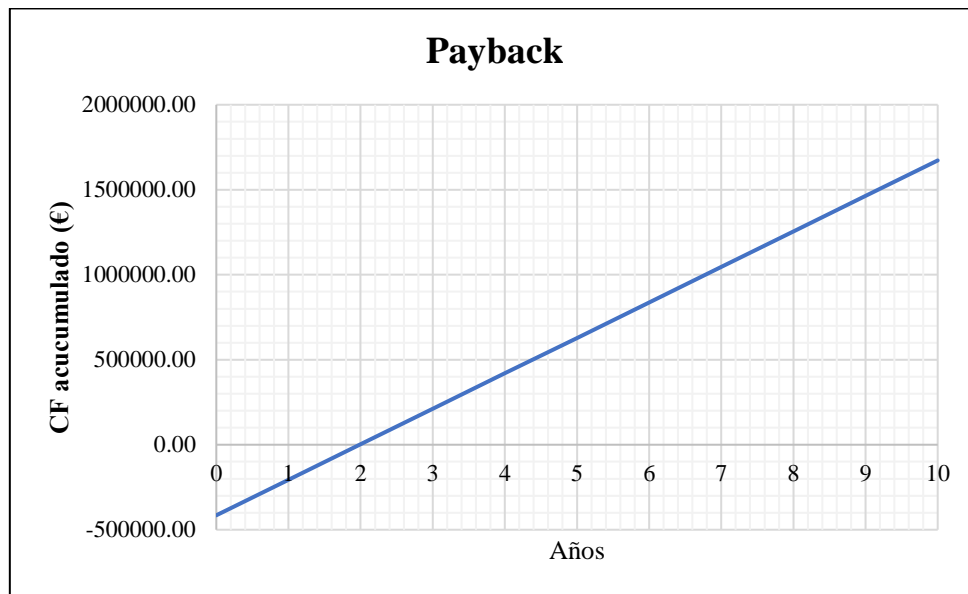


Figura 35. Representación gráfica del Payback

El resultado de estos cálculos y la representación gráfica se muestran en la Tabla 22 y Figura 27. De donde se extrae que el periodo de recuperación del capital invertido sería de dos años.

3.5.1.2. Tasa de rentabilidad ROI

La tasa de rentabilidad ROI mide el rendimiento de una inversión para evaluar la eficiencia de los gastos que se realizan. Se trata el cociente entre los beneficios medios, que se obtienen tras la aplicación de los impuestos y las amortizaciones, y el capital total medio invertido.

$$ROI = \frac{\text{Beneficios}_{\text{Medios}}}{\text{Inversión total}} = \frac{217440,22}{473585,40} = 0,3888 = 38,88 \%$$

Por otra parte, este resultado debe ser comparado con la tasa de rentabilidad mínima (i) que, como en este caso no es conocida, vendrá dada por la tasa impositiva por debajo de la cual debemos vender el producto para asegurar un retorno de la inversión, también conocida como Tasa Interna de Retorno o TIR, calculada en el apartado 3.5.2.2.

Finalmente, se entiende que el proceso es rentable ya que con el ROI se puede trabajar por debajo del tipo de interés limitado por el TIR.

3.5.2. Métodos dinámicos

Los métodos dinámicos o refinados tienen en cuenta el valor futuro de las cantidades percibidas en los distintos periodos de tiempo. Por ello, emplean la actualización, con el objetivo de homogeneizar las cantidades de dinero percibidas en diferentes instantes de tiempo. Se estudiarán los siguientes: VAN (Valor Actual Neto) y TIR (Tasa Interna de Retorno).

3.5.2.1. VAN

El VAN o Valor Actual Neto es un indicador de la ganancia o la rentabilidad neta generada por el proyecto. Consiste en calcular el valor actualizado de los ingresos y gastos futuros de una inversión, a una tasa de descuento que permita realizar la actualización al tiempo elegido por la empresa.

Cuanto más positivo sea el VAN, el proyecto será más interesante en términos económicos, es decir, se dice que para el interés elegido resulta viable desde el punto de vista financiero.

El VAN se calcula empleando la siguiente expresión:

$$VAN = CF_0 + \frac{CF_1}{1+i} + \frac{CF_2}{(1+i)^2} + \dots + \frac{CF_n}{(1+i)^n}$$

Siendo i , la tasa de interés impuesta.

Por lo tanto, con la suma de los flujos de caja y la tasa de descuento se obtiene el VAN. Los resultados se muestran a continuación en la Tabla 23.

Interés de capital (%)	VAN
5	1.138.269,74
10	1.129.233,26
15	574.045,49
20	401.562,19
25	271.730,79
30	171.750,64
35	93.159,73
40	30.229,72
45	-21.003,56
50	-63.340,00

Tabla 24. VAN

Se observa que las ganancias no se reducen drásticamente conforme aumenta la tasa de interés de capital y se concluye que el proyecto es viable hasta una tasa de interés de aproximadamente el 40 %.

3.5.2.2. TIR

El TIR o Tasa Interna de Retorno representa el interés al cual los ingresos actualizados igualan los desembolsos o gastos actualizados. Cuanto mayor sea el TIR mayor será el valor del proyecto. Este índice de rentabilidad calcula la rentabilidad de los flujos de caja del proyecto.

Para ello, se parte se parte de los flujos de caja utilizados para el cálculo del VAN, e igualando el valor de los flujos descontados a cero, de forma que se deja la tasa de descuento como incognita. Esta se despeja o se calcula por tanteo, a partir de la siguiente ecuación:

$$0 = CF_0 + \frac{CF_1}{1 + TIR} + \frac{CF_2}{(1 + TIR)^2} + \dots + \frac{CF_n}{(1 + TIR)^n}$$

Por otra parte, la representación del V.A.N. frente a los diferentes tipos de interés refleja el punto de corte de la gráfica con el eje de las abscisas, tasa de interés de capital (%), que se corresponde con el TIR para la que los ingresos actualizados se igualan a los gastos actualizados.

Interés de capital (%)	VAN (€)	TIR (%)
5	1.138.269,74	42,28
10	1.129.233,26	
15	574.045,49	
20	401.562,19	
25	271.730,79	
30	171.750,64	
35	93.159,73	
40	30.229,72	
45	-21.003,56	
50	-63.340,00	

Tabla 25. TIR obtenido mediante fórmula

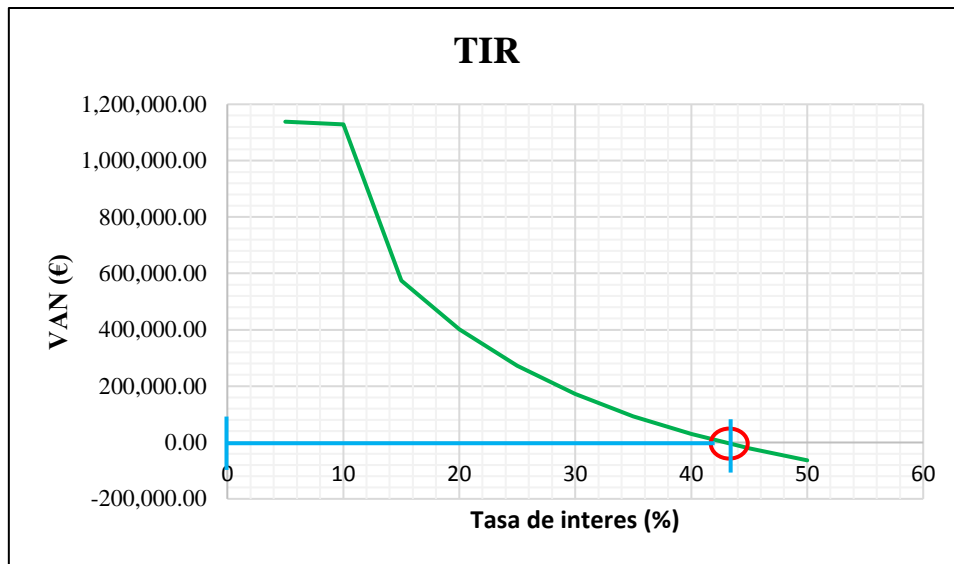


Figura 36. Representación gráfica del TIR

Finalmente, de la Tabla 24 y la Figura 28 se aprecia que la tasa de retorno es aproximadamente 42,28 %, lo que indica que para unos tipos de interés inferiores a este valor es posible el retorno de la inversión, es decir, la empresa puede trabajar en los mercados en los que la tasa de interés sea inferior al 42,28%, como se indica en la gráfica

Capítulo 4. Conclusiones

En este capítulo se expondrán las conclusiones obtenidas a partir de los estudios de viabilidad técnica y económica. Además, se destinará un apartado de dicho capítulo para proponer algunas mejoras destinadas a futuros trabajos de temática similar.

4.1. Conclusiones

En conclusión, se trata de un proyecto técnicamente viable dado que numerosas empresas emplean procedimientos similares para recuperar metales preciosos, generalmente provenientes de los lodos anódicos producidos en la industria del cobre. Además, debido a que la comunidad autónoma de Canarias ya cuenta con plantas de gestión de RAEE esto facilita el tratamiento primario de estos residuos, favoreciendo la recuperación de metales preciosos y disminuyendo los residuos dañinos para el medio ambiente.

Por otra parte, hablando en términos económicos, la implantación de una planta de recuperación de metales preciosos en las cercanías de una planta de gestión de residuos en las Islas Canarias resulta interesante. Esto es debido a la creciente generación de residuos eléctricos y electrónicos, que justifica la inversión en dicha planta.

Ahora bien, si atendemos a los índices de rentabilidad, según el ROI la implantación de una hipotética planta de recuperación de cobre y de MP puede ser rentable. Cosa que queda constatada por el Payback pues se observa que el periodo de recuperación del capital invertido es de 2 años, un margen de tiempo bastante reducido.

Finalmente, atendiendo a la tasa de Valor Actual Neto se entiende que en un rango entre 5-40 % de tasa de impuestos el proyecto es viable, mientras que analizando la Tasa de Retorno se entiende que para unos tipos de interés inferiores 42,3 % se hace posible el retorno de la inversión. Por todo esto se concluye que la implantación de una planta para la recuperación de metales preciosos, previa recuperación de cobre, es económicamente viable.

4.2. Conclusions

In conclusión, this is a technically feasible project because many companies use similar procedures to recover precious metal through anodic sludge produced in the copper industry. In addition, the Canary Islands already have management plants of electrical and electronic wastes that facilitates the primary treatment of these wastes and favors the recovery of precious metal.

Moreover, in economic terms, to build a plant of precious metal recovery near to electrical and electronic waste management plant is interesting, because there is a growing generation of WEEE which justifies the investment in this plant. However, although according with the rate of return a investment in a hypothetical copper recovery plant and PM would not be viable, if it meets the other profitability indexes these are different because it is observed that the time of recovery of the capital invested is 2 years which is a fairly small time frame.

Finally, considering the Net Present Value Rate it is understood that in a range between 5-40 % of the tax rate the Project is viable, while the Rate of Return it is seen that for lower kinds of interest 42,3 % it is possible to return the investment. By this it is concluded that the implementation of a plant for the recovery of precious metal, after recovery of copper, is economically viable.

Anexo I. Balance de Materia General

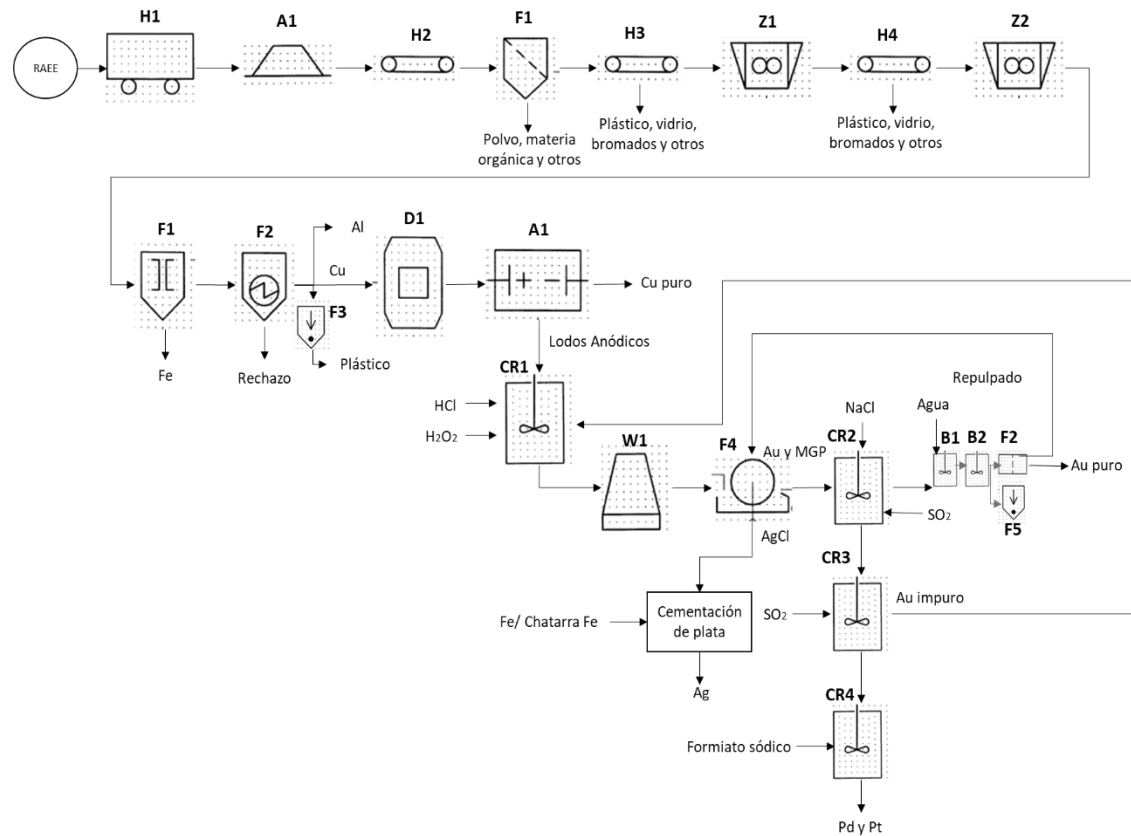
Componentes	RAEE (Entrada Tratamiento Primario)		Salida Tratamiento Primario.		Salida Tratamiento Primario. Cu y MP		Salida Metalurgia de Cu. Metales preciosos		Salida Metalurgia de Cu. Cobre		Salida Proceso Noranda. Metales preciosos		Salida Proceso Noranda. MP en residuo	
	%	kg	%	kg	%	kg	%	g	%	g	%	g	%	g
Metal férrico	36,00	61,64	37,50	61,64	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Aluminio (Al)	5,00	8,56	5,21	8,56	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cobre (Cu)	4,00	6,85	-	-	99,96	6,85	-	-	1,00E+02	6,85	-	-	-	-
Plomo (Pb)	0,29	0,50	0,30	0,50	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Cadmio (Cd)	0,018	0,03	0,019	0,03	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Mercurio (Hg)	0,0007	1,20E-03	0,0007	1,20E-03	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Au, Oro	0,0002	4,11E-04	0,0003	4,11E-04	0,0060	4,11E-04	16,00	0,41	-	-	16,00	0,35	16,00	6,16E-02
Ag, Plata	0,0012	2,05E-03	0,0013	2,05E-03	0,0300	2,05E-03	80,00	2,05	-	-	80,00	1,75	80,00	3,08E-01
MGP, Metales grupo platino	0,0001	1,03E-04	0,0001	1,03E-04	0,0015	1,03E-04	4,00	0,10	-	-	4,00	0,09	4,00	1,54E-02
In, Indio	0,0005	8,56E-04	0,0005	8,56E-04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Plásticos bromados	18,00	3,08E+01	18,7500	3,08E+01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Plásticos	12,00	2,05E+01	12,5000	2,05E+01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Vidrio con plomo	18,79	3,22E+01	19,5722	3,22E+01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Vidrio	0,25	4,28E-01	0,2604	4,28E-01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Otros	5,65	9,67E+00	5,8854	9,67E+00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total	100,00	1,71E+02	100,00	1,64E+02	0,00	0,00E+00	100,00	2,57E+00	1,00E+02	6,85E+00	100,00	2,18E+00	100,00	3,85E-01
	BC (kg/año)=	171,23	Total (kg/h)=	164,38	Total (kg/h)=	6,9	Total (g/h)=	2,57E+00	Total (g/h)=	6,85E+00	Total (g/h)=	2,18E+00	Total (g/h)=	3,85E-01

Tabla 26. Cálculos Balance de Materia General 1

Metales	Salida Metalurgia de Cu. Metales preciosos		Metales	Salida Proceso Noranda. Metales preciosos		Salida Proceso Noranda. Residuo con MP + disol	
	%	g		%	g	%	g
Au, Oro	14,31	4,11E-01	Au, Oro	16,00	3,49E-01	8,96	6,16E-02
Ag, Plata	71,56	2,05E+00	Ag, Plata	80,00	1,75E+00	44,78	3,08E-01
MGP, Metales grupo platino	3,58	1,03E-01	MGP, Metales grupo platino	4,00	8,73E-02	2,24	1,54E-02
Otros residuos de metalurgia del Cu	10,55	3,03E-01	Otros residuos de metalurgia del Cu	-	-	44,03	3,03E-01
Total de lodos anódicos BS (g/h)	100,00	2,87E+00	Total de residuos metálicos en BS (g/h)	-	-	100,00	6,88E-01
Total de lodos anódicos BH (g/h)	-	5,42E+00	Total de residuos metálicos en BH (g/h)	-	-	-	2,55E+00
			Total (g/h)=	2,18E+00	Total (g/h)=	3,23E+00	

Tabla 27. Cálculos Balance de Materia General 2

Anexo II. Diagrama de flujo



Equipos

- H1 Camión de transporte
- A1 Almacenamiento de RAEE
- H2, H3 y H4 Cintas transportadoras
- F1 Dispositivo de cribado, general
- Z1 Y Z2 Trituradoras de rodillos
- F1 Separador electromagnético
- F2 Precipitador electrostático
- F3 Separador por gravedad
- D1 Horno industrial, general
- A1 Célula electrolítica
- CR1 Recipiente agitado para lixiviación *
- W1 Torre de refrigeración, general
- F4 Filtro rotativo de disco
- CR2, CR3 y CR4 Recipiente agitado para precipitación *
- B1, B2, F2 y F5 Equipamiento de repulpado*

Procesos

- B1, B2, F2 y F5: Repulpado
- CR1: Lixiviación
- CR2: Precipitación Mezcla Au-MGP
- CR3: Precipitación Mezcla Au (minoritario)-MGP
- CR4: Precipitación Pd y Pt
- H2: Desmantelamiento y Clasificación
- H3: Preseparación manual
- H4: Separación manual
- Z1: Pretrituración RS 120
- Z2: Trituración RS 120

Figura 37. Diagrama de flujo según ISO 10628 [33]

Bibliografía

[1] Círculos de Innovación y Tecnología (CIT), (2003). “Origen de los AEE” en *Cátedra RELEC*. Cádiz: Universidad de Cádiz.

<<http://releca.es/index.php/component/content/article/21-leer-mas/134-saber-mas>> [Consulta: 30 de abril de 2017]

[2] PRADA QUIROGA, G. (2003). *Evaluación tecnológica de alternativas para el reciclado de residuos de aparatos eléctricos y electrónicos*. Proyecto Final de Carrera. Barcelona: Universidad Politécnica de Cataluña.

[3] *Propiedades físicas del Oro*.

<<http://www.lenntech.es/periodica/elementos/au.htm>> [Consulta: 25 de abril de 2017].

[4] *Material Composition*. Ewaste. <<http://ewasteguide.info/node/4074>> [Consulta: 13 de abril de 2017]

[5] HAGELÜKEN, C. (2007). “Metals Recovery from E-scrap in a Global Environment”. Of 6th Session of OEWG Basel Convention. *Umicore Precious Metals Refining*. Geneva.

[6] España. Plan Estatal Marco de Gestión de Residuos 2016-2022. BOE, 2 de junio de 2015, núm. 192.

[7] NAMIAS, J. (2013). *The Future of Electronic Waste Recycling in the United States: Obstacles and Domestic Solutions*. Department of Earth and Engineering. Columbia: Columbia University.

[8] HAIYONG, K. Y SCHOENUNG. J.M. (2005). *Electronic waste recycling: A review of USA infrastructure and technology options*. Department of the Chemical Engineering and Materials Scienc. California: University of California.

[9] SERVICIO DE INFORMACIÓN MEDIOAMBIENTAL DE CANARIAS, SIMAC. *Recogida de residuos de aparatos eléctricos y electrónicos (RAEE) en Canarias por los Sistemas Integrados de Gestión (2006-2014)*. <<http://www.gobiernodecanarias.org/medioambiente/piac/>> [Consulta: 29 de abril de 2017]

[10] BALLESTER, A., SANCHO, J. y VERDEJA, L.F. (2000). *Metalurgia Extractiva: Procesos de Obtención*. Madrid: Síntesis.

[11] VELDBUIZEN, H. & SIPPEL, B. (1994). *Mining discarded electronic, Ind Environ*.

[12] ALGUACIL, F.J. (1995). “El Refino del Oro” en *Revista de Metalurgia*. CSIC, Vol 31, Nº 4, p. 182 a 191, 1995.

<<http://revistademetalurgia.revistas.csic.es/index.php/revistademetalurgia/article/viewFile/965/977>> [Consulta: 5 de mayo de 2017].

[13] España. Real Decreto 110/2015, de 20 de febrero, sobre Residuos eléctricos y electrónicos. BOE, 21 de febrero de 2015, núm. 102, p. 14211 a 14312.

[14] STANLEY, R.W., BRYN HARRIS, G. & MONETTE, S. (1987). *Process for the Recovery of Gold from a Precious Metal Bearing Sludge Concentrate*. Patente NºUS4670052. Canadá: Noranda Inc.

<https://www.google.ch/patents/US4670052?dq=noranda+process+description+precious+metals&hl=es&sa=X&ved=0ahUKEwi149DDpc_TAhVMORoKHROCA7wQ6AEIIjAA> [Consulta: 14 de julio de 2017].

- [15] Vilca Aragón, B. *Técnicas de Refinación de Oro y Plata*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- [16] ALGUACIL, F.J. (1995). “El Refino de Metales del Grupo Platino” en *Revista de Metalurgia*. CSIC, Vol 31, Nº 3, p. 246 a 255, 1995.
<http://digital.csic.es/bitstream/10261/48836/1/El%20refino%20de%20los%20metales_Alguacil.pdf> [Consulta: 5 de mayo de 2017].
- [17] SERVICIO DE INFORMACIÓN MEDIOAMBIENTAL DE CANARIAS, SIMAC.
<<http://www.gobiernodecanarias.org/medioambiente/piac/>> [Consulta: 10 de junio de 2017]
- [18] ONDERO DE LA GÁNDARA, J.L (1976). *Operaciones de separación en metalurgia extractiva*. Madrid: Editorial Alhambra.
- [19] RILEY, W.D, DAELLENBACH, C.B y GABLER, R.C.Jr. (1990). “Recycling of Electronic Scrap” en *Metals Handbook*, W.D Riley, C.B Daellenbach y R.C.Jr Gabler. USA: ASM International. Volume 2, p. 1228-1231, Tenth Edition, Properties and Selection: Nonferrous Alloys and Special-Purpose Materials.
- [18] GARCÍA, F.J (2016). *Apuntes de clase asignatura Diseño de Procesos en la Ingeniería*. España: Editorial ULL.
- [19] España, Real Decreto 2001/1983, de 28 de julio, sobre las Normas sobre regulación de la jornada de trabajo, jornadas especiales y descansos. BOE, 29 de julio de 1983, núm 180, p. 20959 a 20963.
- [20] España, Resolución, de 3 de agosto de 2015, de la Dirección General de Empleo. BOE, 19 de agosto de 2017, núm. 198.
- [21] *Tarifas de Luz*. <<http://tarifasgasluz.com/faq/precio-kwh#parapotencias-electricas-mayores-10-kw>> [Consulta: 25 de julio de 2017]
- [22] VALLE RIESTRA, J.F. (1983). *Project Evaluation in the Chemical Process Industries*, Ed. McGraw-Hill.
- [23] MERCADO DE LONDRES. *Precio de venta de metales preciosos*. <<http://www.gesmatic.com/sempsa/jp/precios.asp>> [Consulta: 10 de julio de 2017]
- [24] JACKSON, E. (1986). *Hydrometallurgical Extraction and Reclamation*. Ellis Wood Series in Industrial Metals, E.G. WEST, OBE Independent Metallurgical Consultant.
- [25] Departamento de Ingeniería Metalúrgica (2012). *Apuntes de clase asignatura Fundamentos de Metalurgia Extractiva*. Chile: Editorial Universidad de Santiago de Chile.
- [26] MERCADO DE LONDRES. *Precio de venta de cobre*. <<http://preciocobre.net/precio-actual.php>> [Consulta: 10 de julio de 2017]
- [27] SHANDONG XINHAI MINING TECHNOLOGY & EQUIPMENT INC.
<<http://www.epcservicio.com/solutions/hematite-separation-process>> [Consulta: 29 de julio de 2017]
- Tanque lixiviador*. <<http://www.azioneanziani.org/products/tanque-agitador-de-lixiviacion-con-doble-impulsor.html>> [Consulta: 29 de julio de 2017]
- Tanque precipitación*. <<http://www.xinhaishakingtable.com/tanque-agitador-de-alta-eficiencia/>> [Consulta: 29 de julio de 2017]
- Filtro rotativo a vacío*. <<http://www.epcservicio.com/product/dewater/vacuum-filter#ccc>> [Consulta: 29 de julio de 2017]
- [29] COOLOO INDUCTION MELTING & HEATING SOLUTION.
<<http://www.cdoinduction.com/>> [Consulta: 30 de julio de 2017]

Torre de refrigeración. <<http://www.cdoinduction.com/water-cooling-tower/#1475202378899-bbb4c6d0-3a3a>> [Consulta: 30 de julio de 2017]

Horno de fusión < <http://www.cdoinduction.com/copper-melting-furnace/#1475225981063-ae043035-0ecc>> [Consulta: 30 de julio de 2017]

[30] DE LA ROSA MAQUINARIA Y HERRAMIENTAS DE JOYERÍA. *Celda electrolítica.* <<http://forniturasdelarosa.com/es/banos-y-electropulido/426-equipo-de-afinado-de-oro-technoflux-gold-200.html>> [Consulta: 29 de julio de 2017]

[31] Tema Fantástico S.A. *Tecnología de los Plásticos.*

<<http://tecnologiadelosplasticos.blogspot.com.es/2012/09/equipos-y-tecnologias-para-la.html>> [Consulta: 30 de julio de 2017]

[32] ALMO ALLGAIER MOGENSEN. *Mesa de separación densimétrica.*

<http://www.almo.es/images/documentos/es_gosag%20mesas%20julio%202014.pdf> [Consulta: 30 de julio de 2017]

[33] AENOR (2001). *Diagrama de flujo de plantas de procesos. Reglas generales.* UNE-EN ISO 10628. Madrid: AENOR

[34] A3 Aprofitament Assesorament Ambiental S.L.

[35] Químinet. *Precios de reactivos.*

<<http://www.quiminet.com/productos/acido-clorhidrico-al-30-4732778781/precios.htm>> [Consulta: 5 de agosto de 2017]

[36] Codelco. <<https://www.codelcoeduca.cl/>> [Consulta: 30 de abril de 2017]

[37] E-waste Canarias S.L.

[38] Vian, A. (1958). *El pronóstico económico en química industrial*, Ed. Bilbao.