

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Profesores Patrocinantes:

Roberto Parra Figueroa

Fernando Parada Luna

Ingeniera Supervisora:

Camila Mora Vilches

**Evaluación de un proceso integrado de tratamiento de escorias usando H2V para
optimizar la recuperación de cobre y valorizar el Fe en una fundición de
concentrados sin residuos**

KATHERINE RENATE AGUILA SCHROER

Informe de Memoria de Título
para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Mayo, 2025

Agradecimientos

Agradezco a todas aquellas personas que me apoyaron y estuvieron siempre conmigo en este proceso formativo. A mi familia. A mis padres Ana y Renato por su apoyo incondicional, por estar ahí siempre que lo necesité, y por animarme día a día para ser mejor. A mi hermana Camila, por sus palabras de motivación. A Matías, por impulsarme a perseverar para no quedarme atrás cuando tuve momentos de dificultad. A las personas que se cruzaron en mi camino desde que decidí dejar mi comuna Maullín para iniciar mi formación en la Universidad de Concepción, empezando de cero en una ciudad que no conocía, y estando completamente sola.

También quiero agradecer a Hugo, Camila y a mis profesores guía Roberto Parra y Fernando Parada por haberme dado la oportunidad de trabajar con ellos, y por todo el aprendizaje otorgado durante este proceso, tanto a nivel personal como profesional, que sin duda marcaron un antes y un después en lo que soy. Gracias.

RESUMEN

Esta Memoria de Título se enmarca en el proyecto TA 23110031 financiado por ANID: “Procesamiento sostenible de concentrados de cobre: fusión reductora con hidrógeno verde de calcinas oxidadas y escorias de cobre”.

El estudio tiene como objetivo desarrollar un análisis técnico económico de la modificación de la estructura productiva en el proceso convencional de una fundición de concentrados de cobre operando en una configuración clásica: fusión, conversión y piro-refinación. Este proceso tratará las escorias de fusión y conversión -que convencionalmente son tratadas para recuperar el cobre-, y además aquellas que se recirculan en la estructura productiva: mazamorra y escorias anódicas, es decir, en un solo reactor se tratarán todas las escorias de una fundición.

Esta nueva tecnología se basa en la reducción intensiva de escorias mediante hidrógeno verde como agente reductor, lo que permite maximizar la recuperación de cobre metálico y generar dos coproductos adicionales con valor comercial: hierro metálico (arrabio o hierro fundido) y una escoria secundaria cementicia. La formación de esta última se logra mediante la adición controlada de CaO y Al_2O_3 para alcanzar una proporción 48:12:40 ($\text{CaO}:\text{Al}_2\text{O}_3:\text{SiO}_2$), compatible con los requerimientos de la industria cementera como aditivo o precursor de Clinker.

Desde el punto de vista operativo, se considera una etapa previa de oxidación para eliminar el azufre de la escoria CT, lo que evita la generación de gases tóxicos como $\text{H}_2\text{S}_{(g)}$ durante la reducción con hidrógeno, mejorando así la seguridad del proceso.

Se analizaron dos alternativas de valorización del hierro: la evaluación se realizó para tratar 240 mil toneladas/año de escoria considerando la producción de arrabio (Caso A) y de hierro fundido (Caso B), con un horizonte de 10 años, una tasa de descuento del 10% y un impuesto a la renta del 27%. Los resultados muestran que ambos casos presentan un Valor Actual Neto (VAN) positivo, lo que indica la viabilidad económica de las alternativas bajo las condiciones evaluadas. Para el Caso A, el VAN varía entre 89 y 114 millones USD, mientras que, en el Caso B, los valores son notablemente más bajos, oscilando entre 6 y 34 millones USD, dependiendo del porcentaje de carga fría. Esta diferencia de rentabilidad se explica principalmente por los mayores ingresos anuales del arrabio, su mejor rendimiento por tonelada de escoria tratada, y un menor consumo energético específico, lo que reduce significativamente los costos operacionales. En conjunto, estos factores posicionan al arrabio como la alternativa más rentable y robusta frente a variaciones operativas dentro del proceso.

Desde un enfoque ambiental y estratégico, la propuesta representa una alternativa altamente relevante: contribuye a la reducción significativa de emisiones de $\text{CO}_2(\text{g})$ mediante el uso de hidrógeno verde, permite la revalorización de un pasivo industrial de alto impacto acumulativo como lo son las escorias de cobre, y genera productos con valor agregado destinados a las industrias siderúrgica y cementera. Estos elementos posicionan al proyecto como un caso sólido de economía circular aplicada al sector minero-metalúrgico, con un claro potencial de desarrollo y optimización para su implementación futura.

ABSTRACT

This Thesis is part of the project “Sustainable Processing of Copper Concentrates: Reductive Smelting with Green Hydrogen of Oxidized Calcines and Copper Slags.” The study aims to perform a techno-economic analysis of modifying the conventional production structure of a copper concentrate smelter operating in a classic configuration—smelting, converting, and fire refining. Under this approach, smelting and converting slags (which are conventionally treated to recover copper) will be processed together with those recycled within the production structure—namely mazamorras and anodic slags—so that all slags from a single smelter are treated in one reactor.

This new technology is based on the intensive reduction of slags using green hydrogen as a reducing agent, enabling the maximization of metallic copper recovery and the production of two additional marketable by-products: metallic iron (as pig iron or smelted iron) and a secondary cementitious slag. The latter is obtained through the controlled addition of CaO and Al₂O₃ to achieve a 48:12:40 (CaO:Al₂O₃:SiO₂) ratio, which meets the chemical and physical requirements of the cement industry as an additive or clinker precursor.

From an operational perspective, a pre-oxidation stage is considered to remove sulfur from the Teniente converter slag (CT), preventing the formation of toxic gases such as H₂S(g) during hydrogen reduction and enhancing the overall process safety.

Two iron recovery alternatives were analyzed based on the processing of 240.000 tons/year of copper slag, considering the production of pig iron (Case A) and smelted iron (Case B). The evaluation was conducted over a 10-year horizon, using a 10% discount rate and a 27% corporate income tax. The results show that both cases yield a positive Net Present Value (NPV), indicating economic feasibility under the evaluated conditions. For Case A, the NPV ranges between 89 and 114 million USD, while Case B exhibits significantly lower values, ranging between 6 and 34 million USD, depending on the proportion of cold slag. This difference in profitability is primarily attributed to the higher annual revenues associated with pig iron, its better yield per ton of slag processed, and its lower specific energy consumption, which substantially reduces operating costs. Collectively, these factors position pig iron as the most profitable and operationally resilient alternative.

From an environmental and strategic perspective, the proposed approach represents a technically viable and sustainable solution. It contributes to the reduction of CO₂ emissions through the use of green hydrogen, enables the valorization of industrial waste—such as copper slag, which has a high

cumulative environmental impact—and results in value-added products for the steel and cement industries. These attributes establish the project as a practical case of circular economy applied to the mining and metallurgical sector, with clear potential for future development and optimization.

ÍNDICE

CAPÍTULO 1.- INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Generalidades	1
1.2 Objetivos.....	3
1.2.1. Objetivo general	3
1.2.2. Objetivos específicos.....	3
CAPÍTULO 2.- ANTECEDENTES.....	4
2.1. Revisión de procesos pirometalúrgicos.....	4
2.1.1. Fusión	5
2.1.2. Conversión	6
2.1.3. Refinación y moldeo de ánodos.....	7
2.1.4. Limpieza de escorias.....	7
2.2. Escorias de fundición	8
2.3. Tecnologías de Limpieza de escorias.....	9
2.3.1. Horno eléctrico de limpieza de escorias	10
2.3.2. Horno Basculante de Limpieza de Escorias (tipo Teniente)	12
2.3.3. Planta de flotación de escorias	14
2.4. Gestión de escorias	15
2.4.1. Enfriamiento de escorias	15
2.4.2. Uso como carga fría	15
2.4.3. Disposición final de escorias	16
2.5. Valorización de residuos	17
2.5.1. Usos y aplicaciones de la escoria en mezclas con cemento.....	19
2.5.2. Escoria y medio ambiente	22
2.6. Termodinámica y cinética de reducción.....	22
2.6.1. Reducción usando un agente reductor gaseoso	22
2.6.2. Cinética de reducción con $H_{2(g)}$	23

CAPÍTULO 3.- METODOLOGÍA DE TRABAJO	26
3.1. Definición del problema.....	26
3.2. Metodología de Trabajo	26
3.3. Estudio de caso: Descripción de la Fundición	27
Fundición Hernán Videla Lira	27
3.4. Descripción del nuevo proceso	28
3.5. Escenarios técnicos	31
3.5.1. Caso A: Formación de arrabio	31
3.5.2. Caso B: Formación de hierro fundido	31
CAPÍTULO 4.- EVALUACION TÉCNICO ECONÓMICA	33
4.1. Balance de masa	33
4.1.1. Balance de masa Caso A: Formación de arrabio.....	34
4.1.2. Balance de masa Caso B: Formación de hierro fundido	38
4.2. Balance de energía.....	41
4.2.1 Estimación temperatura final horno de oxidación de escoria CT.....	41
4.2.2. Balance de energía Caso A: Formación de arrabio.....	41
4.2.3. Balance de energía Caso B: Formación de hierro fundido.....	42
4.3. Estudio de mercado	43
4.3.1. Mercado de cemento – Clinker	43
4.3.2. Mercado de arrabio	45
4.3.3. Mercado Hierro Reducido (DRI)	47
4.3.4. Mercado Chatarra de Hierro	49
CAPÍTULO 5.- RESULTADOS Y DISCUSIONES	52
5.1. Evaluación económica	52
5.2. Estimación CAPEX	52
5.2.1. Costo de equipos.....	52
5.2.2. Costos de inversión	53

5.3. Estimación OPEX	54
5.3.1. Gastos administrativos	54
5.3.2. Consumo energético	54
5.3.3. Costos de insumos	55
5.4. Ingresos por ventas	57
5.5. Flujos de caja.....	58
5.5.1. Flujos de caja producción de arrabio	58
5.5.2. Flujos de caja producción de hierro fundido.....	60
5.6. Indicadores económicos	61
CAPÍTULO 6.- CONCLUSIONES	67
7.- REFERENCIAS.....	68
8.- ANEXOS	76
A. Balance fundición Paipote.....	76
B. Estimación temperatura final horno de oxidación	78
C. Balance de energía para el nuevo proceso: caso A y caso B	79
D. Estimación de costos de equipos.....	85
E. Estimación de costos de inversión	86
F. Consumo de insumos por tonelada de escorias y cantidad anual requerida de insumos....	87
G. Productos generados por tonelada de escorias y cantidad anual de productos generada.	89
H. Resumen de costos de insumos y productos	90
I. Patentes consultadas	90

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Diagrama de flujo proceso convencional de fundiciones de cobre acorde a la estructura productiva de la FHVL (Elaboración propia).	4
Figura 2. Horno eléctrico de limpieza de escorias. [34].	12
Figura 3. Representación esquemática horno limpieza de escorias Teniente. [37]	13
Figura 4. Diagrama ternario de composición de distintos productos [54]	18
Figura 5. Representación esquemática de las reacciones de formación de Clinker [63].	20
Figura 6 Diagrama de Procesos de la Fundición Hernán Videla Lira [80].	27
Figura 7 Flowsheet operación convencional en la fundición (Elaboración propia)	29
Figura 8 Flowsheet con la propuesta de modificación del proceso para recuperar cobre y valorizar el hierro en una fundición sin residuos (Elaboración propia)	29
Figura 9 Diagrama de procesamiento de escorias de fundición, para obtener cobre, arrabio y un subproducto aditivo al Clinker (Elaboración propia)	31
Figura 10 Diagrama de procesamiento de escorias de fundición, para obtener cobre, hierro fundido y un subproducto aditivo al Clinker (Elaboración propia)	32
Figura 11 Producción global de cemento (millones de toneladas) [86].	44
Figura 12 Participación por Regiones en la Producción del Cemento 2021P (%) [87].	44
Figura 13 Consumo de cemento en Latinoamérica y el caribe (En millones de toneladas) [87].	45
Figura 14 Producción global y consumo de arrabio en 2021 (en Megatoneladas) [92].	46
Figura 15 Precios de exportación e importación FOB de arrabio, en USD/ton (2014-2024). Elaboración propia en base a [95].	47
Figura 16 Top 5 países productores de DRI (2023) [99].	48
Figura 17 Mercado global DRI (2024-2031) (billones de USD) [96]	49
Figura 18 Precio de mercado por tipo de chatarra ferrosa (en USD/ton). Elaboración propia en base a [106].	50
Figura 19 Participación de BOF y ruta eléctrica en la producción global de acero [107].	51
Figura 20 Comparación VAN y TIR: caso arrabio vs hierro fundido	63
Figura 21 Ingresos (MUSD/año) caso arrabio vs caso hierro fundido para distintos %p carga fría	63
Figura 22 Costo energético HELE (MUSD/año) caso arrabio vs caso hierro fundido para distintos %p carga fría	64
Figura 23 Simulación realizada en HSC Chemistry para estimar la temperatura final de los productos que salen del horno de oxidación.	79

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Análisis químico de escorias de fundiciones chilenas. Adaptado de [10]	9
Tabla 2 Configuración 2019 fundiciones chilenas. Elaboración propia en base a [29] y [30]	10
Tabla 3 Balance de masa previa oxidación escoria CT	33
Tabla 4 Balance de masa 20% carga fría (Caso A).....	35
Tabla 5 Balance de masa 50% carga fría (Caso A).....	36
Tabla 6 Balance de masa 100% carga fría (Caso A).....	37
Tabla 7 Balance de masa 20% carga fría (Caso B)	38
Tabla 8 Balance de masa 50% carga fría (Caso B)	39
Tabla 9 Balance de masa 100% carga fría (Caso B)	40
Tabla 10 Balance de energía para una base de 638.42 kg de escoria y para distintos %p de la carga fría generada (Caso A)	42
Tabla 11 Balance de energía para distintos %p de la carga fría generada (Caso B)	43
Tabla 12 Costos de equipos para la producción de arrabio, hierro fundido y aditivo al Clinker	53
Tabla 13 Costos de inversión para la producción de arrabio, hierro fundido y aditivo al Clinker.....	53
Tabla 14 Gastos administrativos, en USD/año.....	54
Tabla 15 Consumo energético para la producción de arrabio (caso A), en USD/año	55
Tabla 16 Consumo energético para la producción de hierro fundido (caso B), en USD/año	55
Tabla 17 Costo de insumos para la producción de arrabio (caso A), en USD/año	56
Tabla 18 Costo de insumos para la producción de hierro fundido (caso B), en USD/año.....	57
Tabla 19 Ingresos por ventas para la producción de arrabio (caso A), en USD/año.....	57
Tabla 20 Ingresos por ventas para la producción de hierro fundido (caso B), en USD/año	58
Tabla 21 Flujo de caja caso producción arrabio (20%p carga fría).....	58
Tabla 22 Flujo de caja caso producción arrabio (50%p carga fría).....	59
Tabla 23 Flujo de caja caso producción arrabio (100%p carga fría).....	59
Tabla 24 Flujo de caja caso producción hierro fundido (20%p carga fría)	60
Tabla 25 Flujo de caja caso producción hierro fundido (50%p carga fría)	60
Tabla 26 Flujo de caja caso producción hierro fundido (100%p carga fría)	61
Tabla 27 Resumen indicadores económicos caso A (20%, 50%, 100%p carga fría)	62
Tabla 28 Resumen indicadores económicos caso B (20%, 50%, 100%p carga fría).....	62
Tabla 29 Balance de masa Convertidor Teniente Paipote	76
Tabla 30 Balance de masa Convertidor Peirce Smith Paipote	77
Tabla 31 Balance de masa Horno Refinación Anódica Paipote.....	78

Tabla 32 Balance de energía al 20%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias CPS+RAF (caso A)	79
Tabla 33 Balance de energía al 50%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias CPS+RAF (caso A)	80
Tabla 34 Balance de energía al 100%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias CPS+RAF (caso A)	81
Tabla 35 Balance de energía al 20%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias CPS+RAF (caso B)	82
Tabla 36 Balance de energía al 50%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias CPS+RAF (caso B)	83
Tabla 37 Balance de energía al 100%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias CPS+RAF (caso B)	84
Tabla 38 Estimación de costos Horno Eléctrico [109]	86
Tabla 39 Factores de Chilton [114]	87
Tabla 40 Consumo de insumos por tonelada de escoria y cantidad requerida de insumos al año para la formación de arrabio (caso A).....	87
Tabla 41 Consumo de insumos por tonelada de escoria y cantidad requerida de insumos al año para la formación de Fe fundido (caso B).	88
Tabla 42 Productos generados por tonelada de escoria y cantidad generada de productos al año para la formación de arrabio (caso A).....	89
Tabla 43 Productos generados por tonelada de escoria y cantidad generada de productos al año para la formación de Fe fundido (caso B).	89
Tabla 44 Resumen de costos de insumos y productos	90

NOMENCLATURA

HFF	Horno Fusión Flash
CT	Convertidor Teniente
CPS	Convertidor Peirce Smith
RAF	Horno Refinación Anódica
HLE	Horno Limpieza Escorias
HELE	Horno Eléctrico Limpieza Escorias
VAN	Valor Actual Neto
TIR	Tasa Interna de Retorno
TMAR	Tasa Mínima Aceptable de Retorno
OPEX	Costos de Operación
CAPEX	Costos de Capital
°C	Grados Celsius
T	Temperatura
m	Metros
m ³	Metros cúbicos
ton	Toneladas
ton/día	Toneladas por día
ton/h	Toneladas por hora
ktpa	Kilo toneladas por año
%p	Porcentaje en peso
kg	Kilogramo
H	Entalpía
CNU	Carga Nueva Útil
Ø	Diámetro
L	Largo
A	Ancho
h	Altura
USD/ton	Dólar por cada tonelada
PM	Peso Molecular
Kmol	Kilo mol

MW	Megavatio
kWh	Kilo Watts hora
µm	Micro metro
mm	Mili metro
EAF	Horno de Arco Eléctrico
DRI	Hierro de reducción directa

CAPÍTULO 1.- INTRODUCCIÓN

1.1 Generalidades

La escoria de cobre es un residuo del proceso pirometalúrgico del procesamiento de los concentrados de cobre que habitualmente es depositada directamente en vertederos autorizados [1]. Esta fase se produce en cada una de las etapas del proceso productivo y está compuesta principalmente por Fe (~40% en peso) y SiO₂ (~15-37% en peso), y contiene una cantidad no despreciable de Cu (0.5 – 10%) [2] [3] [4] que se debe recuperar. Para recuperar el cobre y eliminar las impurezas es necesario tratar las escorias, donde una opción es mediante el tratamiento pirometalúrgico, el cual consiste en “reducir la escoria” y recuperar el contenido metálico mediante la separación de fases, generando una escoria de descarte con bajo contenido metálico [5].

Al menos 2 - 3 toneladas de escoria se generan por cada tonelada de cobre producido [6]. En 2024 la producción mundial de cobre mina alcanzó 22.1 millones de toneladas, generando 55.25 millones de toneladas de escorias de cobre. En Chile, se proyecta para el 2025 una producción de 5.73 millones de toneladas de cobre. Como consecuencia, se estima una generación aproximada de 13.25 millones de toneladas de escorias de cobre [7], que se distribuirán entre la fracción generada a partir del concentrado que se funde en Chile y la mayor proporción del concentrado fundido en el extranjero. Actualmente existe una acumulación de 48 millones de toneladas de escoria de cobre en el país [8], lo que involucra la ocupación de grandes extensiones de superficies de terreno [9], que pueden tener un impacto potencial negativo en el medio ambiente [2], ya sea por la contaminación visual del paisaje o por la potencial lixiviación natural de metales pesados contenidos en estas [10]. Estos escoriales se catalogan como pasivos ambientales, los cuales son potencialmente contaminantes si no son bien manejados [1].

La gestión de residuos es uno de los mayores desafíos de las industrias mineras y de procesamiento, y uno de estos materiales de desecho es la escoria de cobre. Para recuperar los elementos valiosos y abordar el problema de la disponibilidad de espacio, se han realizado numerosos estudios con el objetivo de reciclar y reutilizar la escoria de cobre, en lugar de su disposición final [6]. La reutilización de escorias como aditivos para materiales de construcción, concretos y materiales abrasivos se ha estudiado recientemente. También se ha estudiado la posibilidad de utilizarla como un material que reemplace en forma parcial al cemento Portland, los resultados informan que algunas escorias de cobre tienen propiedades cementosas y pueden considerarse materiales alternativos al cemento [1].

En la presente memoria de título se evaluará la factibilidad técnica y económica del reemplazo de los procesos convencionales de tratamiento de escorias de cobre por un nuevo proceso integrado donde se reducirán las escorias de fusión, conversión y piro-refinación en un solo reactor utilizando hidrógeno verde para una fundición sin residuos. Este estudio se evaluó considerando el uso de escorias de la fundición Hernán Videla Lira de ENAMI. Las cuales corresponden a las de las siguientes unidades principales: Convertidor Teniente, Convertidor Peirce Smith y Horno de Refinación Anódica, cuya composición de Fe promedio es 44.6%, 38.7% y 25.2% respectivamente. El Cu se encuentra presente en proporción 5.1%, 13.3% y 39.5% respectivamente. El propósito es reducir los óxidos de hierro y los óxidos de cobre para recuperar hierro -como hierro fundido o arrabio- y cobre metálico. Mediante la adición de CaO se escorificará la sílice presente en la escoria para formar un material cementicio precursor del Clinker. Se empleará un horno de arco eléctrico de electrodos sumergidos a temperaturas entre 1350°C y 1600°C en conjunto con un circuito de reducción de tamaño y clasificación para que el Clinker producido sea transformado directamente en cemento.

La metodología consistirá en la realización de un balance de materia y energía en Excel para estimar la cantidad de insumos y productos a utilizar. Luego se hará un estudio de mercado de los productos: cobre, hierro fundido (o arrabio) y aditivo para Clinker, con lo que será posible estimar los costos de operación (OPEX) y capital (CAPEX) que serán las bases para realizar la evaluación económica. A través del valor actual neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR) se determinará la rentabilidad del proyecto.

1.2 Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Evaluar técnica y económicamente el reemplazo de los procesos convencionales de tratamiento de escorias por un nuevo proceso de reducción intensiva con hidrógeno verde para una fundición sin residuos.

1.2.2. Objetivos específicos

- Analizar el procesamiento de escorias en una fundición de cobre, considerando los requerimientos tecnológicos, abarcando tanto los métodos pirometalúrgicos como la flotación de escorias.
- Desarrollar un balance de masa y energía del proceso, que permita estimar de manera precisa los costos de inversión (CAPEX) y operación (OPEX).
- Realizar una evaluación técnico-económica integral, que determine la viabilidad de implementar esta tecnología en el contexto industrial.

CAPÍTULO 2.- ANTECEDENTES

2.1. Revisión de procesos pirometalúrgicos

Los metales, como el cobre, se encuentran en la corteza terrestre en forma de mineral, generalmente mezclados con otros componentes y en baja concentración. Por ello, es necesario un tratamiento previo de concentración para eliminar la mayor cantidad posible del componente estéril (ganga). Para incrementar progresivamente el contenido de cobre desde minerales sulfurados se recurre al proceso de flotación, logrando obtener un concentrado de cobre [11] que puede contener entre un 25% y un 35 % de cobre [12], que es posteriormente tratado mediante técnicas pirometalúrgicas para eliminar las impurezas restantes.

El proceso pirometalúrgico del cobre tiene por objetivo concentrar el metal a recuperar, mediante una separación de fases a alta temperatura: una sulfurada rica en el metal primero, precursora del Cu metálico final, y otra oxidada. El principal fundamento es la capacidad de autogeneración de energía a través de reacciones químicas exotérmicas [13]. Sus etapas incluyen la fusión, conversión y refinación del cobre, las que permiten incrementar progresivamente el contenido de cobre en el concentrado inicial, hasta obtener un 99.5 % en el ánodo [14]. En la Figura 1 se esquematiza el proceso descrito:

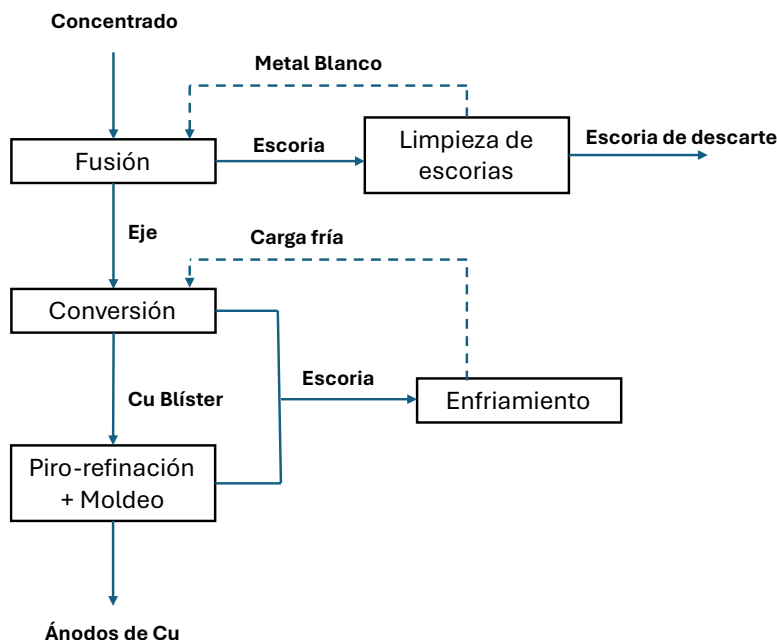


Figura 1. Diagrama de flujo proceso convencional de fundiciones de cobre acorde a la estructura productiva de la FHVL (Elaboración propia).

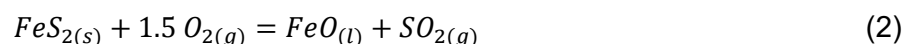
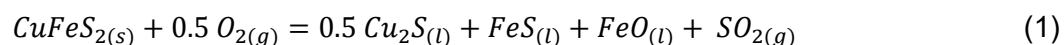
2.1.1. Fusión

El propósito principal de la fusión es oxidar -con oxígeno, en forma de aire enriquecido- parte del Fe y S del concentrado de cobre a altas temperaturas (1250°C) para formar dos fases fundidas inmiscibles denominadas mata y escoria. La carga de concentrado a la unidad de fusión va acompañada de fundentes que ayudan a disminuir el punto de fusión de la escoria [15].

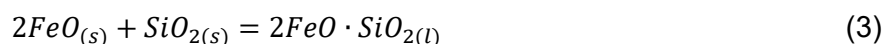
Los productos generados en este proceso son una fase rica en cobre conocida como eje o mata, con un 45 - 75% de cobre [16], una escoria con un 5 – 10% de cobre -para aquellas generadas por el Convertidor Teniente [3]-, y un contenido de cobre de entre 1% y 2% para las escorias producidas por el Horno de Fusión Flash [4]. Además, se obtiene una corriente continua de gases con un 10 - 60 % vol. de SO₂ [16].

La mata está formada por sulfuro de cobre (Cu₂S) y sulfuro de hierro (FeS) [16]. Por otro lado, está la escoria, también denominada fase oxidada, que está constituida por óxidos de hierro, magnetita, sílice y componentes de la ganga.

Las principales reacciones que ocurren son las de oxidación, que están precedidas de las descomposiciones piríticas, para el caso de la calcopirita, y a modo de ejemplo (1), (2).



La reacción del óxido de hierro (FeO) con la sílice favorece la formación de escoria fayalítica (3).



La mata, al poseer una mayor densidad que la escoria, se deposita en el fondo del horno. Los dos productos se extraen de forma intermitente por pasajes de sangría ubicados en los extremos opuestos del horno y son vertidos en ollas para luego ser transferidos a las siguientes etapas. El eje es enviado a los convertidores y la escoria a los hornos de limpieza para recuperar el cobre contenido [17].

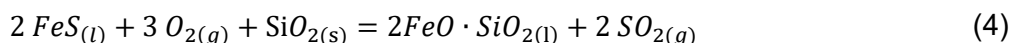
Las principales tecnologías de fusión son las de fusión en baño y fusión flash. En el primer grupo el concentrado se funde inyectándolo a un baño fundido, mientras que en el segundo las partículas de concentrado se suspenden en gas oxidante en altas torres de reacción, por sobre la zona de baño [13]. Los hornos de fusión por calentamiento, que utilizan combustible para aportar el calor necesario para la fusión del concentrado [18] se dejaron de usar a finales de la década del año 80.

Entre las principales unidades utilizadas para la fusión en baño, se puede mencionar el Convertidor Teniente y el Reactor Noranda. En el caso de la fusión flash, el horno más utilizado es el Horno Flash tipo Outokumpu [16].

2.1.2. Conversión

Consiste en la oxidar sucesivamente la mata, producida en la etapa de fusión, para eliminar el resto de hierro y azufre y obtener como producto cobre blíster con 99% de pureza y una escoria oxidada que en algunos casos se denomina mazamorra [19], con una composición entre 4 y 25% de cobre [16]. La razón termodinámica fundamental que posibilita la secuencia de los procesos oxidantes es la mayor afinidad del hierro por el oxígeno, relativa a la del cobre [18].

La conversión implica el soplado de aire a través de la mata fundida en dos etapas de oxidación: (i) Soplado a escoria, y (ii) Soplado a cobre. En la etapa (i) el FeS es oxidado a FeO, Fe₃O₄ y SO_{2(g)}, y el FeO se escorifica en presencia de sílice. Los óxidos de hierro ingresan a la fase escoria y el cobre queda como sulfuro cuproso en la fase mata, la cual se conoce como “metal blanco” (74 - 76 % Cu) al final de la etapa de escoriación [20]. La reacción de soplado a escoria puede ser representada de acuerdo con la Ecuación (4):



En el caso del Soplado a cobre el sulfuro cuproso se oxida hasta obtener “cobre blíster” y es llamado así porque durante el enfriamiento del cobre líquido, el azufre y el oxígeno residual evacúan en forma de dióxido de azufre que provoca la formación de ampollas en la superficie del metal. La reacción global está dada por la Ecuación (5):



En la conversión discontinua destaca principalmente el convertidor Peirce – Smith (CPS) [16]. El ciclo de operación se compone de carguío de eje al convertidor (por boca), soplado de oxígeno a través del baño fundido, vaciado de escoria, y finalmente el soplado y vaciado de cobre blíster. Los materiales son descargados en ollas que son transportadas por un puente grúa. Los gases son capturados por una gran campana y son enviados a la planta de ácido sulfúrico [21].

2.1.3. Refinación y moldeo de ánodos

El proceso de refinación consiste en remover el azufre, oxígeno e impurezas (As, Sb, Bi) disueltas en el cobre blíster, para evitar la formación de ampollas en la solidificación.

La refinación a fuego es realizada en hornos de ánodos a 1200°C. Estos son cilíndricos y rotatorios y tienen toberas. Se realiza en dos etapas [22]:

- Oxidación con aire: para eliminar el azufre como $\text{SO}_{2(g)}$, hasta alcanzar un nivel cercano al 0.003% de azufre; y eliminar las impurezas en forma de óxidos. Los óxidos de impurezas son insolubles en el baño fundido de cobre, por lo que flotan a la superficie formando una escoria.
- Reducción con un hidrocarburo (gas natural, petróleo líquido o madera) para remover el oxígeno disuelto, hasta un nivel de aproximadamente 0.16% de oxígeno.

Después del proceso de refinación, el cobre se calienta a temperaturas entre 1190 y 1230 °C y se vierte en moldes ubicados en una máquina tipo carrusel denominada rueda de moldeo de ánodos, dando origen a los ánodos de cobre de alta pureza (99.6 % Cu) con un peso aproximado de 250 a 400 kg y un espesor uniforme [16].

2.1.4. Limpieza de escorias

El fundamento físico químico principal del procesamiento pirometalúrgico de esta etapa se basa en la inmiscibilidad del sulfuro de cobre y la escoria, que se separan por diferencia de densidades [16]. El objetivo principal de la separación es obtener una mata líquida que contiene casi todo el cobre presente en la carga y una escoria con el menor contenido de cobre posible [23]. La eficiencia de separación de estas fases depende principalmente de la composición de la escoria [6].

El cobre se pierde en la escoria por dos mecanismos, uno de disolución de óxidos de cobre y otro de arrastre mecánico de gotas de mata [6]. La sílice es el principal constituyente que permite una beneficiosa separación, sin embargo, un exceso de ella conduce a una mayor viscosidad [6]. Por otro lado, el alto potencial de oxígeno -presente en las tecnologías de fusión en baño- puede causar el enriquecimiento de magnetita en la escoria, lo cual afecta también a la separación de fases provocando pérdidas de cobre por gotas de cobre atrapadas debido a la alta viscosidad de la escoria fundida [24]. Una elevada viscosidad suele dar a lugar a una gran cantidad de pérdidas de cobre debido a la baja tasa de sedimentación de los componentes de cobre.

La pérdida de cobre en las escorias es un problema grave que presentan las fundiciones primarias convencionales. Para reducir estas pérdidas es necesario procesar las escorias generadas con el fin de recuperar el cobre y recircularlo al proceso.

En Chile, hasta el cierre de las fundiciones Hernán Videla Lira de ENAMI y Ventanas de CODELCO, la limpieza de escorias se realizaba principalmente mediante tres procesos [25]:

- Horno eléctrico de limpieza de escorias
- Horno basculante de limpieza de escorias (tipo Teniente)
- Planta de flotación de escorias

El tratamiento de escorias en hornos eléctricos u hornos basculantes tipo Teniente se basan en la reducción del contenido de magnetita mediante un agente reductor (electrodos de grafito, coque, diferentes hidrocarburos) para disminuir la viscosidad de la escoria y permitir la sedimentación de inclusiones de mata de cobre. Por otro lado, la flotación de escorias consiste en el enfriamiento lento, trituración, molienda y flotación para obtener un concentrado rico en cobre [26] que recupera las partículas de sulfuro retenidas en la escoria.

2.2. Escorias de fundición

La escoria de cobre se produce durante el tratamiento pirometalúrgico a partir de minerales de cobre y desde el comienzo de la era industrial se ha considerado como un residuo [27]. Su composición química puede variar significativamente dependiendo del tipo de tecnología de fusión utilizada, minerales en la carga, fundentes y aditivos agregados durante el proceso [28]. En general, está constituida principalmente por hierro, sílice, alúmina y óxido de calcio [27].

Un análisis químico de escorias industriales de cobre chilenas realizado en 1999 por [10] se resumen en la Tabla 1. En esta Tabla se reportan datos correspondientes a las siete plantas de fundición que operaban en Chile hasta ese año. El análisis incluye la caracterización promedio de las escorias del horno de fusión flash, Convertidor Teniente, convertidor Peirce-Smith, hornos de ánodos y de refinación a fuego. Se puede observar que gran parte de las escorias de cobre contienen una cantidad considerable de Fe (28.9 – 41.1 %), SiO_2 (11.1 – 29.5 %) y un contenido de Cu que oscila entre 3.23 y 40.3 % para los procesos de fusión. En el caso de equipos de limpieza de escorias las escorias finales de cobre contienen una cantidad de Cu inferior al 1.23% [10]. Se estima que las escorias finales de cobre que son enviadas a botadero pueden tener pérdidas de Cu entre 0.8% y 1.0% en condiciones operativas óptimas [27].

La fayalita (Fe_2SiO_4) es la fase dominante en la escoria de cobre y está estrechamente combinada con la magnetita y la mata de cobre [6].

Tabla 1. Análisis químico de escorias de fundiciones chilenas. Adaptado de [10]

Equipo	Análisis químico (% en peso)				
	Peso escoria (ton/día)	Cu (%)	Fe (%)	Fe ₃ O ₄ (%)	SiO ₂ (%)
Horno Fusión Flash	1488	3.23		11.8	27.7
Convertidor Teniente	7358	7.4	39.4	18.1	26.1
Convertidor Peirce-Smith	1402	13.3	41.1	28.4	18.9
Horno Refinación a Fuego y Ánodos	408	40.3	28.9	11	11.1
Limpieza de escorias					
Horno Limpieza de Escorias Teniente	5164	1.23	45	9.5	28.2
Horno Eléctrico Limpieza Escorias	815	1	40.2	4.8	29.5
Flotación de escorias					
Colas de escoria	2516	0.85	-	-	-
Concentrado de escoria	344	30.8	-	-	-

Actualmente la gestión de las escorias es diversa: recuperación del metal, reciclaje, elaboración de productos con un valor añadido y disposición final en vertederos o acopio de escorias [27].

En general, la selección de las técnicas para limpiar las escorias primarias de cobre depende de diversos factores, entre ellos los económicos, flexibilidad de las tecnologías (debido a la variabilidad del contenido de magnetita, cobre oxidado, o partículas de cobre atrapadas en la escoria), disponibilidad de espacio en el terreno que se utilizará para depositar el material de desecho, locación de la fundición o disponibilidad de equipos [10]. Sin embargo, la estrategia más determinante para la elección de una mejor alternativa dependerá del tipo de fundición. Para el caso de *custom smelters*, es decir, aquellas que necesitan comprar el concentrado a terceros, la recuperación de cobre desde escoria es una variable clave para maximizar los ingresos. En cambio, en el caso de las fundiciones integradas (que integran mina junto al procesamiento de concentrado y fundición) la recuperación de cobre desde escoria también es relevante, aunque su objetivo principal es mantener la capacidad de tratamiento al máximo y minimizar costos operativos [10].

2.3. Tecnologías de Limpieza de escorias

Actualmente, las tecnologías de limpieza de escorias más utilizadas incluyen procesos pirometalúrgicos que emplean un agente reductor a altas temperaturas, y las tecnologías de

beneficio que consideran el enfriamiento lento, molienda y flotación. En ambos casos el objetivo es recuperar el cobre para recircularlo al proceso.

En la Tabla 2 se presenta un resumen de las tecnologías de las fundiciones chilenas respecto a su configuración al año 2019. Se detallan los equipos utilizados en los subprocesos de fusión, conversión, tratamiento de escorias, y el tipo de fundición [29].

Tabla 2 Configuración 2019 fundiciones chilenas. Elaboración propia en base a [29] y [30]

Fundición	Propiedad	Tipo	Fusión	Conversión	Trat. Escorias
Chuquicamata	Codelco	Integrada	HFF	CPS	Flotación
Caletones	Codelco	Integrada	CT	CPS	Flotación
Potrerrillos	Codelco	Integrada	CT	CPS	Flotación
Ventanas	Codelco	Integrada	CT	CPS	HELE
Hernán Videla Lira	Enami	Custom Smelter	CT	CPS	HELE
Altonorte	Glencore	Custom Smelter	Noranda	CPS	Flotación
Chagres	Anglo American	Integrada	HFF	CPS	HLE

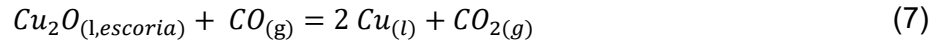
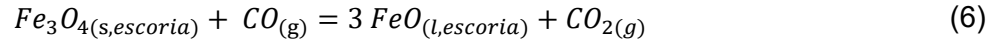
*HFF: Horno Fusión Flash, CT: Convertidor Teniente, CPS: Convertidor Peirce Smith, HLE: Horno Limpieza Escorias, HELE: Horno Eléctrico Limpieza Escorias

2.3.1. Horno eléctrico de limpieza de escorias

El principal objetivo del tratamiento de escorias en un horno eléctrico es la reducción de metales valiosos como el cobre mediante la adición de un agente reductor, que puede ser coque o carbón [31]. La reducción de la magnetita es esencial para la liberación y sedimentación de la mata atrapada mecánicamente y las inclusiones de cobre metálico [3]. El porcentaje de magnetita debería ser disminuido a un valor inferior al 5 % para prevenir una alta viscosidad y alto punto de fusión de la escoria [31].

La operación de un horno de electrodos sumergidos consiste en calentar la escoria a la temperatura de procesamiento. El calor necesario para inducir la fusión es generado por la resistencia de la escoria al paso de la corriente entre los electrodos Soderberg sumergidos en la escoria. La reducción de los óxidos es realizada añadiendo coque por la parte superior del horno. Las principales reacciones ocurren tanto en la superficie de los electrodos de grafito como en la interfaz escoria/coque flotante [3].

Las reacciones de reducción que ocurren en un horno de electrodos sumergidos se presentan en las Ecuaciones (6) y (7) [3].

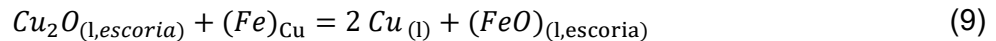


El $CO_{(g)}$ es generado en la superficie de una partícula de carbono, mediante la reacción de Boudouard (8).



La reducción procederá como una competencia entre el Cu_2O disuelto y los óxidos de hierro en la escoria: fases espinelas sólidas (representadas por Fe_3O_4 , magnetita), Fe_2O_3 y FeO ; las dos últimas como parte de la escoria líquida [32].

La reducción de la magnetita es termodinámicamente más favorable que la del Cu_2O . Hay tres etapas en la reducción, cada una superponiéndose levemente con las demás. En la primera etapa, Fe_3O_4 sólido y Fe_2O_3 se reducen a FeO disuelto en la escoria. A medida que se agota el Fe_3O_4 sólido, la reducción de Cu_2O toma protagonismo en la segunda etapa. Conforme disminuye la concentración de cobre disuelto, el FeO en la escoria se reduce a hierro metálico durante la tercera etapa [32]. El equilibrio que describe esta última condición se expresa en la Ec. (9).



Para mantener al mínimo las pérdidas de cobre en la escoria del horno eléctrico, es necesario ajustar las condiciones óptimas del proceso. Se debe evitar tener una atmósfera oxidante, ya que mucho oxígeno en el sistema favorece la formación de $CO_{2(g)}$ en vez de $CO_{(g)}$, inhibiendo la acción reductora del carbono, lo que impacta negativamente en la reducción de Fe_3O_4 y Cu_2O [31]. Al no ser eficiente la reducción de la magnetita la escoria se vuelve más viscosa por lo que necesitará una mayor temperatura para fundirse [3].

La temperatura de la escoria no debe exceder los $1250^\circ C$, ya que la solubilidad del cobre aumenta significativamente a valores más altos. La razón Fe/SiO_2 debe permanecer por debajo de 1.5 para lograr resultados positivos [31].

El horno eléctrico de la FHVL es de geometría circular, tiene 10 metros de diámetro externo en el crisol y aproximadamente 4.95 metros de altura. Posee tres electrodos con una potencia que varía entre 2.5 y 7.5 MW según su operación [16]. Al igual que en los otros equipos, por diferencia de densidades se separa el metal blanco de la escoria, por lo que a través de un canal se conduce el

metal blanco hacia la olla de transporte, el que seguirá su viaje hacia el CT y la escoria a disposición final [33].

En la Figura 2 se esquematiza el horno eléctrico de limpieza de escorias junto a las reacciones involucradas en el proceso.

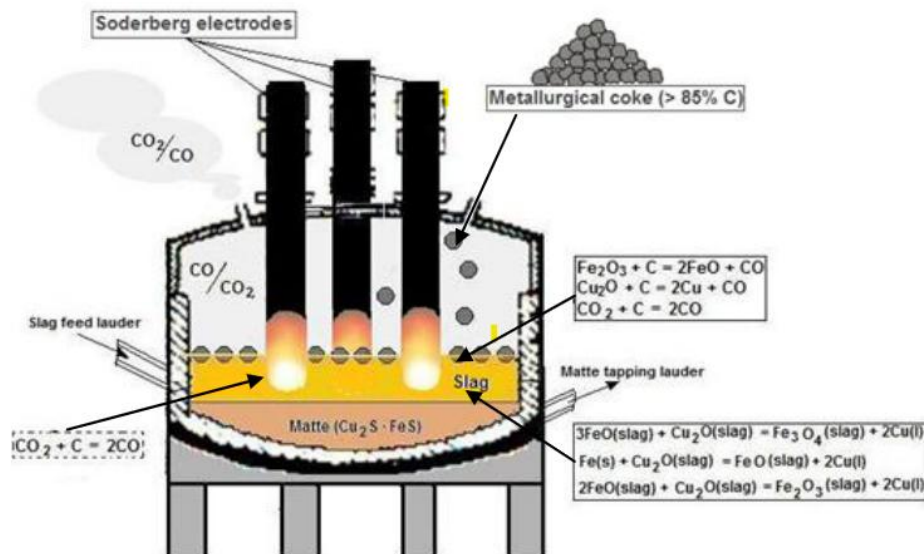


Figura 2. Horno eléctrico de limpieza de escorias. [34]

2.3.2. Horno Basculante de Limpieza de Escorias (tipo Teniente)

Es un horno del tipo basculante, desarrollado e implementado en 1991 por la fundición Caletones para procesar de manera económica y eficiente las escorias generadas en el Convertidor Teniente [35]. El proceso se basa en la reducción intensiva de la magnetita contenida en la escoria seguida de una etapa de sedimentación. La reducción de la magnetita disminuye la viscosidad de la escoria y permite la sedimentación de la fase enriquecida en cobre y su separación. La boca situada en la carcasa del horno se utiliza para cargar y descargar la escoria, y también para expulsar los gases. La mata se extrae a través de un orificio situado en un lateral del reactor. El horno está equipado con cuatro toberas para inyectar la mezcla aire/combustible, y un quemador para suministrar el calor requerido para las distintas etapas del proceso [35]. La temperatura del horno oscila entre 1230°C y 1250°C. [36].

En la Figura 3 se esquematiza el horno de limpieza de escorias Teniente:

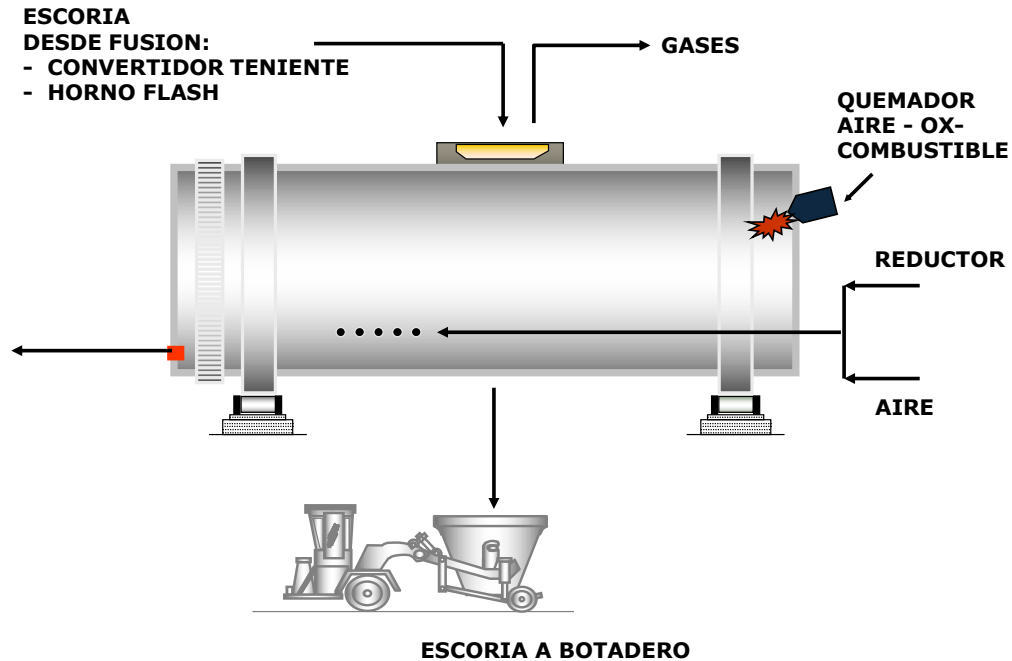
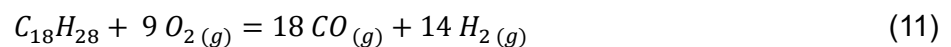


Figura 3. Representación esquemática horno limpieza de escorias Teniente. [37]

El proceso global es levemente endotérmico, por lo que se requiere de aporte externo de calor, ya sea quemando combustible adicional, o por la combustión del propio gas reductor. Se utiliza como combustible Enap-6 y como comburente aire de 20 [psi]. Se carga la escoria por la boca del horno y se inyecta la mezcla combustible/comburente a través de las toberas sumergidas en el baño. El agente reductor es el producto resultante del cracking (rompimiento del combustible), es decir, monóxido de carbono e hidrógeno. Estos gases reducen la magnetita y permiten que disminuya la viscosidad de la escoria [36].

Las reacciones involucradas incluyen el rompimiento del Enap-6 ($C_{18}H_{28}$) por efecto de las altas temperaturas (10), la combustión del hidrocarburo (11), y la reducción de los óxidos, como la magnetita [36].



2.3.3. Planta de flotación de escorias

La flotación es un método de separación física que utiliza la diferencia en las propiedades superficiales de los minerales valiosos y la ganga no deseada [38]. Se utiliza ampliamente para separar minerales sulfurados basándose en la hidrofobicidad entre los minerales, la cual se logra mediante la adición de colectores aniónicos, como xantato [39]. La composición mineral y la morfología de la fase de cobre son importantes para el proceso de flotación, ya que solo se pueden flotar partículas de sulfuro y metálicas [40]. Las fundiciones utilizan este método de limpieza de escorias para recuperar el cobre que se encuentra atrapado como Cu_2S y parcialmente el cobre metálico [41].

El procesamiento de la escoria mediante el esquema de enfriamiento lento-trituración-molienda-flotación para obtener un concentrado de flotación rico en cobre se recomienda si se cuenta con espacio suficiente y se dan las condiciones para una adecuada capacidad para el manejo de los relaves generados [26]. Es una buena alternativa en caso de contar con una amplia gama de escorias con diferentes características (del HFF, CT, CPS) [10].

El método de enfriamiento de la escoria antes de la flotación tiene un impacto significativo en el rendimiento de la flotación [40]. El enfriamiento debe ser lento para permitir la correcta cristalización, nucleación y crecimiento de los granos de cobre. La escoria enfriada lentamente forma un producto denso, duro y cristalino, de color oscuro y apariencia vítrea. Por el contrario, si la escoria es sometida a un enfriamiento rápido (*quenching*) con agua se formará una escoria granulada amorfa mucho más porosa [42].

Existen diversas maneras de enfriar las escorias. Cada fundición cuenta con sus propias técnicas. Por ejemplo, la fundición Chuquicamata deposita la escoria HLE y escoria HFF en cucharas de escoria para que ocurra su sedimentación. Después de una hora se recupera una fase metálica (botón de cobre) en el fondo de la cuchara la que es retornada al proceso. La escoria que se enviará a flotación es vertida en pozos de 50 cm de profundidad y se somete a un enfriamiento con aire por 14-16 horas hasta alcanzar 900 °C, luego se deja enfriar con agua por 16 horas más, hasta obtener una temperatura de 100 °C [10]. La escoria sólida es fragmentada y sometida a molienda. La granulometría es sumamente fina comparada con la utilizada en las plantas de procesamiento de minerales, lo que conlleva un alto consumo energético en esta etapa [43]. Por último, la escoria es procesada en la planta de flotación, produciendo un concentrado con 30% cobre, y una cola de escoria con 0.85% de cobre o menor [10].

2.4. Gestión de escorias

2.4.1. Enfriamiento de escorias

En la actualidad, el enfriamiento por aire y el enfriamiento con agua son métodos de tratamiento tradicionales para la escoria de cobre fundido. El enfriamiento de la escoria fundida puede ser realizado en ollas, en piso o en pozos, ya sea de manera natural, es decir, por transferencia de calor con el ambiente y/o de manera forzada por medio del riego con agua [40].

En la fundición Altonorte la escoria fundida generada en el reactor Noranda (6% de cobre aprox.) es transportada en ollas mediante un camión de 47 toneladas de capacidad y posteriormente es vertida en fosos de 72 m por 8 m divididos en 16 secciones separadas de aproximadamente 4 m por 9 m, y profundidad de 0.5 metros. El enfriamiento de escoria se realiza de dos maneras, una en forma natural, y otra con adición de agua. Finalmente, con la ayuda de cargadores frontales y camiones la escoria enfriada es retirada desde los fosos y se alimentan a un molino semi-autógeno para luego recuperar el cobre mediante un sistema de flotación [44]. En el año 2024 el Complejo Metalúrgico Altonorte inauguró un proyecto de sistema de enfriamiento de escoria en ollas de 14 m³ de capacidad con un sistema de regadío controlado, logrando una reducción de consumo de agua del 69% [45].

2.4.2. Uso como carga fría

Durante la operación de una fundición se generan productos metalúrgicos intermedios que son almacenados y acumulados temporalmente en canchas especialmente destinadas para este efecto. Estos productos se denominan circulantes y están en forma sólida. Contienen cobre recuperable, por lo que es necesario que sean realimentados a alguna unidad de proceso. Los circulantes pueden ser cargas sólidas generadas en la limpieza de acreciones como fondos de olla, derrames de ollas, limpieza de canales, o cargas líquidas que eventualmente se enfrían, como es el caso de las escorias [46]. Los circulantes se retornan principalmente en forma de carga fría, para controlar la temperatura y así evitar el desgaste de los refractarios internos del reactor. Dada la inexistencia de instrumentos que puedan medir directamente la temperatura del proceso, la adición de carga fría será realizada por un operador experimentado, quien se basará en la observación del color y la intensidad de la llama, parámetros que reflejan el estado térmico del sistema. Un tono rojo-marrón indica la temperatura correcta del metal blanco; si el tono es demasiado anaranjado, la temperatura es demasiado alta y se añade material de enfriamiento [47] [48].

En la fundición Paipote la escoria CPS era enviada al sector enfriamiento mazamorra y la escoria RAF hacia pozo de enfriamiento. Luego son transportadas en camiones hacia planta de chancado y harnero de escoria que retorna al proceso [49].

En la fundición Chagres las escorias generadas en el horno de limpieza de escorias (HLE) se retiran en ollas de 14 m³ y se trasladan por camión hacia las zonas de enfriamiento donde son vertidas en la piscina y se dejan enfriar por un período de 48 horas. Finalizado este periodo, se pica la piscina, se muestrea y se clasifica la escoria según su ley de cobre, si la ley es alta (superior a 2% Cu) la escoria es sometida al parrillado y chancado, obteniéndose subproductos identificados como circulante grueso y fino (bajo 4 mm) que son almacenados en canchas o tolvas para su reutilización como carga fría en el proceso. Las escorias que no fueron utilizadas como carga fría (ley entre 0.8% y 2% Cu) se denominan escorias de descarte y son enviadas a botaderos a través de camiones [50].

2.4.3. Disposición final de escorias

La escoria final, o escoria de descarte, corresponde a una de las salidas del horno de limpieza de escorias. El horno eléctrico genera una escoria de cobre final entre 0.55 a 0.6 % en peso. La escoria de descarte generada en el horno basculante de limpieza de escorias (tipo Teniente) contiene entre 0.7 a 1.0% Cu [18].

Durante la operación del horno eléctrico, se requiere retirar el metal blanco y la escoria fundida. Para ello, se abre la piquera correspondiente al producto a extraer y se vierte el material hacia una olla a través de la canaleta [51]. En el caso del horno eléctrico cuando operaba la fundición Ventanas se descargaba la escoria a una temperatura de 1250-1300°C [3].

El sistema de transporte de escoria líquida final a botadero es distinto en cada fundición. En Paipote la escoria HELE se transportaba en ollas de 6 m³ sobre carros de ferrocarril [49]. En la fundición Chagres la escoria producida por los HLE es evacuada en una olla de 14 m³ montada sobre un camión acondicionado para su transporte hacia piscinas de enfriamiento, donde son vertidas y se dejan enfriar durante dos días. Luego, la escoria solidificada es cargada sobre camiones y trasladada hacia el botadero [50].

En un vertedero de escoria, esta se deja indefinidamente como un suelo de roca dura, donde se produce poca o ninguna perturbación. Del punto de vista de estabilidad química, las mejores escorias son aquellas que son enfriadas inmediatamente con agua [10], sin embargo, con este método no es posible recuperar eficazmente el calor residual y los metales valiosos. Además, el

método de enfriamiento con agua desperdicia una gran cantidad de agua y puede producir gases residuales nocivos que pueden descargarse a la atmósfera [52].

2.5. Valorización de residuos

La industria minera enfrenta una serie de desafíos que incluyen el rápido agotamiento de los depósitos de alta ley, altos costos energéticos, disminución de espacios disponibles para el vertido de escorias y limitaciones medioambientales cada vez estrictas [53]. En términos de gestión de residuos, la eliminación de escorias en botaderos no es una opción favorable [6]. Para abordar estos desafíos se debe promover la reducción de generación de residuos de descarte a través del reciclaje y la reutilización de los desechos de escoria de cobre utilizando tecnologías innovadoras, dándole un nuevo uso bajo el concepto de economía circular, cambiando el concepto de “residuo” por el de “recurso” [53].

El reciclaje de escorias de cobre ha sido un tema de gran interés para investigadores del área metalúrgica durante las últimas décadas. En el año 2004 se realizaron una serie de pruebas de laboratorio [54] en la Universidad de Concepción, enfocadas en la reducción de escorias de cobre (0.9 - 1.1% Cu) con coque y óxido de calcio a una temperatura de 1460 °C, para distintos tiempos de reducción: 30, 60 y 75 minutos. En la Figura 4 se ilustra el diagrama ternario de fases para el sistema cal – sílice – alúmina que respalda la factibilidad de usar la escoria resultante en aplicaciones cementantes. Se puede observar que la producción del cemento Portland desde escorias de acero es posible. Las escorias de cobre pueden ser sometidas a una reducción a altas temperaturas junto a la adición del fundente CaO para lograr una escoria desmetalizada inerte en una posición similar a las escorias de acerías. Esto significa que esta última escoria obtenida también puede ser utilizada para la producción de cemento, lo que tiene una gran importancia para desarrollar un proceso donde no se generen residuos [54].

Las pruebas a nivel de laboratorio permitieron validar los cálculos termodinámicos para el proceso, obteniéndose tres productos: una aleación Fe-Cu-C con metales preciosos, una escoria inerte con un contenido apto para la producción de cemento y un gas alto en monóxido de carbono que podría ser utilizado para generar energía eléctrica y/o térmica. Del estudio se concluyó que el proceso propuesto “es comercialmente factible y amigable con el medio ambiente y no emite residuos”, dejando su aplicación en la práctica sujeta a más pruebas de laboratorio a futuro [54].

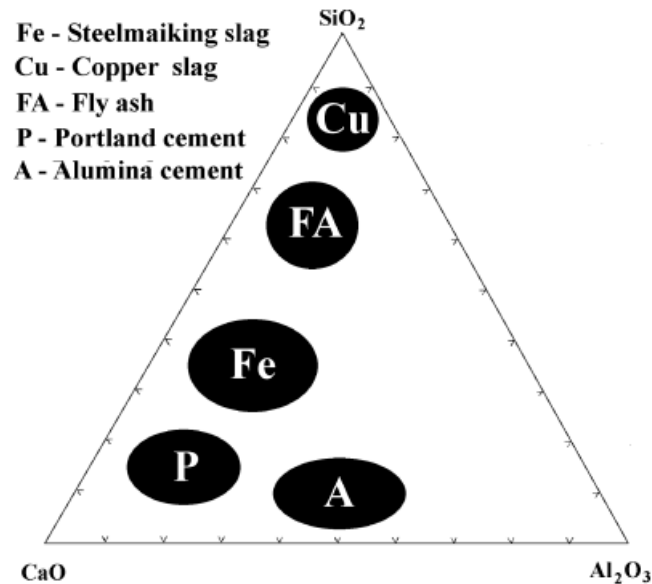


Fig. 6. Composition of different products and waste residues [8].

Figura 4. Diagrama ternario de composición de distintos productos [54]

Posteriormente, en 2011 [55], se realizó un trabajo experimental enfocado a la recuperación selectiva de hierro a partir de escorias de fundición flash de cobre mediante un proceso de reducción a alta temperatura con coque como agente reductor. Se utilizó una escoria con un alto contenido de hierro (41.3%) y sílice (15.4%), además de cobre (2.27%). Se fue variando la proporción de coque (75%, 100%, 130% y 150% del carbono estequiométrico requerido) y se estudió la cinética de reducción hasta un tiempo total de 50 minutos. Estos ensayos confirmaron la eficacia del proceso en dos pasos, ya que en una primera etapa (reducción selectiva del cobre) fue posible obtener una aleación rica en cobre (95% Cu y 4% Fe), y en una segunda etapa (reducción selectiva del hierro) se obtuvo una aleación rica en hierro (98.9% Fe) y con bajo contenido de cobre. Respecto a la adición de coque, este, al ser añadido hasta un 150% del carbono estequiométrico, permitió una mayor reducción de hierro y una mejor separación de fases.

Como conclusión del estudio, se propuso continuar con pruebas para mejorar la recuperación total de hierro y optimizar la remoción de cobre en la fase final [55].

A partir de todos estos desarrollos y validaciones experimentales, el método finalmente se consolidó como un proceso industrial viable con enfoque “cero residuos”. En 2021, dicho proceso culminó en la creación de la patente WO2021072562A1 [56], estableciendo un proceso industrial “cero residuos” consistente en la utilización de escoria final de fundición de cobre para producir productos

comerciales, que comprende las siguientes etapas: (a) carga/vaciado de materiales al reactor/horno: escorias fundidas provenientes del horno de limpieza de escorias y adición de agente reductor carbón o coque; (b) reducción de los óxidos de hierro: manteniendo la temperatura sobre 1550 °C para iniciar las reacciones de composición y reducción y, paralelamente, disolver el agente reductor en Fe líquido hasta obtener arrabio; (c) formación de escoria: se produce en forma paralela a la etapa de reducción, a una temperatura del baño superior a 1450 °C, a medida que se reducen los óxidos de hierro, los óxidos restantes se van enriqueciendo en SiO₂, por lo que es necesario añadir CaO/Al₂O₃ para bajar el punto de fusión de la mezcla. Se forman tres fases, arrabio, óxidos y gases; y (d) descarga de los productos: la fase óxidos se debe remover primero ya que flota sobre la fase metálica, esta se sangra del horno a 1500 °C, solidificándose en torno a 1250 °C para luego ser sometida a enfriamiento que puede realizarse en un sistema de granallado o en pozos, por otro lado, la fase arrabio debe ser moldeada en lingotillos [56].

La tecnología patentada permite mejorar la competitividad de las fundiciones de cobre al transformar las escorias (pasivo ambiental) en productos de valor comercial, como el arrabio y un aditivo para la industria cementera.

2.5.1. Usos y aplicaciones de la escoria en mezclas con cemento

- En la producción de Clinker

El Clinker es el principal constituyente del cemento Portland [57]. Está compuesto por silicato tricálcico (alita, C₃S o 3CaO*SiO₂), silicato dicálcico (belita, C₂S o 2CaO*SiO₂), aluminio tricálcico (C₃A o 3CaO*Al₂O₃) y ferroaluminato tetracálcico (C₄AF o 4CaO*Al₂O₃*Fe₂O₃) [58]. El proceso de fabricación del Clinker inicia con la molienda de la materia prima constituida por calcita (CaCO₃), minerales arcillosos (SiO₂-Al₂O₃) y óxidos de hierro (Fe₂O₃) [59], en un molino de bolas o de rodillos hasta obtener un polvo fino de tamaño inferior a 75 µm [60]. Una vez que se obtiene el tamaño de partícula adecuado, los finos son enviados hacia un precalentador formado por una serie de ciclones, donde son secados y precalentados para reducir su contenido de agua [61] [62]. A medida que desciende la mezcla por la torre de precalentamiento comienza la calcinación de la caliza (Ec. 12) [60]. Al fondo de esta torre se ubica un calcinador, a una temperatura de 900 °C, donde el grado de descarbonización alcanza un 90 – 95%.



La energía necesaria para la reacción endotérmica de descarbonización es otorgada por la combustión de carbón, coque de petróleo o de gas natural [61], siendo el carbón el combustible más utilizado en la mayoría de los países [57].

La mezcla calcinada ingresa a un horno rotatorio a 1450 °C, temperatura que garantiza la sinterización (clinkerizado), permitiendo la formación de nódulos de Clinker [60], de diámetro usualmente entre 3 mm y 25 mm [63].

Las reacciones de transformación que tienen lugar en el horno se ilustran en la Figura 5. En el lado izquierdo se muestra la materia prima que comprende calcita, cuarzo, minerales arcillosos y óxido de hierro. Desde 200 °C hasta los 700°C, se produce la activación a través de la eliminación del agua y cambios en la estructura cristalina; entre 700 y 900 °C se produce la calcinación del CaCO_3 , junto con la combinación de alúmina, óxido férrico y sílice activada con cal. Entre 900 y 1200 °C se forma belita ($2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$). Por encima de 1250 °C y hasta 1300 °C, aparece la fase líquida y promueve la reacción entre la belita y la cal libre para formar alita ($3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$).

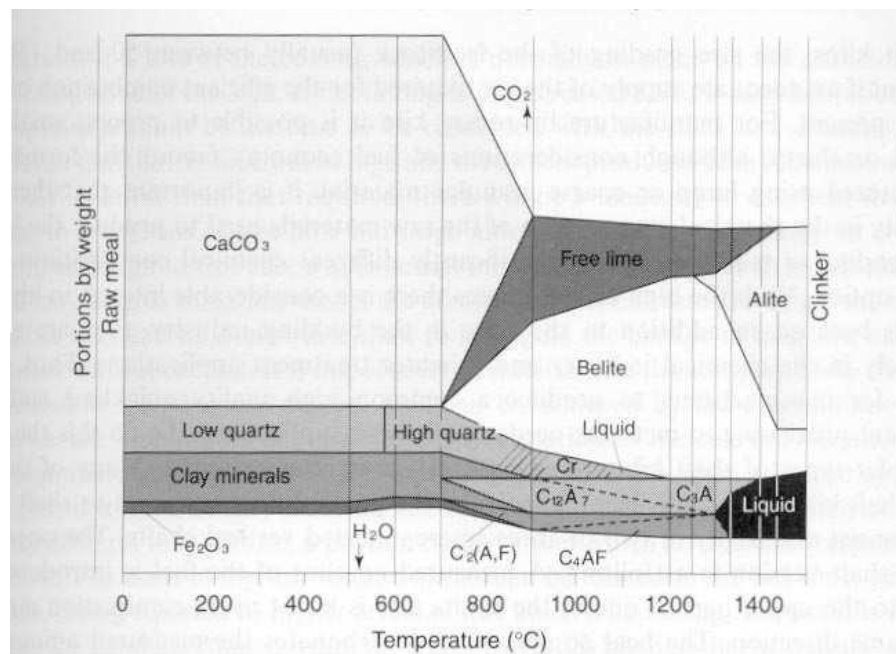


Figura 5. Representación esquemática de las reacciones de formación de Clinker [63]

Finalmente, el Clinker debe enfriarse rápidamente mediante grandes cantidades de aire, hasta alcanzar una temperatura inferior a 150 °C, para evitar la descomposición de alita en belita y cal libre. La composición final del Clinker consiste en 50 – 70 % en peso de alita, un 15 – 30 % en peso de belita, un 5 – 10 % en peso de aluminato y un 5 – 15 % en peso de ferrita [61].

Estudios de laboratorio demostraron que la escoria de cobre es adecuada para ser utilizada como sustituto de materias primas en el proceso de fabricación de clínker Portland ya que ayuda a mejorar la reactividad de las mezclas crudas, lo que es ambientalmente atractivo para el coprocesamiento de la escoria de cobre [64]. Idealmente se recomienda utilizar escorias de cobre de colas de flotación, ya que no presentan riesgo medioambiental a comparación de las escorias no tratadas que pueden ser una potencial fuente de contaminación de metales pesados, por su contenido de plomo [65].

- En la fabricación de cemento Portland

El cemento es un material pulverizado que se fabrica mediante la molienda conjunta de clínker, yeso y aditivos químicos. Al entrar en contacto con el agua ocurre una reacción química que se conoce como hidratación que permite el fraguado, es decir, el endurecimiento y rigidez [66]. Se ha investigado el uso de escorias de cobre como aditivo en cementos hidráulicos y su efecto en la hidratación de éstos [65]. Los resultados muestran que para una la creación de dos cementos mixtos experimentales, con adición de escoria de cobre molida en reemplazo de cemento Portland en dosis de 25% y 40%, aumenta el tiempo de fraguado y disminuye la resistencia mecánica, pero ante la incorporación de un aditivo reductor de agua de alto rango se hace técnica y económicamente factible [67]. Por otro lado, resultados de otras investigaciones ratifican las propiedades cementosas de la escoria de cobre, lo que da lugar a su utilización como material alternativo al cemento [1].

- Como sustituto de la arena en la fabricación de hormigones

El hormigón es un material que resulta de la mezcla de cemento, áridos, agua y eventualmente aditivos, que, al fraguar y endurecer, adquiere resistencia [68]. Los áridos empleados se clasifican por su granulometría, es decir, deben cumplir con una curva de distribución de tamaño de partícula. Existen tablas de granulometría que establecen el % pasante acumulado para tamices de distintas aberturas, por ejemplo, se tiene que la arena fina es 100% pasante en un tamiz de 5 mm, en cambio la gravilla queda retenida en éste, pero sí es pasante por un tamiz de 20 mm.

La utilización de los áridos está sujeta al cumplimiento de los siguientes requisitos: deben estar constituidos por partículas duras y estar libres de partículas blandas o arcillas, deben tener una cierta porosidad, una adecuada granulometría, estabilidad física y química, y tener resistencia propia [69]. La escoria de cobre posee características mecánicas como baja porosidad y alta dureza lo que la hace adecuada para ser utilizada como una alternativa a la arena natural. Múltiples estudios han investigado las propiedades de hormigones preparados con escorias de cobre, y han demostrado que mejoran su resistencia, durabilidad y permeabilidad [65]. Nazer & otros (2010) estudiaron la resistencia a la compresión de hormigones fabricados con áridos de cobre en la Fundación Hernán

Videla Lira versus un hormigón con áridos convencionales de río, obteniendo resultados alentadores. Se obtuvo que los resultados de los hormigones con escoria de cobre analizados, presentan una resistencia y una densidad mayor que los hormigones convencionales debido a la alta densidad de la escoria de cobre. Los hormigones con escoria de cobre pueden ser clasificados como hormigones pesados. Por lo que sería una solución económica en caso de requerir estructuras de una mayor densidad posible.

2.5.2. Escoria y medio ambiente

De acuerdo con el Artículo 23 del Decreto Supremo N° 148 de 2004 del Ministerio de Salud, un “Residuo Minero Masivo” corresponde a aquellos materiales provenientes de las operaciones de extracción, beneficio o procesamiento de minerales, que son generados en grandes volúmenes. En esta definición se incluyen los estériles, los minerales de baja ley, los relaves y las escorias. El reglamento establece que estos residuos no serán considerados peligrosos, y que su disposición final debe realizarse de forma aislada a los residuos sólidos domésticos.

No obstante, la Autoridad Sanitaria podrá realizar los procedimientos analíticos de muestreo y caracterización para determinar su peligrosidad, en el caso que estime oportuno [70].

Al año 2011 un estudio [55] reveló que la escoria acumulada históricamente en Chile estaba entre los 40 y 45 millones de toneladas -cuando existían siete fundiciones operativas-, y que en conjunto generaban alrededor de cuatro millones de toneladas de escoria anuales.

Los volúmenes vertidos ocupan grandes extensiones de superficies de terreno y muchas veces impactan negativamente, ya sea por la contaminación visual del paisaje o por la potencial lixiviación natural de metales pesados contenidos en estas [10].

2.6. Termodinámica y cinética de reducción

2.6.1. Reducción usando un agente reductor gaseoso

En la limpieza de escorias de cobre, uno de los principales objetivos es maximizar la recuperación de cobre y reducir el contenido de magnetita presente en la escoria. Tradicionalmente, este proceso se realizaba utilizando agentes reductores sólidos como coque o carbón. Sin embargo, los avances en la utilización de agentes reductores gaseosos como el monóxido de carbono (CO) y el metano (CH₄) ofrecen nuevas oportunidades para realizar la reducción de manera más eficiente, reduciendo

el consumo de energía. Huaiwei & otros [71] investigaron la reducción de escorias fundidas de cobre mediante la inyección de una mezcla gaseosa compuesta por 60% $\text{CO}_{(g)}$, 5% $\text{CH}_{4(g)}$ y 35% Ar. Utilizaron escorias de convertidor de cobre de una planta industrial en China, las cuales fueron cargadas en un crisol de alúmina y fueron calentadas hasta fundirse. Se analizaron los efectos de la temperatura y el caudal de gas sobre la eficiencia de la reducción. Los resultados demostraron que, a temperaturas superiores a los 1250 °C y al aumentar el flujo de gas de inyección, la eliminación de oxígeno aumentaba de manera significativa, lo que permitió reducir el contenido de magnetita favoreciendo la formación de fayalita (Fe_2SiO_4). También durante la reducción se generaron fases metálicas de hierro y cobre, demostrando que es un proceso efectivo para recuperar estos metales desde la escoria.

El metano jugó un rol clave al descomponerse rápidamente (pirólisis) a temperaturas elevadas (1400 °C), generando especies intermedias muy reactivas y excelentes agentes reductores como $\text{C}_{(s)}$, $\text{CO}_{(g)}$ y $\text{H}_{2(g)}$. Como la tasa de difusión de un gas es mayor que la de un sólido en la escoria de fundición, la tasa de reducción empleando un gas es mayor que empleando un sólido.

Además, el metano al reaccionar con los óxidos de hierro genera monóxido de carbono, que es otro agente reductor fuerte. Por lo tanto, el estudio concluyó que la mezcla de gases utilizada es efectiva para reducir los óxidos de hierro y cobre en escorias fundidas, facilitando la recuperación de estos metales [71].

2.6.2. Cinética de reducción con $\text{H}_{2(g)}$

La reducción de óxidos de hierro contenidos en escorias fundidas es una etapa crítica en diversos procesos pirometalúrgicos, tanto por razones de eficiencia metalúrgica como por su impacto ambiental. Frente a la necesidad de optimizar estos procesos y reducir las emisiones de carbono, el uso de hidrógeno como agente reductor ha despertado creciente interés. En este contexto, Nagasaka & otros [72] estudiaron la cinética de reducción de escorias sintéticas de óxidos de hierro con aditivos como CaO , SiO_2 , Al_2O_3 y TiO_2 , utilizando hidrógeno a 1400 °C. Se concluyó que la reducción con hidrógeno es mucho más rápida que con monóxido de carbono o carbono sólido y que el proceso está controlado por la transferencia de masa en fase gaseosa, no por la reacción química en la interfase. Además, se observó que la adición de CaO aumenta la velocidad de reacción interfacial, mientras que SiO_2 la reduce.

En un estudio experimental realizado por Zhang & otros [73] se investigó la reducción de escorias de cobre mediante hidrógeno con el objetivo de evaluar la eficiencia del proceso y los factores que afectan su comportamiento a alta temperatura. Se modificaron las siguientes variables experimentales: temperatura en un rango entre 950 °C a 1100 °C, presión parcial de hidrógeno en proporciones del 10%, 20%, 30% y 40% de $H_{2(g)}$ en una mezcla con argón, diferentes tasas de flujo de gas reductor (2, 3, 4 y 5 L/min) y se fijó una proporción de adición de CaO del 30% en masa respecto a la escoria, para modificar la basicidad y la reactividad de la escoria. Se obtuvo que las condiciones óptimas para la reducción de escoria de cobre mediante $H_{2(g)}$ fueron una temperatura de 1373.15 K, una presión parcial de hidrógeno del 40 % y una cantidad de adición de CaO del 30 %. Bajo estas condiciones, el índice de reducción metálica fue del 85.12%, es decir, se recuperó un 85.12% en masa de hierro metálico respecto a la masa hierro contenida en los óxidos, lo cual es un resultado muy favorable. La energía de activación de la reducción con hidrógeno de la escoria de cobre está entre 29.10 y 36.08 kJ/mol, y disminuye gradualmente con el aumento de la presión parcial de $H_{2(g)}$. Por último, el contenido de Fe en el metal fundido fue del 85.11% y el contenido de cobre fue del 10.40%. De esta forma se demostró la efectividad y la viabilidad del empleo de hidrógeno para recuperar metales desde escorias de cobre, lo cual tiene implicancias ambientales positivas, al evitar el uso de carbono y reducir las emisiones de $CO_{2(g)}$.

Sun & otros [74] realizaron una revisión bibliográfica que analiza el potencial del hidrógeno como sustituto del carbono en los procesos de reducción de óxidos de hierro en la siderurgia. Se realizó una comparación termodinámica y cinética de la reducción de óxidos de hierro utilizando carbono e hidrógeno, destacando que la reducción con $H_{2(g)}$ es más rápida y además produce $H_2O_{(g)}$ en lugar de $CO_{2(g)}$. El estudio concluye que la adopción de hidrógeno como agente reductor es una vía efectiva para lograr una transformación ecológica en la industria metalúrgica, aunque se requieren desarrollos adicionales para abordar los retos tecnológicos y económicos asociados, como la implementación de infraestructura para la producción y suministro de hidrógeno a partir de fuentes renovables a un precio competitivo y la adaptación de los procesos tradicionales basados en carbono en la siderurgia por procesos que utilizan hidrógeno (altos costos de inversión y tiempo para la implementación).

Bandak Ramírez [75] estableció las condiciones termodinámicas óptimas para la reducción eficiente de los óxidos de hierro presente en escorias de cobre finales, utilizando hidrógeno gaseoso como agente reductor. Para evaluar la cinética de reacción y la eficacia del proceso, se realizaron una serie de pruebas experimentales a escala laboratorio con una mezcla fundida sintética compuesta

por FeO_x , SiO_2 , Al_2O_3 y CaO , además de una escoria real proveniente de la fundición Hernán Videla Lira, a la cual se le añadió el fundente CaO .

Las pruebas se llevaron a cabo a temperaturas de 1250 °C y 1300 °C. Adicionalmente, se inyectó una mezcla de $\text{H}_{2(g)}$ - $\text{N}_{2(g)}$, con concentraciones de 5% y 30% de $\text{H}_{2(g)}$. Los resultados obtenidos con la escoria real indicaron que la velocidad aparente de reacción aumenta con el incremento de la temperatura y una mayor concentración de hidrógeno. El máximo valor registrado fue de 6.6×10^{-3} kg de oxígeno/ m^2 s a 1300 °C, bajo condiciones de basicidad de 1.4 y una concentración de 30% de $\text{H}_{2(g)}$. De esta forma logró validar la información reportada en la literatura respecto a la fisicoquímica de reducción con hidrógeno.

CAPÍTULO 3.- METODOLOGÍA DE TRABAJO

3.1. Definición del problema

Frente a la problemática de generación de residuos masivos se propone el tratamiento de las escorias generadas en cada operación unitaria de la nave de fundición en un solo reactor, para obtener productos con valor comercial. De esta forma se maximizará la recuperación de dos metales: cobre y hierro - metálico, arrabio o una ferroaleación-. Además, se obtendrá un tercer producto: una escoria, que mediante la adición de CaO y Al_2O_3 logrará alcanzar una composición química apropiada para ser comercializada en la industria del cemento: aditivo, Clinker o para integrar la producción de cemento en conjunto con la operación de la fundición.

3.2. Metodología de Trabajo

Para este estudio la metodología utilizada fue la elaboración del balance de materia del proceso de fusión, conversión y refinación anódica de la fundición Paipote para así obtener la composición y cantidad de escorias producidas por cada equipo en un día. Con estas escorias se elaboró el balance de masa y energía para el nuevo proceso de reducción de escorias con hidrógeno verde, que pretende obtener tres productos comerciales: cobre, hierro metálico y escoria como insumo para la industria cementera.

La evaluación se realizará para las condiciones de operación que tenía la fundición Hernán Videla Lira (Paipote), que usaba como equipo de fusión el Convertidor Teniente.

Se utilizaron distintas herramientas: Microsoft Excel para los balances y cálculos, HSC Chemistry™ Software como base de datos termodinámicos, y se contó con información de compósitos mensuales históricos de Paipote.

3.3. Estudio de caso: Descripción de la Fundición

Fundición Hernán Videla Lira

La Fundición Hernán Videla Lira (FHVL) -inaugurada en el año 1951- se ubicaba en la Región de Atacama, en la localidad de Paipote, a 10 kilómetros al S.E. de la ciudad de Copiapó. Esta fundición cesó sus operaciones el 20 de febrero de 2024 [76]. Era propiedad de la Empresa Nacional de Minería (ENAMI), cuya creación tuvo por objeto fomentar el desarrollo del sector de la pequeña y mediana minería, para que los productores mineros pudieran acceder al mercado de metales refinados en condiciones competitivas. Procesaba una gran variedad de concentrados de cobre procedentes de yacimientos de la 3° Región de la pequeña y mediana minería, cuya característica es el bajo contenido de impurezas [77]. Su capacidad nominal de procesamiento era de 340.000 toneladas de carga nueva útil (CNU), obteniendo una producción anual de ánodos de 80.000 ton -tratados en la Refinería Ventanas- y 250.000 ton de ácido sulfúrico [78].

La fundición operaba con los siguientes equipos principales: un Convertidor Teniente ($\varnothing = 3.9$ m x L= 16 m), dos convertidores Peirce-Smith ($\varnothing = 3.0$ m x L= 7.2 m) -uno caliente y otro stand-by frío-, un Horno de Refinación Anódica rotatorio ($\varnothing = 4.0$ m x L= 9 m), una Rueda de Moldeo simple (35 ton/h), y un Horno Eléctrico de Tratamiento de escorias Demag ($\varnothing = 10$ m x h= 5.0 m) [79].

En la Figura 10 se muestra el Diagrama de Procesos de la Fundición Hernán Videla Lira:

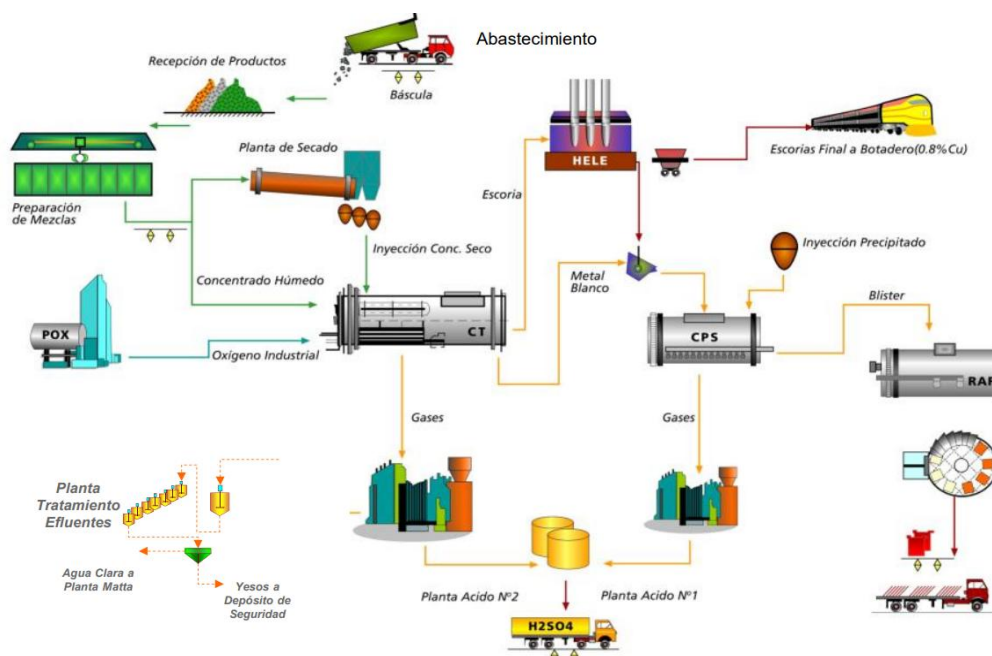


Figura 6 Diagrama de Procesos de la Fundición Hernán Videla Lira [80].

3.4. Descripción del nuevo proceso

La gestión de residuos es uno de los mayores desafíos de las industrias mineras y de procesamiento. El espacio disponible para la disposición de las escorias a largo plazo es un asunto preocupante para la industria [81] . Es por ello que para abordar este problema se propone el procesamiento de las escorias, para poder reutilizarlas o convertirlas en un material de interés con valor comercial. Esto beneficiará a la fundición ya que además de reducir la generación de residuos también podrá tener una mayor fuente de ingresos por la venta de los coproductos generados.

El proceso propuesto consiste en realizar un tratamiento integrado de escorias, donde en un solo reactor se reducirán las escorias de fusión, conversión y piro-refinación. La reducción será realizada con hidrógeno verde (H_2V) y se obtendrán tres productos: cobre metálico, hierro metálico -o arrabio- y una escoria reducida. Esta última será escorificada usando CaO para lograr una composición adecuada para formar un material de interés comercial para la industria cementera: aditivo, Clinker o para integrar la producción de cemento en forma asociativa a la operación de la fundición.

La selección del agente reductor hidrógeno verde está enfocado en acompañar el proceso de transición hacia la carbono neutralidad al año 2050, cuyas medidas se precisan en el Plan de Acción de Hidrógeno Verde 2023-2030 elaborado por el Ministerio de Energía del Gobierno de Chile [82]. Una gran ventaja es que es un combustible limpio y una herramienta imprescindible para sustituir a los combustibles fósiles [83] para disminuir la polución del aire.

En la práctica, la implementación de este proyecto implica modificar la estructura productiva en el proceso clásico de fundición, reemplazando el actual horno de tratamiento de escorias por el nuevo reactor de reducción con hidrógeno.

A continuación, se presentan dos flowsheets que permiten comparar la configuración actual de la fundición con la nueva propuesta tecnológica de tratamiento de escorias (Figura 7 y Figura 8).

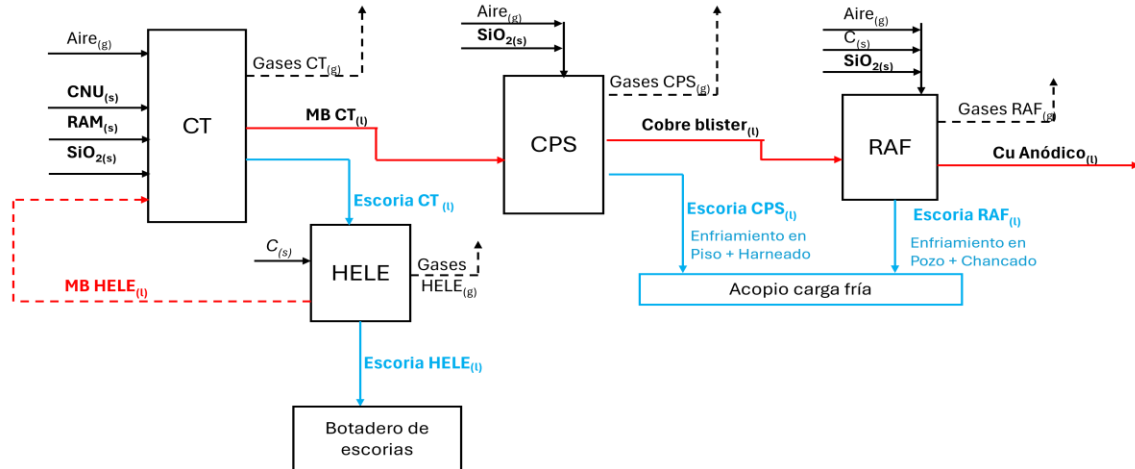


Figura 7 Flowsheet operación convencional en la fundición (Elaboración propia)

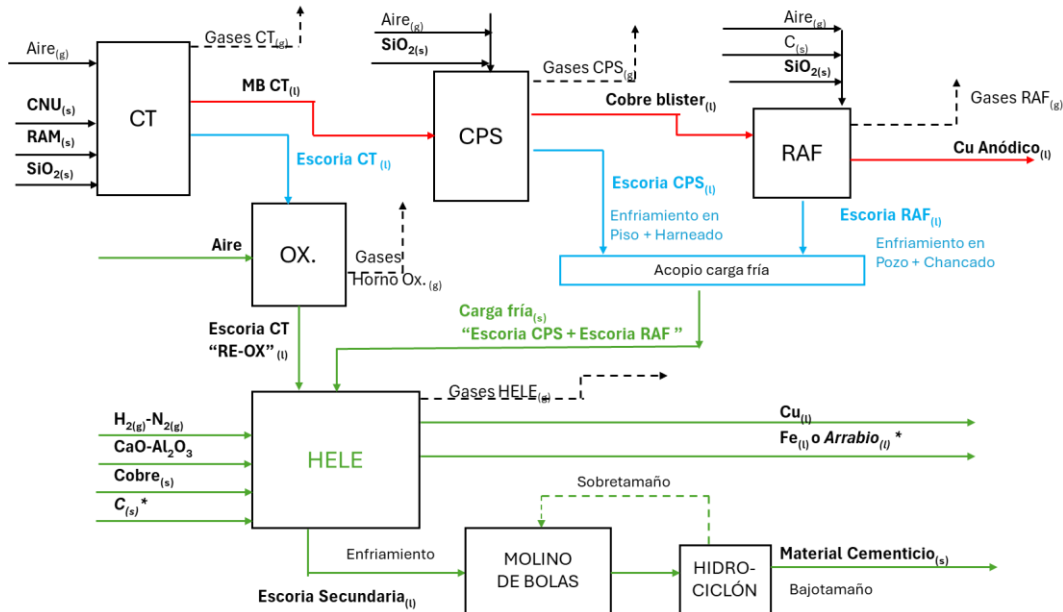


Figura 8 Flowsheet con la propuesta de modificación del proceso para recuperar cobre y valorizar el hierro en una fundición sin residuos (Elaboración propia)

En la Figura 7 se puede observar el diagrama de flujo de materiales dentro de la fundición, donde:

- La escoria generada por el Convertidor Teniente es tratada en un horno eléctrico de limpieza de escorias (HELE) y posteriormente enviada al botadero de escorias.
- Las escorias provenientes del Convertidor Peirce Smith y del Horno de Refinación Anódica son enfriadas y acopiadas como carga fría, para su posterior recirculación parcial.
- No existe una valorización directa de las escorias dentro del flujo del proceso, por lo que estas constituyen un residuo con potencial de recuperación desaprovechado.

La tecnología propuesta se presenta en la Figura 8, donde se puede observar la modificación de una parte de la estructura del proceso, permitiendo valorizar tanto las escorias fundidas CT como las escorias CPS y escorias RAF que se utilizan como carga fría. El nuevo proceso comprende las siguientes etapas:

- Horno de oxidación: inicialmente, la escoria fundida proveniente del Convertidor Teniente ($\sim 1250^{\circ}\text{C}$) es descargada y trasladada mediante ollas. Esta se alimenta a un horno de oxidación, con el objetivo de eliminar todo el contenido de azufre ($\sim 1.72\%$ en masa) contenido en ella ya que esta alta cantidad supone un peligro para la operación siguiente de reducción con hidrógeno. Se quiere evitar la formación de ácido sulfhídrico $\text{H}_2\text{S}_{(\text{g})}$, un gas muy tóxico y perjudicial para la salud.

De la oxidación se obtiene una escoria CT “re oxidada” fundida (0% en masa de azufre) la cual es descargada en ollas siendo transferida directamente al horno de reducción, evitando así pérdidas de calor.

- Horno eléctrico de reducción: el agente reductor a utilizar es el hidrógeno verde, este se inyecta mezclado con nitrógeno gaseoso, en proporción 30% vol. $\text{H}_{2(\text{g})}$ – 70 % vol. $\text{N}_{2(\text{g})}$. El hidrógeno se inyecta con un exceso de 20%. Luego, se vacía la escoria fundida CT “re oxidada” y se adiciona carga fría formada por mezcla de escoria CPS y escoria RAF. Estas dos últimas son obtenidas de la zona de acopio de escorias para uso como circulantes. Se variará la proporción en masa de la cantidad generada diariamente de estas dos escorias, desglosando tres casos: 20%, 50% y 100% de adición de carga fría.
- Reducción de óxidos de cobre y óxidos de hierro: se considera que el 100% de Cu_2O se reduce a $\text{Cu}_{(\text{l})}$, y que el 100% del FeO y Fe_3O_4 se reduce a $\text{Fe}_{(\text{l})}$. Para lograr esta reducción y garantizar una efectiva separación de fases se añadirá cobre hasta alcanzar una proporción en masa Cu:Fe del 65:35.
- Formación de escoria y adición de fundentes: en forma paralela a la reducción se va formando la escoria. A medida que el cobre y el hierro se reducen, va aumentando la concentración de SiO_2 en los óxidos remanentes. Se adiciona CaO y Al_2O_3 hasta alcanzar una proporción en masa $\text{CaO}:\text{Al}_2\text{O}_3:\text{SiO}_2$ de 48:12:40 para maximizar la recuperación de Fe y también para obtener una escoria secundaria con potencial uso como aditivo cementicio. Finalizada la etapa de reducción y escorificación, la escoria se sangra desde el horno de reducción a una olla, en estado fundido, a temperaturas cercanas a 1350°C .
- Enfriamiento de escoria: la escoria fundida es sometida a un proceso de enfriamiento brusco con agua, pasando de una temperatura de aproximadamente 1200°C a menos de 100°C . Esto da como resultado una escoria granallada que se envía a un circuito de reducción de tamaño y clasificación.

- Molienda y clasificación: como etapa final, la escoria solidificada es enviada a un molino de bolas y posteriormente a un hidrociclón (o batería de hidrociclones), donde se realiza la clasificación: el sobretamaño será recirculado al molino de bolas y el bajotamaño -en forma de pulpa- será enviado a una etapa de separación sólido líquido para luego obtener el producto deseado, el aditivo al Clinker.

3.5. Escenarios técnicos

Se evaluarán dos escenarios, donde el factor común será la formación de las fases cobre metálico y escoria reducida. La diferencia radicará en el producto ferroso, que podrá ser arrabio (caso A) o hierro fundido (caso B).

3.5.1. Caso A: Formación de arrabio

En la Figura 9 se esquematiza el caso A, donde se pretende obtener cobre, arrabio y una escoria remanente que se utiliza como aditivo al Clinker.

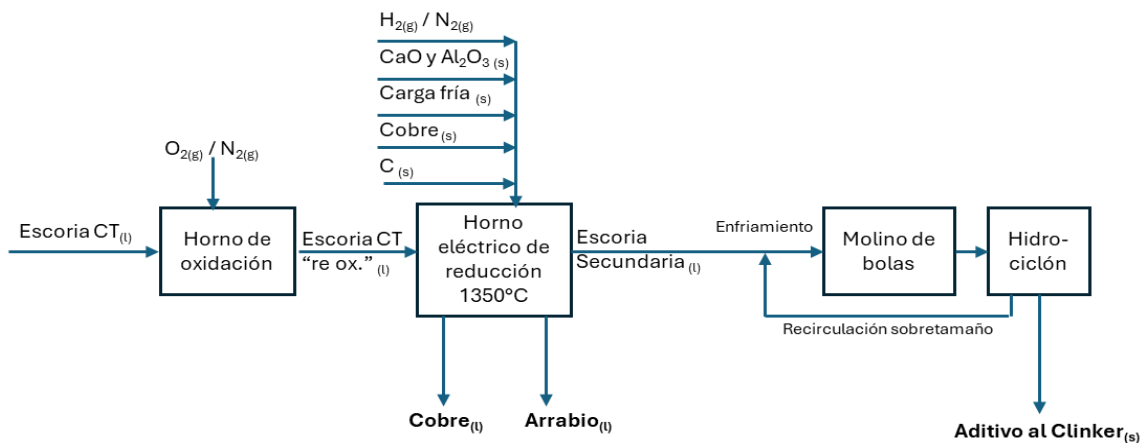


Figura 9 Diagrama de procesamiento de escorias de fundición, para obtener cobre, arrabio y un subproducto aditivo al Clinker (Elaboración propia)

3.5.2. Caso B: Formación de hierro fundido

En la Figura 10 se esquematiza el caso B, donde se pretende obtener cobre, hierro fundido y una escoria remanente que se utiliza como aditivo al Clinker.

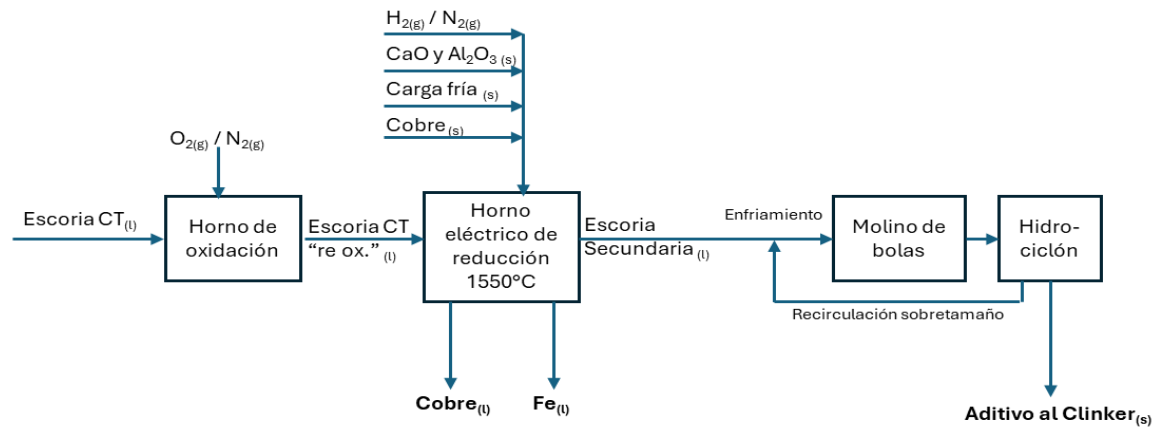


Figura 10 Diagrama de procesamiento de escorias de fundición, para obtener cobre, hierro fundido y un subproducto aditivo al Clinker (Elaboración propia)

CAPÍTULO 4.- EVALUACION TÉCNICO ECONÓMICA

4.1. Balance de masa

Para la realización del balance de materia del nuevo proceso se utilizaron las corrientes de escorias generadas en el Convertidor Teniente, Convertidor Peirce Smith y Horno de Refinación Anódica, cuyo detalle se encuentra en el Anexo A (Tabla 29, Tabla 30 y Tabla 31). La base de cálculo corresponde a 1000 kg de concentrado seco tratados por día en la fundición. Con ello se obtuvo una generación diaria de 647.79 kg de escoria CT, 47.01 kg de escoria CPS y 0.72 kg de escoria RAF. Previo a la reducción es importante constatar que la escoria CT contiene un alto % de azufre, por lo que se someterá a un tratamiento previo en un horno de oxidación con el objetivo de eliminar todo el azufre como $SO_{2(g)}$. Todo el Cu_2S se oxidará a Cu_2O y todo el azufre residual se oxidará a $SO_{2(g)}$.

La

Tabla 3 detalla el balance de masa para la oxidación de la escoria CT, respecto a la cantidad de escorias CT generadas en un día, que es 647.79 kg. Se consideró la inyección de aire con un exceso de $O_{2(g)}$ del 20%, esto con el objetivo de asegurar condiciones adecuadas de oxidación dentro del horno para garantizar la oxidación de todo el azufre. Con ello se obtuvo una generación diaria de escorias CT “re oxidadas” de 638.42 kg.

La cantidad de aire necesario se obtuvo por estequiometría de reacción, en base a las Ecuaciones (13) y (14), considerando una eficiencia de reacción del 100%.

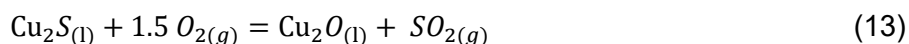


Tabla 3 Balance de masa previa oxidación escoria CT

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Escoria CT			Escoria CT 're ox'		
Cu₂S	2.89%	18.71	Cu₂O	5.88%	37.54
Cu₂O	3.20%	20.72	FeO	33.79%	215.75
FeO	33.13%	214.61	Fe₃O₄	26.26%	167.66
FeS_(l)	0.22%	1.40	ZnO	4.00%	25.53
Fe₃O₄	25.88%	167.66	PbO	0.16%	1.02
ZnO	3.94%	25.53	Al₂O₃	1.96%	12.48
PbO	0.16%	1.02	SiO₂	25.37%	161.95
Al₂O₃	1.93%	12.48	CaO	0.79%	5.04

SiO₂	25.00%	161.95	MgO	0.57%	3.63
CaO	0.78%	5.04	Cl	0.09%	0.60
MgO	0.56%	3.63	O	1.13%	7.22
Cl	0.09%	0.60	S	0.00%	0.00
S	1.12%	7.23	Total	100.00%	638.42
O	1.11%	7.22	Gases		
Total	100.00%	647.79	O_{2(g)}	3.42%	2.72
Aire			N_{2(g)}	67.67%	53.82
O_{2(g)}	21.00%	16.35	Total	100.00%	79.54
N_{2(g)}	79.00%	53.82			
Total	100.00%	70.17			

4.1.1. Balance de masa Caso A: Formación de arrabio

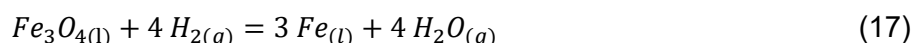
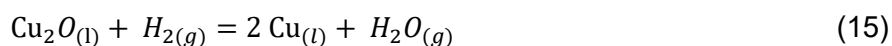
En este balance se consideró la alimentación de escoria CT “re oxidada” fundida generada en un día, es decir, 638.42 kg, junto a carga fría compuesta por una mezcla de escoria CPS y escoria RAF, también generadas en un día. Se variará la proporción de carga fría, correspondiente a la proporción en masa de la suma de escorias CPS y escorias RAF generadas en un día. Se desglosan tres casos: 20%, 50% y 100% de carga fría (% en masa de carga fría a utilizar respecto de la totalidad de carga fría generada en un día).

Para maximizar la recuperación de Fe se aumenta la actividad del FeO en la mezcla ajustando la composición de las escorias en CaO, Al₂O₃ y SiO₂, de manera que la proporción entre estos compuestos sea 48:12:40.

El agente reductor hidrógeno verde será inyectado en una mezcla con nitrógeno, en proporción 30 % vol. H_{2(g)} y 70 % vol. N_{2(g)}. Se consideró un exceso de H_{2(g)} del 20% para garantizar una reducción completa de los óxidos de cobre y óxidos de hierro. Una vez finalizado el soplado se propone agregar coque al proceso, para lograr una composición similar a la del arrabio de alto horno, insumo relevante en la industria siderúrgica, que será sangrado del horno a 1350°C.

Para lograr una efectiva separación de las fases metálicas se agrega cobre hasta alcanzar una proporción en masa Cu:Fe del 65:35.

El hidrógeno necesario será calculado por estequiometría, en base a las Ecuaciones (15), (16) y (17), donde las especies se reducen en un 100%.



La Tabla 4 ,Tabla 5 y Tabla 6 muestran los resultados del balance de masa del caso A, para 20%, 50% y 100% de carga fría añadida (% en masa respecto a la cantidad de carga fría generada en un día de operación de la fundición, entiéndase carga fría como suma de escorias CPS y escorias RAF).

Tabla 4 Balance de masa 20% carga fría (Caso A)

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Escoria CT 're ox'			Cobre		
Cu₂O	5.88%	37.54	Cu	100.00%	543.60
FeO	33.79%	215.75	Total	100.00%	543.60
Fe₃O₄	26.26%	167.66	Arrabio		
ZnO	4.00%	25.53	Fe	96.00%	292.71
PbO	0.16%	1.02	C	4.00%	12.20
Al₂O₃	1.96%	12.48	Total	100.00%	304.90
SiO₂	25.37%	161.95	Material cementicio		
CaO	0.79%	5.04	ZnO	5.76%	25.91
MgO	0.57%	3.63	PbO	0.28%	1.24
Cl	0.09%	0.60	Al₂O₃	10.97%	49.35
O	1.13%	7.22	SiO₂	36.57%	164.49
Total	100.00%	638.42	CaO	43.88%	197.39
Escoria (CPS + RAF)			MgO	0.81%	3.63
Cu₂O	15.42%	1.47	Cl	0.13%	0.60
FeO	22.92%	2.19	O	1.60%	7.22
Fe₃O₄	28.63%	2.73	Total	100.00%	449.83
ZnO	4.03%	0.38	Gases de salida		
PbO	2.32%	0.22	H_{2(g)}	0.42%	2.52
SiO₂	26.68%	2.55	H₂O_(g)	18.60%	112.59
Total	100.00%	9.55	N_{2(g)}	80.98%	490.16
Fundente			Total	100.00%	605.27
CaO	83.92%	192.35			
Al₂O₃	16.08%	36.87			
Total	100.00%	229.22			
Gas reductor					
H_{2(g)}	2.99%	15.12			
N_{2(g)}	97.01%	490.16			
Total	100.00%	505.28			
C_(s)					
C	100.00%	12.20			

Total	100.00%	12.20
Cobre		
Cu	100.00%	508.95
Total	100.00%	508.95

Tabla 5 Balance de masa 50% carga fría (Caso A)

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Escoria CT 're ox'			Cobre		
Cu₂O	5.88%	37.54	Cu	100.00%	553.85
FeO	33.79%	215.75	Total	100.00%	553.85
Fe₃O₄	26.26%	167.66	Arrabio		
ZnO	4.00%	25.53	Fe	96.00%	298.23
PbO	0.16%	1.02	C	4.00%	12.43
Al₂O₃	1.96%	12.48	Total	100.00%	310.65
SiO₂	25.37%	161.95	Material cementicio		
CaO	0.79%	5.04	ZnO	5.76%	26.49
MgO	0.57%	3.63	PbO	0.34%	1.57
Cl	0.09%	0.60	Al₂O₃	10.97%	50.49
O	1.13%	7.22	SiO₂	36.57%	168.32
Total	100.00%	638.42	CaO	43.88%	201.98
Escoria (CPS + RAF)			MgO	0.79%	3.63
Cu₂O	15.42%	3.68	Cl	0.13%	0.60
FeO	22.92%	5.47	O	1.57%	7.22
Fe₃O₄	28.63%	6.83	Total	100.00%	460.29
ZnO	4.03%	0.96	Gases de salida		
PbO	2.32%	0.55	H_{2(g)}	0.42%	2.57l
SiO₂	26.68%	6.37	H₂O_(g)	18.60%	114.97
Total	100.00%	23.86	N_{2(g)}	80.98%	500.51
Fundente			Total	100.00%	618.05
CaO	83.82%	196.94			
Al₂O₃	16.18%	38.01			
Total	100.00%	234.95			
Gas reductor					
H_{2(g)}	2.99%	15.44			
N_{2(g)}	97.01%	500.51			
Total	100.00%	515.94			
C_(s)					
C	100.00%	12.43			

Total	100.00%	12.43
Cobre		
Cu	100.00%	517.24
Total	100.00%	517.24

Tabla 6 Balance de masa 100% carga fría (Caso A)

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Escoria CT 're ox'			Cobre		
Cu₂O	5.88%	37.54	Cu	100.00%	570.93
FeO	33.79%	215.75	Total	100.00%	570.93
Fe₃O₄	26.26%	167.66	Arrabio		
ZnO	4.00%	25.53	Fe	96.00%	307.42
PbO	0.16%	1.02	C	4.00%	12.81
Al₂O₃	1.96%	12.48	Total	100.00%	320.23
SiO₂	25.37%	161.95	Material cementicio		
CaO	0.79%	5.04	ZnO	5.75%	27.45
MgO	0.57%	3.63	PbO	0.45%	2.13
Cl	0.09%	0.60	Al₂O₃	10.97%	52.40
O	1.13%	7.22	SiO₂	36.57%	174.68
Total	100.00%	638.42	CaO	43.88%	209.62
Escoria (CPS + RAF)			MgO	0.76%	3.63
Cu₂O	15.42%	7.36	Cl	0.13%	0.60
FeO	22.92%	10.94	O	1.51%	7.22
Fe₃O₄	28.63%	13.67	Total	100.00%	477.73
ZnO	4.03%	1.92	Gases de salida		
PbO	2.32%	1.11	H_{2(g)}	0.42%	2.66
SiO₂	26.68%	12.74	H₂O_(g)	18.60%	118.93
Total	100.00%	47.73	N_{2(g)}	80.98%	517.75
Fundente			Total	100.00%	639.34
CaO	83.67%	204.58			
Al₂O₃	16.33%	39.92			
Total	100.00%	244.50			
Gas reductor					
H_{2(g)}	2.99%	15.97			
N_{2(g)}	97.01%	517.75			
Total	100.00%	533.72			
C_(s)					
C	100.00%	12.81			

Total	100.00%	12.81
Cobre		
Cu	100.00%	531.05
Total	100.00%	531.05

4.1.2. Balance de masa Caso B: Formación de hierro fundido

A diferencia del caso A, en este caso no se incorpora carbono adicional al sistema, por lo que el producto metálico obtenido es hierro fundido. Este tipo de producto puede ser utilizado como insumo en una planta “mini mill”: fusión y aceración en horno eléctrico.

La cantidad de escoria CT “re oxidada”, al igual que el caso anterior, es de 638.42 kg (generación diaria del horno de oxidación), la proporción en volumen de la mezcla $H_{2(g)}-N_{2(g)}$, el exceso de $H_{2(g)}$, la adición de carga fría formada por escoria CPS y escoria RAF (% en masa utilizada respecto a la generación diaria de esta carga fría), la proporción objetivo $CaO:Al_2O_3:SiO_2$ y de $Cu:Fe$ es la misma que el caso A.

En ambos procesos se pretende obtener tres productos a comercializar: cobre, material cementicio y una fase metálica de hierro, que en este caso es hierro fundido a 1550°C.

En la Tabla 7, Tabla 8 y Tabla 9 se detalla el balance del proceso análogo, es decir, aquel donde se formará hierro fundido para distintas adiciones de carga fría: 20%, 50% y 100% (% en masa a utilizar respecto a la masa de escorias CPS + escorias RAF generadas en un día en la fundición).

Tabla 7 Balance de masa 20% carga fría (Caso B)

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Escoria CT 're ox'			Cobre		
Cu₂O	5.88%	37.54	Cu	100.00%	543.60
FeO	33.79%	215.75	Total	100.00%	543.60
Fe₃O₄	26.26%	167.66	Hierro fundido		
ZnO	4.00%	25.53	Fe	100.00%	292.71
PbO	0.16%	1.02	Total	100.00%	292.71
Al₂O₃	1.96%	12.48	Material cementicio		
SiO₂	25.37%	161.95	ZnO	5.76%	25.91
CaO	0.79%	5.04	PbO	0.28%	1.24
MgO	0.57%	3.63	Al₂O₃	10.97%	49.35
Cl	0.09%	0.60	SiO₂	36.57%	164.49
O	1.13%	7.22	CaO	43.88%	197.39
Total	100.00%	638.42	MgO	0.81%	3.63
Escoria (CPS + RAF)			Cl	0.13%	0.60

Cu₂O	15.42%	1.47	O	1.60%	7.22
FeO	22.92%	2.19	Total	100.00%	449.83
Fe₃O₄	28.63%	2.73	Gases de salida		
ZnO	4.03%	0.38	H_{2(g)}	0.42%	2.52
PbO	2.32%	0.22	H₂O_(g)	18.60%	112.59
SiO₂	26.68%	2.55	N_{2(g)}	80.98%	490.16
Total	100.00%	9.55	Total	100.00%	605.27
Fundente					
CaO	83.67%	192.35			
Al₂O₃	16.33%	36.87			
Total	100.00%	229.22			
Gas reductor					
H_{2(g)}	2.99%	15.12			
N_{2(g)}	97.01%	490.16			
Total	100.00%	505.28			
Cobre					
Cu	100.00%	508.95			
Total	100.00%	508.95			

Tabla 8 Balance de masa 50% carga fría (Caso B)

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Escoria CT 're ox'			Cobre		
Cu₂O	5.88%	37.54	Cu	100.00%	553.85
FeO	33.79%	215.75	Total	100.00%	553.85
Fe₃O₄	26.26%	167.66	Hierro fundido		
ZnO	4.00%	25.53	Fe	100.00%	298.23
PbO	0.16%	1.02	Total	100.00%	298.23
Al₂O₃	1.96%	12.48	Material cementicio		
SiO₂	25.37%	161.95	ZnO	5.76%	26.49
CaO	0.79%	5.04	PbO	0.34%	1.57
MgO	0.57%	3.63	Al₂O₃	10.97%	50.49
Cl	0.09%	0.60	SiO₂	36.57%	168.32
O	1.13%	7.22	CaO	43.88%	201.98
Total	100.00%	638.42	MgO	0.79%	3.63
Escoria (CPS + RAF)			Cl	0.13%	0.60
Cu₂O	15.42%	3.68	O	1.57%	7.22
FeO	22.92%	5.47	Total	100.00%	460.29
Fe₃O₄	28.63%	6.83	Gases de salida		
ZnO	4.03%	0.96	H_{2(g)}	0.42%	2.57
PbO	2.32%	0.55	H₂O_(g)	18.60%	114.97

SiO₂	26.68%	6.37	N_{2(g)}	80.98%	500.51
Total	100.00%	23.86	Total	100.00%	618.05
Fundente					
CaO	83.67%	196.94			
Al₂O₃	16.33%	38.01			
Total	100.00%	234.95			
Gas reductor					
H_{2(g)}	2.99%	15.44			
N_{2(g)}	97.01%	500.51			
Total	100.00%	515.94			
Cobre					
Cu	100.00%	517.24			
Total	100.00%	517.24			

Tabla 9 Balance de masa 100% carga fría (Caso B)

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Escoria CT 're ox'			Cobre		
Cu₂O	5.88%	37.54	Cu	100.00%	570.93
FeO	33.79%	215.75	Total	100.00%	570.93
Fe₃O₄	26.26%	167.66	Hierro fundido		
ZnO	4.00%	25.53	Fe	100.00%	307.42
PbO	0.16%	1.02	Total	100.00%	307.42
Al₂O₃	1.96%	12.48	Material cementicio		
SiO₂	25.37%	161.95	ZnO	5.75%	27.45
CaO	0.79%	5.04	PbO	0.45%	2.13
MgO	0.57%	3.63	Al₂O₃	10.97%	52.40
Cl	0.09%	0.60	SiO₂	36.57%	174.68
O	1.13%	7.22	CaO	43.88%	209.62
Total	100.00%	638.42	MgO	0.76%	3.63
Escoria (CPS + RAF)			Cl	0.13%	0.60
Cu₂O	15.42%	7.36	O	1.51%	7.22
FeO	22.92%	10.94	Total	100.00%	477.73
Fe₃O₄	28.63%	13.67	Gases de salida		
ZnO	4.03%	1.92	H_{2(g)}	0.42%	2.66
PbO	2.32%	1.11	H₂O_(g)	18.60%	118.93
SiO₂	26.68%	12.74	N_{2(g)}	80.98%	517.75
Total	100.00%	47.73	Total	100.00%	639.34
Fundente					

CaO	83.67%	204.58
Al₂O₃	16.33%	39.92
Total	100.00%	244.50
Gas reductor		
H_{2(g)}	2.99%	15.97
N_{2(g)}	97.01%	517.75
Total	100.00%	533.72
Cobre		
Cu	100.00%	531.05
Total	100.00%	531.05

4.2. Balance de energía

4.2.1 Estimación temperatura final horno de oxidación de escoria CT

Para la base de cálculo del procesamiento de 1000 kg de concentrado seco en la fundición se tiene una generación diaria de 647.79 kg de escorias CT, estas son evacuadas en ollas desde el Convertidor Teniente en estado fundido, a una temperatura de 1250 °C aproximadamente y son vertidas en el horno de oxidación, para ser oxidadas nuevamente y permitir la eliminación total del azufre contenido en ella.

Para estimar la temperatura final alcanzada por el producto escoria “re oxidada” al interior del horno, se utilizó el módulo Heat and Material Balance del software HSC Chemistry 6.0, específicamente la opción denominada Temperature Balance. El cálculo se basa en un balance de energía utilizando un modelo adiabático, es decir, no hay pérdidas de calor al ambiente (caso ideal).

Se consideró que la escoria CT ingresa al horno de oxidación a 1250°C y el aire a 25°C, en las cantidades detalladas en el apartado de balance de masa.

El resultado del cálculo arrojó una temperatura final del sistema de 1282.8 °C. Esta es la temperatura que alcanzarían los productos escoria “re oxidada” y los gases de salida si todo el calor generado por las reacciones se mantuviera en el sistema. Esto significa que el calor interno generado fue suficiente para aumentar la temperatura del baño fundido, sin necesidad de quemar combustible adicional. El detalle de este cálculo se presenta en el Anexo B.

4.2.2. Balance de energía Caso A: Formación de arrabio

Para determinar el consumo energético del horno se desglosaron los casos de manera similar al balance de materia. Se consideró que tanto el hidrógeno como el fundente, el cobre, la carga fría (escoria CPS + RAF) y el carbón ingresan a 25 °C, mientras que la escoria CT ‘re oxidada’ ingresa

fundida a 1282.8 °C. Los productos generados, es decir, el cobre, el arrabio, el material cementicio y los gases, se extraen a las siguientes temperaturas: 1250 °C, 1350 °C, 1350 °C y 1200 °C

Con el objetivo de representar de manera más realista el comportamiento térmico del sistema, se asumió una eficiencia de calentamiento del 85% para el horno de reducción. Esta consideración permite aproximar las condiciones operacionales reales, donde una fracción de la energía suministrada al equipo se pierde por mecanismos como radiación, conducción a través de los refractarios y evacuación de gases calientes.

Bajo este enfoque, se calculó la energía total requerida por el sistema, la cual corresponde a la energía total que debe ser entregada al horno para compensar dichas pérdidas y asegurar que la energía útil efectivamente transferida a la carga sea suficiente para cubrir los requerimientos de calentamiento y reducción. Como resultado, su valor será superior a la energía útil estimada en el balance de energía idealizado.

En la Tabla 10 se muestra un resumen de los resultados de los consumos de energía para el caso A: formación de arrabio, variando la proporción en masa de carga fría, respecto a la cantidad de carga fría generada en un día de operación de la fundición. Estos casos son 20%, 50% y 100%p de carga fría (escorias CPS + escorias RAF). El desglose del balance de energía se encuentra en el Anexo C. Los cálculos se realizaron en base a 638.42 kg de escoria CT “re oxidada” generadas diariamente.

Tabla 10 Balance de energía para una base de 638.42 kg de escoria y para distintos %p de la carga fría generada (Caso A)

Carga fría (%p)	20%	50%	100%
Entrada (Mcal)	-1581.24	-1620.90	-1687.05
Salida (Mcal)	-1151.96	-1179.18	-1224.62
Balance (Mcal)	429.27	441.71	462.42
Energía total requerida (Mcal)	505.03	519.66	544.03
Consumo (kWh)	586.84	603.85	632.16

4.2.3. Balance de energía Caso B: Formación de hierro fundido

En la Tabla 11 se muestran resultados de los consumos de energía para el caso B. Las temperaturas de las corrientes que ingresan al horno de reducción son las mismas que el caso A. Respecto a la extracción de productos se consideró que el cobre se extrae a 1250 °C, el hierro reducido fundido a 1550 °C y el material cementicio a 1600 °C, y los gases de salida a 1400 °C (ver detalle del balance de energía en el Anexo C). Al igual que el caso A, este cálculo se estimó para el tratamiento de

638.42 kg de escorias CT “re oxidadas” que se generan en un día, y se consideró una eficiencia de calentamiento del 85%, para simular condiciones reales y compensar las pérdidas de energía.

Tabla 11 Balance de energía para distintos %p de la carga fría generada (Caso B)

%Carga fría (%p)	20%	50%	100%
Entrada (Mcal)	-1581.22	-1620.91	-1687.04
Salida (Mcal)	-1069.67	-1098.25	-1137.61
Balance (Mcal)	511.55	522.66	549.43
Energía total requerida (Mcal)	601.83	614.89	646.39
Consumo (kWh)	699.32	714.51	751.10

4.3. Estudio de mercado

4.3.1. Mercado de cemento – Clinker

El cemento es un producto compuesto por mezclas de caliza, arcilla y yeso. Es una de las principales materias primas de construcción, que puede ser distribuido en diferentes formatos, por ejemplo, en hormigón [84]. El principal insumo para su producción es el Clinker, que se obtiene a través de la calcinación de la caliza.

El cemento puede obtenerse mediante las siguientes vías: una planta integrada, donde se extrae y se calcina la caliza para finalmente realizar la molienda del Clinker; y a través de una planta de molienda, donde el Clinker se adquiere de un tercero (importación) y se muele para producir cemento [85].

La Figura 11 muestra la tendencia de la producción global del cemento. En 2018, la producción total de cemento alcanzó los 4.054 millones de toneladas alcanzando su peak en 2021: 4.395 millones de toneladas, esto representó un incremento del 4% en comparación con el año anterior. En 2022 se presentó una caída del 6% en la producción global de cemento debido a una desaceleración en las actividades de construcción en China, que es el mayor productor y consumidor [86].

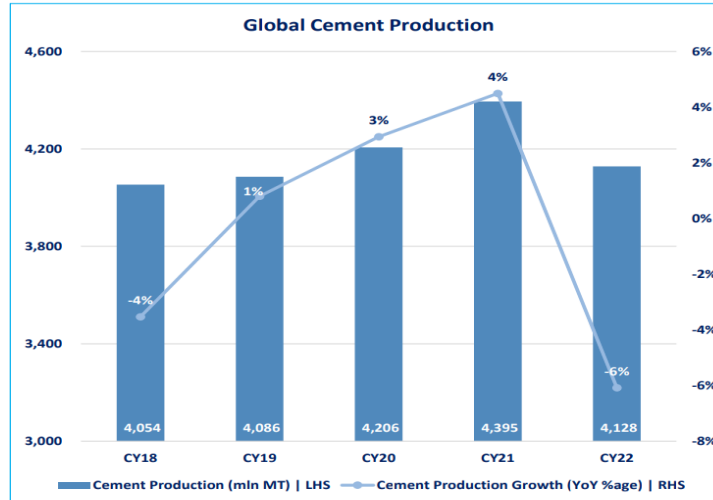


Figura 12 Participación por Regiones en la Producción del Cemento 2021P (%) [87].

En Latinoamérica, los principales países productores de cemento son Brasil, México, Colombia, Perú y Argentina, los cuales en el 2021 produjeron cerca al 79% de toda la producción de Latinoamérica y el Caribe. Respecto al consumo de cemento los países que lideran el ranking son Brasil, México, Colombia, Perú y Argentina. En la Figura 13 se muestran los principales consumidores junto al consumo en millones de toneladas por año (2018 - 2021). Según estos datos Chile consumió 4.75Mt de cemento, ocupando el octavo lugar respecto a consumo de cemento en el continente.

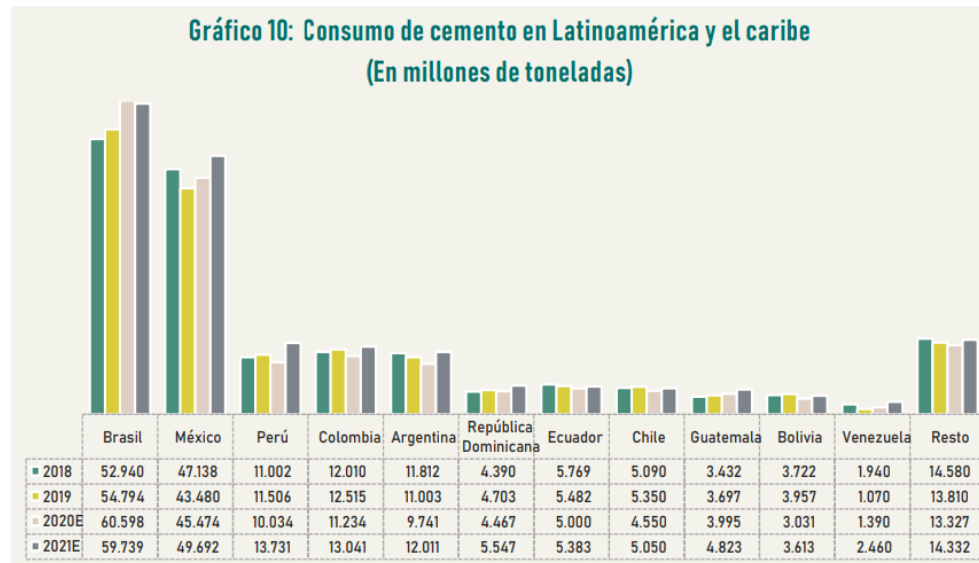


Figura 13 Consumo de cemento en Latinoamérica y el caribe (En millones de toneladas) [87].

De acuerdo con los datos publicados por el Observatory of Economic Complexity (OEC) se reporta que en el año 2018 alrededor del 60% del cemento producido en Chile se hizo con cemento o Clinker importado. En 2022, Chile importó \$133M en cementos sin pulverizar o Clinker. Las importaciones provienen principalmente de países como Perú (\$41.3M), Corea del Sur (\$39.4M) y Vietnam (\$31.8M) [88].

La industria cementera chilena enfrenta un elevado nivel de importaciones de Clinker debido a los altos costos de producción. Esto se debe al bajo contenido de carbonato de calcio en la caliza local, lo que implica procesos adicionales y costosos para mejorar su calidad. En Chile, el costo de la caliza alcanza los 18 USD por tonelada, mientras que en otros países no supera los 4 USD por tonelada [89].

Se estima que la industria cementera es responsable del 8% de las emisiones antrópicas de CO₂ [89]. Actualmente, la producción de una tonelada de cemento genera entre 0.65 y 0.95 toneladas de CO_{2(g)}. Aproximadamente el 55% de las emisiones de CO_{2(g)} en la producción de Clinker de cemento provienen de la conversión de la caliza (CaCO₃) en cal (CaO) [90]. Una medida que se puede adoptar para mitigar estas emisiones es la sustitución del Clinker, usando materiales alternativos como las escorias de alto horno o cenizas [89].

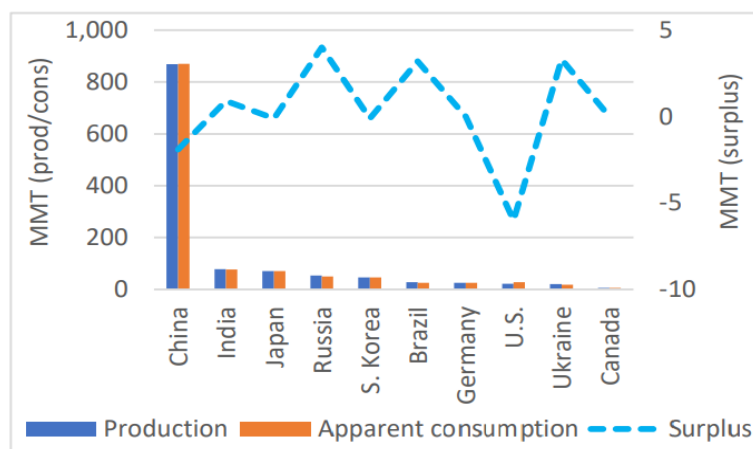
4.3.2. Mercado de arrabio

El arrabio se utiliza como materia prima en la producción de acero de alta calidad. Existen dos rutas principales para la producción del acero: las plantas integradas que procesan mineral de hierro en altos hornos, y las “miniacerías” que emplean hornos de arco eléctrico (EAF) usando como materias primas chatarra de acero y arrabio.

Los sectores automotriz y aeroespacial son los principales demandantes del acero. La construcción de proyectos de infraestructura y desarrollos relacionados con la energía a menudo requieren acero de alto rendimiento. En 2023, la región de Asia Pacífico lideró el mercado mundial. Se prevé una creciente demanda de arrabio, impulsada por el desarrollo de instalaciones de energía eólica, lo cual se alinea con las políticas que fomentan una mayor dependencia de fuentes de energía renovables [91].

En 2021, la producción mundial de arrabio fue de 1.400 millones de toneladas métricas, y China representó alrededor del 64% de la producción y consumo global. China produjo 869 millones de toneladas métricas de arrabio y consumió casi 871 millones de toneladas métricas en 2021. Excluyendo a China, los principales productores fueron India, Japón y Rusia. La Figura 14 esquematiza la producción global y consumo de arrabio en 2021.

Rusia, Brasil y Ucrania fueron los principales exportadores mundiales de arrabio debido a sus grandes capacidades de producción, que generan un excedente que permite ser comercializado internacionalmente [92].



Source: [World Steel Association](#)

Figura 14 Producción global y consumo de arrabio en 2021 (en Megatoneladas) [92].

Durante la última década el precio del arrabio ha tenido varias fluctuaciones (Figura 12). Entre 2016 y 2020 osciló entre 214 y 378 USD/ton. A partir del año 2020 se produjo un alza en el precio de este insumo alcanzando su máximo valor en 2022: 552 USD/ton. Antes de la guerra, Ucrania y la

Federación Rusa representaban alrededor del 60% de las exportaciones mundiales de arrabio. En 2022, Brasil se convirtió en el mayor exportador de arrabio a Estados Unidos, lo que compensó la disminución de suministros por parte de los países en conflicto [93]. Esto permitió que Brasil cotice la exportación de arrabio en su máximo valor alcanzado, es decir, en 655 USD/ton.

Luego, a nivel global hubo un descenso en el precio de exportación, esto se debe al contexto de escasa demanda y a la suspensión de derechos de exportación por parte de Rusia, lo que generó un exceso de oferta de hierro en puertos del Mar Negro [94].

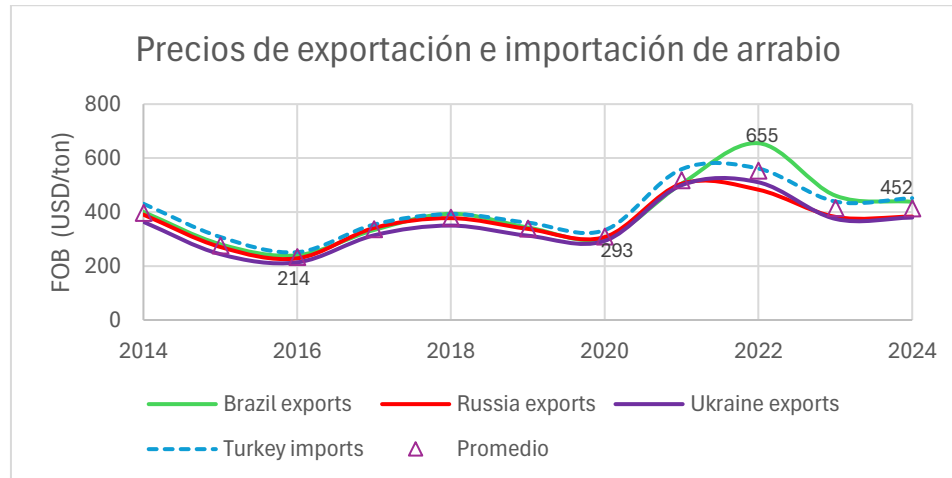


Figura 15 Precios de exportación e importación FOB de arrabio, en USD/ton (2014-2024). Elaboración propia en base a [95].

4.3.3. Mercado Hierro Reducido (DRI)

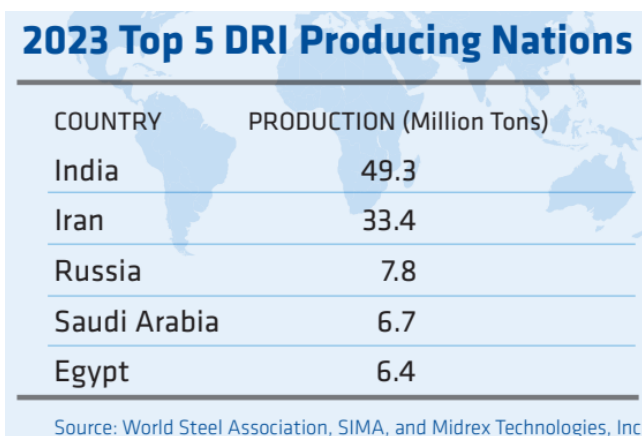
El mercado del hierro esponja se caracteriza por la producción de hierro poroso de alta pureza mediante procesos de reducción directa utilizando gas natural o carbón no coquizable. El hierro esponja sirve como materia prima crucial en la industria del acero para los hornos de arco eléctrico, también es usado como una alternativa al uso de chatarra [96]. Influenciado por el desarrollo de la infraestructura, el mercado exhibe volatilidad de precios y desempeña un papel vital en las regiones que experimentan un crecimiento económico, particularmente en el área de la construcción [97].

Los cambios significativos en la industria del acero están impulsando la demanda de hierro de reducción directa. Actualmente, la industria del acero está atravesando un cambio fundamental hacia una producción con menor contenido de carbono, lo que aumenta la demanda de tecnologías alternativas como el hierro de reducción directa. Se prevé que la producción de hierro de reducción

directa se separe de la producción de acero, a medida que el sector siderúrgico mundial se descarbonice gradualmente. Se espera que se procese más mineral de hierro en lugares donde haya fuentes de energía renovables disponibles y donde se pueda producir hidrógeno verde barato [98].

En 2023, India siguió siendo el mayor productor mundial de DRI, con un récord de 49.3 Mt. Irán alcanzó una producción de 33.4 Mt, es decir, tuvo un aumento del 1.5% con relación al año anterior. Rusia mantuvo su tercer lugar con 7.8 Mt en 2023. En la Figura 16 se resumen estas cifras.

Respecto a la demanda internacional de DRI, ISSB (International Steel Statistics Bureau) reportó que los tres principales importadores fueron India (1.6 Mt), Estados Unidos (1.3 Mt) e Italia (1.0 Mt) [99].



COUNTRY	PRODUCTION (Million Tons)
India	49.3
Iran	33.4
Russia	7.8
Saudi Arabia	6.7
Egypt	6.4

Source: World Steel Association, SIMA, and Midrex Technologies, Inc.

Figura 16 Top 5 países productores de DRI (2023) [99].

El tamaño del mercado de hierro de reducción directa (DRI) fue de USD 51.68 mil millones en 2023, y se espera que alcance USD 105.44 mil millones para 2031, con un crecimiento anual compuesto (CAGR) del 9.3% durante el período de 2024-2031 (Figura 17). En los últimos años, ha ganado popularidad debido a sus ventajas frente a los métodos tradicionales de formación de hierro ya que emite menos gases de efecto invernadero como el $\text{CO}_{2(g)}$, lo que reduce su impacto ambiental [96]. A medida que los productores de acero priorizan cada vez más la sostenibilidad y la eficiencia operativa, se espera que el mercado de DRI experimente un crecimiento robusto en los próximos años [100].



Figura 17 Mercado global DRI (2024-2031) (billones de USD) [96]

4.3.4. Mercado Chatarra de Hierro

La chatarra ferrosa desempeña un rol fundamental en la cadena de valor de la fabricación del acero, particularmente en los procesos que utilizan hornos de arco eléctrico (EAF). Este tipo de horno ha ganado una posición dominante en la industria siderúrgica debido a su capacidad para reciclar chatarra metálica como materia prima principal, permitiendo así una producción eficiente y más sostenible de acero. La chatarra se convierte, por tanto, en un insumo estratégico que permite responder a la creciente demanda de acero de alta calidad, con mayor flexibilidad operativa [101]. Las mini acerías modernas, dependen en gran medida de la chatarra ferrosa como materia prima. La calidad del acero producido está directamente relacionada con el tipo de chatarra utilizada. A continuación, se detallan los principales tipos de chatarra que estas instalaciones prefieren [102]:

- Chatarra industrial (Prompt Scrap): proviene de recortes y desechos generados durante procesos de transformación del acero (como estampado, corte), esta chatarra es altamente valorada por su buena calidad, es limpia, homogénea, no contiene óxido ni contaminantes.
- Chatarra triturada (Shredded Scrap): es chatarra que ha sido fragmentada en piezas pequeñas y uniformes mediante una máquina trituradora. Se genera principalmente a partir del reciclaje de autos y electrodomésticos. Posee una composición heterogénea, se clasifica post procesamiento [103].
- Chatarra pesada HMS (Heavy Melting Steel): es el término genérico para la mayoría de los tipos de chatarra de acero pesado provenientes de desmantelamiento industrial o construcción pesada (maquinarias, vigas). Su tamaño de corte no debe exceder los 1.5 m hpor 0.5 m. Existen dos tipos, el HMS 1 formado por piezas de acero al carbono limpias, sin recubrimientos ni galvanizados, y el HMS 2 que sí contiene la presencia de estos [104].

Durante el último año, los precios de la chatarra ferrosa en Estados Unidos han presentado variaciones significativas, como se observa en la Figura 18. A partir de abril de 2024, el precio del acero de fusión pesada (HMS) se situaba en torno a los 329 USD/ton, mientras que la chatarra industrial alcanzaba los 427 USD/ton y la triturada 395 USD/ton. En los meses posteriores los valores se mantuvieron relativamente estables con ligeras oscilaciones. Sin embargo, a partir de diciembre de 2024 se evidencia una recuperación sostenida en los precios de todos los tipos de chatarra ferrosa. Este repunte puede atribuirse a un aumento moderado en la demanda, especialmente desde las siderúrgicas que operan con hornos de arco eléctrico, y las restricciones impuestas por algunos exportadores clave. El punto más alto se alcanza en marzo de 2025, cuando el precio del HMS llega a 405 USD/ton, el de la chatarra industrial a 496 USD/ton y el de la triturada a 465 USD/ton. Estos niveles responden, además, a la reactivación parcial de consumo de acero en economías industrializadas [105].

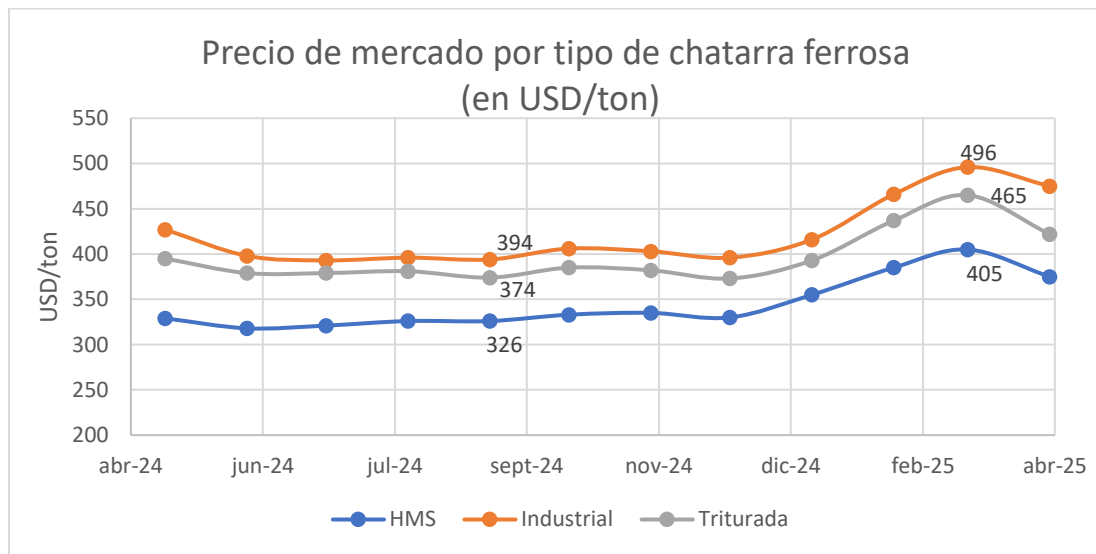
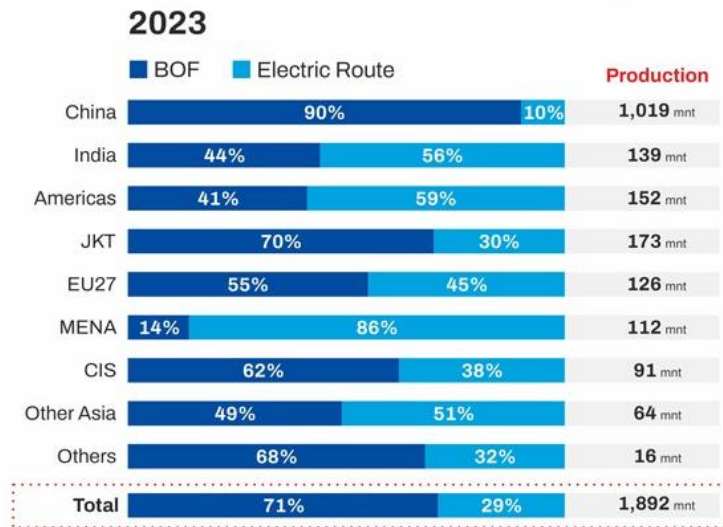


Figura 18 Precio de mercado por tipo de chatarra ferrosa (en USD/ton). Elaboración propia en base a [106].

Respecto a la distribución de la producción mundial de acero se tiene que en términos globales al 2023 el 71% del acero se elaboró mediante la ruta BOF, mientras que el 29% restante correspondió a la ruta del EAF. La Figura 19 presenta la participación porcentual de cada ruta por región geográfica, junto a la producción total de acero para ese año en millones de toneladas métricas. Se puede observar que en China y regiones como JKT (Japón, Corea y Taiwán) se mantienen fuertemente ligadas al BOF. Por el contrario, regiones como MENA (Medio Oriente y Norte de África) presentan un perfil radicalmente distinto: el 86% de su producción provino de la ruta eléctrica, lo que

se atribuye a su alta disponibilidad de chatarra ferrosa y costos competitivos en energía eléctrica [107].



Source : WSA, BigMint

Figura 19 Participación de BOF y ruta eléctrica en la producción global de acero [107]

En conclusión, la ruta de producción mediante horno de arco eléctrico (EAF) y el uso de chatarra como materia prima presentan una tendencia creciente a nivel mundial, impulsada por la necesidad de descarbonizar la industria del acero, reducir costos y mejorar la eficiencia energética. Se proyecta un aumento sostenido en la demanda de chatarra ferrosa, especialmente en regiones con políticas ambientales estrictas y acceso a energía renovable, consolidando al EAF como una solución clave para una siderurgia más sostenible [108].

CAPÍTULO 5.- RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. Evaluación económica

En la evaluación económica se verán los ítems que permiten definir cuál es la alternativa más conveniente para que el proyecto sea implementado en la industria. El análisis incluye gastos de inversión, costos operacionales e ingresos percibidos. Con los datos recopilados, se calcularán parámetros económicos clave, como el Valor Actual Neto (VAN) y la Tasa Interna de Retorno (TIR), y se analizará el impacto de las variables que inciden en el proceso.

La evaluación comercial se realizó tomando en consideración que la planta estará en funcionamiento 350 días/año. Mediante el balance de masa para la fundición Hernán Videla Lira se estimó que, para tratar 1000 kg de concentrado seco diario, se generan 647.79 kg de escorias CT, y 47.73 kg de escorias CPS + escorias RAF. Lo anterior implica una generación total de 695.52 kg de escorias por día. Escalando estos valores a la capacidad real de la planta (1000 toneladas/día), se obtiene una producción anual de 243 432 toneladas de escorias. Para efectos de estimación económica, este valor se aproxima a 240 000 toneladas de escorias por año. Todas las alternativas serán evaluadas para caso con proyecto vs sin proyecto.

5.2. Estimación CAPEX

El CAPEX son todas las inversiones en bienes capitales en que se incurre para poner en marcha y mantener el proyecto en el tiempo. Esto incluye los costos de capital por compra de equipos, y los costos de inversión, que son costos en que el dueño incurrirá durante el desarrollo del proyecto, en las etapas de ingeniería, construcción y puesta en marcha.

5.2.1. Costo de equipos

En la Tabla 12 se entrega el costo de capital de los equipos necesarios para el proyecto, que consiste en un horno de oxidación, un horno eléctrico de reducción en baño con hidrógeno junto a sus unidades auxiliares y un circuito conformado por un molino de bolas con sus respectivas instalaciones auxiliares. La estimación del costo del horno eléctrico y del horno de oxidación se detalla en el Anexo D.

Tabla 12 Costos de equipos para la producción de arrabio, hierro fundido y aditivo al Clinker

Equipos	Costo total (USD)
Previa oxidación escoria CT	
Horno Oxidación	\$ 8 045 853
Reducción en baño con hidrógeno	
Horno Eléctrico	\$ 10 687 882
Unidades Auxiliares	\$ 5 403 825
Total	\$ 16 091 707
Circuito molienda material cementicio	
Molino de bolas	\$ 1 000 000
Unidades Auxiliares	\$ 1 400 000
Total	\$ 2 400 000
Total Equipos	\$ 26 537 560

5.2.2. Costos de inversión

Los costos de inversión se detallan en la Tabla 13, estos fueron realizados en base a la Tabla 39 del Anexo E. Se consideró la misma inversión para todos los casos, ya que ambos requieren de los mismos equipos cuya capacidad es similar, debido al volumen de escorias a tratar.

Tabla 13 Costos de inversión para la producción de arrabio, hierro fundido y aditivo al Clinker.

Costos de inversión	Costo total (USD)
Costos equipos comprados	\$26 537 560
Costos equipos instalados	\$34 498 828
Cañerías (Piping)	\$ 3 449 883
Instrumentación	\$ 1 724 941
Edificios y trabajos de terreno	\$ 6 899 766
Auxiliares	\$ 8 624 707
Costo total físico	\$81.735 684
Ingeniería y construcción	\$16 347 137
Contingencias	\$ 8 173 568
Costo total inversión	\$106 256 390

5.3. Estimación OPEX

El OPEX representa los costos permanentes que se tienen para darle funcionamiento a un negocio, proyecto o producto. Para el estudio comprenden tres partes: gastos administrativos, consumo energético y costo de insumos.

5.3.1. Gastos administrativos

Los gastos administrativos corresponden a los gastos asociados con la remuneración del personal que interviene en las actividades operativas de la organización. En la Tabla 14 se presentan los costos vinculados a los recursos humanos, considerando la estructura de cargos y la cantidad de trabajadores requeridos para el proyecto. La distribución de cargos y el número de trabajadores se extrajeron de un estudio que corresponde a un proyecto de similar magnitud [109]. Estos valores se han mantenido. Sin embargo, los sueldos anuales han sido actualizados a valores actuales [110], con el fin de representar las condiciones actuales del mercado.

Tabla 14 Gastos administrativos, en USD/año

Cargo	Sueldo anual (USD)	N° personas	Sueldo total anual (USD)
Gerente	\$102 017	1	\$102 017
Jefe de Área	\$ 47 820	1	\$ 47 820
Ingeniero de Proceso	\$ 79 701	2	\$159 402
Auxiliares	\$ 15 940	16	\$255 043
Operador de Sala	\$ 28 692	12	\$344 307
Operador de Terreno	\$ 25 503	12	\$306 033
Total			\$1 214 622

5.3.2. Consumo energético

Comprende los costos asociados al consumo de energía eléctrica requerida para las operaciones del horno eléctrico de reducción y circuito de molienda y clasificación. La potencia del horno eléctrico fue previamente calculada a través de un balance de energía (ver Tabla 10 y Tabla 11). En el caso de circuito de molienda y clasificación el consumo energético se estimó en 19.5 kWh/ton [111]. Luego, para estimar el consumo de la granalladora se tomó el valor reportado en el estudio realizado por Candia [109], donde se calculó que esta consumiría aproximadamente 25 kWh/ton, lo que equivale a un cuarto de la energía que se utiliza en la molienda de la industria cementera.

Para calcular el gasto eléctrico se consideró el precio de la tarifa eléctrica para consumo industrial en Chile, que es de \$0.136 USD por kWh [112].

En la Tabla 15 y Tabla 16 se precisa el costo del consumo energético requerido para las operaciones de ambos casos, la primera respecto a la producción de arrabio, y la segunda respecto a la producción de hierro fundido.

Tabla 15 Consumo energético para la producción de arrabio (caso A), en USD/año

Consumo energético	Costo anual (USD)		
	20 (%p)	50 (%p)	100 (%p)
Horno Eléctrico de reducción	\$ 39 060 420	\$ 41 013 618	\$ 44 369 124
Circuito molienda y clasificación	\$ 417 536	\$ 427 244	\$ 443 425
Granalladora	\$ 535 302	\$ 547 749	\$ 568 494
Total (USD)	\$ 40 013 257	\$ 41 988 611	\$ 45 381 043

Tabla 16 Consumo energético para la producción de hierro fundido (caso B), en USD/año

Consumo energético	Costo anual (USD)		
	20 (%p)	50 (%p)	100 (%p)
Horno Eléctrico de reducción	\$ 46 141 404	\$ 48 106 886	\$ 52 259 467
Circuito molienda y clasificación	\$ 417 536	\$ 427 244	\$ 443 425
Granalladora	\$ 535 302	\$ 547 749	\$ 568 494
Total (USD)	\$ 47 094 241	\$ 49 081 879	\$ 53 271 386

5.3.3. Costos de insumos

Corresponden a todos los gastos asociados a la adquisición de materiales o productos para la ejecución del proyecto. Incluye tanto los costos unitarios de cada insumo como las cantidades requeridas. La estimación se realizó para el tratamiento de 240 000 toneladas de escorias anuales en la fundición HVL. El detalle del cálculo de cantidad de insumos requerido se encuentra en el Anexo F. Los costos unitarios fueron determinados en base a los precios de cada insumo indicados en el Anexo H. Para el caso de las escorias, a estas se les asignó un valor en función de la cantidad de cobre recuperable contenido en ellas. Se consideró que este valor es equivalente al 60% del precio de los cátodos, ya que en los procesos convencionales de tratamiento de escorias solo es posible recuperar aproximadamente del 80% del cobre en masa de una escoria con una ley de ~5% Cu. Esta aproximación del valor económico de las escorias considera, además, los costos asociados a su tratamiento.

Las leyes de cobre de las escorias consideradas para este nuevo proceso, es decir, escoria CT, escoria CT 're oxidada' y mezcla de escorias CPS y RAF son las siguientes: 5.15%, 5.22% y 13.69%. Con ello fue posible valorizar las escorias, asignándole un costo unitario en función de la masa de cobre recuperable para cada una de ellas en un año.

El precio del cobre considerado, tanto para la compra del insumo como para la venta del cobre fue 4.54 USD/lb [113], equivalente a 10 006 USD/ton.

En la Tabla 17 y Tabla 18 se muestra el costo de los insumos para caso A y caso B en dólares por año. Estos constituyen egresos. El detalle del cálculo se presenta en el Anexo F.

Tabla 17 Costo de insumos para la producción de arrabio (caso A), en USD/año

Insumos y suministros	Costo unitario (USD/unidad)	Costo anual (USD)		
		20(%p)	50(%p)	100(%p)
Escoria CT (ton)	\$ 309	\$ 74 138 515	\$ 74 138 515	\$ 74 138 515
O _{2(g)} (ton)	\$ 4	\$ 20 180	\$ 20 180	\$ 20 180
N _{2(g)} (ton)	\$ 4	\$ 66 453	\$ 66 453	\$ 66 453
Escoria CT 're ox' (ton)	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Escoria CPS+RAF (ton)	\$ 822	\$ 2 906 454	\$ 7 109 041	\$ 13 723 576
H _{2(g)} (ton)	\$ 2 565	\$ 14 362 903	\$ 14 349 046	\$ 14 327 236
N _{2(g)} (ton)	\$ 4	\$ 726 202	\$ 725 501	\$ 724 398
Coque (ton)	\$ 200	\$ 903 469	\$ 900 600	\$ 896 085
CaO (ton)	\$ 158	\$ 11 245 386	\$ 11 264 499	\$ 11 294 582
Al ₂ O ₃ (ton)	\$ 469	\$ 6 406 778	\$ 6 463 148	\$ 6 551 870
Cu (ton)	\$ 10 006	\$ 1 886 277 549	\$ 1 875 547 648	\$ 1 858 659 644
H ₂ O granallado (m ³)	\$ 1	\$ 25 978	\$ 26 582	\$ 27 589
Bolas de molienda (kg)	\$ 1	\$ 188 930	\$ 193 323	\$ 200 645
Total (USD)		\$ 1 997 268 797	\$ 1 990 804 537	\$ 1 980 630 774

Tabla 18 Costo de insumos para la producción de hierro fundido (caso B), en USD/año

Insumos y suministros	Costo unitario (USD/unidad)	Costo anual (USD)		
		20(%p)	50(%p)	100(%p)
Escoria CT (ton)	\$ 309	\$ 74 138 515	\$ 74 138 515	\$ 74 138 515
O _{2(g)} (ton)	\$ 4	\$ 20 180	\$ 20 180	\$ 20 180
N _{2(g)} (ton)	\$ 4	\$ 66 453	\$ 66 453	\$ 66 453
Escoria CT 're ox' (ton)	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Escoria CPS+RAF (ton)	\$ 822	\$ 2 906 454	\$ 7 109 041	\$ 13 723 576
H _{2(g)} (ton)	\$ 2 565	\$ 14 362 903	\$ 14 349 046	\$ 14 327 236
N _{2(g)} (ton)	\$ 4	\$ 726 202	\$ 725 501	\$ 724 398
CaO (ton)	\$ 158	\$ 11 245 386	\$ 11 264 499	\$ 11 294 582
Al ₂ O ₃ (ton)	\$ 469	\$ 6 406 778	\$ 6 463 148	\$ 6 551 870
Cu (ton)	\$ 10 006	\$ 1 886 277 549	\$ 1 875 547 648	\$ 1 858 659 644
H ₂ O granallado (m ³)	\$ 1	\$ 25 978	\$ 26 582	\$ 27 589
Bolas de molienda (kg)	\$ 1	\$ 188 930	\$ 193 323	\$ 200 645
Total (USD)		\$ 1 996 365 327	\$ 1 989 903 937	\$ 1 979 734 689

5.4. Ingresos por ventas

El ingreso por ventas es el monto generado por la comercialización de bienes o servicios en un período determinado. Los productos que se venderán serán: cobre, arrabio – para el caso A -, hierro fundido - para el caso B – y material cementicio. Se consideró que el precio de venta del cobre será 4.54 USD/lb, el del material cementicio 140 USD/ton, el de arrabio 440 USD/ton y el del hierro fundido ~350 USD/ton. Para este último se estimó un valor similar al precio de venta de la chatarra ferrosa, un insumo ampliamente utilizado en los hornos eléctricos en las mini-acerías, para la fabricación del acero.

En la Tabla 19 y Tabla 20 se muestran los valores obtenidos para el ítem ingresos por ventas, en dólares por año. En el Anexo G se muestra el detalle de los cálculos realizados para los productos generados.

Tabla 19 Ingresos por ventas para la producción de arrabio (caso A), en USD/año

Productos	Precio venta (USD/ton)	Ingreso anual (USD)		
		20(%p)	50(%p)	100(%p)
Cobre	\$ 10 006	\$ 2 014 685 838	\$ 2 008 288 802	\$ 1 998 220 381
Arrabio	\$ 440	\$ 49 668 217	\$ 49 510 510	\$ 49 262 293
Material cementicio	\$ 140	\$ 23 326 022	\$ 23 352 370	\$ 23 393 839
Total (USD)		\$ 2 087 680 077	\$ 2 081 151 683	\$ 2 070 876 513

Tabla 20 Ingresos por ventas para la producción de hierro fundido (caso B), en USD/año

Productos	Precio venta (USD/ton)	Ingreso anual (USD)		
		20(%p)	50(%p)	100(%p)
Cobre	\$ 10 006	\$ 2 014 685 838	\$ 2 008 288 802	\$ 1 998 220 381
Fe	\$ 350	\$ 37 945 705	\$ 37 825 219	\$ 37 635 585
Material cementicio	\$ 140	\$ 23 326 022	\$ 23 352 370	\$ 23 393 839
Total (USD)		\$ 2 075 957 565	\$ 2 069 466 392	\$ 2 059 249 806

5.5. Flujos de caja

El flujo de caja es una herramienta clave en la evaluación financiera de proyectos ya que permite analizar la capacidad del proyecto para generar ingresos suficientes que cubran tanto los costos operativos como la recuperación de la inversión inicial, asegurando su rentabilidad a través del tiempo.

Para el presente proyecto se consideró un horizonte de 10 años, una tasa de descuento de 10% y un impuesto del 27%, consistentes con los parámetros utilizados en proyectos de escala similar [109] [111].

A continuación, se detalla el flujo de caja con ingresos y egresos que formula este estudio para los distintos casos expuestos, para un tratamiento de 240000 toneladas de escorias anuales generadas en la fundición HVL.

5.5.1. Flujos de caja producción de arrabio

En esta sección se presentan los flujos de caja para la obtención de tres productos de uso comercial: cobre, arrabio y material cementicio. Se desglosan tres casos, donde varía la proporción en masa de carga fría compuesta por una mezcla de escoria CPS y escoria RAF. Los casos son 20%p, 50%p y 100%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de esta (ver Tabla 21, Tabla 22 y Tabla 23).

Tabla 21 Flujo de caja caso producción arrabio (20%p carga fría)

Año	0	1	2	3	4
Ingresos		\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077
Costos operacionales		\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676
UAI	\$ - 106 256 390	\$ 49 183 401	\$ 49 183 401	\$ 49 183 401	\$ 49 183 401
Impuesto (27%)		\$ 13 279 518	\$ 13 279 518	\$ 13 279 518	\$ 13 279 518
Inversión	\$ 106 256 390				
Flujo Caja Neto	\$ - 106 256 390	\$ 35 903 883	\$ 35 903 883	\$ 35 903 883	\$ 35 903 883

5	6	7	8	9	10
\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077	\$ 2 087 680 077
\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676	\$ 2 038 496 676
\$ 49 183 401	\$ 49 183 401	\$ 49 183 401	\$ 49 183 401	\$ 49 183 401	\$ 49 183 401
\$ 13 279 518	\$ 13 279 518	\$ 13 279 518	\$ 13 279 518	\$ 13 279 518	\$ 13 279 518
\$ 35 903 883	\$ 35 903 883	\$ 35 903 883	\$ 35 903 883	\$ 35 903 883	\$ 35 903 883

Tabla 22 Flujo de caja caso producción arrabio (50%p carga fría)

Año	0	1	2	3	4
Ingresos		\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683
Costos operacionales		\$ 2 034 007 771	\$ 2 034 007 771	\$ 2 034 007 771	\$ 2 034 007 771
UAI	\$ - 106 256 390	\$ 12 728 856	\$ 12 728 856	\$ 12 728 856	\$ 12 728 856
Impuesto (27%)		\$ 6 855 767	\$ 6 855 767	\$ 6 855 767	\$ 6 855 767
Inversión	\$ 106 256 390				
Flujo Caja Neto	\$ - 106 256 390	\$ 34 415 056	\$ 34 415 056	\$ 34 415 056	\$ 34 415 056

5	6	7	8	9	10
\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683	\$ 2 081 151 683
\$ 2 106 543 413	\$ 2 034 007 771	\$ 2 034 007 771	\$ 2 034 007 771	\$ 2 034 007 771	\$ 2 034 007 771
\$ - 25 391 730	\$ 12 728 856	\$ 12 728 856	\$ 12 728 856	\$ 12 728 856	\$ 12 728 856
\$ - 6 855 767	\$ 6 855 767	\$ 6 855 767	\$ 6 855 767	\$ 6 855 767	\$ 6 855 767
\$ - 18 535 963	\$ 34 415 056	\$ 34 415 056	\$ 34 415 056	\$ 34 415 056	\$ 34 415 056

Tabla 23 Flujo de caja caso producción arrabio (100%p carga fría)

Año	0	1	2	3	4
Ingresos		\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513
Costos operacionales		\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439
UAI	\$ - 106 256 390	\$ 43 650 074	\$ 43 650 074	\$ 43 650 074	\$ 43 650 074
Impuesto (27%)		\$ 11 785 520	\$ 11 785 520	\$ 11 785 520	\$ 11 785 520
Inversión	\$ 106 256 390				
Flujo Caja Neto	\$ - 106 256 390	\$ 31 864 554	\$ 31 864 554	\$ 31 864 554	\$ 31 864 554

5	6	7	8	9	10
\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513	\$ 2 070 876 513
\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439	\$ 2 027 226 439
\$ 43 650 074	\$ 43 650 074	\$ 43 650 074	\$ 43 650 074	\$ 43 650 074	\$ 43 650 074
\$ 11 785 520	\$ 11 785 520	\$ 11 785 520	\$ 11 785 520	\$ 11 785 520	\$ 11 785 520
\$ 31 864 554	\$ 31 864 554	\$ 31 864 554	\$ 31 864 554	\$ 31 864 554	\$ 31 864 554

5.5.2. Flujos de caja producción de hierro fundido

En este apartado se detallan los flujos de caja para la obtención de cobre, hierro fundido y material cementicio. Tal como se realizó anteriormente, se desglosan tres casos: 20%p, 50%p y 100%p de adición de carga fría (ver Tabla 24, Tabla 25 y Tabla 27).

Tabla 24 Flujo de caja caso producción hierro fundido (20%p carga fría)

Año	0	1	2	3	4
Ingresos		\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565
Costos operacionales		\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191
UAI	\$ - 106 256 390	\$ 31 283 374	\$ 31 283 374	\$ 31 283 374	\$ 31 283 374
Impuesto (27%)		\$ 8 446 511	\$ 8 446 511	\$ 8 446 511	\$ 8 446 511
Inversión	\$ 106 256 390				
Flujo Caja Neto	\$ - 106 256 390	\$ 22 836 863	\$ 22 836 863	\$ 22 836 863	\$ 22 836 863

5	6	7	8	9	10
\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565	\$ 2 075 957 565
\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191	\$ 2 044 674 191
\$ 31 283 374	\$ 31 283 374	\$ 31 283 374	\$ 31 283 374	\$ 31 283 374	\$ 31 283 374
\$ 8 446 511	\$ 8 446 511	\$ 8 446 511	\$ 8 446 511	\$ 8 446 511	\$ 8 446 511
\$ 22 836 863	\$ 22 836 863	\$ 22 836 863	\$ 22 836 863	\$ 22 836 863	\$ 22 836 863

Tabla 25 Flujo de caja caso producción hierro fundido (50%p carga fría)

Año	0	1	2	3	4
Ingresos		\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392
Costos operacionales		\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438
UAI	\$ - 106 256 390	\$ 29 265 953	\$ 29 265 953	\$ 29 265 953	\$ 29 265 953
Impuesto (27%)		\$ 7 901 807	\$ 7 901 807	\$ 7 901 807	\$ 7 901 807
Inversión	\$ 106 256 390				
Flujo Caja Neto	\$ - 106 256 390	\$ 21 364 146	\$ 21 364 146	\$ 21 364 146	\$ 21 364 146

5	6	7	8	9	10
\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392	\$ 2 069 466 392
\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438	\$ 2 040 200 438
\$ 29 265 953	\$ 29 265 953	\$ 29 265 953	\$ 29 265 953	\$ 29 265 953	\$ 29 265 953
\$ 7 901 807	\$ 7 901 807	\$ 7 901 807	\$ 7 901 807	\$ 7 901 807	\$ 7 901 807
\$ 21 364 146	\$ 21 364 146	\$ 21 364 146	\$ 21 364 146	\$ 21 364 146	\$ 21 364 146

Tabla 26 Flujo de caja caso producción hierro fundido (100%p carga fría)

Año	0	1	2	3	4
Ingresos		\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806
Costos operacionales		\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697
UAI	\$ - 106 256 390	\$ 25 029 109	\$ 25 029 109	\$ 25 029 109	\$ 25 029 109
Impuesto (27%)		\$ 6 757 859	\$ 6 757 859	\$ 6 757 859	\$ 6 757 859
Inversión	\$ 106 256 390				
Flujo Caja Neto	\$ - 106 256 390	\$ 18 271 249	\$ 18 271 249	\$ 18 271 249	\$ 18 271 249

5	6	7	8	9	10
\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806	\$ 2 059 249 806
\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697	\$ 2 034 220 697
\$ 25 029 109	\$ 25 029 109	\$ 25 029 109	\$ 25 029 109	\$ 25 029 109	\$ 25 029 109
\$ 6 757 859	\$ 6 757 859	\$ 6 757 859	\$ 6 757 859	\$ 6 757 859	\$ 6 757 859
\$ 18 271 249	\$ 18 271 249	\$ 18 271 249	\$ 18 271 249	\$ 18 271 249	\$ 18 271 249

5.6. Indicadores económicos

Existen indicadores de evaluación económica como el valor actual neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR). Estas herramientas financieras permiten evaluar la rentabilidad del proyecto y seleccionar cual es la mejor opción en la toma de decisiones. Para obtener estos indicadores económicos se evaluó cada escenario por separado, para posteriormente ser comparados entre sí, con el fin de obtener cuál es la mejor opción de procesamiento de las escorias y definir su viabilidad técnica y económica.

En la Tabla 27 y Tabla 28 se tiene el resumen comparativo para los distintos escenarios expuestos anteriormente.

Tabla 27 Resumen indicadores económicos caso A (20%, 50%, 100%p carga fría)

	Caso A: Producción de Arrabio		
	20%	50%	100%
VAN	\$ 114 357 428	\$ 105 209 230	\$ 89 537 500
TIR	31.6%	30.0%	27.3%

Tabla 28 Resumen indicadores económicos caso B (20%, 50%, 100%p carga fría)

	Caso B: Producción de hierro fundido		
	20%	50%	100%
VAN	\$ 34 066 248	\$ 25 017 039	\$ 6 012 528
TIR	17.0%	15.2%	11.3%

Se puede observar que para ambos escenarios el VAN es positivo lo cual respalda la viabilidad económica de las dos alternativas bajo los supuestos adoptados. No obstante, el caso A (producción de arrabio) exhibe valores de VAN en un rango aproximado de 89 a 114 MUSD, mientras que en el Caso B (producción de hierro fundido) este indicador oscila entre 6 y 34 MUSD. Esta diferencia evidencia que la fabricación de arrabio genera un valor neto sustancialmente mayor que la producción de hierro fundido. Del mismo modo, la TIR del arrabio (31.6 %, 30.0 % y 27.3 %) supera con holgura a la del hierro fundido (17.0 %, 15.2 % y 11.3 %), estando ambas por encima de la tasa de descuento del 10 %. Estos resultados muestran que, aunque los dos esquemas son viables, la producción de arrabio no solo genera un mayor valor absoluto, sino que también es menos sensible al aumento de la proporción de escoria fría, mientras que el proyecto de hierro fundido ve reducida su rentabilidad de forma mucho más pronunciada al incrementarse la carga fría.

Por tanto, el mejor caso corresponde a la producción de arrabio con un 20 % de carga fría, ya que en este escenario se alcanza el mayor VAN (114.36 MUSD) y la mayor TIR (31.6 %). Este resultado se explica por el mayor rendimiento de generación de arrabio por tonelada de escoria tratada, mayores ingresos anuales, y un menor costo energético en comparación con los demás escenarios evaluados.

En la Figura 20 se presenta una comparación visual del VAN (gráfico de barras) y la TIR (gráfico de líneas).

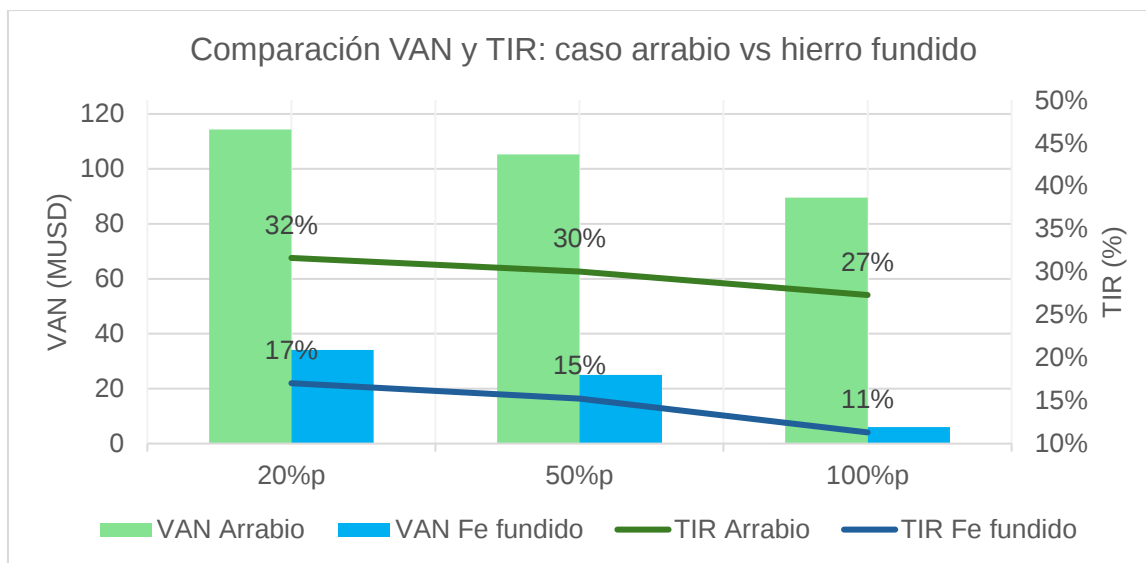


Figura 20 Comparación VAN y TIR: caso arrabio vs hierro fundido

En la Figura 20 se puede apreciar con claridad la magnitud de la diferencia entre ambos esquemas: en términos de VAN, la producción de arrabio supera en más de 3 veces al 20% de carga fría, en más de 4 veces al 50% y en casi 15 veces al 100% de carga fría. De forma análoga, la TIR del arrabio es aproximadamente el doble que la del hierro fundido en los tres escenarios, lo que pone de manifiesto la mucho mayor rentabilidad financiera del primer caso.

La brecha de VAN entre la producción de arrabio y la de hierro fundido se explica fundamentalmente por dos variables: el precio de venta del producto de hierro y el costo energético anual, tal como se ilustra en la Figura 21 y Figura 22.

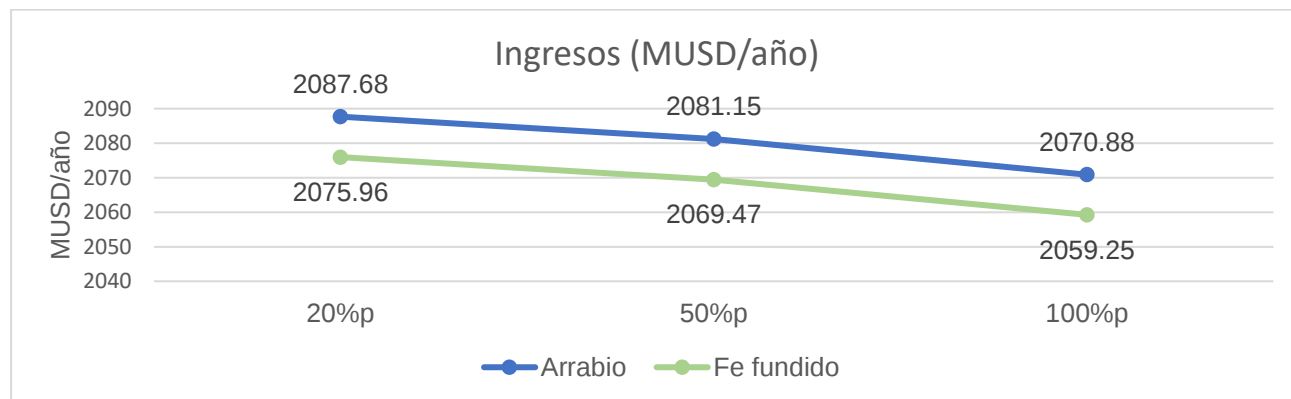


Figura 21 Ingresos (MUSD/año) caso arrabio vs caso hierro fundido para distintos %p carga fría

La Figura 21 compara los ingresos anuales promedio de los procesos de arrabio y de hierro fundido al variar la proporción de escoria fría (20 %p, 50 %p y 100 %p), considerando un precio de venta de arrabio de ~440 USD/ton y de 350 USD/ton para el hierro fundido. En todos los escenarios el arrabio genera sistemáticamente más ingresos que el hierro fundido, manteniendo un diferencial de alrededor de 12 MUSD/año. El comportamiento descendente de los ingresos anuales se explica principalmente por la disminución progresiva en el rendimiento de generación de producto férrico por tonelada de escoria tratada, conforme aumenta el porcentaje de carga fría. Esta tendencia se aprecia claramente en la Tabla 42 y Tabla 43 del Anexo G. Aunque la diferencia en toneladas de producto generado por tonelada de escoria tratada parece marginal, al considerar una base anual de 240000 de toneladas de escoria tratada se observa como repercute directamente en los ingresos percibidos anuales. Por lo tanto, esta caída en el rendimiento refleja una menor eficiencia de recuperación de hierro desde escorias a medida que se incrementa la carga fría, lo cual es la principal causa de la reducción en los ingresos anuales.

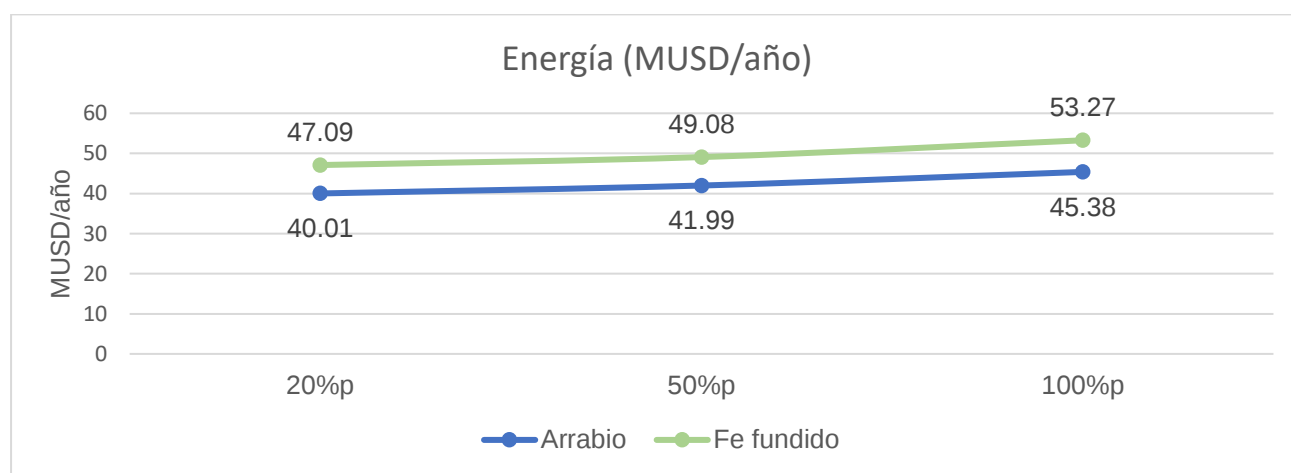


Figura 22 Costo energético HELE (MUSD/año) caso arrabio vs caso hierro fundido para distintos %p carga fría

En la Figura 22 se presenta de forma gráfica la evolución del costo energético anual, el cual representa un componente relevante dentro de los costos operacionales que afectan directamente los flujos de caja y, en consecuencia, las utilidades netas del proyecto. Se puede observar que a mayor cantidad de carga fría añadida mayores son los costos energéticos anuales, generando una diferencia de aproximadamente 7 MUSD/año entre el caso del arrabio y el hierro fundido. Este comportamiento se encuentra respaldado en los resultados del balance de energía presentados en la Tabla 10 y Tabla 11, donde se detallan los consumos de energía para cada caso. En el caso del

arrabio, el consumo eléctrico varía entre 586.84 kWh y 632.16 kWh por cada 638.42 kg de escoria tratada, mientras que para el hierro fundido el consumo es aún mayor, alcanzando un rango entre 699.32 kWh y 751.10 kWh. Esta diferencia refleja una mayor exigencia energética del proceso, tanto por la necesidad de elevar la temperatura de materiales fríos como por la menor eficiencia térmica global, considerando una eficiencia de calentamiento asumida del 85 %.

A partir de la información presentada en el documento, se analizaron dos grandes alternativas de tratamiento integrado de escorias en una fundición de cobre: por un lado, la producción de arrabio (caso A) y, por otro, la producción de hierro fundido (Caso B). En ambos casos, además de recuperar cobre, se busca obtener un material cementicio, lo que da lugar a flujos de ingresos adicionales y promueve la economía circular.

Se realizaron balances de masa para cada equipo tomando como base lo que fue la operación de la fundición Hernán Videla Lira de Enami que operó en Paipote. El objetivo fue estimar la cantidad y composición de las escorias generadas en ella: escorias de fusión, conversión y piro-refinación. Se propuso el tratamiento de todas las escorias en un solo reactor mediante un proceso de reducción usando hidrógeno verde. Para maximizar la recuperación de Fe se ajustó la composición de CaO , Al_2O_3 y SiO_2 , hasta alcanzar una proporción 48:12:40. El hidrógeno se inyectó mezclado con nitrógeno, en proporción 30 % vol. $\text{H}_{2(g)}$ y 70 % vol. $\text{N}_{2(g)}$ y se consideró un exceso de $\text{H}_{2(g)}$ del 20%. Luego, en una segunda etapa se agregó carbón para formar arrabio líquido, y se agregó cobre, hasta alcanzar una proporción Cu:Fe de 65:35.

En el estudio se sugiere el uso de un horno de oxidación para reducir el contenido de azufre de la escoria CT a un 0%, y el uso de un horno eléctrico para la reducción de las escorias, usando como carga fría una mezcla de escorias CPS y escorias RAF. Se consideró además una granalladora y un circuito de molienda y clasificación. Estos equipos serán los de mayor peso en la inversión, alcanzando un costo de aproximadamente 106 millones de dólares.

Respecto a los costos operacionales, el gasto energético representa uno de los componentes más relevantes, especialmente debido a su sensibilidad frente al aumento del porcentaje de carga fría. Los ingresos más importantes provienen de la venta de productos valorizados: cobre, productos ferrosos (arrabio o hierro fundido) y un material cementicio. Para cada escenario, se realizó un análisis económico mediante la construcción de flujos de caja proyectados a 10 años, considerando una tasa de descuento del 10 % e incorporando un impuesto a la renta del 27 %. Como resultado,

se obtuvo un VAN positivo para ambos casos, lo que indica que, bajo los supuestos actuales, ambos proyectos son económicamente viables. Sin embargo, el caso A (producción de arrabio) presenta valores de VAN y TIR significativamente superiores en todos los escenarios analizados, destacando especialmente en el caso de 20 % de carga fría, con un VAN de 114,36 MUSD y una TIR de 31,6 %. Esta diferencia se atribuye principalmente a tres factores: mayores ingresos anuales por tonelada de escoria tratada, menor consumo energético específico y mejor rendimiento de generación de producto férreo.

Por lo tanto, aunque ambos esquemas son rentables, el caso A se posiciona como la mejor alternativa, ya que combina mayor retorno económico con menor sensibilidad operativa frente al incremento de la carga fría.

El elevado retorno económico encontrado refleja el alto valor de mercado del cobre, así como la posibilidad de comercializar hierro y material cementicio. Al combinar tres corrientes de venta (Cu, Fe y aditivo cementicio), se logra diversificar el riesgo y aumentar la estabilidad económica del proyecto.

Desde un punto de vista medioambiental y de economía circular, la propuesta es sumamente atractiva, puesto que aprovecha las escorias de fusión, conversión y piro-refinación para producir subproductos de alto valor agregado y reduce la necesidad de vertederos o depósitos de descarte. Adicionalmente, la elaboración de un material cementicio con menor huella de $\text{CO}_2(\text{g})$ supone un impacto positivo en la industria de la construcción, lo que convierte esta iniciativa en un proyecto competitivo y sostenible desde el enfoque ambiental.

CAPÍTULO 6.- CONCLUSIONES

- Viabilidad económico-financiera: El análisis de los flujos de caja a 10 años, para una capacidad de tratamiento de 240.000 toneladas/año de escoria, con una tasa de descuento del 10 % y un impuesto corporativo del 27 %, arroja resultados positivos de VAN para ambas rutas evaluadas. En particular, la producción de arrabio presenta un VAN de hasta 114,36 MUSD y una TIR de 31,6 %, posicionándose como la opción más favorable. El hierro fundido, aunque viable, presenta un VAN y TIR significativamente inferiores, lo que indica un menor retorno económico.
- Alternativas de producción de hierro (arrabio vs hierro fundido): ambas rutas de procesamiento tienen resultados económicos favorables. El arrabio presenta ventajas en aplicaciones en la industria siderúrgica tradicional, mientras que el hierro fundido es atractivo para el sector del acero en horno eléctricos de arco.
- Contribución a la economía circular: el aprovechamiento de las escorias de cobre para obtener productos ferrosos y aditivo para cemento reduce la generación de residuos y se alinea con las políticas de sustentabilidad y economía circular. La sustitución de materias primas en la producción de cemento contribuye también a disminuir la huella de carbono del sector de la construcción.

Como conclusión general, integrar la recuperación de cobre, la producción de arrabio o hierro fundido y la generación de un subproducto cementicio demuestra un alto potencial económico y tecnológico. El proyecto es factible y ofrece beneficios significativos en términos ambientales (revalorización de un pasivo ambiental) y en términos comerciales (múltiples flujos de ingresos y alto retorno sobre la inversión). Así, esta iniciativa se presenta como un caso representativo de economía circular, capaz de fomentar la competitividad de la industria minero-metalúrgica y de la construcción a largo plazo.

7.- REFERENCIAS

- [1] A. Nazer, O. Pavez, F. Rojas y C. Aguilar, «Una revisión de los usos de las escorias de cobre,» de *IBEROMET XI*, Viña del Mar, Chile, 2010.
- [2] H. Shen y E. Forssberg, «An overview of recovery of metals from slags,» *Waste Management*, vol. 23, nº 10, pp. 933-949, 2003.
- [3] A. Warczok, G. Riveros, P. Echeverría, C. Díaz, H. Schwarze y G. Sánchez, «Factors Governing Slag Cleaning in an Electric Furnace,» *Canadian Metallurgical Quarterly*, pp. 465-473, 2002.
- [4] N. Khan y A. Jokilaakso, «Flash Smelting Settler Design Modifications to Reduce Copper Losses Using Numerical Methods,» *Processes* 2022, 2022.
- [5] E. Klaffenbach, V. Montenegro y M. Guo, «Sustainable and Comprehensive Utilization of Copper Slag: A Review and Critical Analysis,» *J. Sustain. Metall*, pp. 468-496, 2023.
- [6] H. Tian, Z. Guo, J. Pan, D. Zhu, C. Yang, Y. Xue, S. Li y D. Wang, «Comprehensive review on metallurgical recycling and cleaning of copper slag,» *Resources, Conservation and Recycling*, vol. 168, 2021.
- [7] Cochilco, «Informe de Tendencias del Mercado del Cobre. Proyecciones 2024-2025. Segundo trimestre de 2024,» 2024.
- [8] Minería chilena, «Expertos relevan importancia de habilitar el uso de la escoria de cobre como subproducto minero,» 2024.
- [9] A. Nazer, O. Pavez, F. Rojas y C. Aguilar, «IBEROMET XI and X CONAMET/SAM,» de *Una revisión de los usos de las escorias de cobre*, Viña del Mar, Chile, 2010.
- [10] S. Demetrio, J. Ahumada, M. Durán, E. Mast, U. Rojas, J. Sanhueza, P. Reyes y E. Morales, «Slag Cleaning: The Chilean Copper Smelter Experience,» *JOM: the journal of the Minerals, Metals & Materials Society*, pp. 20-25, 2000.
- [11] I. Wilkomirsky, Extracción y refinación de metales no ferrosos, Depto. de Ingeniería Metalúrgica. Universidad de Concepción., 2017.
- [12] T. Goonan, «Flows of Selected Materials Associated with World Copper Smelting,» 2005.
- [13] COCHILCO, «Tecnologías en fundiciones de cobre,» 2015.
- [14] Portal Minero S.A, Manual General de Minería y Metalurgia, Providencia, Santiago, Chile: Portal Minero Ediciones, 2006.
- [15] D. Lodhari y S. Kumar, Extraction of Nuclear and Non-ferrous Metals, 1 ed., C. Bergmann, Ed., Springer, 2019.

- [16] W. Davenport, M. King, M. Schlesinger y A. Biswas, *Extractive Metallurgy of Copper*, 4a ed., Elsevier, 2002.
- [17] M. Shaaf, Z. Gómez y A. Cipriano, «Real-time hybrid predictive modeling of the Teniente Converter,» *Journal of Process Control*, pp. 3-17, 2012.
- [18] Departamento de Ingeniería Metalúrgica, «Introducción a la Metalurgia,» Santiago, 2003, pp. 140-187.
- [19] ENAMI, «Teniente Converter Workshop Technology,» de *Optimización de la Operación del Convertidor Teniente de la Fundición Hernán Videla Lira*, Viña del Mar, Chile, 2006.
- [20] C. Gupta, *Chemical Metallurgy – Principles and Practice*, Wiley-VCH Verlag, 2003.
- [21] A. Navarra, H. Marambio, F. Oyarzún, R. Parra y F. Mucciardi, «System dynamics and discrete event simulation of copper smelters,» *Minerals & Metallurgical Processing*, vol. 34, pp. 96-106, 2017.
- [22] K. Gargul, S. Małecki y M. Włodarczyk, «Reducing agents in fire refining of copper — analysis of the reduction process and its costs,» *Rudy i Metale Nieżelazne*, vol. 58, nº 12, 2013.
- [23] M. Shamsuddin, «Sulfide Smelting. In: Physical Chemistry of Metallurgical Processes, Second Edition.,» de *The Minerals, Metals & Materials Series. Springer, Cham.*, 2021, p. 69–106.
- [24] B. Li , Y. Wei, H. Wang y Y. Yang, «Reduction of Magnetite from Copper Smelting Slag using Petro-diesel and Biodiesel,» vol. 58, 2018, pp. 1168-1174.
- [25] N. Fuentes, «Análisis de los cuellos de botella de una fundición de cobre,» Santiago, 2018.
- [26] A. Mihajlović, Z. Kamberović, M. Korać, M. Gavrilovski y N. Jovano, «The effect of cooling rate of slag from primary copper production,» *Metallurgical and Materials Engineering*, vol. 21, pp. 127-141, 2015.
- [27] B. Gorai, R. Jana y Premchand, «Characteristics and utilisation of copper slag—a review,» de *Resources, Conservation and Recycling*, 2003, pp. 299-313.
- [28] A. Potysz, E. van Hullebusch, J. Kierczak, M. Grybos, P. Lens y G. Guibaud, «Copper Metallurgical Slags – Current Knowledge and Fate: A Review.,» *Critical Reviews in Environmental Science and Technology*, vol. 45, nº 22, pp. 2424-2488, 2015.
- [29] CODELCO, *Desafíos Fundición y Refinería Codelco*, 2019.
- [30] SONAMI, *Fundiciones de Cobre en Chile*, Santiago, Chile, 2015.
- [31] S. Steinacker y J. Antrekowitsch, «Kinetic Investigation of the Electric Furnace Copper Slag Treatment,» de *7th International Symposium on High-Temperature Metallurgical Processing*, 2016.

- [32] B. Davis, T. Lebel, R. Parada y R. Parra, «Slag Reduction Kinetics of Copper Slags from Primary Copper Production,» de : *Advances in Molten Slags, Fluxes, and Salts: Proceedings of the 10th International Conference on Molten Slags, Fluxes and Salts 2016*, 2016, pp. 657-665.
- [33] P. Villarroel, «Implementación de campana de captación de gases sector descarga escoria de Convertidor Teniente de fundición de cobre,» Valparaíso, 2018.
- [34] F. Tesfaye, «Kinetics of Copper Reduction from Molten Slags,» 2009.
- [35] R. Mackay, D. Cordero, J. Esteban y G. R. Alvear, «Continuos Improvement of the Teniente Slag Cleaning Process,» Rancagua, Chile.
- [36] A. Arancibia, «Mejoramiento proceso de limpieza de escoria en fundición de concentrado Chuquicamata,» 2008.
- [37] A. Fredes, «Metalurgia Extractiva del Cobre,» s.f..
- [38] v. Sibanda, E. Sipunga, G. Danha y T. Mamvura, «Enhancing the flotation recovery of copper minerals in smelter slags from Namibia prior to disposal,» *Heliyon*, vol. 6, 2020.
- [39] L. Wang, Z. Gao y H. Tang, «Copper recovery from copper slags through flotation enhanced by sodium carbonate synergistic mechanical activation,» vol. 10, nº 3, 2022.
- [40] A. Mihajlović, Z. Kamberović, M. Korac y M. Gavrilovski, «The effect of primary copper slag cooling rate on the copper valorization in the flotation process,» *Metallurgical and Materials Engineering*, vol. 21, nº 2, pp. 127-141, June 2015.
- [41] P. Coursol, N. Cardona, P. Mackey y D. Stacy, «Minimization of Copper Losses in Copper Smelting Slag During Electric Furnace Treatment,» *JOM*, 2012.
- [42] C. Hunt, «Modelamiento del enfriamiento controlado de escorias de fusión de cobre,» Santiago, 2017.
- [43] N. Guarda, «Efecto del enfriamiento controlado en el consumo de nergía y la recuperación de valiosos en el procesamiento de escorias de fusión de cobre,» Santiago de Chile, 2015.
- [44] SEIA, «Declaración de Impacto Ambiental Mejoramiento Operacional Fundición Altonorte,» 2007.
- [45] Glencore, «Fundición Altonorte pone en marcha innovador sistema de enfriamiento de escoria en ollas,» 2024.
- [46] CODELCO, «Metodología de Balance Metalúrgico de Arsénico y Azufre Fundición Ventanas,» 2022.
- [47] J. Etcheverry, «Modelo de gestión para la optimización del proceso de conversión de la fundición Chuquicamata,» Santiago de Chile, 2013.
- [48] D. Levy, *Modern Copper Smelting*, P. Gutenberg, Ed., 1911.

- [49] ENAMI, «Metodología Balance mensual de azufre y arsénico Fundición Hernán Videla Lira Paipote,» 2014.
- [50] Anglo American Sur S.A., «Metodología de Balance de Azufre y Arsénico Operación Chagres - noviembre 2017,» Catemu, Chile, 2017.
- [51] CODELCO, «Informe técnico DDE-2016/01. Criterios de diseño para estimación de emisiones fugitivas de SO₂ y material particulado en procesos de fundición,» 2016.
- [52] Z. Zuo, Q. Yu, S. Liu, H. Xie, W. Duan, J. Liu, Q. Qin y S. Yang, «Thermodynamic analysis of thermal energy recovery and direct reduction (TER-DR) system for molten copper slag,» *Journal of Thermal Analysis and Calorimetry*, vol. 131, pp. 1691-1698, 2017.
- [53] T. Phiri, P. Singh y A. Nikoloski, «The potential for copper slag waste as a resource for a circular economy: A review – Part I,» *Minerals Engineering*, vol. 180, 2022.
- [54] R. Parra, M. Sanchez, C. González, A. Klenovcanova y I. Imris, «Reduction of Chilean copper slags: A case of waste management project,» *Scandinavian Journal of Metallurgy*, vol. 34, pp. 143-149, 2005.
- [55] D. Busolic, F. Parada, R. Parra, M. Sanchez, J. Palacios y M. Hino, «Recovery of iron from copper flash smelting slags.,» *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, vol. 120, pp. 32-36, 2011.
- [56] R. Parra, E. Balladares, I. Wilkomirsky, F. Parada, V. Parra y H. Rojas, «Un proceso cero residuos que utiliza las escorias finales de fundición de cobre para producir productos comerciales». Patente WO2021072562A1, 2021.
- [57] E. Worrell, «Cement and Energy,» de *Encyclopedia of Energy*, C. Cleveland, Ed., New York, 2004, pp. 307-315.
- [58] E. Costa, T. Santos, A. Quattrin, M. Mancio y A. Kirchheim, «Clínquer Portland com reduzido impacto ambiental.,» vol. 13, Porto Alegre, 2013, pp. 75-86.
- [59] H. Ramirez, A. Lazaro, J. Martinez y W. Lopez, «Procedimiento de obtención de clinker para la fabricación de cemento Portland y clinker obtenido». España Patente ES2199070B1, 2005.
- [60] A. Vikström, «Separate Calcination in Cement Clinker Production,» 2021.
- [61] S. Telschow, F. Frandsen, K. Theisen y K. Dam-Johansen, «Cement Formation—A Success Story in a Black Box: High Temperature Phase Formation of Portland Cement Clinker,» de *Industrial & Engineering Chemistry Research*, 2012, pp. 10983-11004.
- [62] European Commission: Joint Research Centre, Decarbonisation options for the cement industry, Publications Office of the European Union, 2023.
- [63] S. Nuhu, S. Ladan y A. Umar Muhammad, «Effects and Control of Chemical Composition of Clinker for Cement Production,» *International Journal of Control Science and Engineering*, vol. 20, nº 1, pp. 16-21, 2020.

- [64] L. E. García, E. Orrantia y A. Aguilar, «Uso de la escoria de cobre en el proceso de fabricación de clínker para cemento Portland,» *Materiales de Construcción*, vol. 56, nº 281, pp. 31-40, 2006.
- [65] T. Phiri, P. Singh y A. Nikoloski, «The potential for copper slag waste as a resource for a circular economy: A review – Part II,» *Minerals Engineering*, 2021.
- [66] CEMIX, «Características del cemento y sus principales aplicaciones en la construcción,» s.f.. [En línea]. Available: <https://www.cemix.com/caracteristicas-cemento-aplicaciones/>.
- [67] S. Orizola, «Uso de escoria de cobre en cementos,» 2006.
- [68] INN-CHILE, «Hormigón- Requisitos Generales NCh170.Of85,» 1999.
- [69] INN-CHILE, «Áridos para morteros y hormigones NCh 163.Of79,» 1999.
- [70] Minsal, «Reglamento Sanitario Sobre Manejo de Residuos Peligrosos,» 2004.
- [71] Z. Huaiwei, S. Xiaoyan y Z. Bo, «Reduction of Molten Copper Slags with Mixed CO-CH₄-Ar Gas,» *Metall Mater Trans B* 45, nº 582-589, pp. 582-589, 2013.
- [72] T. Nagasaka, M. Hino y S. Ban-Ya, «Interfacial kinetics of hydrogen with liquid slag containing iron oxide.,» *Metall Mater Trans B*, pp. 945-955, 2000.
- [73] B. Zhang, T. Zhang y C. Zheng, «Reduction Kinetics of Copper Slag by H₂,» *Minerals*, vol. 12, p. 548.
- [74] M. Sun, K. Pang, M. Barati y X. Meng, «Hydrogen-Based Reduction Technologies in Low-Carbon Sustainable Ironmaking and Steelmaking: A Review,» *Journal of Sustainable Metallurgy*, 2023.
- [75] R. Bandak, «Aportes a la fisicoquímica de la reducción de hierro con hidrógeno en un sistema fundido de óxidos para la valorización de escorias de cobre.,» 2023.
- [76] La Tercera, «Enami registra fuerte reducción en sus pérdidas tras cierre temporal de fundición Paipote,» 2024.
- [77] P. Meller y A. Meller, La Empresa Nacional de Minería (ENAMI) de Chile. Modelo y buenas prácticas para promover la sostenibilidad de la minería pequeña y artesanal en la región andina., CEPAL, Ed., 2021.
- [78] SEA, «Estudio de Impacto Ambiental "Modernización Fundición HVL - Paipote",» Tierra Amarilla-Copiapó. Región de Atacama., 2023.
- [79] Ministerio del Medio Ambiente, «Expedientes electrónicos Planes y Normas. Norma de Emisión para Fundiciones de Cobre y Fuentes Emisoras de Arsénico. Estudio de Costos.,» 2011. [En línea]. Available: https://planesynormas.mma.gob.cl/normas/expediente/index.php?tipo=busqueda&id_expediente=926274.

- [80] Superintendencia del Medio Ambiente, «Inspección Ambiental ENAMI-FUNDICIÓN DFZ-2014-2271-III-RCA-IA,» Santiago, Chile, 2014.
- [81] G. Qu, y. Wei, B. Li, H. Wang, Y. Yang y A. McLean, «Distribution of copper and iron components with hydrogen reduction of copper slag,» *JOM: Journal of Alloys and Compounds*, vol. 824, May 2020.
- [82] Ministerio de Energía, «Plan de Acción de Hidrógeno Verde 2023-2030,» 2023.
- [83] Acciona, «El hidrógeno verde: la energía del futuro clave en la descarbonización,» 2023. [En línea]. Available: https://www.acciona.com/es/hidrogeno-verde/?_adin=11734293023.
- [84] A. Briones, I. Oliva y K. Ramírez, «INDUSTRIA DEL CEMENTO EN CHILE: CBB Y SU MIRADA AL FUTURO,» 2020, pp. 64-95.
- [85] Fiscalía Nacional Económica, «Informe de aprobación F257-2020: Unión Andina de Cementos S.A.A. (Unacem) y Unicon Chile S.A,» 2020.
- [86] PACRA, «Cement - PACRA Research,» 2023.
- [87] Ministerio de Desarrollo productivo y economía plural, «Análisis del complejo productivo del cemento,» 2024.
- [88] OEC, «Cement in Chile.,» 2022.
- [89] CEMENTIS GmbH, «Hoja de ruta para el desarrollo de bajas emisiones en la Industria Chilena del Cemento,» 2020.
- [90] JMK Research, «Green Power Procurement: Cement Sector in India.,» 2024.
- [91] Cognitive Market Research, «High Purity Pig Iron Market Report 2024 (Global Edition),» 2024.
- [92] USITC, «Russia, Ukraine, and Pig Iron Supply.,» 2022.
- [93] GMK Center, «What is happening in the global pig iron market: USA, Ukraine, EU,» 2023.
- [94] Reportacero, «Caen 3.7% precios de arrabio en puertos del Mar Negro.,» 2024.
- [95] Steelonthenet, «Pig iron export & import prices, \$ / tonne,» 2024.
- [96] SNS Insider, «Direct reduced iron market report.,» 2024.
- [97] Business Research Insights., «Sponge iron market report.,» 2024.
- [98] Future Market Insights, Inc, «Direct reduced iron market set to soar to USD 60,013.60 million by 2034, with a CAGR of 7.60%,» 2023.
- [99] Midrex, «World Direct Redcution Statitics,» 2023.
- [100] Credence Research. , «Direct reduced iron (DRI) market report.,» 2024.

- [101] E. C. Dragna, A. Loana y N. Constantin, «Methods of steel manufacturing - The electric arc furnace,» de *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*, Hunedoara, Romania, 2017.
- [102] HandyBulk, «Bulk Steel Scrap Shipping,» [En línea]. Available: https://www.handybulk.com/bulk-steel-scrap-shipping/#google_vignette. [Último acceso: Abril 2025].
- [103] Gerdau, «Scrap Specifications,» 2023. [En línea]. Available: https://www2.gerdau.com/sites/gln_gerdau/files/downloadable_files/Gerdau%20Midlothian%20Scrap%20Specifications.pdf. [Último acceso: Abril 2025].
- [104] MineralsMining, «Catálogo metales ferrosos recuperados chatarra,» s.f. [En línea]. Available: <https://www.mineralsmining.com/productos/metales-recuperados-chatarra/>. [Último acceso: Abril 2025].
- [105] GMK Center, «Global scrap prices recovered by 1.5-2% since the beginning of the year,» February 2025. [En línea]. Available: <https://gmk.center/en/posts/global-scrap-prices-recovered-by-1-5-2-since-the-beginning-of-the-year/#:~:text=Global%20scrap%20prices%20recovered%20by%201.5%2D2%25%20since%20the%20beginning%20of%20the%20year.&text=Given%20current%20trends%2C%20it%20is%20likel>.
- [106] Recycling today, «RMDAS Spot Market Prices,» April 2025. [En línea]. Available: <https://www.recyclingtoday.com/rmdas/>.
- [107] SEAISI, «South East Asia Iron and Steel Institute,» August 2024. [En línea]. Available: <https://www.seaisi.org/details/25179?type=news-rooms>.
- [108] Business Research, «Informe del mercado de reciclaje de hierro y acero,» 2025. [En línea]. Available: <https://www.businessresearchinsights.com/pt/market-reports/iron-and-steel-scrap-recycling-market-109675>.
- [109] C. Salinas, «Estudio técnico - económico para un proceso "zero waste" en el procesamiento de escorias de cobre para la producción de arrabio y cemento Portland,» 2020.
- [110] «INE,» 2025. [En línea]. Available: <https://calculadoraipc.ine.cl/>.
- [111] N. Muñoz , «Evaluación técnica y económica del tratamiento de escorias de cobre finales con hidrógeno verde para la obtención de hierro y un material cementicio aditivo del Clínter,» 2025.
- [112] Global Petrol Prices, «Chile electricity prices,» June 2024. [En línea]. Available: https://www.globalpetrolprices.com/Chile/electricity_prices/. [Último acceso: 2025].
- [113] Bloomberg, «Markets Commodities Copper HG1:COM Generic 1st 'HG' Future,» 2025. [En línea]. Available: <https://www.bloomberg.com/quote/HG1:COM>.

- [114] J. Márquez y E. López, «Estimación de costos y rentabilidad,» de *Estimación de costos de plantas químicas.*, 2017.
- [115] SMM, «SMM,» 2025. [En línea]. Available: <https://www.metal.com/Coke>.
- [116] United States Geological Survey, «Mineral Commodity Summaries 2025 - Lime,» 2025. [En línea]. Available: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2025/mcs2025-lime.pdf>.
- [117] U.S. Geological Survey, «Mineral Commodity Summaries 2024 - Bauxite and Alumina,» 2024. [En línea]. Available: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2024/mcs2024-bauxite-alumina.pdf>.
- [118] MONTEL, «Hydrogen production cost trends 2025,» 2025. [En línea]. Available: <https://montel.energy/blog/hydrogen-production-cost-trends-2025>.
- [119] Steel on the net, «Steel on the net,» 2025. [En línea]. Available: <https://www.steelonthenet.com/files/pig-iron.html>.
- [120] Ayron Mart, «Sponge Iron & Pellet Prices | Market Rates,» 2025. [En línea]. Available: <https://ayronmart.com/sponge-iron-pellet-prices-market-rates/>.
- [121] M. Sánchez, F. Parada, R. Parra, F. Marquez, R. Jara, J. Carrasco y J. Palacios, «Management of copper pyrometallurgical slags: giving additional value to copper mining industry.,» de *VII International Conference on Molten Slags Fluxes and Salts*, 2004.
- [122] SEA, «Informe Consolidado de la Evaluación de Impacto Ambiental de la Declaración de Impacto Ambiental del Proyecto "Mejoramiento Operacional Fundición Altonorte ",» Antofagasta, Chile, 2006.
- [123] CORFO, «“Identificar elementos de valor en residuos mineros (relaves) y evaluar su recuperación como productos comerciales” 13BPC3-19021,» 2013.
- [124] M. ATSUSHI, H. UEMURA y T. SAKAGUCHI, «MIDREX Processes,» de *KOBELCO TECHNOLOGY REVIEW*, 2010.
- [125] SEIA, «Estudio de Impacto Ambiental: Fundición de Materias Primas e Insumos Alternativos,» 2004.
- [126] K. Santana, V. Schaeffer, B. Garrido, G. Riveros y A. Moura, «Chemical Composition Data of the Main Stages of Copper Production from Sulfide Minerals in Chile: A Review to Assist Circular Economy Studies.,» *Minerals*, 2022.

8.- ANEXOS

A. Balance fundición Paipote

En la Tabla 29, Tabla 30 y Tabla 31 se detalla el balance de masa para cada equipo de la fundición Paipote.

Tabla 29 Balance de masa Convertidor Teniente Paipote

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Concentrado seco			MB CT		
CuFeS₂	68.25%	682.51	Cu₂S_(l)	86.68%	370.24
Cu₅FeS₄	3.36%	33.61	Cu_(l)	3.95%	16.86
CuS	4.64%	46.44	FeS_(l)	6.31%	26.96
Cu₁₂Sb₄S₁₃	0.06%	0.57	ZnS	0.54%	2.30
FeS₂	13.79%	137.86	PbS	0.28%	1.19
FeAsS	0.06%	0.57	Fe_(l)	0.34%	1.45
ZnS	2.79%	27.87	SiO₂	0.76%	3.25
PbS	0.14%	1.43	S	1.15%	4.92
Fe₃O₄	1.11%	11.13	Total	100.00%	427.15
Al₂O₃	1.08%	10.81	Escoria CT		
SiO₂	3.59%	35.93	Cu₂S_(l)	2.89%	18.71
CaO	0.50%	5.04	Cu₂O	3.20%	20.72
MgO	0.36%	3.63	FeO	33.13%	214.61
Cl_(+g)	0.06%	0.60	FeS_(l)	0.22%	1.40
H₂O_(l)	0.20%	2.00	Fe₃O₄	25.88%	167.66
Total	100.00%	1000.00	ZnO	3.94%	25.53
Concentrado húmedo			PbO	0.16%	1.02
CuFeS₂	52.98%	52.98	Al₂O₃	1.93%	12.48
CuS	15.24%	15.24	SiO₂	25.00%	161.95
FeS₂	8.25%	8.25	CaO	0.78%	5.04
ZnS	5.00%	5.00	MgO	0.56%	3.63
PbS	0.85%	0.85	Cl_(+g)	0.09%	0.60
Fe₃O₄	2.85%	2.85	S	1.12%	7.23
SiO₂	5.86%	5.86	O	1.11%	7.22
Al₂O₃	1.67%	1.67	Total	100.00%	647.79
H₂O_(l)	7.30%	7.30	Gases CT		
Total	100.00%	100.00	O_{2(g)}	6.83%	77.31
MB HELE			N_{2(g)}	66.84%	662.25
Cu₂S_(l)	38.01%	14.75	SO_{2(g)}	24.86%	563.35
Cu_(l)	43.46%	16.86	Sb₂S_{3(g)}	0.00%	0.23
Fe_(l)	3.73%	1.45	As₂O_{3(g)}	0.00%	0.35

FeS_(l)	1.08%	0.42	H₂O_(g)	1.46%	9.30
SiO₂	1.04%	0.40	Total	100.00%	1312.80
S	12.67%	4.92			
Total	100.00%	38.79			
Fundente					
SiO₂	100.00%	123.00			
Aire					
O_{2(g)}	38.00%	463.70			
N_{2(g)}	62.00%	662.25			
Total	100.00%	1125.95			

Tabla 30 Balance de masa Convertidor Peirce Smith Paipote

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
MB CT			Cu Blister		
Cu₂S_(l)	86.68%	370.24	Cu₂S_(l)	1.17%	3.63
Cu_(l)	3.95%	16.86	Cu_(l)	98.24%	303.37
FeS_(l)	6.31%	26.96	Fe_(l)	0.12%	0.36
ZnS	0.54%	2.30	PbS	0.04%	0.12
PbS	0.28%	1.19	O_{2(g)}	0.43%	1.34
Fe_(l)	0.34%	1.45	Total	100.00%	308.82
SiO₂	0.76%	3.25	Escoria CPS		
S	1.15%	4.92	Cu₂O	14.97%	7.04
Total	100.00%	427.15	FeO	23.13%	10.87
Fundente			Fe₃O₄	28.70%	13.49
SiO₂	100.00%	9.44	ZnO	4.09%	1.92
Aire			PbO	2.12%	1.00
O_{2(g)}	21.00%	117.67	SiO₂	27.00%	12.69
N_{2(g)}	79.00%	387.46	Total	100.00%	47.01
Total	100.00%	505.13	Gases CPS		
			O_{2(g)}	3.56%	19.61
			N_{2(g)}	80.25%	387.46
			SO_{2(g)}	16.19%	178.83
			Total	100.00%	585.90

Tabla 31 Balance de masa Horno Refinación Anódica Paipote

Entradas	%p	kg	Salidas	%p	kg
Cu Blister			Cu Anódico		
Cu₂S_(l)	1.17%	3.63	Cu_(l)	99.94%	305.98
Cu_(l)	98.24%	303.37	Fe_(l)	0.06%	0.18
Fe_(l)	0.12%	0.36	Total	100.00%	306.16
PbS	0.04%	0.12	Escoria RAF		
O_{2(g)}	0.43%	1.34	Cu₂O	44.49%	0.32
Total	100.00%	308.82	FeO	9.75%	0.07
Reductor			Fe₃O₄	24.43%	0.18
C	100.00%	0.50	PbO	15.34%	0.11
Fundente			SiO₂	6.00%	0.04
SiO₂	100.00%	0.04	Total	100.00%	0.72
Aire			Gases CPS		
O_{2(g)}	21.00%	0.85	N_{2(g)}	60.62%	2.81
N_{2(g)}	79.00%	2.81	SO_{2(g)}	14.07%	1.49
Total	100.00%	3.66	CO_{2(g)}	25.31%	1.84
			Total	100.00%	6.15

B. Estimación temperatura final horno de oxidación

En la Figura 23 se muestra la simulación realizada en el módulo Heat and Material Balance de HSC Chemistry para obtención de temperatura final de escoria CT “re oxidada” y gases de salida del horno de oxidación de escoria CT. Figura 23 Simulación realizada en HSC Chemistry para estimar la temperatura final de los productos que salen del horno de oxidación

INPUT SPECIES (1) Formula	Temper. °C	Amount kmol	Amount kg	Amount Nm ³	Latent H Mcal	Total H Mcal
ESCORIA CT	1250.000	7.773	647.900	5.660	174.52	-900.84
Cu ₂ S	1250.000	0.118	18.780	0.003	3.43	1.19
Cu ₂ O	1250.000	0.145	20.748	0.003	5.64	-0.28
FeO	1250.000	2.987	214.605	0.036	50.67	-140.14
FeS(l)	1250.000	0.016	1.407	0.000	0.29	0.05
Fe ₃ O ₄	1250.000	0.724	167.634	0.032	43.61	-149.42
ZnO	1250.000	0.314	25.553	0.005	4.66	-21.64
PbO	1250.000	0.005	1.116	0.000	0.11	-0.15
Al ₂ O ₃	1250.000	0.122	12.439	0.003	4.24	-44.62
SiO ₂	1250.000	2.695	161.927	0.062	54.63	-532.07
CaO	1250.000	0.090	5.047	0.002	1.33	-12.33
MgO	1250.000	0.090	3.627	0.001	1.30	-11.64
Cl(+g)	1250.000	0.017	0.603	0.381	0.11	5.72
S	1250.000	0.225	7.214	0.003	2.25	2.25
O _{2(g)}	1250.000	0.225	7.200	5.128	2.23	2.23
AIRE		2.432	70.176	55.442	0.00	0.00
O _{2(g)}	25.000	0.511	16.345	11.642	0.00	0.00
N _{2(g)}	25.000	1.922	53.831	43.800	0.00	0.00

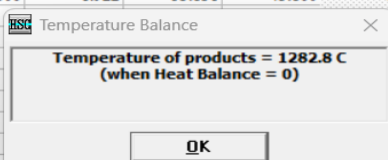


Figura 23 Simulación realizada en HSC Chemistry para estimar la temperatura final de los productos que salen del horno de oxidación.

C. Balance de energía para el nuevo proceso: caso A y caso B

A continuación, se presenta el desarrollo realizado para el balance de energía para el caso A de formación de arrabio (Tabla 32, Tabla 33 y Tabla 34) y caso B de formación de hierro fundido (Tabla 35, Tabla 36 y Tabla 37), con sus respectivas temperaturas, variando el % en masa de carga fría generada en un día en la fundición (escorias CPS + escorias RAF).

Tabla 32 Balance de energía al 20%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias CPS+RAF (caso A)

Entradas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]	Salidas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]
Escoria CT 're ox'					Cobre				
Cu₂O	1282.8	0.26	-1.13	-0.30	Cu	1250.0	8.55	11.53	98.67
FeO	1282.8	3.00	-46.42	-139.39	Total				98.67
Fe₃O₄	1282.8	0.72	-204.83	-148.31	Arrabio				
ZnO	1282.8	0.31	-68.48	-21.48	Fe	1350.0	5.24	15.37	80.55
PbO	1282.8	0.00	-28.80	-0.13	C	1350.0	1.02	6.27	6.36
Al₂O₃	1282.8	0.12	-364.68	-44.64	Total				86.91
SiO₂	1282.8	2.70	-196.86	-530.58	Material cementicio				
CaO	1282.8	0.09	-136.55	-12.28	ZnO	1350.0	0.32	-67.57	-21.52
MgO	1282.8	0.09	-128.97	-11.59	PbO	1350.0	0.01	-27.75	-0.16
Cl	1282.8	0.02	336.36	5.68	Al₂O₃	1350.0	0.48	-362.54	-175.47
O	1282.8	0.23	10.20	2.30	SiO₂	1350.0	2.74	-195.68	-535.71
Total				-900.72	CaO	1350.0	3.52	-135.70	-477.64
Escoria (CPS + RAF)					MgO	1350.0	0.09	-128.10	-11.52
Cu₂O	25.0	0.01	-40.77	-0.42	Cl	1350.0	0.02	336.71	5.69
FeO	25.0	0.03	-63.88	-1.95	O	1350.0	0.23	10.79	2.43
Fe₃O₄	25.0	0.01	-266.61	-3.15	Total				-1213.88
ZnO	25.0	0.00	-83.77	-0.39	Gases de salida				
PbO	25.0	0.00	-52.12	-0.05	H_{2(g)}	1200.0	1.25	8.47	10.59
SiO₂	25.0	0.04	-217.70	-9.23	H₂O_(g)	1200.0	6.25	-46.56	-290.97
Total				-15.19	N_{2(g)}	1200.0	17.50	8.96	156.72
Fundente					Total				-123.66
CaO	25.00	3.43	-151.75	-520.50					
Al₂O₃	25.00	0.36	-400.50	-144.82					
Total				-665.32					

Gas reductor				
H_{2(g)}	25.00	7.50	0.00	0.00
N_{2(g)}	25.0	17.50	0.00	0.00
Total				0.00
C _(s)				
C	25.0	1.02	0.00	0.00
Total				
Cobre				
Cu	25.0	8.01	0.00	0.00
Total				0.00

Tabla 33 Balance de energía al 50%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias
CPS+RAF (caso A)

Entradas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]	Salidas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]
Escoria CT 're ox'					Cobre				
Cu₂O	1282.8	0.26	-1.13	-0.30	Cu	1250.0	8.72	11.53	100.54
FeO	1282.8	3.00	-46.42	-139.39	Total				100.54
Fe₃O₄	1282.8	0.72	-204.83	-148.31	Arrabio				
ZnO	1282.8	0.31	-68.48	-21.48	Fe	1350.0	5.34	15.37	82.06
PbO	1282.8	0.00	-28.80	-0.13	C	1350.0	1.03	6.27	6.48
Al₂O₃	1282.8	0.12	-364.68	-44.64	Total				88.55
SiO₂	1282.8	2.70	-196.86	-530.58	Material cementicio				
CaO	1282.8	0.09	-136.55	-12.28	ZnO	1350.0	0.33	-67.57	-21.99
MgO	1282.8	0.09	-128.97	-11.59	PbO	1350.0	0.01	-27.75	-0.19
Cl	1282.8	0.02	336.36	5.68	Al₂O₃	1350.0	0.50	-362.54	-179.53
O	1282.8	0.23	10.20	2.30	SiO₂	1350.0	2.80	-195.68	-548.16
Total				-900.72	CaO	1350.0	3.60	-135.70	-488.72
Escoria (CPS + RAF)					MgO	1350.0	0.09	-128.10	-11.52
Cu₂O	25.0	0.03	-40.77	-1.05	Cl	1350.0	0.02	336.71	5.69
FeO	25.0	0.08	-63.88	-4.86	O	1350.0	0.23	10.79	2.43
Fe₃O₄	25.0	0.03	-266.61	-7.87	Total				-1241.99
ZnO	25.0	0.01	-83.77	-0.99	Gases de salida				
PbO	25.0	0.00	-52.12	-0.13	H_{2(g)}	1200.0	1.28	8.47	10.81
SiO₂	25.0	0.11	-217.70	-23.08	H₂O_(g)	1200.0	6.38	-46.56	-297.11
Total				-37.97	N_{2(g)}	1200.0	17.87	8.96	160.03
Fundente					Total				-126.27

CaO	25.00	3.51	-151.75	-532.90
Al₂O₃	25.00	0.37	-400.50	-149.31
Total				-682.21
Gas reductor				
H_{2(g)}	25.00	7.66	0.00	0.00
N_{2(g)}	25.0	17.87	0.00	0.00
Total				0.00
C_(s)				
C	25.0	1.03	0.00	0.00
Total				0.00
Cobre				
Cu	25.0	8.14	0.00	0.00
Total				0.00

Tabla 34 Balance de energía al 100%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias
CPS+RAF (caso A)

Entradas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]	Salidas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]
Escoria CT 're ox'					Cobre				
Cu₂O	1282.8	0.26	-1.13	-0.30	Cu	1250.0	8.98	11.53	103.64
FeO	1282.8	3.00	-46.42	-139.39	Total				103.64
Fe₃O₄	1282.8	0.72	-204.83	-148.31	Arrabio				
ZnO	1282.8	0.31	-68.48	-21.48	Fe	1350.0	5.50	15.37	84.60
PbO	1282.8	0.00	-28.80	-0.13	C	1350.0	1.07	6.27	6.68
Al₂O₃	1282.8	0.12	-364.68	-44.64	Total				91.28
SiO₂	1282.8	2.70	-196.86	-530.58	Material cementicio				
CaO	1282.8	0.09	-136.55	-12.28	ZnO	1350.0	0.34	-67.57	-22.79
MgO	1282.8	0.09	-128.97	-11.59	PbO	1350.0	0.01	-27.75	-0.26
Cl	1282.8	0.02	336.36	5.68	Al₂O₃	1350.0	0.51	-362.54	-186.34
O	1282.8	0.23	10.20	2.30	SiO₂	1350.0	2.91	-195.68	-568.90
Total				-900.72	CaO	1350.0	3.74	-135.70	-507.22
Escoria (CPS + RAF)					MgO	1350.0	0.09	-128.10	-11.52
Cu₂O	25.0	0.05	-40.77	-2.10	Cl	1350.0	0.02	336.71	5.69
FeO	25.0	0.15	-63.88	-9.73	O	1350.0	0.23	10.79	2.43
Fe₃O₄	25.0	0.06	-266.61	-15.73	Total				-1288.91
ZnO	25.0	0.02	-83.77	-1.98	Gases de salida				
PbO	25.0	0.01	-52.12	-0.26	H_{2(g)}	1200.0	1.32	0.00	0.00
SiO₂	25.0	0.21	-217.70	-46.15	H₂O_(g)	1200.0	0.00	0.00	0.00
Total				-75.94	N_{2(g)}	1200.0	0.00	0.00	0.00

Fundente					Total	0.00
CaO	25.00	3.65	-151.75	-553.58		
Al ₂ O ₃	25.00	0.39	-400.50	-156.80		
Total				-710.38		
Gas reductor						
H _{2(g)}	25.00	7.92	0.00	0.00		
N _{2(g)}	25.0	18.48	0.00	0.00		
Total				0.00		
C _(s)						
C	25.0	1.07	0.00	0.00		
Total				0.00		
Cobre						
Cu	25.0	8.36	0.00	0.00		
Total				0.00		

Tabla 35 Balance de energía al 20%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias
CPS+RAF (caso B)

Entradas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]	Salidas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]
Escoria CT 're ox'					Cobre				
Cu ₂ O	1282.8	0.26	-1.13	-0.30	Cu	1250.0	8.55	11.53	98.67
FeO	1282.8	3.00	-46.42	-139.39	Total				98.67
Fe ₃ O ₄	1282.8	0.72	-204.83	-148.31	Fe fundido				
ZnO	1282.8	0.31	-68.48	-21.48	Fe	1550.0	5.24	17.99	94.26
PbO	1282.8	0.00	-28.80	-0.13	Total				94.26
Al ₂ O ₃	1282.8	0.12	-364.68	-44.64	Material cementicio				
SiO ₂	1282.8	2.70	-196.86	-530.58	ZnO	1600.0	0.32	-64.10	-20.41
CaO	1282.8	0.09	-136.55	-12.28	PbO	1600.0	0.01	-23.87	-0.13
MgO	1282.8	0.09	-128.97	-11.59	Al ₂ O ₃	1600.0	0.48	-354.49	-171.57
Cl	1282.8	0.02	336.36	5.68	SiO ₂	1600.0	2.74	-191.28	-523.66
O	1282.8	0.23	10.20	2.30	CaO	1600.0	3.52	-132.45	-466.21
Total				-900.72	MgO	1600.0	0.09	-124.84	-11.22
Escoria (CPS + RAF)					Cl	1600.0	0.02	337.99	5.71
Cu ₂ O	25.0	0.01	-40.77	-0.42	O	1600.0	0.23	13.01	2.93
FeO	25.0	0.03	-63.88	-1.95	Total				-1184.57
Fe ₃ O ₄	25.0	0.01	-266.61	-3.15	Gases de salida				
ZnO	25.0	0.00	-83.77	-0.39	H _{2(g)}	1400.0	1.25	10.03	12.54
PbO	25.0	0.00	-52.12	-0.05	H ₂ O _(g)	1400.0	6.25	-44.26	-276.61
SiO ₂	25.0	0.04	-217.70	-9.23	N _{2(g)}	1400.0	17.50	10.63	186.04

Total				-15.19	Total				-78.04
Fundente									
CaO	25.00	3.43	-151.75	-520.50					
Al₂O₃	25.00	0.36	-400.50	-144.81					
Total				-665.31					
Gas reductor									
H_{2(g)}	25.00	7.50	0.00	0.00					
N_{2(g)}	25.00	17.50	0.00	0.00					
Total				0.00					
Cobre									
Cu	25.0	8.01	0.00	0.00					
Total									

Tabla 36 Balance de energía al 50%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias
CPS+RAF (caso B)

Entradas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]	Salidas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]
Escoria CT 're ox'					Cobre				
Cu₂O	1282.8	0.26	-1.13	-0.30	Cu	1250.0	8.72	11.53	100.54
FeO	1282.8	3.00	-46.42	-139.39	Total				100.54
Fe₃O₄	1282.8	0.72	-204.83	-148.31	Fe fundido				
ZnO	1282.8	0.31	-68.48	-21.48	Fe	1550.0	5.34	17.99	96.04
PbO	1282.8	0.00	-28.80	-0.13	Total				96.04
Al₂O₃	1282.8	0.12	-364.68	-44.64	Material cementicio				
SiO₂	1282.8	2.70	-196.86	-530.58	ZnO	1600.0	0.33	-64.10	-20.87
CaO	1282.8	0.09	-136.55	-12.28	PbO	1600.0	0.01	-23.87	-0.17
MgO	1282.8	0.09	-128.97	-11.59	Al₂O₃	1600.0	0.50	-354.49	-175.54
Cl	1282.8	0.02	336.36	5.68	SiO₂	1600.0	2.80	-191.28	-535.83
O	1282.8	0.23	10.20	2.30	CaO	1600.0	3.60	-132.45	-477.03
Total					MgO	1600.0	0.09	-124.84	-11.22
Escoria (CPS + RAF)					Cl	1600.0	0.02	0.60	0.38
Cu₂O	25.0	0.05	-40.77	-2.10	O	1600.0	0.23	7.22	5.14
FeO	25.0	0.15	-63.88	-9.73	Total				-1215.14
Fe₃O₄	25.0	0.06	-266.61	-15.74	Gases de salida				
ZnO	25.0	0.02	-83.77	-1.98	H_{2(g)}	1400.0	1.28	10.03	12.80
PbO	25.0	0.00	-52.12	-0.26	H₂O_(g)	1400.0	6.38	-44.26	-282.45
SiO₂	25.0	0.21	-217.70	-46.14	N_{2(g)}	1400.0	17.87	10.63	189.96
Total					Total				-79.68

Fundente				
CaO	25.00	3.65	-151.75	-553.58
Al₂O₃	25.00	0.39	-400.50	-156.80
Total				-710.38
Gas reductor				
H_{2(g)}	25.00	7.66	0.00	0.00
N_{2(g)}	25.00	17.87	0.00	0.00
Total				0.00
Cobre				
Cu	25.0	8.14	0.00	0.00
Total				

Tabla 37 Balance de energía al 100%p de adición de carga fría respecto a la generación diaria de escorias
CPS+RAF (caso B)

Entradas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]	Salidas	T °C	kmol	ΔH [Mcal/kmol]	Q [Mcal]
Escoria CT 're ox'					Cobre				
Cu₂O	1282.8	0.26	-1.13	-0.30	Cu	1250.0	8.98	11.53	103.64
FeO	1282.8	3.00	-46.42	-139.39	Total				103.64
Fe₃O₄	1282.8	0.72	-204.83	-148.31	Fe fundido				
ZnO	1282.8	0.31	-68.48	-21.48	Fe	1550.0	5.50	17.99	99.00
PbO	1282.8	0.00	-28.80	-0.13	Total				99.00
Al₂O₃	1282.8	0.12	-364.68	-44.64	Material cementicio				
SiO₂	1282.8	2.70	-196.86	-530.58	ZnO	1600.0	0.34	-64.10	-21.62
CaO	1282.8	0.09	-136.55	-12.28	PbO	1600.0	0.01	-23.87	-0.23
MgO	1282.8	0.09	-128.97	-11.59	Al₂O₃	1600.0	0.51	-354.49	-182.21
Cl	1282.8	0.02	336.36	5.68	SiO₂	1600.0	2.91	-191.28	-556.10
O	1282.8	0.23	10.20	2.30	CaO	1600.0	3.74	-132.45	-495.08
Total				-900.72	MgO	1600.0	0.09	-124.84	-11.22
Escoria (CPS + RAF)					Cl	1600.0	0.02	337.99	5.71
Cu₂O	25.0	0.05	-40.77	-2.10	O	1600.0	0.23	13.01	2.93
FeO	25.0	0.15	-63.88	-9.73	Total				-1257.82
Fe₃O₄	25.0	0.06	-266.61	-15.74	Gases de salida				
ZnO	25.0	0.02	-83.77	-1.98	H_{2(g)}	1400.0	1.32	10.03	13.24
PbO	25.0	0.00	-52.12	-0.26	H₂O_(g)	1400.0	6.60	-44.26	-292.18
SiO₂	25.0	0.21	-217.70	-46.14	N_{2(g)}	1400.0	18.48	10.63	196.51
Total				-75.94	Total				-82.43
Fundente									
CaO	25.00	3.65	-151.75	-553.58					
Al₂O₃	25.00	0.39	-400.50	-156.80					

Total				-710.38
Gas reductor				
H_{2(g)}	25.00	7.92	0.00	0.00
N_{2(g)}	25.00	18.48	0.00	0.00
Total				0.00
Cobre				
Cu	25.0	8.36	0.00	0.00
Total				0.00

D. Estimación de costos de equipos

Se estimó el costo del horno eléctrico de reducción utilizando la regla de los 6 dígitos de Roger Williams [114] expresada por la Ecuación (18). Esta regla permite estimar el costo de un equipo conociendo el costo de otro similar de diferente capacidad.

$$C_B = C_A \cdot \left[\frac{S_B}{S_A} \right]^{0.6} \quad (18)$$

Donde

C_B = Costo aproximado del ítem de tamaño S_B

C_A = Costo conocido del ítem de tamaño S_A (mismas unidades que S_B)

Considerando una producción anual de 240.000 toneladas de escorias CT, CPS y RAF, operando 350 días al año, junto a la suma de insumos sólidos requeridos para el nuevo proceso, se obtuvo que la nueva capacidad del horno es de 515.000 toneladas anuales. Por lo tanto, se utilizará como referencia un horno eléctrico de una capacidad de 500.000, lo que corresponde a un costo aproximado de 10.50 millones de dólares (Tabla 38). Por lo tanto, el costo aproximado del nuevo horno será de 10.69 millones de dólares.

Luego, en base a proyectos similares [109] [111] se estimó el costo de capital para la producción de cobre, arrabio o hierro fundido y material cementicio. Este proceso está conformado por los equipos de reducción, que constan de un horno eléctrico junto a sus unidades auxiliares (sistemas de alimentación caliza, sistema de granallado arrabio y aditivo Clinker, y sistema de limpieza de gases), y un circuito de molienda, que contempla un molino de bolas, junto a otras unidades como el sistema de alimentación, harnero y recepción y manejo de producto.

El costo del horno de oxidación de escoria CT se estimó en la mitad del costo del horno eléctrico de reducción, debido a que el primero requiere únicamente la mitad de los insumos necesarios para el proceso en comparación con el segundo.

Tabla 38 Estimación de costos Horno Eléctrico [109]

HISTORY OF ELECTRIC FURNACE STEELMAKING 15

TABLE 1-4.—COMPARISON OF STEELMAKING COSTS PER TON OF INGOTS FOR OPEN-HEARTH AND ELECTRIC FURNACE SHOPS AT 1952 LEVEL OF PRICES FOR MATERIAL AND LABOR (AFTER MOORE)^a

	Annual Plant Capacity, tons of ingots					
	250,000 tons		500,000 tons		1,000,000 tons	
	Type of furnace					
	Open hearth ^b	Electric ^c	Open hearth ^d	Electric ^e	Open hearth ^f	Electric ^g
Capital cost	\$11,750,000	\$6,750,000	\$16,900,000	\$10,500,000	\$26,650,000	\$15,900,000
Cold charge						
1. Cost above	\$18.09	\$18.59	\$16.52	\$17.07	\$15.23	\$16.26
2. Cost of metallics	46.65	42.95	46.65	42.95	46.65	42.95
Net production cost	\$64.74	\$61.54	\$63.17	\$60.02	\$61.88	\$59.21
Difference in steelmaking costs for equiv. plant capacity		\$ 3.20		\$3.15		\$2.67
50% hot-metal charge						
1. Cost above			\$13.95	\$15.95	\$12.93	\$15.14
2. Cost of metallics			41.08	40.18	41.08	40.18
Net production cost			\$55.03	\$56.13	\$54.01	\$55.32
Difference in steelmaking costs for equiv. plant capacity			\$1.10		\$1.31	

^a Data taken from Moore, Ref 12.
^b Three 150-ton furnaces.
^c Three 18-ft furnaces with 20,000 kv-amp transformers.
^d Four 200-ton furnaces.
^e Four 20-ft furnaces with 25,000 kv-amp transformers.
^f Eight 200-ton furnaces.
^g Eight 20-ft furnaces with 25,000 kv-amp transformers.

1. HISTORY OF ELECTRIC FURNACE STEELMAKING 15

E. Estimación de costos de inversión

Para realizar la estimación de la inversión se utilizó el método de factores de Chilton (ver Tabla 39) que consiste en un método de estimación rápida basada en escalamiento de costos y factores de corrección, utilizada ampliamente en ingeniería de procesos y diseño de plantas industriales. En el caso del ítem 2 se optó por el factor 1.3; en el ítem 3: 0.1; en el ítem 4: 0.05; en el ítem 5: 0.2 y en el ítem 6: 0.25. Con ello se obtuvo el costo total físico de la planta (ítem 7). Luego, en el ítem 8: ingeniería y construcción se optó por el factor 0.2; y para las contingencias este fue de 0.1.

Tabla 39 Factores de Chilton [114]

ESTIMACION COSTO DE INVERSION			
1. Costo equipos comprados		6. Auxiliares (por ej. Energía eléctrica)	%Item 2
2. Costo equipos instalados	Item 1 por factor	Existente	0
	1.3 - 2.0	Incorporar algo	0 - 5
3. Cañerías (piping)	% Item 2	Incorporar parte importante	5 - 25
Sólido	7 - 10	Se requiere nuevas instalaciones	25 - 100
Sólido - fluido	10 - 30	7. Costo total físico de la planta (Item 2 + 3 + 4 + 5 + 6)	
Fluido	30 - 60		
4. Instrumentación	% Item 2	8. Ingeniería y construcción	%Item 7
Ninguna	0 - 5	Simple	20 - 35
Alguna	5 - 10	Difícil	35 - 60
Extensiva	10 - 15		%Item 7
5. Edificios y trabajos de terreno	%Item 2	9. Contingencias	10 - 20
al aire libre (outdoor)	5 - 20		
outdoor - indoor	20 - 60	10. Costo Total Inversión (Item 7 + 8 + 9)	
indoor	60 - 100		

F. Consumo de insumos por tonelada de escorias y cantidad anual requerida de insumos

Para obtener la cantidad de insumos necesarios para tratar 240000 toneladas por año de escorias se calculó el consumo en toneladas de cada insumo por tonelada de escorias “CT re ox + CPS + RAF”). Se consideró un consumo de agua de 0.15 m³/ton escoria secundaria, y un consumo de bolas de molienda de 2.00 kg/ton escoria secundaria. En la Tabla 40 y Tabla 41 se desglosa el desarrollo de la estimación de cantidad de insumos requeridas por año para el tratamiento de todas las escorias de la fundición HVL en toneladas por año, para ambos casos. La única diferencia está en el empleo de coque como insumo para formar arrabio, a diferencia del caso de formación de Fe fundido que no lo requiere.

Tabla 40 Consumo de insumos por tonelada de escoria y cantidad requerida de insumos al año para la formación de arrabio (caso A).

Insumos y suministros	Consumo por ton escorias 'CT re ox + CPS + RAF'			Cantidad requerida insumos (tpa)		
	20(%p)	50(%p)	100(%p)	20(%p)	50(%p)	100(%p)
Escoria CT (ton)	0.9997	0.9997	0.9997	239935.914	239935.914	239935.914
O₂(g) (ton)	0.021	0.021	0.021	5045.074	5045.074	5045.074
N₂(g) (ton)	0.069	0.069	0.069	16613.256	16613.256	16613.256
Escoria CT 're ox' (ton)	0.985	0.964	0.930	236464.36	231352.01	223305.57

Escoria CPS+RAF (ton)	0.015	0.036	0.070	3535.64	8647.99	16694.43
H_{2(g)} (ton)	0.023	0.023	0.023	5599.57	5594.17	5585.67
N_{2(g)} (ton)	0.756	0.756	0.755	181550.44	181375.28	181099.60
Coque (ton)	0.019	0.019	0.019	4517.35	4503.00	4480.43
CaO (ton)	0.297	0.297	0.298	71245.47	71366.57	71557.16
Al₂O₃ (ton)	0.057	0.057	0.058	13654.68	13774.82	13963.92
Cu (ton)	0.785	0.781	0.774	188511.63	187439.30	185751.54
Consumo por ton escoria secundaria				Cantidad requerida insumos (unidad/año)		
H₂O granallado (m³)	0.150	0.150	0.150	23616.26	24165.39	25080.61
Bolas de molienda (kg)	2.000	2.000	2.000	314883.49	322205.23	334408.14

Tabla 41 Consumo de insumos por tonelada de escoria y cantidad requerida de insumos al año para la formación de Fe fundido (caso B).

Insumos y suministros	Consumo por ton escorias 'CT re ox + CPS + RAF'			Cantidad requerida insumos (tpa)		
	20(%p)	50(%p)	100(%p)	20(%p)	50(%p)	100(%p)
Escoria CT (ton)	1.000	1.000	1.000	239935.914	239935.914	239935.914
O_{2(g)} (ton)	0.021	0.021	0.021	5045.074	5045.074	5045.074
N_{2(g)} (ton)	0.069	0.069	0.069	16613.256	16613.256	16613.256
Escoria CT 're ox' (ton)	0.985	0.964	0.930	236464.36	231352.01	223305.57
Escoria CPS+RAF (ton)	0.015	0.036	0.070	3535.64	8647.99	16694.43
H_{2(g)} (ton)	0.023	0.023	0.023	5599.57	5594.17	5585.67
N_{2(g)} (ton)	0.756	0.756	0.755	181550.44	181375.28	181099.60
CaO (ton)	0.297	0.297	0.298	71245.47	71366.57	71557.16
Al₂O₃ (ton)	0.057	0.057	0.058	13654.68	13774.82	13963.92
Cu (ton)	0.785	0.781	0.774	188511.63	187439.30	185751.54
Consumo por ton escoria secundaria				Cantidad requerida insumos (unidad/año)		
H₂O granallado (m³)	0.150	0.150	0.150	23616.26	24165.39	25080.61
Bolas de molienda (kg)	2.000	2.000	2.000	314883.49	322205.23	334408.14

G. Productos generados por tonelada de escorias y cantidad anual de productos generada.

La estimación se realizó de manera similar al Anexo F, para el tratamiento de 240000 toneladas de escorias “CT re ox + CPS + RAF” anual. En la Tabla 42 y Tabla 43 se presenta la estimación de productos generados por tonelada de escoria junto a la cantidad productos generados por año para el tratamiento de todas las escorias de la fundición HVL (en toneladas por año). Los productos por obtener son tres: cobre, hierro y un material cementicio. La diferencia será la fase hierro, donde en el primer caso esta se comercializará como arrabio, y en el segundo caso como hierro fundido.

Tabla 42 Productos generados por tonelada de escoria y cantidad generada de productos al año para la formación de arrabio (caso A).

Productos	Generado por ton escorias 'CT re ox + CPS + RAF'			Cantidad generada productos (tpa)		
	20(%p)	50(%p)	100(%p)	20(%p)	50(%p)	100(%p)
Cobre (ton)	0.839	0.836	0.832	201344.556	200705.246	199699.024
Arrabio (ton)	0.471	0.469	0.467	112933.645	112575.058	112010.670
Material cementicio (ton)	0.694	0.695	0.696	166614.446	166802.644	167098.853

Tabla 43 Productos generados por tonelada de escoria y cantidad generada de productos al año para la formación de Fe fundido (caso B).

Productos	Generado por ton escorias 'CT re ox + CPS + RAF'			Cantidad generada productos (tpa)		
	20(%p)	50(%p)	100(%p)	20(%p)	50(%p)	100(%p)
Cobre (ton)	0.839	0.836	0.832	201344.556	200705.246	199699.024
Fe (ton)	0.452	0.450	0.448	108416.299	108072.055	107530.243
Material cementicio (ton)	0.694	0.695	0.696	166614.446	166802.644	167098.853

H. Resumen de costos de insumos y productos

Tabla 44 Resumen de costos de insumos y productos

Insumo	Unidad	Costo	Referencia
Cobre	USD/lb	4.54	[113]
Cobre	USD/ton	10 006	[113]
Aire (21/71)	USD/ton	4	[109]
Coque	USD/ton	200	[115]
Cal	USD/ton	157.84	[116]
Alúmina	USD/ton	469.2	[117]
Hidrógeno gris	€/kg	1 - 2	[118]
Hidrógeno azul	€/kg	1.5 – 3	[118]
Hidrógeno verde	€/kg	3 - 7	[118]
Productos	Unidad	Precio	Referencia
Arrabio	USD/ton	439.8	[119]
Chatarra de hierro	USD/ton	350	[120]
Aditivo al Clinker	USD/ton	140	[111]

I. Patentes consultadas

- Un proceso cero residuos que utiliza las escorias finales de fundición de cobre para producir productos comerciales, WO2021072562A1 [56]
- Method for processing slags of non-ferrous metallurgy, US20150122082A1

Proyectos FONDEF

- Proceso pirometalúrgico integrado de producción de Fe y materiales cementicios valorizando escorias de cobre usando H₂ Verde para fundiciones sin residuos ID21I10237
- Procesamiento sostenible de concentrados de cobre: fusión reductora con hidrógeno verde de calcinas oxidadas y escorias de cobre TA23I10031

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN – FACULTAD DE INGENIERÍA
Departamento de Ingeniería Metalúrgica
Hoja Resumen Memoria de Título

Título: Evaluación de un proceso integrado de tratamiento de escorias usando H₂V para optimizar recuperación de cobre y valorizar el Fe en una fundición de concentrados sin residuos.

Nombre Memorista: Katherine Renate Aguila Schroer

Modalidad	Proyecto	Profesor(es) Patrocinante(s) Roberto Parra, Fernando Parada	
Concepto		Prof. Roberto Parra Prof. Fernando Parada	
Calificación			
Fecha	20/05/2025		
Prof. ^a Eugenia Araneda H.		Ingeniero Supervisor: Camila Mora	
		Institución: Universidad de Concepción	

Comisión (Nombre y Firma)

Prof. Eduardo Balladares	
--------------------------	--

Resumen

Esta Memoria de Título se enmarca en el proyecto TA 23I10031 financiado por ANID: "Procesamiento sostenible de concentrados de cobre: fusión reductora con hidrógeno verde de calcinas oxidadas y escorias de cobre".

El estudio tiene como objetivo desarrollar un análisis técnico económico de la modificación de la estructura productiva en el proceso convencional de una fundición de concentrados de cobre operando en una configuración clásica: fusión, conversión y piro-refinación. Este proceso tratará las escorias de fusión y conversión -que convencionalmente son tratadas para recuperar el cobre-, y además aquellas que se recirculan en la estructura productiva: mazamorras y escorias anódicas, es decir, en un solo reactor se tratarán todas las escorias de una fundición.

Esta nueva tecnología se basa en la reducción intensiva de escorias mediante hidrógeno verde como agente reductor, lo que permite maximizar la recuperación de cobre metálico y generar dos coproductos adicionales con valor comercial: hierro metálico (arrabio o hierro fundido) y una escoria secundaria cementicia. La formación de esta última se logra mediante la adición controlada de CaO y Al₂O₃ para alcanzar una proporción 48:12:40 (CaO:Al₂O₃:SiO₂), compatible con los requerimientos de la industria cementera como aditivo o precursor de Clinker.

Desde el punto de vista operativo, se considera una etapa previa de oxidación para eliminar el azufre de la escoria CT, lo que evita la generación de gases tóxicos como H₂S(g) durante la reducción con hidrógeno, mejorando así la seguridad del proceso.

Se analizaron dos alternativas de valorización del hierro: la evaluación se realizó para tratar 240 mil toneladas/año de escoria considerando la producción de arrabio (Caso A) y de hierro fundido (Caso B), con un horizonte de 10 años, una tasa de descuento del 10% y un impuesto a la renta del 27%.

Los resultados muestran que ambos casos presentan un Valor Actual Neto (VAN) positivo, lo que indica la viabilidad económica de las alternativas bajo las condiciones evaluadas. Para el Caso A, el VAN varía entre 89 y 114 millones USD, mientras que, en el Caso B, los valores son notablemente más bajos, oscilando entre 6 y 34 millones USD, dependiendo del porcentaje de carga fría. Esta diferencia de rentabilidad se explica principalmente por los mayores ingresos anuales del arrabio, su mejor rendimiento por tonelada de escoria tratada, y un menor consumo energético específico, lo que reduce significativamente los costos operacionales. En conjunto, estos factores posicionan al arrabio como la alternativa más rentable y robusta frente a variaciones operativas dentro del proceso.

Desde un enfoque ambiental y estratégico, la propuesta representa una alternativa altamente relevante: contribuye a la reducción significativa de emisiones de CO₂(g) mediante el uso de hidrógeno verde, permite la revalorización de un pasivo industrial de alto impacto acumulativo como lo son las escorias de cobre, y genera productos con valor agregado destinados a las industrias siderúrgica y cementera. Estos elementos posicionan al proyecto como un caso sólido de economía circular aplicada al sector minero-metalúrgico, con un claro potencial de desarrollo y optimización para su implementación futura