

UNIVERSIDAD DE CONCEPCION

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería Metalúrgica


Profesor Patrocinante:

Sr. Fernando Parada Luna

Ingenieros Supervisores:

Srta. Maureen Griffiths H.

Sr. Pablo Rojas Alarcón



**Evaluación Técnica y Económica para el Tratamiento Hidrometalúrgico
de Escorias de Convertidores Peirce Smith y Hornos Anódicos de la
Fundición Potrerillos, División Salvador – CODELCO**

CAMILA EUGENIA ROMERO FICA

Informe de Memoria de Título

para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Abril 2018

AGRADECIMIENTOS

Agradezco primeramente a mi madre, quién siempre ha estado a mi lado para apoyarme, protegerme y motivarme, de quién aprendí a ser perseverante y siempre mantener una sonrisa. Para ti mamá, mi amiga y gran compañía.

A mi papá, por esos pequeños viajes acompañándote que inspiraron mucho de las cosas que me gustan hacer hoy en día, también por tu amor y presencia.

A mis hermanos mayores, Daniela y Diego, por sus consejos y risas.

A mi melliza, Javiera, por cada momento disfrutado con locura.

A mis compañeros de universidad, en especial a Florencia con quién recorrí este camino de igual manera, convirtiéndose en una gran amiga y a Andrés quién me apoyo y acompañó durante estos años contagiando su alegría.

A los profesores del Departamento de Metalúrgica, por la formación entregada, especialmente a mi profesor guía, Fernando Parada, por su disposición a ayudar, escuchar y enseñar y por la gran persona que es.

A las personas que conocí en El Salvador, con quienes compartí durante mi periodo de memoria haciendo muy grata mi estadía, especialmente al área de Procesos de la fundición por su apoyo constante, a Maureen, Elías, Andrés y Cristian. También a Jaime y Pablo por compartir momentos agradables en el día a día. Además agradecer a todos quienes me apoyaron y ayudaron en la realización de mi trabajo, dándome ideas, conocimientos y recursos, reflejando valores dignos de apreciar.

A cada una de esas personas que han aportado desinteresadamente con un granito de arena para cumplir mis metas.

Agradezco a Dios.

Y a la vida, que me ha dado tanto.

RESUMEN

En la Fundición Potrerillos, hasta octubre del 2017, las escorias generadas en el proceso de conversión y refinación eran recirculadas inmediatamente al Convertidor Teniente. Tras la puesta en marcha del Proyecto de Gases que da cumplimiento al decreto 28, el cual indica el nivel de captura de arsénico y azufre, no es posible su recirculación sin salir de la nave de fundición, ya que en la etapa de fusión se implementó una campana de captación de gases con puerta deslizante que impedirá el carguío por boca. Es por esto que ha sido necesario el estudio de un método alternativo para la recuperación del cobre desde estas escorias de alta ley.

Con tal objetivo, en este estudio se evaluaron alternativas hidrometalúrgicas para la recuperación de cobre desde las escorias, considerando que el cobre se encuentra principalmente como óxido. En una primera etapa, se realizó un análisis bibliográfico para identificar las mejores alternativas de proceso, a partir del cual se seleccionaron las siguientes como las más promisorias:

- Lixiviación agitada en medio ácido
- Lixiviación en columnas
- Tostación oxi-sulfante y lixiviación agitada

En una segunda etapa se realizaron pruebas experimentales a escala laboratorio, cuyo criterio de evaluación fue las extracciones de cobre para definir las mejores condiciones de operación. Para las pruebas de lixiviación agitada, la mejor extracción corresponde a las pruebas con adición de oxígeno y 80 °C con una extracción de 95,04 %Cu. Para lixiviación en columnas con aglomerado y curado a las escorias y una solución lixivante de 160 g/L de H₂SO₄, la extracción es de 71,4 %Cu. Por último, en las pruebas de lixiviación a 50 °C de las calcinas de tostación, se llegó a una extracción de cobre de 93,66 %.

Luego, se procedió a evaluar económicamente las alternativas que resultaron de mayor interés para la empresa. Para el desarrollo de esto, se consideró la lixiviación agitada a 90 °C sin inyección de oxígeno y con una extracción de cobre de 85,7 % y la alternativa de lixiviación en pilas con una extracción de 71,4 %. Con esto se obtuvo un VAN de 404,6 MUSD para la implementación de una planta de lixiviación agitada por sobre las utilidades del proyecto con lixiviación en columnas, las cuales corresponden a 364,9 MUSD, considerando un valor cero para el precio de las escorias CPS y HA.

Se obtuvo además un precio para la mezcla de escorias CPS y HA sobre el cual sería conveniente vender las escorias y bajo el cual resulta más atractivo realizar el proyecto ($VAN = 0$). Este precio fue de 2055 USD/ton para la alternativa de lixiviación agitada y de 1450 USD/ton para la lixiviación en pilas.



ABSTRACT

At the Potrerillos Smelter, until October 2017, the slag generated in the conversion and refining process was recirculated immediately to the Teniente Converter. After the Commissioning of the Gas Project that complies with Decree 28, which indicates the level of arsenic and sulfur capture, it is not possible to recirculate it without leaving the smelting plant. Due to the fusion stage was implemented a gas collection hood with sliding door that prevents loading by mouth. This is why it has been necessary to study an alternative method for recovering copper from high grade slag.

For this purpose, this study evaluated hydrometallurgical alternatives for the recovery of copper from slag, considering that copper is mainly found as oxide. In a first stage, a bibliographic analysis was carried out to identify the best process alternatives, from which the following ones were selected as the most promising:

- Leaching agitated in acid medium
- Leaching in columns
- Oxy-sulfating roasting and agitated leaching

In a second stage, experimental tests were carried out at the laboratory scale, whose criteria for evaluating the results are copper extractions, which indicate the best operating conditions. For the tests of agitated leaching, the best extraction corresponds to the tests with addition of oxygen and 80 °C with an extraction of 95.04 %Cu. For leaching in columns with agglomerate and cured to slags and a leaching solution of 160 g/L of H₂SO₄, the extraction is 71.4 %Cu. Finally, in the leaching tests at 50 °C of the roasting calcinations, a copper extraction of 93.66% was reached.

Then, we proceeded to evaluate economically the alternatives that were of most interest to the company. For the development of this, the leaching was considered agitated at 90 ° C without oxygen injection and with a copper extraction of 85.7% and the alternative of heap leaching with an extraction of 71.4%. With this, a net present value of 404.6 MUSD was obtained for the implementation of a leaching plant agitated over the project's profits with leaching in the columns, which correspond to 364.9 MUSD, considering a zero value for the price of CPS and HA slag.

A price has been added for the slag mixture CPS and HA over what is necessary sale of slag and under which it is more attractive to carry out the project (NPV = 0). This price was 2055 USD /ton for the agitated leach alternative and 1450 USD/ton for heap leaching.

INDICE CONTENIDOS

Capítulo 1: INTRODUCCIÓN	1
1.1. Objetivos Generales y Específicos	2
1.1.1. Objetivo General	2
1.1.2. Objetivos Específicos	2
Capítulo 2: ANTECEDENTES	3
2.1. Antecedentes División Salvador- CODELCO	3
2.2. Antecedentes Fundición Potrerillos	4
2.3. Antecedentes del Proceso	6
2.3.1. Proceso de Fusión – Conversión: Convertidor Teniente	6
Retornos	7
2.3.2. Proceso de Conversión: Convertidores Peirce Smith	11
2.3.3. Proceso de refinación: Hornos de Ánodos	12
Capítulo 3: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	14
3.1. Escorias	14
3.1.1. Efecto de la velocidad de enfriamiento en las escorias	16
3.2. Antecedentes Hidrometalúrgicos	17
3.2.1. Química de disolución en el proceso de lixiviación	17
3.2.2. Cinética especies de cobre	19
3.2.3. Métodos de lixiviación	21
3.3. Proceso de Tostación	24
3.3.1. Tostación oxi-sulfatante de cobre	24
3.1.2. Tecnología de tostación	25
3.1.3. Lixiviación de calcinas de tostación	25
Capítulo 4: DESARROLLO EXPERIMENTAL	26
4.1. Propuesta de trabajo	26
4.2. Metodología de trabajo	27
4.2.1. Muestreo y preparación de muestras	27
4.2.2. Análisis	29
4.2.2.1. Análisis granulométrico	29
4.2.2.2. Análisis químico	31
4.2.2.3. Análisis mineralógico	32
4.2.3. Equipamiento, montaje y ejecución de pruebas	33
4.2.3.1. Lixiviación por agitación	33

a) Equipamiento	33
b) Procedimiento experimental.....	35
c) Programa de pruebas y condiciones para escorias por separado.....	35
d) Programa de pruebas y condiciones con mezclas de escorias.....	37
4.2.3.2. Lixiviación en columnas.....	39
a) Equipamiento	39
b) Procedimiento Experimental.....	41
c) Programa de pruebas y condiciones experimentales	44
4.2.3.3. Tostación y lixiviación agitada.....	45
a) Equipamiento	45
b) Procedimiento experimental.....	46
c) Programa de pruebas y condiciones experimentales	47
Capítulo 5: RESULTADOS Y DISCUSIONES	49
5.1. Lixiviación Agitada	49
5.1.1. Resultados de pruebas de escorias por separado.....	49
5.1.2. Resultados pruebas con mezclas de escorias.....	54
5.2. Lixiviación en Columnas	57
5.3. Tostación – Lixiviación Agitada.....	60
Capítulo 6: FACTIBILIDAD ECONÓMICA.....	62
6.1. Parámetros	67
6.2. Evaluación Económica	68
6.2.1. Costos	68
6.2.2. Ingresos	70
6.2.3. Indicadores económicos.....	70
Capítulo 7: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	72
7.1. Conclusiones.....	72
7.1. Recomendaciones	74
Capítulo 8: BIBLIOGRAFÍA	75
Capítulo 9: ANEXOS.....	77
ANEXO A: Proceso Fundición Potrerillos.....	77
ANEXO B: Decreto 28	81
ANEXO C: Fórmulas utilizadas para cálculos	82
ANEXO D: Resultados análisis.....	83
ANEXO E: hojas de cálculo.....	88

ANEXO F: Protocolo de operación.....	94
--------------------------------------	----

INDICE FIGURAS

Figura 1: Ubicación Geográfica de El Salvador, Potrerillos y Puerto Barquito [15].....	3
Figura 2: Diagrama Fundición Potrerillos, División Salvador – CODELCO [16].....	5
Figura 3: Toneladas retornadas a CT en los años 2016 y 2017 [17].....	9
Figura 4: Materiales fundidos a CT en el año 2017.....	10
Figura 5: Materiales fundidos a CT en el año 2016.....	10
Figura 6: Esquema cinética de reacción minerales de cobre [14].....	21
Figura 7: Esquema del corte de una pila [21].....	23
Figura 8: Esquema de alternativas propuestas.....	26
Figura 9: Identificación muestras para cada tipo de escoria.....	29
Figura 10: Distribución granulométrica muestras escorias CPS y HA.....	30
Figura 11: Distribución granulométrica muestras escorias CPS y HA bajo ¼”.....	31
Figura 12: Esquema equipo lixiviación agitada.....	34
Figura 13: Sección plano columnas de lixiviación para laboratorio.....	40
Figura 14: Montaje columnas de lixiviación, Laboratorio Químico Potrerillos.....	40
Figura 15 : Muestra con curado y aglomerado terminado el tiempo de reposo.....	41
Figura 16: Control de la tasa de riego.....	42
Figura 17: Sistema de recolección de PLS.....	43
Figura 18: Muestras de PLS.....	43
Figura 19: Cinética de lixiviación para escorias CPS.....	50
Figura 20: Cinética de lixiviación para escorias HA.....	50
Figura 21: Extracción de cobre de escorias CPS con variación en la concentración de H ₂ SO ₄	51
Figura 22: Extracción de cobre de escorias HA con variación en la concentración de H ₂ SO ₄	51
Figura 23: Extracción de cobre desde escorias CPS en función de la temperatura.....	52
Figura 24: Extracción de cobre desde escorias CPS en función de la temperatura (°C).....	52
Figura 25: Efecto sulfato férrico en la extracción de cobre de escorias CPS.....	53
Figura 26: Efecto sulfato férrico en la extracción de cobre de escorias HA.....	53
Figura 27: Cinética de extracción de cobre en lixiviación con NaCl.....	54
Figura 28: Cinética de Extracción de cobre en las mejores condiciones de lixiviación.....	55
Figura 29: Cinética de extracción de cobre con adición de oxígeno en lixiviación a temperatura ambiente..	56
Figura 30: Cinética de extracción de cobre en lixiviación con adición de oxígeno a 80°C.....	56
Figura 31: Extracción de cobre para distintas dosis de curado y aglomerado.....	57
Figura 32: Consumo de ácido pruebas lixiviación en columnas. Tasa de riego: 30 [L/h m ²]. Columna C sin curado ácido.....	58
Figura 33: Cinética de extracción de cobre de mezcla de escorias M-EL y M-ER.....	59
Figura 34: Efecto del tiempo de tostación de escorias CPS en la extracción de cobre.....	60
Figura 35: Efecto del tiempo de tostación de escorias HA en la extracción de cobre.....	60
Figura 36: Extracción de cobre a diferentes temperaturas de lixiviación para calcinas de tostación.....	61

Figura 37: Alternativas a evaluar económicamente.....	62
Figura 38: Plan concentrado Fundición, toneladas de fusión, PND 2018 [13].....	64
Figura 39: Toneladas de material inyectado a fusión y escoria CPS-HA generada en el proceso.....	64
Figura 40: Diagrama de proceso fundición Potrerillos. En celeste se muestra la escoria CT y en rojo la escoria CPS y anódica.	77
Figura 41: Esquema para la determinación de la densidad aparente en columna.....	95
Figura 42: Plano columnas de lixiviación.....	97

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Alternativas y recuperaciones de Cu. Proyecto Convenio CIMM- Codelco-Chile, 1998	15
Tabla 2: Velocidades de disolución de las principales especies de cobre, al ser expuestas a una solución de H ₂ SO ₄ diluido, ordenadas según su cinética relativa. Fuente: Esteban Domic M, 2001.	19
Tabla 3: Caracterización química muestras de escoria CPS.	31
Tabla 4: Caracterización química muestras de escoria HA.....	31
Tabla 5: Resultados análisis cobre soluble muestras CPS.	32
Tabla 6: Resultados análisis cobre soluble muestras HA.	32
Tabla 7: Resultado análisis mineralógico muestras a utilizar de escorias CPS.....	33
Tabla 8: Resultado análisis mineralógico muestras a utilizar de escorias HA	33
Tabla 9: Diseño de pruebas para el tratamiento de escoria de conversión y escoria anódica.....	36
Tabla 10: Diseño de pruebas experimentales para el tratamiento con mezcla de escorias.....	37
Tabla 11: Condiciones pruebas lixiviación en columna.....	44
Tabla 12: Diseño pruebas experimentales para el tratamiento de escorias de cobre por lixiviación en columnas	45
Tabla 13: Condiciones para pruebas de tostación de escorias	47
Tabla 14: Diseño de pruebas experimentales para el tratamiento de escoria de conversión y escoria anódica.	47
Tabla 15: Caracterización química mezclas de escorias.....	54
Tabla 16: Plan concentrado Fundición, toneladas de fusión, PND 2018 [13]	65
Tabla 17: Toneladas material inyectado a CT5 y generación de escoria de cobre, en base a PND 2018 [13] y datos históricos.	66
Tabla 18: Parámetros iguales para los diferentes escenarios.	67
Tabla 19: Precio del cobre y premios según calidad catódica, OCCC 2018 (emitida noviembre 2017) [7].	67
Tabla 20: Parámetros que varían para los distintos escenarios.....	68
Tabla 21: Inversiones de activos fijos Escenario 1.	69
Tabla 22: Inversiones de activos fijos escenario 2.	69
Tabla 23: Costos de operación	70
Tabla 24: Ingresos para ambos escenarios.....	70
Tabla 25: Resumen Indicadores económicos	71
Tabla 26: Limite de emisión de SO ₂ y As para las Fundiciones Chilenas.	81
Tabla 27: Resultados análisis granulométrico de muestras de Escorias CPS y HA -#100.....	83
Tabla 28: Resultados análisis granulométrico de muestras de Escorias CPS y HA - ¼”	84

Tabla 29: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias CPS EL 01. Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.	85
Tabla 30: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias CPS ER 03. Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.	85
Tabla 31: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias HA EL 04. Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.	86
Tabla 32: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias HA ER 06. Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.	86
Tabla 33: Resultados de especies presente en calcinas de tostación de mezcla de escoria CPS y HA con enfriamiento lento por DRX. Pruebas 28 y 29, lix. Agitada.	87
Tabla 34: Resultados de especies presente en calcinas de tostación de muestras de escoria CPS y HA con enfriamiento rápido por DRX. Pruebas 28 y 29, lix agitada.	87
Tabla 35: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra CPS EL 01.	88
Tabla 36: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra CPS EL 02.	88
Tabla 37: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra CPS ER 03.	89
Tabla 38: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra HA EL 04.	89
Tabla 39: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra HA ER 05.	90
Tabla 40: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra HA ER 06.	90
Tabla 41: Resultados de extracción de cobre de mezclas de escorias CPS y HA con enfriamiento lento (M-EL), con respecto al residuo sólido.	90
Tabla 42: Resultados de extracción de cobre de mezclas de escorias CPS y HA con enfriamiento lento (M-ER), con respecto al residuo sólido.	91
Tabla 43: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras CPS EL 01.	91
Tabla 44: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras CPS ER 03.	91
Tabla 45: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras HA EL 04.	91
Tabla 46: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras HA ER 06.	92
Tabla 47: Resultados de extracciones de calcinas de tostación mezclas de escorias enfriamiento lento (M-EL), con respecto a los sólidos.	92
Tabla 48: Resultados de extracciones de calcinas de tostación mezclas de escorias enfriamiento rápido (M-ER), con respecto a los sólidos.	92
Tabla 49: Resultados extracciones de Fe con respecto al PLS, escorias CPS y HA.	92
Tabla 50: Resultados extracciones de SiO ₂ con respecto al PLS, escorias CPS y HA.	93

NOMENCLATURA

CT	: Convertidor Teniente
CPS	: Convertidor Peirce Smith
HA	: Hornos Anódicos
Cu _T	: Cobre total
Cu _s	: Cobre soluble
PLS	: Solución rica en Cu ⁺²
SX	: Extracción por solvente
EW	: Electro-obtención
M.s.n.m.	: Metros sobre el nivel del mar
DS28	: Decreto supremo 28
CAPEX	: Costos de capital
OPEX	: Gastos de operación



CONCEPTOS

Garr-Gun: Cavidad o garganta del Convertidor Teniente donde se adiciona el Fundente y la Carga fría por correa.

Carrera: Proceso completo en un convertidor Peirce Smith, desde su carga hasta la obtención de cobre blíster.

Ollas: Receptáculo de los productos de cada convertidor, tienen distintos volúmenes según la corriente a recibir.

Pasaje: Orificio en el horno o convertidor por donde se evacuan algunas corrientes.

Sangrado: Evacuar una corriente del Convertidor o Horno por el pasaje.

Boca: Cavidad ubicada en la parte superior del Horno o Convertidor.

Capítulo 1: INTRODUCCIÓN

En la Fundición Potrerillos las escorias provenientes de los Convertidores Peirce Smith y Hornos Anódicos son recirculadas inmediatamente en forma líquida al Convertidor Teniente por boca con el fin de aumentar las recuperaciones de cobre. Esto provoca problemas operacionales y medio ambientales, por emisiones de SO_2 que se liberan al girar el convertidor (al salir de la posición de soplado) y por ende no logran ser capturados. Estos problemas medio ambientales han llevado a implementar una nueva Campana de gases, que permite dar cumplimiento al Decreto Supremo 28 (Anexo B), la cual limitaría el retorno de las escorias al proceso de fusión ya que es muy sensible y podría dañarse. Esta campana consta con un sistema de refrigeración y un circuito cerrado de agua a presión, además de una puerta deslizante.

La búsqueda de una alternativa ha incentivado el estudio de un proceso existente para mejorar la recuperación del cobre desde las escorias. El proceso elegido para llevar a cabo esta investigación es la lixiviación, por tanto, se trataran las escorias de los convertidores Peirce Smith y Hornos anódicos los cuales corresponden a los retornos líquidos.

Esto se realizara mediante un estudio bibliográfico, análisis del material a tratar y el diseño de pruebas a nivel laboratorio, con el fin de encontrar las condiciones adecuadas para obtener una máxima recuperación de cobre y concluir si es viable técnica y económicamente.

1.1. Objetivos Generales y Específicos

1.1.1. Objetivo General

Evaluar a escala laboratorio la recuperación de cobre desde las escorias provenientes de los Convertidores Peirce Smith y Hornos Anódicos por vía hidrometalurgia.

1.1.2. Objetivos Específicos

- 1) Realizar revisión bibliográfica.
- 2) Realizar muestreos de escorias CPS y anódicas directamente de los respectivos hornos para su caracterización.
- 3) Diseñar y desarrollar pruebas de lixiviación a nivel laboratorio para obtener las mejores condiciones en la recuperación de cobre desde las escorias.
- 4) Evaluar técnica y económicamente alternativas de recuperación de cobre desde escorias CPS y HA.



Capítulo 2: ANTECEDENTES

2.1. Antecedentes División Salvador- CODELCO

División Salvador es un complejo minero metalúrgico perteneciente a la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO). Sus operaciones se realizan en la zona precordillerana a 2400 msnm y a una distancia de 198 kilómetros al noreste de Copiapó, en la provincia de Chañaral, comuna de Diego de Almagro, tercera región de Atacama.

Considera entre sus activos principales mina “Inca” de explotación subterránea y las minas “Campamento antiguo” y “Damiana Norte” a rajo abierto, además de instalaciones de concentración de mineral y productivas de cobre, molibdeno y ácido sulfúrico principalmente, como lo es la fundición y refinería de Potrerillos y la Planta de lixiviación. Al sur del puerto de Chañaral se encuentra Puerto Barquito, sector de embarque de la producción. En la Figura 1 se muestra la ubicación geográfica de las localidades pertenecientes a la división [15].



Figura 1: Ubicación Geográfica de El Salvador, Potrerillos y Puerto Barquito [15].

2.2. Antecedentes Fundición Potrerillos

La Fundición Potrerillos se encuentra ubicada a 3000 msnm, también en la tercera región de Atacama. Las condiciones predominantes son: clima desértico, con escasa vegetación y viento noreste. Se encuentra a una distancia de 50 kilómetros de la ciudad de El Salvador.

Actualmente tiene una capacidad de fusión de concentrado de 680 kton/a, con un nivel de producción de 135 kt/a de cobre refinado y 541 kt/a de ácido sulfúrico [16].

La planta de fundición consta con las siguientes instalaciones:

- 1 Planta de recepción y mezcla (PRM)
- 1 Secador de lecho fluidizado, filtros de mangas, un sistema de transporte neumático de concentrado al CT5 de 120 ton/h de capacidad.
- 1 Convertidor Teniente (CT5) de 5 m de diámetro x 22 m, con un sistema de inyección neumática de concentrado de 120 ton/h de capacidad y un turbo soplador de unos 60.000 Nm³/h.
- 3 Convertidores Peirce Smith de 4 m de diámetro x 9.1 m, dos en funcionamiento y uno en mantención.
- 2 Hornos de ánodos de 4 m de diámetro x 9.1 m.
- 2 Rueda de moldeo (RM66) de 66 ton/h de capacidad.
- 1 Planta de refinería
- 1 Planta de oxígeno (POX), con capacidad de 550 ton/h de 95% O₂ en volumen.
- 1 Planta de chancado de circulante y carga fría.
- 1 Planta generadora de aire comprimido (aire de alta y de baja presión).
- 1 Planta de captación, manejo y limpieza de aire.
- 1 Planta de ácido sulfúrico
- 1 Planta de tratamiento de escoria mediante chancado, molienda y flotación

En la figura 2 se presenta el diagrama de los principales procesos de la Fundición Potrerillos.

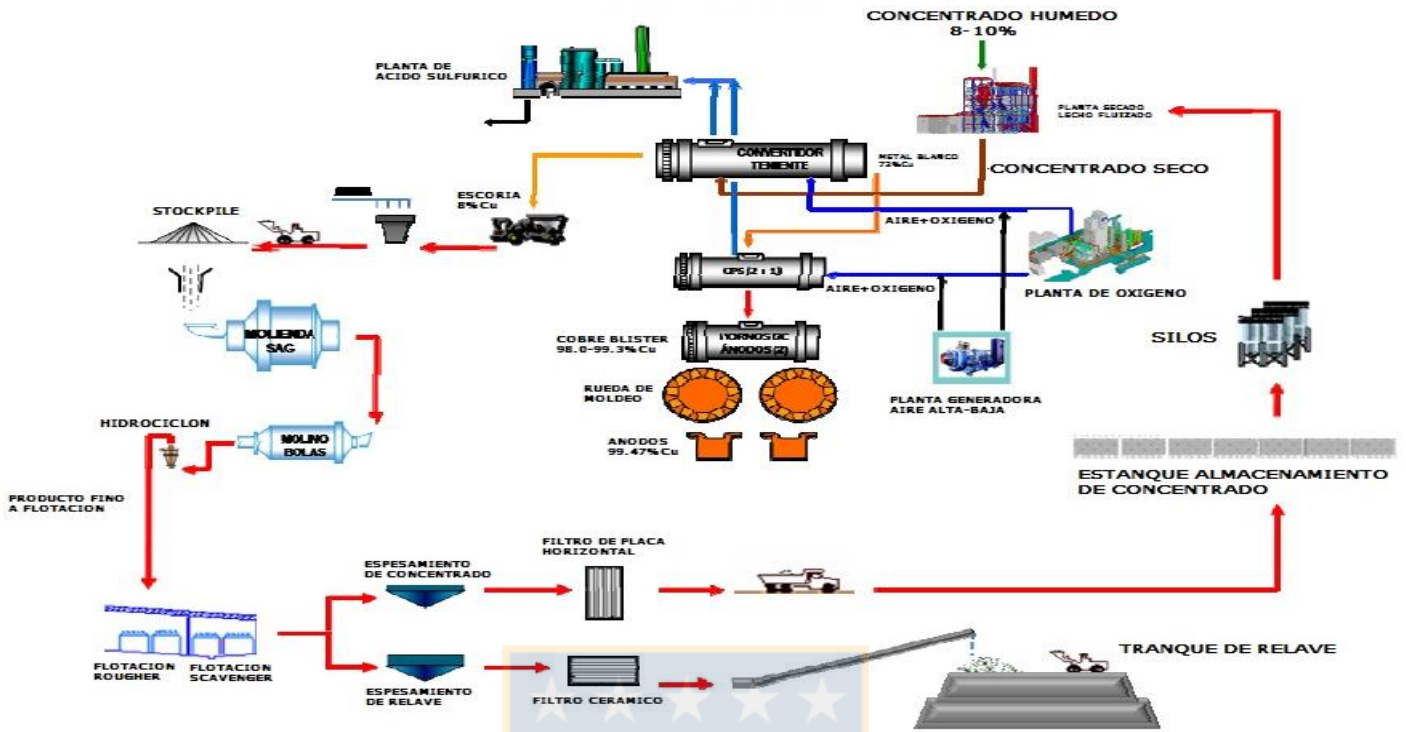


Figura 2: Diagrama Fundición Potrerillos, División Salvador – CODELCO [16].

Es una fundición maquiladora, ya que trata mayoritariamente concentrados de la división Salvador además de concentrados de otras faenas, como lo son: Chuquicamata, Andina, Escondida, Punta de cobre, Amarillos, Ministro Hales (calcinas) y concentrado proveniente de la planta de flotación de escoria de la división, siendo este último el 15 % aproximadamente del total a fusión.

2.3. Antecedentes del Proceso

2.3.1. Proceso de Fusión – Conversión: Convertidor Teniente

El Convertidor Teniente es un reactor de acero de 5 [m] de diámetro y 22 [m] de largo recubierto por refractarios de cromo-magnesita, los cuales poseen una temperatura de fusión de 2000°C. Posee 40 toberas de inyección de aire distribuidas en 4 paños. Para el concentrado se dispone de 3 toberas con una presión de inyección de 200 a 300 kPa, 2 máquinas hidráulicas tipo gaspé empleadas para destapar las toberas de aire y dos Máquinas taponadoras, una para el orificio de la escoria y la otra para el sangrado de metal blanco, el que posteriormente es cargado a ollas de 280 pie³. El reactor está diseñado para alcanzar una capacidad de fusión de concentrado mínima de 1.650 tpd y máxima de 2.000 tpd, valor de diseño compatible con la capacidad anual de fusión de concentrado de la planta 680.000 ton, sujeta a una disponibilidad del equipo de 340 días/año.

El objetivo es producir metal blanco con aproximadamente 72 % - 75 % de cobre a una temperatura de 1250 °C, teniendo escoria con 8 % de cobre, gases y polvo.

El proceso comienza con la inyección de concentrado con 0,2 % de humedad, el cual es alimentado por toberas en conjunto con el fundente provenientes de la mezcla con 25,6 %Cu, 26 %Fe y 32 %S, para obtener una buena operación en el CT. El sistema puede alimentar concentrado en un rango de 50 a 150 toneladas por hora (88,7 tph según diseño).

Las reacciones de oxidación en el proceso de fusión-conversión se regulan mediante la razón másica de la carga alimentada y el flujo de oxígeno inyectado al CT, llamado Coeficiente de Oxígeno. El calor generado en el CT se debe a las reacciones de oxidación que ocurren en él y su velocidad de generación depende del flujo de oxígeno y de la ley de MB.

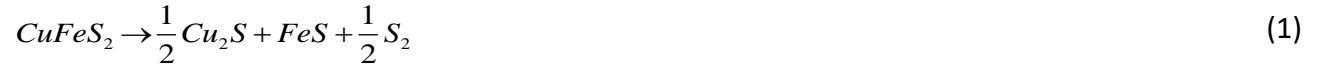
Para regular el balance de energía, terminada la inyección de concentrado, se sopla a la fase líquida aire enriquecido 42% O₂ a través de toberas y se adiciona carga fría para disminuir la temperatura del proceso si es que se requiere.

La escoria se genera acomplejando el hierro oxidado con sílice, por lo que su calidad depende, en gran parte, de la relación hierro/sílice presente.

La diferencia de densidades entre el metal blanco y la escoria es el fundamento fisicoquímico que caracteriza al proceso. El metal blanco con una densidad de 4,8 a 5,6 kton/m³ se va al fondo del

convertidor quedando en la parte superior del baño la escoria que posee una densidad de 2,8 a 3,8 kton/m³.

Las principales reacciones involucradas en este proceso son:



Esta tecnología fue desarrollada en 1977 en la Fundición de Caletones como una alternativa intermedia entre la fusión convencional y la fusión autógena.

Retornos

La recirculación de escorias en estado líquido es nocivo para la operación normal del Convertidor Teniente debido a que por la naturaleza de estos productos tienen un alto contenido de magnetita y cobre en estado oxidado. Además, la manera de adicionarlos al proceso provoca una inestabilidad importante en la fase de escoria. Cualquier agitación o perturbación que se ocasione desestabiliza la composición de las escorias las que aumentan significativamente su contenido de magnetita y cobre produciendo altas pérdidas.

Retornos al Convertidor Teniente

La Fundición cuenta con un Convertidor Teniente y los retornos como fluido líquido provienen de 2 procesos:

- Conversión de metal blanco a cobre blíster en los Convertidores Peirce-Smith (CPS).
- Refinación del cobre blíster en los Hornos Anódicos (HA)

En los Convertidores Peirce Smith se produce la conversión de metal blanco a cobre blíster con 99% de cobre. La escoria de este proceso contiene un alto contenido de cobre por lo que se hace necesario su retorno al proceso de fusión para que este pueda ser recuperado.

En los Hornos Anódicos se procesa el cobre blíster donde se genera cobre metálico con 99,6% de pureza de cobre, el cual se envía a moldeo para elaborar ánodos de cobre. La escoria anódica rica en óxidos de cobre y cobre metálico es enviada al CT y alimentada por boca convirtiéndose en otro de los retornos en estudio.

Todas las recirculaciones generan inconvenientes a la operación normal del convertidor, sobre todo las más ricas en óxidos que son las escorias de conversión (CPS) y la escoria anódica que además es rica en cobre metálico.

Descripción de los tipos de retornos

Escoria CPS

- Total generado al año: 11.348 Toneladas.
- Incidencia en el volumen total de retornos: 33 %

Es la escoria que se produce en la etapa de conversión de metal blanco a cobre blíster. Es una escoria de tipo óxido conteniendo una alta cantidad de magnetita y cobre atrapado en ella.

Este retorno se genera en algunas ocasiones, lo que va a depender de las condiciones de operación durante la carrera del soplado a cobre. Como por ejemplo, el operador decide sacar el “cobre alto”, es decir con un grado más de oxidación, lo que hace que la escoria sea más fluida debido a que se genera más cobre oxidado que fluidiza la escoria.

Escoria HA

- Total generado al año: 23.040 Toneladas.
- Incidencia en el volumen total de retornos: 67 %

La escoria anódica es uno de los retornos que se genera en mayor cantidad. Este tipo de escoria produce problemas en la operación del CT generando reacciones violentas que provocan inestabilidad en el proceso e impiden continuar operando a régimen inmediatamente.

Con el carguío de este retorno se produce una mayor agitación del baño y mayores dificultades para la separación de fases dentro del convertidor.

Actualmente, al no retornarlas generan dificultades en el proceso, como lo son:

1. Aumento en el inventario.
2. Disminución en la cantidad de cobre moldeado.
3. Tiempos relativamente más prolongados para llegar a una ley óptima de metal blanco.

Capacidad de fusión de retornos en el CT

Se puede observar en la Figura 3 la cantidad de retornos durante los años 2016 y 2017 (en el 2017 fue proyectada la fusión total para los meses sin operación), en el cual existe un disminución de las toneladas de escoria anódica y la escoria del Convertidor Peirce Smith.

En el año 2016 la fusión de retornos en el CT fue de 37.985 toneladas, correspondiendo al 4,9 de la fusión total y en el año 2017 hubo 34.388 toneladas de retorno correspondiendo también al 4,9 % de la fusión total, disminuyendo la fusión de concentrado y arena (fundente) con respecto al 2016 en un 8,4%.

Como se mencionó, en el 2017 se fundieron en el CT 34.388 toneladas de retornos, lo que provocó una disminución de 5 % en la capacidad de fusión de concentrado equivalente a un 7,35 m³ del volumen del horno. Comparando la cantidad de retornos procesados en el CT en los últimos dos años (Figura 3) se observa que ha disminuido en 9,5 %.

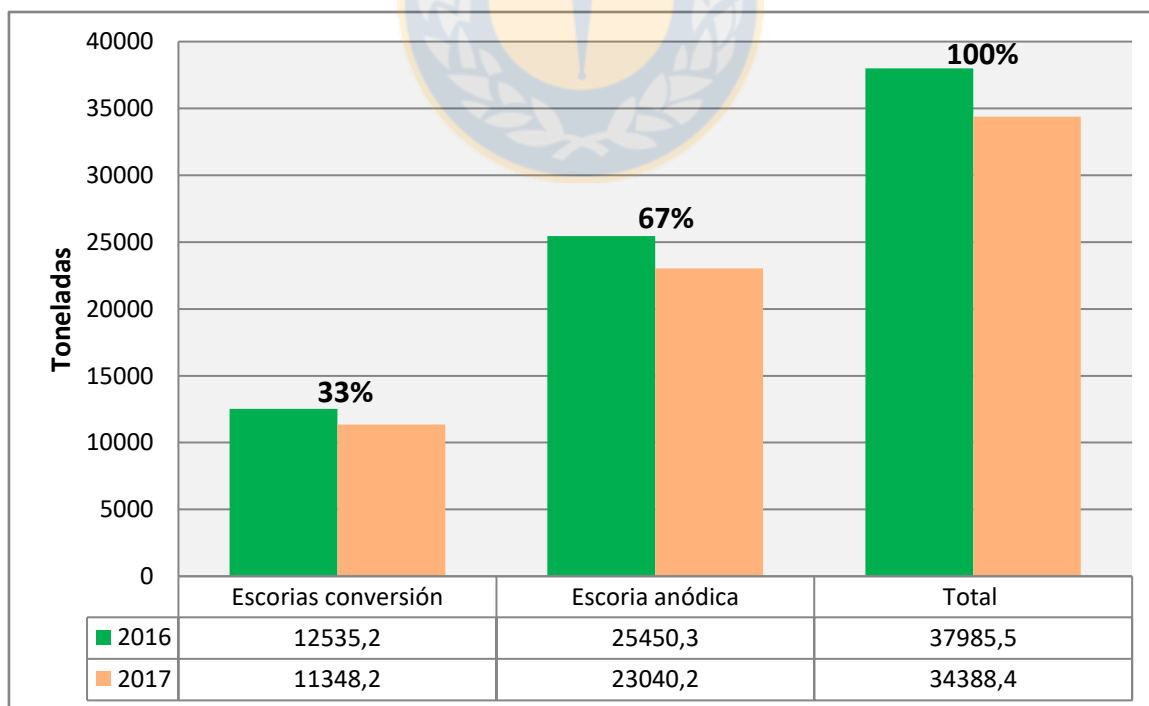


Figura 3: Toneladas retornadas a CT en los años 2016 y 2017 [17].

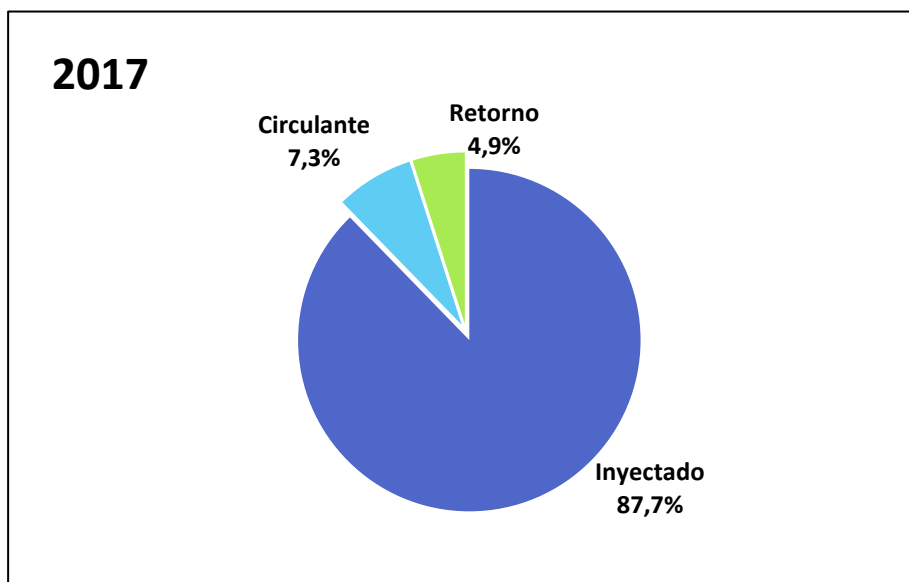


Figura 4: Materiales fundidos a CT en el año 2017

En la figura 4 y Figura 5 [17] se puede observar la variación en la proporción de los materiales fundidos en la fusión total. El inyectado corresponde al concentrado seco, concentrado PFE (Planta Flotación de escorias) y la arena (fundente), circulante a todo lo que se retorna por Garr Gan que salió de la nave de fundición y se denomina retorno a lo que se carga por boca como fluido líquido caliente, es decir, escoria CPS y HA.

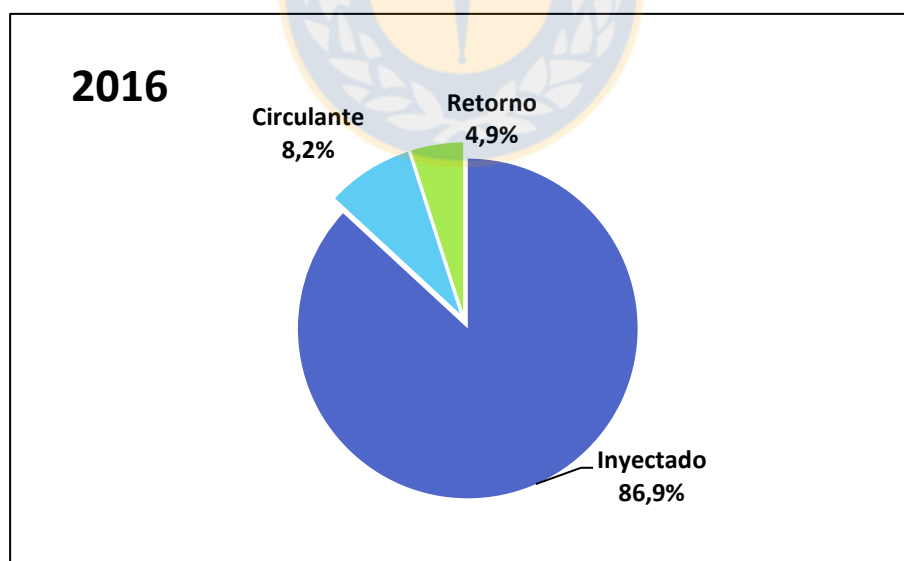


Figura 5: Materiales fundidos a CT en el año 2016

2.3.2. Proceso de Conversión: Convertidores Peirce Smith

La operación considera tres CPS's (n° 2, 3 y 4) cuyas dimensiones son 9,1 m de longitud y 4 m de diámetro. Dos de ellos se mantienen en caliente, uno soplando, otro en carguío y el tercero en stand by o reparación.

El propósito de la conversión del metal blanco es eliminar principalmente el azufre y fierro remanentes, así como otras impurezas, mediante reacciones de oxidación a alta temperatura, inyectando al baño aire de soplado por toberas.

El metal blanco es transportado en ollas mediante puentes grúa y es cargado por boca al convertidor. Se carga con 3 ollas de metal con una ley de 72 % aprox. Se inyecta aire o aire enriquecido con oxígeno a una presión de 100 kPa al baño. El proceso se efectúa en 1 etapa que consiste básicamente en oxidar el azufre que acompaña al cobre (Cu_2S) a SO_2 . Se genera entonces una fase denominada cobre blíster (99 %Cu) y un gas rico en SO_2 .

El proceso se lleva a cabo a temperaturas que fluctúan los 1200 °C de forma autógena, es decir, sin combustible ya que la generación de calor se obtiene de la oxidación de azufre y fierro, requiriéndose la adición de carga fría (derrames del proceso, restos de ollas de metal blanco y canales de moldeo) alimentada por boca, para la disminución de la temperatura y mantener el proceso en los niveles adecuados, con el fin de no dañar el sistema de manejo de gases ni la mampostería del horno.

Las principales reacciones que ocurren son:



El soplado es de suma importancia para la operación, este debe dar la oportunidad de adición y cantidad de carga fría. Además de la duración que tenga la etapa de soplado dependerá en forma directa de la ley de metal, ya que a mayor ley de cobre en el metal cargado, menor cantidad de sulfuro de hierro tendrá este, por lo cual el hierro y el azufre a oxidar será menor.

Una vez obtenido el cobre blíster, este pasa a la etapa de refinación y moldeo, donde es tratado en los hornos refinación anódicos, para la eliminación de las impurezas presentes como son el azufre y oxígeno remanentes de la etapa de conversión.

Los gases ricos en SO_2 salen por la boca del Convertidor y son captados por una campana construida con paneles refrigerados con agua y transportados a la planta de ácido.

2.3.3. Proceso de refinación: Hornos de Ánodos

El cobre blíster obtenido en la etapa de conversión, aún con impurezas, se transporta a través de ollas a los hornos de refinación.

La operación de los hornos de refinación es batch y está constituida por las etapas: carguío, oxidación, escoriado, reducción, y vaciado para moldeo. Completada la carga del horno se inicia la etapa de oxidación, que permite remover el azufre contenido en el blíster desde valores superiores a 500 ppm hasta un nivel de 30 ppm aproximadamente. Para tal efecto se inyecta al baño fundido aire enriquecido con oxígeno. Adicionalmente se remueven otras impurezas contenidas en el blíster, inyectándose vía toberas, si es necesario, pequeñas cantidades de cal, que permiten la formación de una escoria que se descarta por sangrado y que es recirculada al CT (primer y segundo escoriado, tercer escoriado es cargado al otro horno que está calentando por su alto contenido de cobre).

Una vez limpio el cobre se inicia la etapa de reducción del nivel de oxígeno presente en el baño fundido desde valores superiores a 7000 ppm hasta llegar a 1200 ppm aproximadamente, mediante la inyección de Enap-6 fraccionado con vapor de aire.

Las reacciones principales ocurridas en este proceso son:

Etapa de Oxidación:*Etapa de reducción:*

Una vez terminado el proceso de refinación se obtiene cobre anódico con un contenido de cobre de 99,6 %. Se realiza el moldeo de productos finales, para lo cual el cobre anódico se extrae del horno por una canaleta, a la rueda de moldeo que va girando, produciéndose la solidificación del ánodo fundido por contacto con agua que es rociada por aspersores y con el aire ambiente.

El sistema de moldeo cuenta con ruedas gemelas de 16 moldes cada una, una cuchara basculante y dos ollas dosificadoras que distribuyen el metal líquido hacia las ruedas de moldeo. El llenado de cada molde se realiza hasta completar 220 kg, momento en que se acciona automáticamente para dar paso al molde siguiente. La rueda de moldeo gira a medida que se llenan los moldes. En ella el cobre anódico es enfriado mediante agua industrial bajo el molde y agua potable sobre los moldes, luego de lo cual se extraen mediante un sistema de accionamiento automático, ayudados por la adición previa de desmoldante base baritina (sulfato de bario) y se posicionan ordenadamente en un colgador en una pileta con agua. Posteriormente, el colgador es levantado y depositado en un rack en el piso de operación en donde son inspeccionados físicamente, rechazándose los que están defectuosos. Luego se agrupan en paquetes de 12 ánodos para ser llevados a la refinería.

Capítulo 3: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

Para la realización de este estudio se ha hecho necesario el análisis de antecedentes teóricos que puedan guiar de manera eficaz el desarrollo de este trabajo.

3.1. Escorias

Durante la fundición del mineral concentrado de cobre se producen dos fases líquidas inmiscibles entre sí, las que se pueden clasificar como: mata rica en cobre (sulfuro) y la escoria (óxido) que va como descarte.

La escoria posee una serie de compuestos de importancia industrial, que si pudieran ser recuperados, podrían tener un interés económico considerable. Uno de los elementos que se encuentra en la escoria en mayor porcentaje es el cobre.

Las fundiciones están en la búsqueda constante de alternativas para el tratamiento de las escorias generadas en el proceso. El método que se utilizaba en la Fundición Potrerillos, antes de la puesta en marcha del proyecto de gases, era retornarlas por boca de forma líquida al Convertidor Teniente inmediatamente después de ser retiradas en ollas desde el proceso en el que se originan (conversión o refinación), implicando problemas medioambientales y operacionales, como ya se mencionó.

En la Fundición Potrerillos han realizado estudios para poner fin a esta problemática, estudiando vías de tratamiento principalmente para las escorias CT y escorias CPS, sin embargo, para escorias anódicas no existen estudios en la división. Se consideraron tratamientos vía flotación para las escorias provenientes del Convertidos Peirce Smith no teniendo mucho éxito, con recuperaciones de cobre que no superaban el 50 %. Estudios de tratamientos hidrometalúrgicos no se han realizado para ningún tipo de escoria.

A nivel global, existen estudios de lixiviación para ambos tipos de escorias, de conversión y anódica, no obstante, las características que presentan las escorias varían significativamente, lo que dificulta la posibilidad de implementar algún tipo de tratamiento aprobado anteriormente para escorias de otras Fundiciones. En gran parte las lixivitaciones son realizadas a escorias que

poseen una baja ley de cobre, principalmente a escorias de botadero o provenientes del Convertidor Teniente [19].

En un proyecto de la fundición Caletones, División Teniente- CODELCO, se estudió distintas vías para tratar estas escorias, con el fin de resolver la problemática que representa la generación de estas. Los tipos de tratamientos realizados fueron de flotación, lixiviación, tratamiento al estado sólido (enfriamientos), es incluso, la simulación de una planta de separación magnética para clasificar estas escorias en estado sólido [8]. De estas pruebas se obtiene como resultado que las escorias al ser de carácter oxidado, no era beneficioso para la fundición tratarlas por estos métodos, principalmente debido al elevado costo, sin embargo, las recuperaciones de cobre eran sobre el 80%. En la tabla 1 se presenta las recuperaciones de las alternativas estudiadas en el proyecto.

Tabla 1: Alternativas y recuperaciones de CuT. Proyecto Convenio CIMM- Codelco-Chile, 1998

Proceso a escala laboratorio	Ley de CuT Acumulada en Concentrado Final (%)	Recuperación de CuT (%)	
		En la Etapa de Concentración	En el Proceso desde el concentrado
Separación Magnética Húmeda de todo el material molido en Molino de Bolas.	52,57	89,22	92,39
Separación Magnética Húmeda de fracción - 65 #.	66,26	66,93	87,30
Flotación	65,83	65,60	86,79
Lixiviación	Sol. 8,10 g/lit Cu	63,52	85,99

El estudio realizado por el CIMM el año 1998 sobre lixiviación de escorias, destaca que la recuperación varía en rangos que dependen directamente de la composición química y mineralógica del material a tratar vía hidrometalúrgica, además de las condiciones en las cuales se opere. Se observa aumentos significativos en la extracción de cobre, a temperaturas superiores a

90°C y una granulometría fina del material, esto independiente del material que se trate y método de lixiviación empleado [8].

Hubo otros proyectos en la misma fundición en los cuales se estudió en el 2002 distintas vías de tratamiento tales como la recirculación al CT o HLE en caliente y frío, tratamiento pirometalúrgico, separación magnética, tratamiento hidrometalúrgico, flotación y combinación entre estas [20]. En el caso del tratamiento hidrometalúrgico se realizó lixiviación agitada y las mejores recuperaciones se obtuvieron para una escoria con una molienda fina bajo #100 y a una temperatura de 90°C, teniendo 92,5 % de extracción para escoria CPS y 95 % de extracción de cobre para escorias anódicas con un tratamiento previo de As/Sb.

3.1.1. Efecto de la velocidad de enfriamiento en las escorias

En comparación a las escorias provenientes del proceso de fusión, las escorias de conversión y anódicas pueden representar un comportamiento similar, en relación a la velocidad de enfriamiento con respecto a la dureza y distribución de fases.

En el procesamiento de las escorias, la primera etapa consiste en el enfriamiento de estas, llevándolas desde una temperatura de 1200 °C a 1300 °C hasta llegar a temperatura ambiente, considerando sedimentación y coalescencia de gotas de mata y cobre metálico mientras la fase se encuentre en estado líquido.

El tipo de enfriamiento que se utiliza en el proceso determina el tiempo que transcurre desde que la escoria se encuentra en estado líquido hasta llegar a la temperatura ambiente.

El enfriamiento es una de las variables que provoca impactos importantes en la microestructura de la escoria solidificada, desde el punto de vista de la sedimentación, coalescencia y formación de una fase sulfurada cuando aún se encuentra líquida.

La escoria actual e históricamente se trata vertiendo en pozos o vertederos. El enfriamiento rápido por granulación de agua genera una escoria amorfa y vidriosa, encapsulando óxidos metálicos y reduciendo la solubilidad de los metales básicos. Además, si el enfriamiento es rápido, la escoria pasa de un estado líquido a un sólido sin desarrollo de una estructura cristalina.

Las escorias enfriadas lentamente muestran una mayor cristalinidad hacia el centro de la masa y permiten aumentar la recuperación de cobre al evitar la encapsulación de las partículas de cobre. Este tipo de enfriamiento mostró una matriz más homogénea y menor concentración de masa de

compuestos metálicos de base. La formación de la matriz vítrea no logra encerrar los metales básicos, siendo esta matriz insuficiente para evitar que se pueda lixiviar [1-3].

3.2. Antecedentes Hidrometalúrgicos

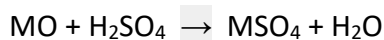
La Hidrometalurgia es un proceso que estudia la extracción y obtención de metales y/o compuesto desde sus minerales o materiales de reciclajes (escorias, chatarras, barros anódicos, etc) en medio acuoso.

La hidrometalurgia se desarrolla en tres etapas físico-químicas distintas y secuenciales:

1. Lixiviación: Disolución selectiva, total o parcial de los metales desde los sólidos que los contienen mediante una solución acuosa.
2. Concentración y purificación: etapa de procesamiento y transformación de los metales disueltos en el medio acuoso de lixiviación mediante agentes externos que permiten la purificación y/o concentración de estos metales, aún estando en solución acuosa.
3. Precipitación: recuperación selectiva de los valores metálicos disueltos en el medio acuoso, en la que se obtiene el metal o un compuesto que lo contiene, en la forma de un producto sólido.

3.2.1. Química de disolución en el proceso de lixiviación

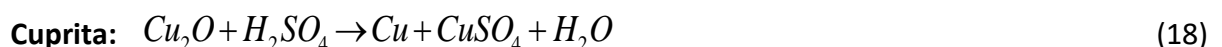
En lixiviación de minerales oxidados con ácido sulfúrico son del tipo:

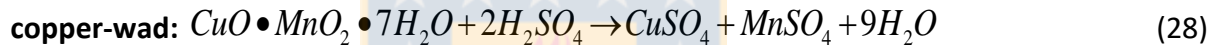
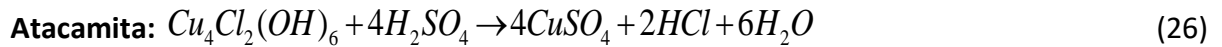
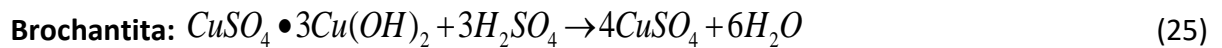
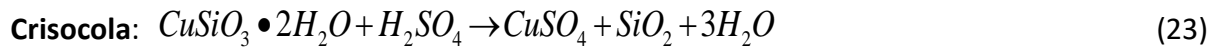
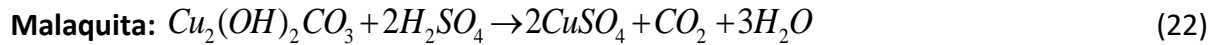
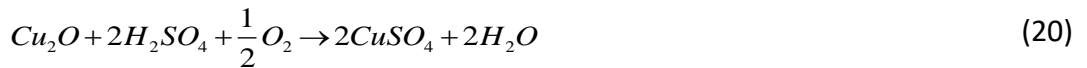
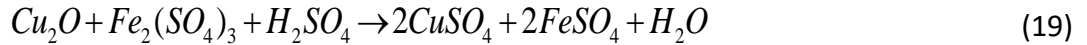


Estas reacciones para un óxido de cobre ocurren espontáneamente, ya que si se calcula la variación de la energía libre, esta da como resultado un valor negativo.

La química de las especies oxidadas de cobre no es compleja, obteniéndose productos de reacción solubles en agua o en solución ácida.

Las principales especies oxidadas de cobre que se encuentran presentes en minerales oxidados y sus respectivas reacciones de disolución son:





En el caso de la chalcantita, esta puede disolverse en agua pura sin necesidad de agregar ácido sulfúrico. Es el tipo de lixiviación empleada en minerales naturales que pueden encontrarse en climas desérticos, en el cual el agua actúa como lixivante y solvente. Por lo tanto, los minerales oxidados de cobre más fáciles de lixiviar son los sulfatos y sulfatos básicos (antlerita y brochantita). También los carbonatos, como la malaquita y azurita, se pueden disolver con una alta velocidad de reacción. En el caso similar la tenorita, presenta las mismas características, pero tiene un mayor consumo de ácido. Los minerales mencionados son solubles a temperatura ambiente en soluciones que contienen ácido sulfúrico, sin necesidad de requerir agentes oxidantes para hacer efectiva su disolución.

La crisocola requiere de mayor tiempo de reacción y concentraciones de ácido más altos para su total disolución, pero no necesita de un oxidante para lixiviarse. La crisocola es uno de los minerales oxidados más abundantes. Presenta, como se ha señalado una lixiviación más lenta, y como producto de reacción se obtiene sílice coloidal. Esta sílice provoca serios problemas en las etapas posteriores. En el proceso de filtración aumenta la viscosidad de la solución, además puede depositarse sobre la superficie del mineral dificultando la acción del ácido, causando, por tanto una baja en las extracciones. Además, provoca serios problemas operacionales, como obstrucción del lecho, cuando se concentra al estar presente en concentraciones sobre 5-7 g/L en la solución.

En el caso de la atacamita, es una de las especies mineralógicas fáciles de lixiviar, pero como producto de las reacciones se obtienen iones de cloro, que es una de las especies dañinas en los sistemas hidrometalúrgicos [5]. Los iones de cloro está naturalmente presentes en el electrolito de la electro obtención o son añadidos como HCl. Ellos proporcionan densidad, granos finos, baja impureza en la depositación de cobre del cátodo. Con cátodos de acero inoxidable la concentración del ión de cloro se debe mantener bajo 30 ppm, puesto que a mayor concentración se provoca la siguiente formación de gas clorhídrico: $2Cl^- + \frac{1}{2}O_2 + H_2O \rightarrow Cl_2 + 2(OH)^-$ [11].

El contenido máximo de Pb en el cátodo es del orden de 20 ppm y su efecto sería afectar la maleabilidad del producto.

3.2.2. Cinética especies de cobre

La cinética de lixiviación de las distintas especies minerales de cobre se muestra en la Tabla 3.

Tabla 2: Velocidades de disolución de las principales especies de cobre, al ser expuestas a una solución de H₂SO₄ diluido, ordenadas según su cinética relativa. Fuente: Esteban Domic M, 2001.

Cinética Relativa	Tiempo de residencia	Especies Minerales de cobre en esta categoría
Muy rápida (a temperatura ambiente)	Segundos a minutos Disolución es completa	carbonatos (malaquita, azurita) sulfatos (chalcantita, brochantita y antlerita) y cloruros (atacamita)
Rápida (requiere mayor acidez)	Horas Disolución es completa	óxidos cúpricos (tenorita) y silicatos (crisocola y dioptasa)
Moderada (requieren oxidante)	Días a semanas Disolución puede ser completa	cobre nativo, óxidos cuprosos (cuprita, delafosita) y algunos silicatos y óxidos complejos con manganeso (neotocita, copper wad y copper pitch)
Lenta (requieren oxidante)	Semanas a meses Disolución puede ser completa	sulfuros simples (calcosina, digenita, djurleita, covelina)
Muy lenta (requieren oxidante)	Años Disolución es incompleta	sulfuros complejos (bornita, calcopirita, enargita, tetrahedrita)

Los fundamentos físico- químicos que intervienen en los procesos hidrometalúrgicos indican que para que ocurra una reacción química se requiere de una cierta fuerza o energía que lo provoque. La velocidad de reacción estará determinada en gran medida por la magnitud activadora de esa fuerza.

En la práctica industrial, para la lixiviación de los minerales oxidados de cobre, dicha fuerza activadora es proporcionada por la existencia y por la cantidad disponible de iones de hidrogeno presentes en la solución lixivante.

Al contactar una solución ácida con un mineral de cobre, tanto las especies mineralizadas (especialmente óxidos), como la ganga portadora de ellas reaccionarán de acuerdo con la velocidad característica de cada uno, y definiendo en conjunto el consumo de ácido.

Una forma simple de entender los mecanismos de cinética heterogénea es utilizando el modelo de núcleo no reaccionado o núcleo recesivo. Este modelo explica el comportamiento parabólico de la lixiviación, que está relacionado con las etapas involucradas en el mecanismo de lixiviación de una partícula de mineral.

Estas etapas son:

1. Reactivo lixivante (H^+ , Fe^{+3}) difunde a través de capa límite hacia superficie de la partícula.
2. Reactivo lixivante difunde en el interior de la partícula hacia la zona de reacción.
3. Ocurre la reacción química, se forman productos de la reacción.
4. Productos solubles de la reacción (Cu^{+2} , Fe^{+2}) difunden en el interior de la partícula hacia la superficie de ésta.
5. Productos solubles difunden a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

Estas etapas se esquematizan en la Figura 6.

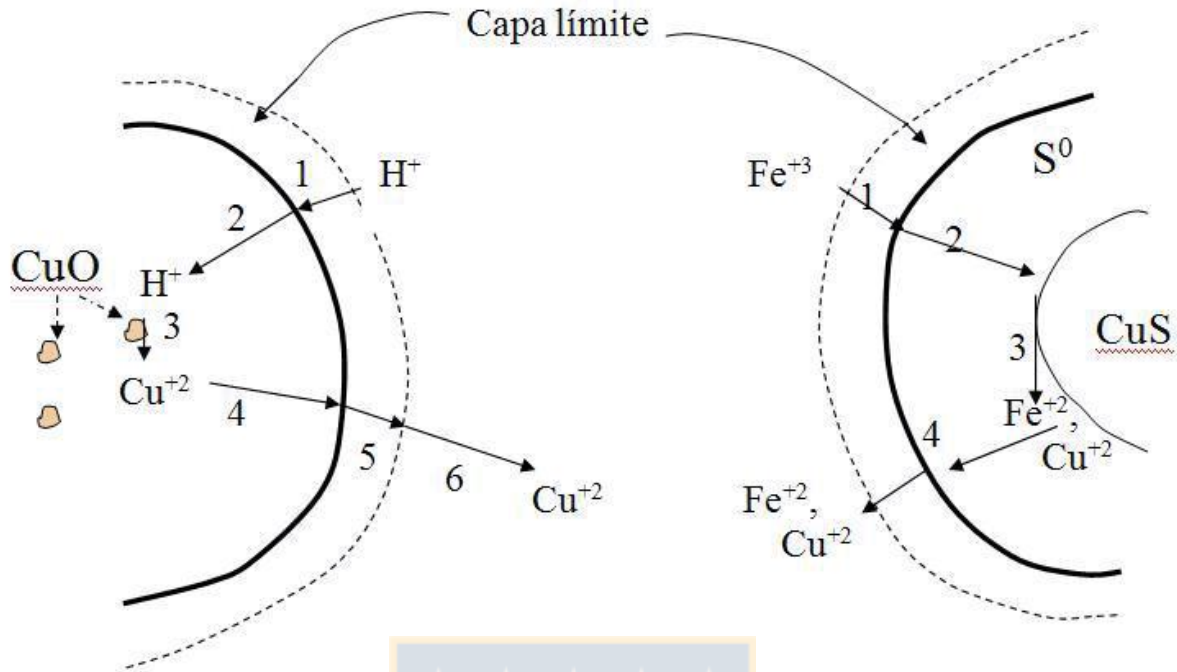


Figura 6: Esquema cinético de reacción minerales de cobre [14].

La velocidad de lixiviación es inicialmente alta, ya que el reactivo reacciona directamente con las especies de cobre presentes en la superficie de la partícula. Con el tiempo, la velocidad de lixiviación decae porque la superficie de reacción está cada vez más alejada de la superficie de la partícula y entonces los reactivos y productos toman más tiempo en desplazarse al interior de la partícula (Figura 6).

3.2.3. Métodos de lixiviación

Entre los métodos de lixiviación más utilizados en la industria se tiene:

a. Lixiviación Agitada

La lixiviación por agitación se utiliza en los minerales de leyes más altas, cuando los minerales generan un alto contenido de finos en la etapa de chancado, o cuando el mineral deseado está tan bien diseminado que es necesario molerlo para liberar sus valores y exponerlos a la solución lixivante. Es también el tipo de técnica que se emplea para lixiviar calcinas de tostación y concentrados. Así, se aumenta el área expuesta a la lixiviación y la agitación permite disminuir el espesor de la capa límite de difusión, al mismo tiempo que se maximiza el área de la interface gas-líquido [4].

La rápida cinética de reacción se relaciona con el tamaño de partícula del sólido, pero también con las condiciones favorables de transferencia de masa que se generan en un sistema agitado. Bajo estas condiciones, los minerales que se van a atacar son de alta ley, pues se garantiza la recuperación prácticamente total del metal contenido (casi siempre superior al 95%). Lo anterior, además, conduce a que el alto valor económico del metal que se recupera sea capaz de pagar tanto la energía utilizada en la agitación como el uso de reactivos concentrados de ataque, que a su vez, garantizan los rendimientos elevados de extracción.

La lixiviación tiene lugar, casi siempre, en continuo en series de 3-4 estanques con volúmenes muy variables (50 – 500 m³ cada reactor). Adicionalmente, a diferencia de lo que ocurre en la lixiviación por percolación, es posible calentar el medio de reacción, con lo que la productividad de estos sistemas aumentaría [4].

Cuando se trabaja a temperaturas altas, por sobre los 100 °C, se emplean reactores a presión (autoclaves), los cuales permiten trabajar en condiciones extremas, aumentando, además de la temperatura, la presión y haciendo posible, con cinéticas aceptables, el uso de reactivos gaseosos, como por ejemplo, el oxígeno, que son poco solubles en disoluciones acuosas. Eso sí, es el método más caro de los que se utilizan en lixiviación por las condiciones extremas y por lo poco sencillo de los reactores, lo que aumenta los costos de inversión de forma significativa.

La agitación se realiza utilizando medios mecánicos o bien a través de medios neumáticos con inyección de aire. Los reactores con agitación mecánica consisten en un recipiente cilíndrico y un dispositivo mecánico para generar la turbulencia adecuada en el sistema. Este dispositivo es un sistema motor que hace girar, a las revoluciones apropiadas, un eje, en cuyo extremo inferior hay un sistema de paletas que provoca la deseada turbulencia en la pulpa.

b. Lixiviación en pilas

La lixiviación en pila se utiliza en minerales de baja ley, con una granulometría gruesa proveniente del chancado (primario, secundario o terciario). Es uno de los métodos más utilizados dentro de la lixiviación, siendo los bajos costos de operación una de las principales razones de su masivo uso teniendo el consumo de ácido entre los costos de operación más relevante. La Figura 7 muestra los mecanismos y fenómenos que tienen lugar en pilas de lixiviación, donde se aprecia el mineral apilado, regado superiormente por una solución que va lixiviando el mineral a medida que desciende por la matriz porosa, con una dirección de flujo predominantemente vertical. Posteriormente, la solución es captada en la base de la pila a través de un sistema de drenaje que permite canalizar la solución y enviarla a la siguiente etapa de procesamiento [11].

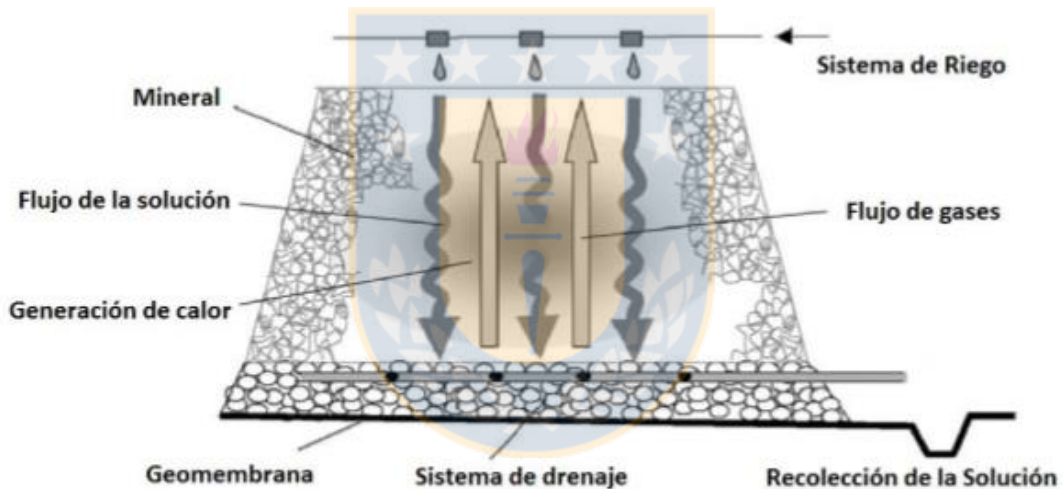


Figura 7: Esquema del corte de una pila [21].

La tasa de recuperación alta es en un comienzo (la más elevada durante toda la operación) y con un continuo decrecimiento de ésta hasta el final de la operación. Este comportamiento, en parte, se debe a que la velocidad de lixiviación decae con el tiempo producto de que la superficie de reacción está cada vez más alejada de la superficie externa de la partícula, por lo que el reactivo y productos demoran más tiempo en desplazarse hacia su interior.

3.3. Proceso de Tostación

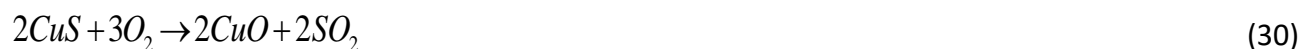
La tostación involucra una reacción sólido-gas que se desarrolla a temperaturas elevadas, sin llegar a la temperatura de fusión, favoreciéndose reacciones heterogéneas y conservación de la porosidad inicial del material. Se define como el calentamiento de un metal o compuesto metálico, que se encuentra en contacto con algún gas, vapor de agua, carbono, azufre o cloro. El objetivo es transformar los componentes minerales de la mena en otros que sean más solubles en las soluciones de lixiviación y/o para volatilizar algunas impurezas solubles que podrían contaminar las soluciones.

En hidrometalurgia se utiliza como un tratamiento previo al proceso de lixiviación ya que el cobre sulfurado es difícil de lixiviar, pero sus sulfato son solubles en agua y sus óxidos en ácido sulfúrico. Controlando el proceso de tostación se puede llegar a una calcina con características fáciles de lixiviar.

3.3.1. Tostación oxi-sulfatante de cobre

La tostación oxi-sulfatante busca transformar compuestos sulfurados de cobre en compuestos fácilmente lixiviables en medio ácido (sulfato y óxidos) y al hierro en hematita insoluble. Esto se logra mediante un adecuado control de la temperatura y presiones parciales de oxígeno y SO_2 generado por las reacciones. Es un proceso autógeno como consecuencia de las reacciones exotérmicas que ocurren, por lo tanto se aprovecha esta energía.

La temperatura y la composición de la inyección de gases definen la termodinámica de la tostación. El rango térmico operacional es entre 680-720 °C. Las reacciones de generación de calcina de tostación son:





El cobre metálico y el óxido cuproso (Cu_2O) son difícil de lixiviar, pero mediante la tostación se generan compuestos como el óxido cúprico (CuO) que son fácilmente lixiviables en condiciones estándar.

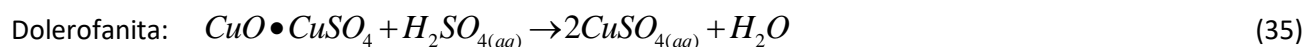
3.1.2. Tecnología de tostación

Para el proceso de tostación oxi-sulfatante todas las aplicaciones industriales utilizan tostadores de lecho fluidizado. Estos permiten un ideal contacto gas-sólido, el cual aumentan la velocidad de reacción, excelente transferencia de calor y facilidad de manejo de sólidos. La temperatura y la velocidad superficial son parámetros que determina el tiempo de retención, la composición del gas la relación aire-azufre y la generación de polvo [22]. El lecho fluidizado se caracteriza por su uniformidad de temperaturas, composición uniforme de gases y calcina en cada punto del lecho. Esta relativa uniformidad hace posible los cálculos de equilibrios de las reacciones de tostación.

3.1.3. Lixiviación de calcinas de tostación

La lixiviación de concentrados sulfurados de cobre obtenidos de las calcinas de tostación es practicada en varias operaciones, particularmente en Zaire y Zambia. Las calcinas de tostación son fácilmente lixiviables y estas pueden ser tratadas en un circuito de lixiviación convencional [6, 23].

Para el caso de la tostación oxi-sulfatante, todo el cobre se encuentra como sulfato cúprico, calcocianita o dolerofanita, los cuales son muy solubles en agua y en soluciones débilmente aciduladas y parcialmente solubles en agua. Además, el hierro se encuentra en la forma de óxido, como hematita, el cual es insoluble en agua y en soluciones aciduladas. Las reacciones de lixiviación correspondiente a los minerales de cobre:



Capítulo 4: DESARROLLO EXPERIMENTAL

4.1. Propuesta de trabajo

Considerando los antecedentes bibliográficos, proyectos anteriores y los materiales disponibles en la fundición, se decide trabajar en la recuperación de cobre desde los retornos de escoria CPS y HA, estudiando la alternativa de lixiviar directamente las escorias generadas mediante lixiviación en columnas y agitada, con ácido sulfúrico y con ión férrico. Dentro de estas opciones se evaluarán las variables concentraciones de agentes lixiviables, temperatura y tiempos de lixiviación. Adicionalmente se evaluará el proceso de tostación-lixiviación de las escorias con la finalidad de maximizar la extracción de cobre.

Las pruebas de lixiviación en columnas servirán como referencia para las pruebas de lixiviación agitada, puesto que económicamente resulta más viable ser llevada a un escalamiento industrial.

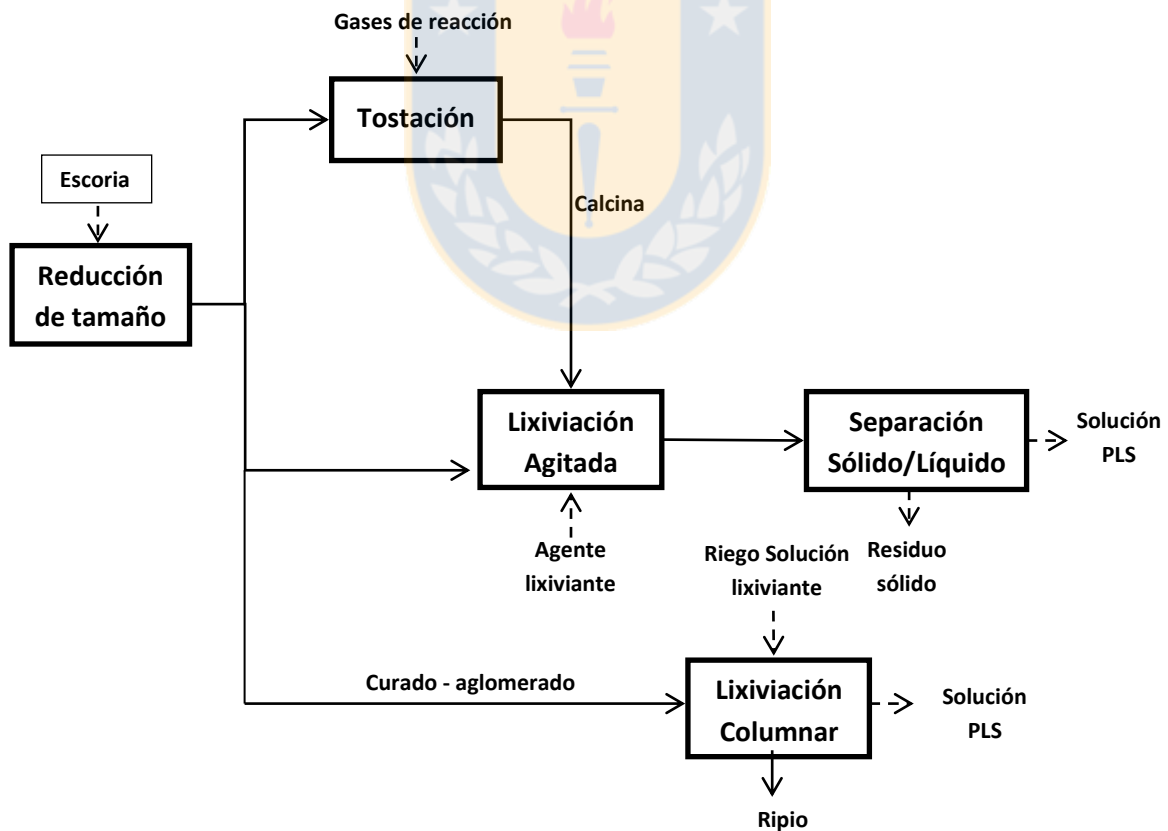


Figura 8: Esquema de alternativas propuestas.

A través de la Figura 8 se logra ejemplificar y mostrar el proceso de una forma clara evidenciándose las tres vías para lograr la extracción de cobre, estas son mediante el proceso de tostación y lixiviación, lixiviación agitada y lixiviación en columnas.

El tratamiento térmico tiene por objetivo transformar los óxidos de cobre en sulfatos y/o oxisulfatos, donde el cobre se recupera de la calcina por lixiviación ácida con H_2SO_4 como principal agente lixivante. En el proceso además se obtiene hematina, la cual es insoluble y al lixiviar bajo las condiciones especificadas es posible la fijación de fierro en el residuo sólido.

4.2. Metodología de trabajo

Las pruebas de laboratorio se realizaron en el laboratorio del Departamento de Metalurgia de la Universidad de Concepción, en la cual se obtuvieron muestras sólidas y líquidas, las que fueron analizadas en el laboratorio químico de Potrerillos y El Salvador, respectivamente, obteniéndose resultados para determinar la extracción del metal de interés.

Posteriormente, con los valores obtenidos en el estudio experimental, se realizó el diseño de pruebas, donde se buscó poder llevar este proceso a una escala industrial, realizando balances de masa para cada una de las etapas y evaluar su factibilidad técnica.

4.2.1. Muestreo y preparación de muestras

El trabajo de esta investigación contempla inicialmente un muestreo de escoria de conversión y anódica directamente de la planta en estado líquido.

El muestreo de escorias provenientes del Convertidor Peirce Smith se realizó terminada la etapa de soplado, es decir, terminada la carrera y dando inicio a la descarga de escoria a la olla de traspaso. Se procede utilizando como implementos de muestreo dos lanzas y una cuchara para obtener muestras de tres formas distintas con dos métodos de enfriamiento. Primero con una lanza se coloca de forma horizontal al inicio, mitad y final de la descarga de escoria de la boca hacia la olla, a la cual se le da un enfriamiento natural. Luego, con el total de la escoria en la olla, se acomoda a un costado de la cabina del convertidor con ayuda del operador de la grúa en comunicación con el operador de CPS. Se procede con una lanza a sacar muestra de la olla y se deja enfriar lentamente

a temperatura ambiente y con una cuchara, antes que se comience a solidificar la superficie de escoria en la olla, se saca muestra la cual transcurridos 5 minutos se introduce en un balde de agua para darle un enfriamiento forzado.

Este muestreo se realizó a 2 carreras de cada turno, turno A y C, durante un mes para obtener la cantidad de muestra requerida para las pruebas de lixiviación a desarrollar.

Para el muestreo de escorias de hornos anódicos los implementos a utilizar son dos cucharas y una barreta. Esta se realiza al segundo y tercer escoriado en la etapa de oxidación. El segundo escoriado es muestreado mediante el uso de una cuchara dejándola enfriar al aire libre, es decir, teniendo un enfriamiento natural. Una vez iniciado el tercer escoriado se procede nuevamente a muestrear con cuchara, pero ahora se espera 15 minutos y se introduce en agua para tener un enfriamiento forzado. Con el fin de saber cómo afecta el tipo de enfriamiento en la formación de especies de la escoria, se hace un nuevo muestreo introduciendo una barreta en el tercer escoriado y sumergiendo inmediatamente en agua fría.

Los primeros dos muestreos de escoria anódica se realizan durante un mes a las carreras realizadas en ambos turnos. El último muestreo se realiza durante una semana a las carreras de ambos turnos.

Las muestras obtenidas son enviadas a la muestrera de CESMEC para su posterior preparación. Esta consistió en un chancado primario para obtener un tamaño de grano estándar de $\frac{1}{2}$ ", luego se homogeneizo y se pasó por chancador secundario en proporción 2:3 de escoria de conversión y anódica, una cantidad necesaria para las pruebas preliminares quedando las muestras con una granulometría -#6 las que luego fueron pulverizadas a un tamaño -#100.

De cada tipo de muestra bajo 100 mallas se obtienen 4 compósitos de 5 o 3 kg, dependiendo el tipo de escoria, para pruebas preliminares en laboratorio y para análisis químico, en laboratorio químico de Potrerillos y Salvador, y análisis mineralógico de 200 g cada uno.

Cada muestra a utilizar en las pruebas, fue homogeneizada mediante roleo y cuarteo para obtener 2 compósitos de cada tipo de muestra, la cual fuera más representativa para la experiencia.

Las muestras fueron rotuladas en base al tipo de escoria a la que pertenecen y tipo de enfriamiento. En la Figura 9 se observa un esquema resumen de las muestras utilizadas para las experiencias

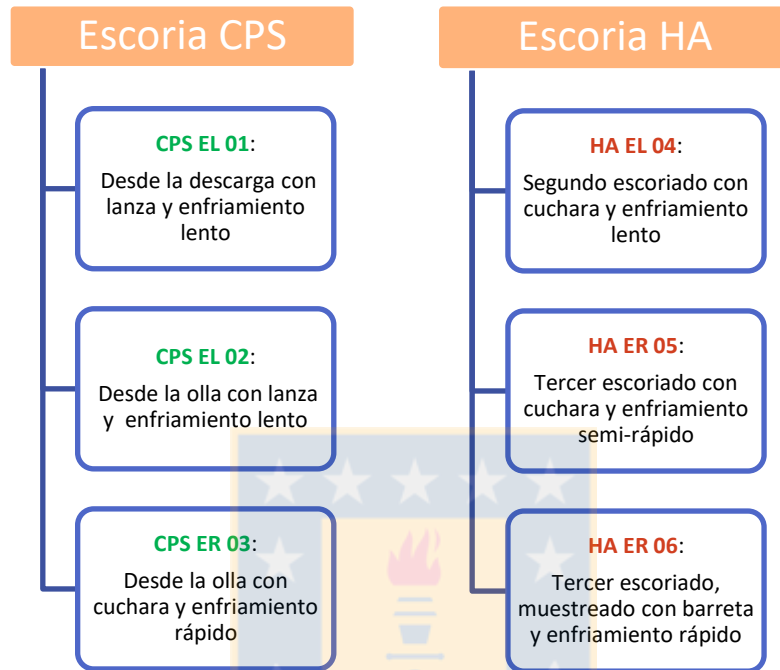


Figura 9: Identificación muestras para cada tipo de escoria.

4.2.2. Análisis

4.2.2.1. Análisis granulométrico

Se realizan dos análisis granulométricos, uno para cada método de lixiviación en estudio, ya que requieren de distintos tamaños de partícula para su ejecución.

a. Muestras para Lixiviación agitada

El análisis granulométrico para estas muestras se realizó utilizando el equipo HELOS RODOS para partículas sólidas del Departamento de Metalurgia de la Universidad de Concepción, el cual mediante difracción de rayos láser atraviesa una suspensión de sólidos.

Los datos obtenidos fueron introducidos en Excel® y se obtuvo la gráfica de la Figura 10. En esta se pueden ver la variación granulométrica de cada muestra de escoria, en las cuales el 80% del tamaño de sus partículas es: $P_{80}(\text{CPS EL 01}) = 33,5 \mu\text{m}$, $P_{80}(\text{CPS EL 02}) = 15,05 \mu\text{m}$, $P_{80}(\text{CPS ER 03}) = 59,26 \mu\text{m}$, $P_{80}(\text{HA EL 04}) = 8,64 \mu\text{m}$, $P_{80}(\text{HA ER 05}) = 7,39 \mu\text{m}$ y $P_{80}(\text{HA ER 06}) = 47,46 \mu\text{m}$.

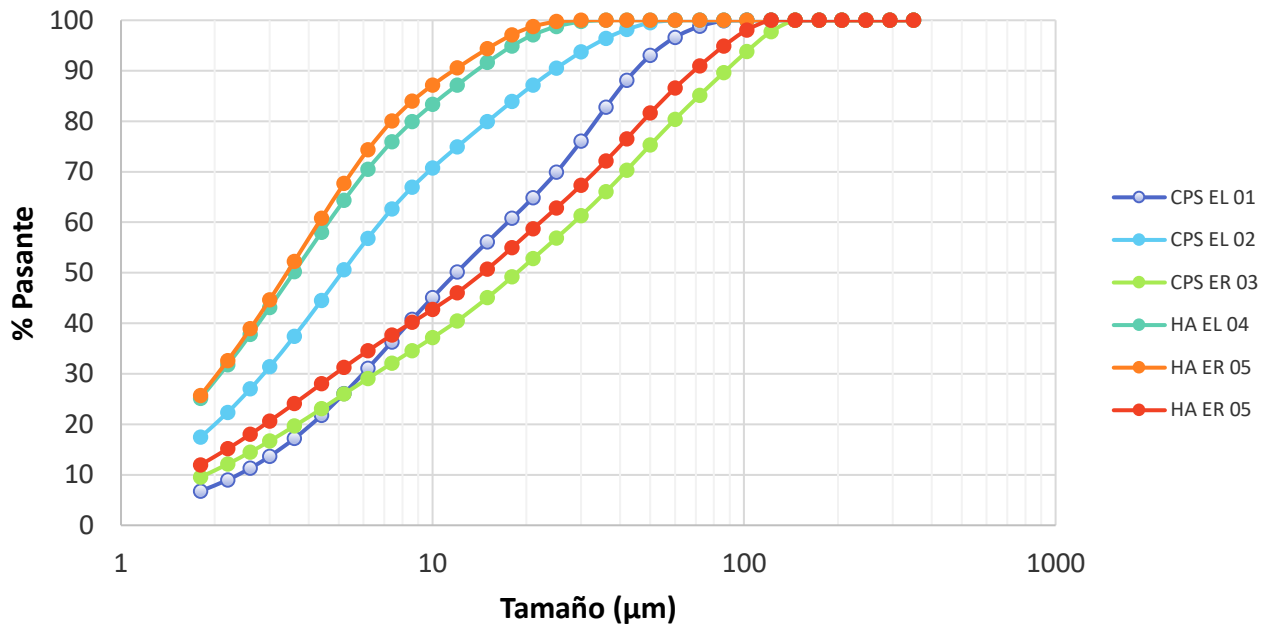


Figura 10: Distribución granulométrica muestras escorias CPS y HA.

*Ver resultados de análisis granulométrico ANEXO C.

Se puede apreciar que las muestras que tuvieron un enfriamiento lento presentan una granulometría más fina que aquellas sometidas a un enfriamiento rápido.

b. Muestras para Lixiviación en columnas

El análisis granulométrico de las muestras a utilizar en las columnas de lixiviación, las cuales fueron preparadas bajo 1/4", se realizó utilizando el equipo Ro-Tap para partículas sólidas con un juego de tamices disponibles en la muestrera de CESMEC El Salvador.

Se procede depositando la muestra en el primer tamiz, se tapa y se lleva a Ro-Tap por un tiempo aproximado de 30 minutos. Una vez concluido el proceso de tamizado se pesa cada fracción obtenida de cada tamiz, se genera registro. Con los datos adquiridos se obtiene la fracción acumulada por tamiz y se lleva a Excel® para generar el gráfico de distribución granulométrica que se muestra en la Figura 11.

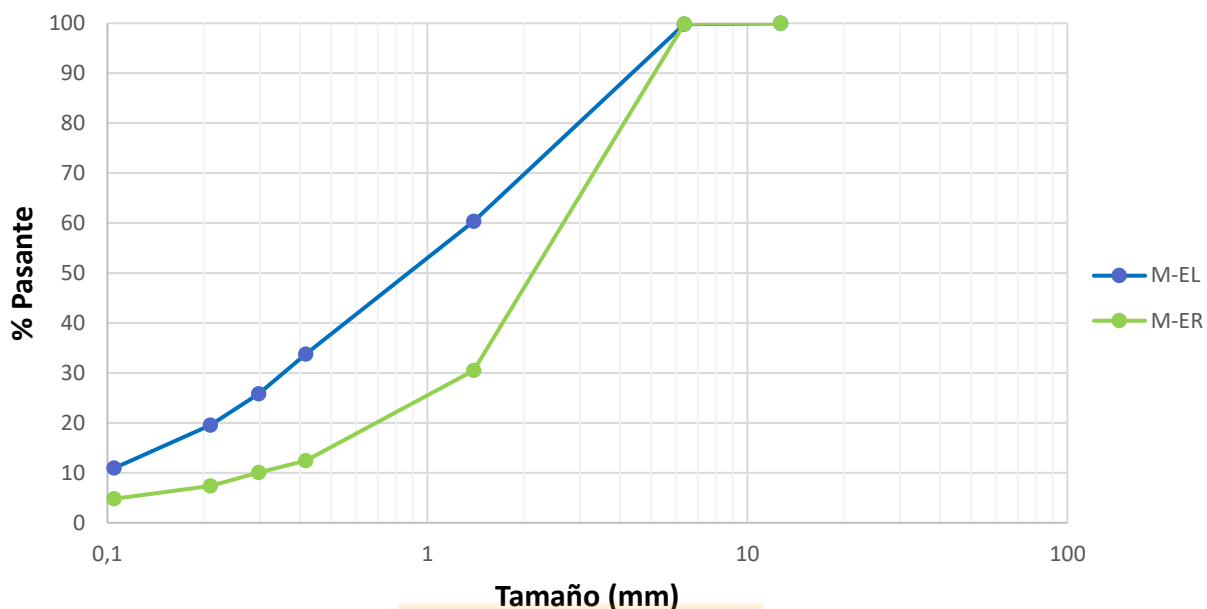


Figura 11: Distribución granulométrica muestras escorias CPS y HA bajo $\frac{1}{4}$ ".

4.2.2.2. Análisis químico

Las muestras preparadas -#100 fueron enviadas al laboratorio químico de la Fundición Potrerillos donde se analizaron los elementos principales y de mayor relevancia para la investigación.

Tabla 3: Caracterización química muestras de escoria CPS.

Muestra	%Cu	%Fe	%SiO ₂	%Zn	%Al	%MgO	%S	%As
CPS EL 01	33,5	32,2	9,16	0,77	2,37	0,23	0,1	0,09
CPS EL 02	32,4	32,2	9,08	0,68	2,31	0,22	0,08	0,16
CPS ER 03	28,7	31,8	9,61	0,63	2,95	1,93	0,16	0,18

Tabla 4: Caracterización química muestras de escoria HA.

Muestra	%Cu	%Fe	%SiO ₂	%Zn	%Al	%MgO	%S	%As
HA EL 04	40,49	28,90	7,35	0,64	2,03	0,32	0,02	0,14
HA ER 05	38,57	29,81	7,61	0,73	2,11	0,28	0,03	0,11
HA ER 06	41,12	27,78	7,33	0,78	2,17	0,43	0,03	0,14

Con el fin de conocer la cantidad de cobre que podría ser recuperado mediante el tratamiento, se envió muestras para análisis al laboratorio químico de Salvador. En este se determinó mediante dos métodos, ataque con ácido sulfúrico y ataque con ácido cítrico, la cantidad de cobre soluble de cada muestra. El resultado de los análisis se muestran en Tabla 5 y Tabla 6, para escoria CPS y HA, respectivamente.

Tabla 5: Resultados análisis cobre soluble muestras CPS.

	%CuS-sulf.	%CuS-cít.
CPS EL 01	5,30	4,13
CPS EL 02	5,64	4,92
CPS ER 03	4,96	3,28

Tabla 6: Resultados análisis cobre soluble muestras HA.

	%CuS-sulf.	%CuS-cít.
HA EL 04	7,41	7,21
HA ER 05	7,00	6,51
HA ER 06	7,54	8,26

Se observa que ambas escorias poseen bajos contenidos de cobre soluble con respecto al cobre total, con un contenido levemente mayor en las escorias anódicas en comparación a las escorias del convertidor.

4.2.2.3. Análisis mineralógico

Las muestras fueron preparadas con una granulometría menor a 53 micrones (-#270) y enviadas al laboratorio mineralógico de la empresa Gestión de proyectos PRO Ltda. encargada de la realización de un barrido de especie mediante Difracción de rayos X. El análisis se realizó utilizando un equipo Mini Flex 600 con el método Rietveld, los difractogramas obtenidos fueron analizados en el software cuantificador PDXL.

Los resultados entregados por la DRX son mostrados en Tabla 7 y Tabla 8.

Tabla 7: Resultado análisis mineralógico muestras a utilizar de escorias CPS

	%CuFeO ₂	%Fe ₃ O ₄	%Cu ₂ O	%Cu metálico	% Amorfos
CPS EL 01	34,4	27,8	16,1	13,7	6,3
CPS EL 02	32,3	24,4	19,4	18,7	4,7
CPS ER 03	37,3	18,5	10,8	14,1	12,1

Tabla 8: Resultado análisis mineralógico muestras a utilizar de escorias HA

	%CuFeO ₂	%Fe ₃ O ₄	%Cu ₂ O	%Cu metálico	% Amorfos
HA EL 04	51,4	11,7	16,3	10,1	10,5
HA ER 05	49,0	14,3	27,1	5,3	4,3
HA ER 06	65,1	8,3	17,6	3,3	5,7

Las escorias anódicas se caracterizan por su alto contenido de cobre metálico. Del análisis mineralógico realizado se observa un bajo porcentaje de cobre metálico contenido en estas, aún menor del que presentan las escorias CPS. Esto se atribuye únicamente a la preparación de la muestra enviada a análisis, en la que se separó manualmente el cobre metálico antes de introducir en el chancador primario que da inicio a la preparación.

Además, del análisis mineralógico se observa un alto porcentaje de delafosita (CuFeO₂), lo cual advierte de una baja solubilidad del cobre contenido en ella.

4.2.3. Equipamiento, montaje y ejecución de pruebas

4.2.3.1. Lixiviación por agitación

a) Equipamiento

Para la ejecución de las pruebas de lixiviación se utilizó los siguientes materiales que están con sus respectivos números en la Figura 11, la cual muestra el esquema del equipo.

1. Agitador velocidad regulable
2. Termocupla
3. pHmetro
4. Muestra de escoria

5. Embudo decantador
6. Vasos precipitado 250 mL
7. Frascos plásticos
8. Embudo Buchner
9. Matraz kitasato
10. Bomba de vacío
11. Calefactor
12. Pipetas 10mL
13. Matraz de vidrio 1L

Además de un condensador para las pruebas con adición de temperatura y papel filtro para la separación líquido/sólido.

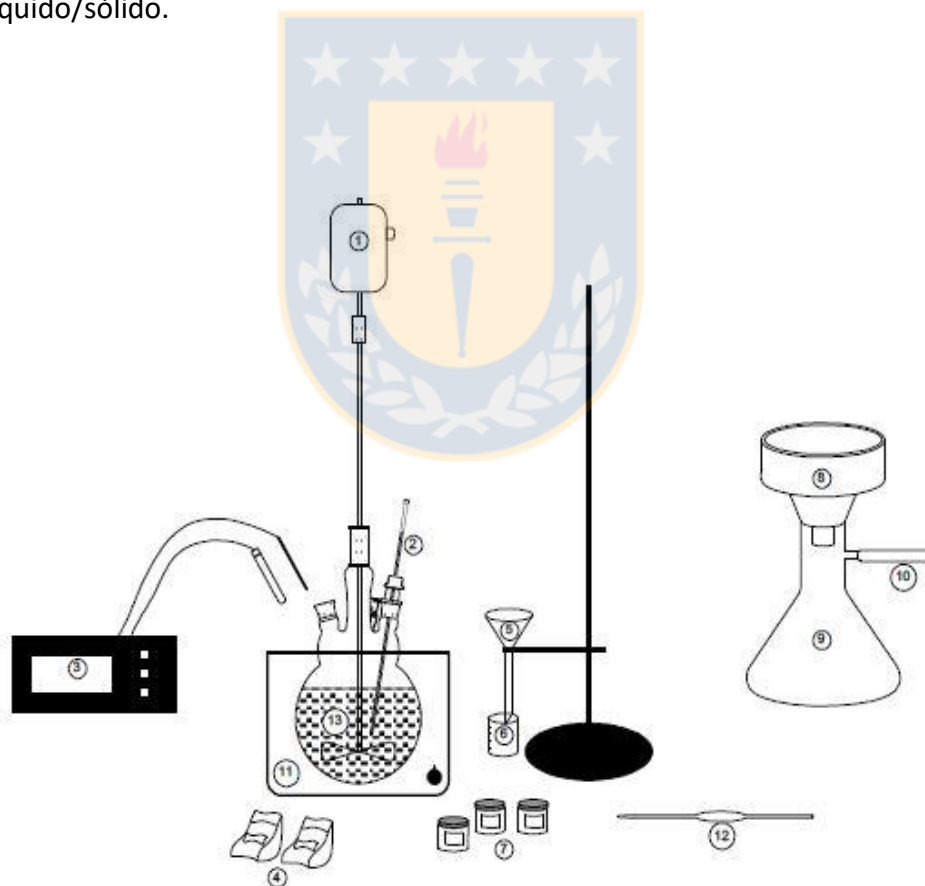


Figura 12: Esquema equipo lixiviación agitada

b) Procedimiento experimental

La lixiviación se lleva a cabo de la siguiente forma:

1. Se prepara el ácido a la concentración requerida,
2. Se pesa una cantidad de mineral, aproximadamente 10 g.
3. Se vierte la cantidad de 8.5 mL de ácido en un vaso precipitado y a continuación se le agregan los 10 g de muestra.
4. Se somete a lixiviación agitada por el tiempo requerido.
5. Una vez culminada la lixiviación se utiliza un sistema de vacío para filtrar la solución obtenida, separando así la fase sólida de la líquida, esto mediante el uso de un papel filtro.
6. Se lava el residuo que queda en el papel filtro con agua destilada.
7. El papel filtro utilizado en el sistema de vacío fue dejado al aire libre para secarlo.
8. La solución es dispuesta en una botella plástica pequeña y rotulada, mientras que el residuo de lixiviación seco es pesado y puesto en una bolsa pequeña, e igualmente rotulado.
9. Las muestras sólidas y líquidas están en condiciones de ser enviadas al análisis químico.

c) Programa de pruebas y condiciones para escorias por separado

Se realizaron pruebas preliminares con el fin de conocer las condiciones base para el diseño de pruebas experimentales que se llevaron a cabo.

Las pruebas se hicieron de forma análoga para ambos tipos de escorias. Estas fueron ejecutadas en secuencia, de tal manera que se fue definiendo las condiciones según el análisis de la extracción basada en la masa de residuo con respecto a la masa de escoria inicial.

Pruebas de tratamiento por lixiviación agitada de escoria de conversión y escoria anódica

- a. Variación tiempo de lixiviación: Pruebas 1-5
- b. Variación concentración ácido sulfúrico: Pruebas 2, 6 y 7
- c. Variación temperatura de lixiviación: Pruebas 2, 8 y 9
- d. Variación concentración sulfato férrico: Pruebas 10 y 11

Tabla 9: Diseño de pruebas para el tratamiento de escoria de conversión y escoria anódica.

N° Set	N° prueba	Masa (g)	Volumen sol. (mL)	Razón L/S	Temp. °C	Tiempo horas	Conc. H ₂ SO ₄ g/L	Conc. Férrico g/L
1	1	10	250	25	ambiente	1	60	
	2	10	250	25	ambiente	2	60	
	3	10	250	25	ambiente	4	60	
	4	10	250	25	ambiente	6	60	
	5	10	250	25	ambiente	24	60	
2	6	10	250	25	ambiente	2	45	
	7	10	250	25	ambiente	2	90	
3	8	20	500	25	60	2	60	
	9	20	500	25	90	2	60	
4	10	10	250	25	ambiente	2	60	15
	11	10	250	25	ambiente	2	60	30

a. Variación tiempo de lixiviación

Las pruebas consistieron en realizar lixiviaciones a cada una de las muestras bajo condiciones estándar y haciendo variar los tiempos en 1, 2, 4 y 6 horas para conocer la cinética lixiviación. La prueba número 5, con tiempo de lixiviación de 24 horas, se realizó a 2 muestras de cada tipo de escoria, una de cada tipo de enfriamiento y fue con estas que se siguió realizando los siguientes set de pruebas.

b. Variación concentración ácido sulfúrico

Las pruebas consistieron en elegir una concentración más alta y más baja que la de condición estándar, 60 g/L, con el fin de ver la diferencia en la extracción de cobre desde las escoria durante 2 horas de lixiviación.

c. Variación temperatura de lixiviación

Se conoce que existen importantes aumentos en la extracción de cobre a medida que aumenta la temperatura de lixiviación. Las pruebas se realizaron aumentando la temperatura durante la lixiviación de las muestras, utilizando una termocupla para el control de la temperatura, un

condensador de vapores y una manta de fibra cerámica alrededor del matraz para evitar pérdidas de calor.

d. Variación concentración sulfato férrico

El sulfato férrico es un agente lixivante que ayuda a solubilizar el cobre metálico y la cuprita. Este se preparó en la solución con ácido sulfúrico y se lixivió durante 2 horas a temperatura ambiente cada una de las muestras.

d) Programa de pruebas y condiciones con mezclas de escorias

El diseño de pruebas experimentales se basó en las condiciones determinadas en las pruebas preliminares. Se realizaron las pruebas mezclando la escoria del convertidor y escoria anódica de cada tipo de enfriamiento en proporción al retorno al CT5.

Pruebas experimentales de tratamiento por lixiviación agitada de mezcla de escorias

- a. Adición de cloruro de sodio: Prueba 12
- b. Lixiviación de mezclas en condiciones base: Prueba 13
- c. Variación temperatura con adición de oxígeno: Pruebas 14 y 15
- d. Variación dosis en curado y aglomerado: Pruebas 16-18

Tabla 10: Diseño de pruebas experimentales para el tratamiento con mezcla de escorias.

N° Set	N° prueba	Masa (g)	Volumen sol. (mL)	Razón L/S	Temp. °C	Tiempo horas	Conc. H ₂ SO ₄ g/L	Cloruro de sodio g/L	Oxígeno L/min	Curado H ₂ SO ₄ (g/kg escoria)
5	12	40	1000	25	ambiente	6	60	40		
6	13	20	500	25	90	2	60			
7	14	20	500	25	80	2	60		1	
	15	20	500	25	ambiente	2	60		1	
8	16	50	1000	20	ambiente	2	60			100
	17	50	1000	20	ambiente	2	60			100 + NaCl
	18	50	1000	20	ambiente	2	60			150

a. Adición de cloruro de sodio

Las pruebas consideraron probar un nuevo agente lixivante como opción más económica al ácido clorhídrico. Se preparó una solución con ácido sulfúrico y cloruro de sodio para aumentar la extracción de cobre en agitación durante 6 horas sacando 4 muestras, a las 1, 2, 4 y 6 horas, para conocer la cinética de lixiviación.

b. Lixiviación de muestras en condiciones base

Las pruebas se llevaron a cabo para ambas mezclas de escoria en las condiciones definidas en los set de pruebas preliminares. Durante las 2 horas de agitación se sacaron 5 muestras, a los 15, 30, 50, 80 y 120 minutos, para generar una curva de extracción.

c. Variación temperatura con adición de oxígeno

Mediante la inyección de oxígeno en forma de gas al proceso, el cual genera un arrastre mecánico de los elementos de interés, se realizaron las pruebas de lixiviación para ambas mezclas a temperatura ambiente y a 50 °C, en las condiciones determinadas en las pruebas preliminares. Se muestrea a 15, 30, 50, 80 y 120 minutos para generar la curva de extracción.

d. Variación dosis en curado y aglomerado

El proceso de curado y aglomerado es de gran importancia para aumentar las recuperaciones en el proceso, es normalmente recomendado ya que mejoran la permeabilidad del lecho, disminuyen los tiempo de lixiviación, normalmente disminuyen el consumo de lixiviantes, aumenta la concentración de cobre en el PLS (de este modo se puede disminuir el tamaño de la planta de SX), los ciclos de lavado son más efectivos y aumenta el porcentaje de extracción. Este proceso consiste en la adhesión de partículas finas a las más gruesas los cuales actúan como núcleos.

Se realizaron tres curados ácidos por mezcla de escoria, cada curado se realizó con las siguientes condiciones para el curado y aglomerado de 100 g de escoria, con un tiempo de reposo establecido de 24 horas.

- a. 100 [g H⁺/kg escoria] con 5% de humedad
- b. 100 [g H⁺/kg escoria] + 150 [g NaCl /kg escoria]
- c. 150 [g H⁺/kg escoria] con 5% de humedad

Para las pruebas de lixiviación se homogeneizó cada muestra y se obtuvo representativamente 50 g para poder lixiviar, para no alejarse de la razón líquido/sólido de las pruebas anteriormente realizadas.

4.2.3.2. Lixiviación en columnas

La lixiviación en pilas es uno de los métodos más utilizados actualmente. De ahí nace el concepto de lixiviación en columna. La columna de lixiviación es la mejor representación de la pila de lixiviación. Este modelo es capaz de representar las mismas condiciones de tratamiento como tasa de riego y concentración de ácido sulfúrico, entregando resultados que también representa los de la pila, como consumo de ácido sulfúrico y recuperación de cobre. Así se intenta buscar a escala laboratorio cuales son los parámetros y condiciones ideales de trabajo de una pila de lixiviación y llevarlos a escala industrial.

a) Equipamiento

En el laboratorio químico de Potrerillos se hizo el montaje de las columnas, las cuales se mantuvieron con irrigación de la solución lixivante por 8 días, sacando 3 muestras inicialmente y luego 2 los 5 últimos días del PLS obtenido para mantener el balance de masa correspondiente.

A continuación se detallan los principales materiales y equipos utilizados en la realización de las pruebas en columnas. La Figura 13 y Figura 14 muestran el plano y montaje de columnas, respectivamente.

1. Atril de 2,5m x 0,6m x 1,41m
2. Columnas de 0,5m PVC eléctrico
3. Bidones de HDPE
4. Bajadas de suero
5. baldes plásticos
6. tela porosa
7. Embudos de vidrio
8. papel filtro
9. vasos precipitados 250cc
10. balanza digital

11. botellas plásticas
12. carpeta de plástico
13. Pala de 3"
14. bolsas plásticas
15. agua destilada
16. Ácido sulfúrico 98% de pureza
17. Probetas de 10mL, 250mL y 500mL

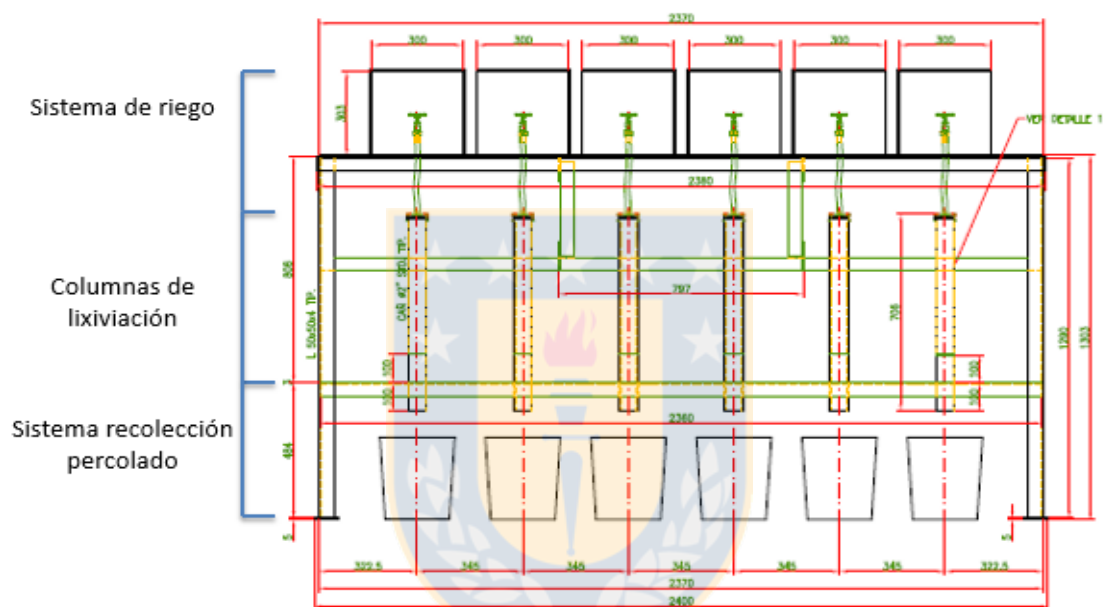


Figura 13: Sección plano columnas de lixiviación para laboratorio.



Figura 14: Montaje columnas de lixiviación, Laboratorio Químico Potrerillos.

b) Procedimiento Experimental

El procedimiento experimental para las columnas se lleva a cabo para ambas mezclas de escorias, escorias con enfriamiento lento y escorias con enfriamiento rápido, variando la concentración de ácido sulfúrico en la solución lixivante.

Se tienen 6 columnas de lixiviación, de las cuales 4 son para muestras M-EL y 2 para muestras M-ER. Se procede a lixiviar con el fin de conocer la cinética de extracción y consumo de ácido.

La ejecución de las pruebas en columnas considera una serie de pasos, los que son detallados a continuación.

Curado y aglomerado

Primero, se seleccionó el material para la lixiviación. Para cada columna se tiene la cantidad calculada según las condiciones de lixiviación y con la densidad aparente de cada muestra de escoria. Cada uno de estos se coloca en un paño para roleo, se comienza adicionando agua en pequeñas cantidades hasta que la muestra comience a humedecerse y se continua adicionando ácido sulfúrico. El tiempo de reposo es de 48 horas.



Figura 15 : Muestra con curado y aglomerado terminado el tiempo de reposo.

Carguío

Se cargan las columnas minimizando la segregación de tamaños del material. Se dispone el sistema de riego y el de percolación de soluciones preparando para la recepción del PLS.

Soluciones de riego

Para cada muestra estudiada se emplea un volumen de solución determinada en base a la razón de lixiviación (R_L), además con la tasa de riego aplicada, $30 \text{ L/m}^2 \cdot \text{h}$ se obtiene el tiempo de lixiviación. Para el sistema de riego se utilizó bidones de 22 [L], los cuales se perforaron en el fondo y se les acoplo una bajada de suero para regular el flujo, ya que esta permite una dosificación controlada de la solución lixivante. El flujo de riego se ajustó en mL/min a través de la utilización de una probeta graduada de 10 mL según la tasa de riego establecida. Se tiene un riego continuo para todas las columnas, con un flujo de $1,013 \text{ mL/min}$, determinado por la tasa de riego y área de las columnas.

Control de flujo de riego

El flujo de riego fue controlado dos veces por día, durante los días que duró la lixiviación para cada columna. Esto se realizó mediante el uso de una probeta graduada, la misma usada para ajustar el flujo de riego inicial, midiendo el volumen por minuto de goteo.



Figura 16: Control de la tasa de riego.

Soluciones de descarga

Se tomaron muestras de las soluciones de descarga, los primeros tres días se toman tres muestras debido a que la cinética es más rápida al inicio del proceso. Los siguientes cinco días se toman dos muestras por turno de día.

Las muestras son filtradas, ya que la solución pudo haber tenido arrastre de material fino hacia la salida de las columnas.



Figura 17: Sistema de recolección de PLS.



Figura 18: Muestras de PLS.

Drenaje de soluciones

Terminada la lixiviación del mineral, tiempo que fue determinado por la tasa de riego de las pruebas, se detuvo el riego de las soluciones. Se dejó drenar por un periodo de 48 horas, concluido esto se mide el volumen final.

Descarga de rípios

Se procedió a descargar, pesando el rípio de cada columna. Luego se dejó secando en un área cercana a los hornos para tener el calor de estos, por 72 horas y se volvió a pesar para conocer la humedad de los rípios por diferencia de masa.

Los rípios secos se homogeneizaron y posteriormente se enviaron a preparación de muestra para ser llevados a análisis químico.

Protocolo de preparación ANEXO E.

c) Programa de pruebas y condiciones experimentales

El resumen de las condiciones utilizadas en las pruebas de columnas en laboratorio se muestra en Tabla 11:

Tabla 11: Condiciones pruebas lixiviación en columna

Variable	Valor
Granulometría material	100% -1/4"
Altura columna	0,5 m
Diámetro	2"
Acido aglomerado	80 kg H ⁺ /ton escoria
Agua curado- aglomerado	60 kg H ₂ O/ton escoria
Tiempo reposo curado	48h
Tasa de riego	30 L/h m ₂
Razón de lixiviación	4 m ³ /ton
Tiempo lixiviación	8 días

Pruebas de tratamiento lixiviación en columnas de escoria de conversión y escoria anódica

Las pruebas para la lixiviación de escorias en columnas se realizaron bajo las mismas condiciones para todas las muestras. Se dejó una columna como blanco para tener como referencia, sin curado

ácido para muestras de enfriamiento lento, con la concentración de ácido en la solución lixivante determinada en las pruebas de lixiviación agitada. De la misma forma se realiza para las muestras de enfriamiento rápido, pero no se tiene prueba en blanco debido a la poca disponibilidad del material.

El fin de estas pruebas es conocer la cinética de lixiviación y consumo de ácido durante el ciclo de lixiviación.

Tabla 12: Diseño pruebas experimentales para el tratamiento de escorias de cobre por lixiviación en columnas

N° Set	N° prueba	Rótulo Columna	Muestra	Masa (g)	Volumen sol., mL	Curado y aglomerado	Conc. H ₂ SO ₄ , g/L
9	19	A	M-EL	2,615	10,460	Si	155
	20	B	M-EL	2,615	10,460	Si	115
	21	C	M-EL	2,615	10,460	No	155
	22	D	M-EL	2,615	10,460	Si	170
	23	E	M-ER	2,533	10,132	Si	120
	24	F	M-ER	2,533	10,132	Si	160

4.2.3.3. Tostación y lixiviación agitada

a) Equipamiento

Tostación

El proceso de tostación de las muestras se llevó a cabo en un horno tubular Lindberg modelo 54233 de lecho estático con flujo de aire paralelo y un controlador del mismo fabricante, el cual consta de un tubo de acero inoxidable, que corresponde a la cámara de reacción, cuyas dimensiones son 2" de diámetro, 2 mm de espesor y 1 m de largo. Los extremos del tubo son sellados con tapones de ladrillo refractario poroso, uno a cada extremo, unido a un tapón de goma mediante una pasta térmica gris con un pequeño tubo de acero necesario para la inyección de los gases. El espacio entre el tubo y el horno se selló con Kaowool, aislante térmico de fibra cerámica. La alimentación de gases fue homogeneizada mediante un mezclador de vidrio que une los flujos de gases, conectado a la entrada, previamente a que ingresen a la cámara de reacción. En la salida se tiene un lavador de gases con una solución de NaOH de concentración 1M y una bomba peristáltica Masterflex modelo 7554-96 que potencia la extracción de gases.

Para las pruebas de lixiviación se utiliza los mismos materiales y equipos del equipamiento mencionados en el punto 4.2.3.1.

b) Procedimiento experimental

Tostación y lixiviación

1. Tostación

Se realiza la tostación de la siguiente forma:

1. Encendido del horno y programación de la temperatura de tostación.
2. Pesarse muestra a tostar (20 g) y distribuir la muestra en la navicilla.
3. Regular el flujo de aire y SO_2 a utilizar durante la tostación, el que se alimenta en forma paralela al lecho de escoria.
4. Introducir la navicilla cuando se alcance la temperatura de tostación la cual es $700\text{ }^\circ\text{C}$.
5. Verificar el flujo de oxígeno o aire durante la tostación cada 30 min.
6. Apagar el horno transcurrido el tiempo requerido desde que fue introducida la navicilla.
7. Cortar el suministro de oxígeno o aire y SO_2 .
8. Proceder a retirar la navicilla del horno.

2. Lixiviación de calcinas de tostación

La lixiviación se lleva a cabo de la siguiente forma:

1. Se prepara el ácido a la concentración requerida, en este caso se lixivió con una concentración de ácido 60 g/L.
2. Toda la calcina obtenida se tamiza y el mineral pasante a -100# es el utilizado para la lixiviación.
3. Se pesa una cantidad de mineral, aproximadamente 10 g.
4. Se vierte la cantidad de 8.5 mL de ácido en un vaso de precipitados y a continuación se le agregan los 10 g de calcina.
5. Se somete a lixiviación agitada por 60 minutos.
6. Una vez culminada la lixiviación se utiliza un sistema de vacío para filtrar la solución obtenida, separando así la fase sólida de la líquida, esto mediante el uso de un papel filtro.
7. El papel filtro utilizado en el sistema de vacío fue dejado al aire libre para secarlo.
8. La solución es dispuesta en una botella plástica pequeña y rotulada, mientras que el residuo de lixiviación seco es pesado y puesto en una bolsa pequeña, e igualmente rotulado.

9. Las muestras sólidas y líquidas están en condiciones de ser enviadas al análisis químico.

c) Programa de pruebas y condiciones experimentales

Se inicia con pruebas de tostación y lixiviación de las escorias CPS y HA por separado para luego poder realizar pruebas experimentales de las mezclas de escorias las cuales corresponde al set n° 11. En Tabla 13 y Tabla 14 se detalla el programa de pruebas realizado para las pruebas de tostación y lixiviación de las escorias respectivamente.

Pruebas del tratamiento de tostación y lixiviación de escoria de conversión y escoria anódica

- Variación tiempo de tostación de la escoria: Pruebas escorias 25-27
- Variación temperatura de lixiviación para calcinas de tostación: Pruebas mezclas escorias 28 y 29

Las condiciones de tostación se muestran Tabla 13.

Tabla 13: Condiciones para pruebas de tostación de escorias

Variable	valor	
	Set N° 10	Set N°11
Temperatura	700 °C	680 °C
Tiempo	1,3 y 6 horas	6 horas
Flujo de aire	0,3 [L/min]	0,3 [L/min]
%SO ₂	10	10
%O ₂	90	90

Las calcinas de tostación posteriormente son lixiviadas de acuerdo al programa de pruebas de Tabla 14.

Tabla 14: Diseño de pruebas experimentales para el tratamiento de escoria de conversión y escoria anódica.

N° Set	N° prueba	Masa (g)	Volumen sol. (mL)	Razón L/S	Temp. [°C]	Tiempo [h]	Conc. H ₂ SO ₄ [g/L]	Tiempo tostación [h]
10	25	10	250	25	ambiente	2	60	1
	26	10	250	25	ambiente	2	60	3
	27	10	250	25	ambiente	2	60	6
11	28	10	250	25	50	2	60	6
	29	10	250	25	ambiente	2	60	6

a. Variación del tiempo de tostación de escoria

Las pruebas se llevaron a cabo haciendo una tostación para reducir el Cu_2O , el cual es insoluble en ácido, a CuO para aumentar la solubilidad del cobre. La magnetita pasa a hematita haciendo casi nula la solubilidad del hierro. Se realiza a temperatura ambiente durante 2 horas.

b. Variación temperatura de lixiviación para muestras de tostación.

Previamente a la realización de las pruebas, se realizó una tostación a las mezclas de escorias para obtener óxido cúprico el cual se lixivia fácilmente a temperatura ambiente. Para conocer si la extracción mejora con el aumento de la temperatura, se realizaron pruebas para ambas mezclas a 50°C .



Capítulo 5: RESULTADOS Y DISCUSIONES

En este capítulo se muestran los resultados obtenidos en las pruebas de lixiviación de escoria del convertidor Peirce Smith y escoria anódica, determinando la recuperación metalúrgica de cobre.

Para la determinación de la extracción de cobre en las distintas experiencias se requirió la ley de cabeza y masa inicial de las muestras de escoria por cada prueba realizada, además de los volúmenes de PLS y masa de residuo, y análisis químico de cada uno.

5.1. Lixiviación Agitada

5.1.1. Resultados de pruebas de escorias por separado

Se analizaron los diferentes parámetros de extracción de cobre en pruebas individuales para cada tipo de escorias anódicas y de Convertidor Peirce Smith, para determinar las condiciones óptimas de trabajo en base a cada experiencia.

Las pruebas están enfocadas en el efecto de las distintas condiciones, analizando el comportamiento de las muestras de escoria, comparando cada una entre sí según el enfriamiento al cual fue llevado, para posterior diseño de pruebas con mezclas de escorias.

a. Pruebas tiempo de lixiviación

Es de gran importancia para el proceso de lixiviación estudiar la cinética que da lugar. Para esto se lixivió las distintas muestras con enfriamiento rápido (ER) y lento (EL) de escorias para conocer su comportamiento a medida que transcurre el tiempo. En Figura 19 y Figura 20 se observa la variación de extracción de cobre graficadas y tabuladas para todas las muestras a tiempos iguales.

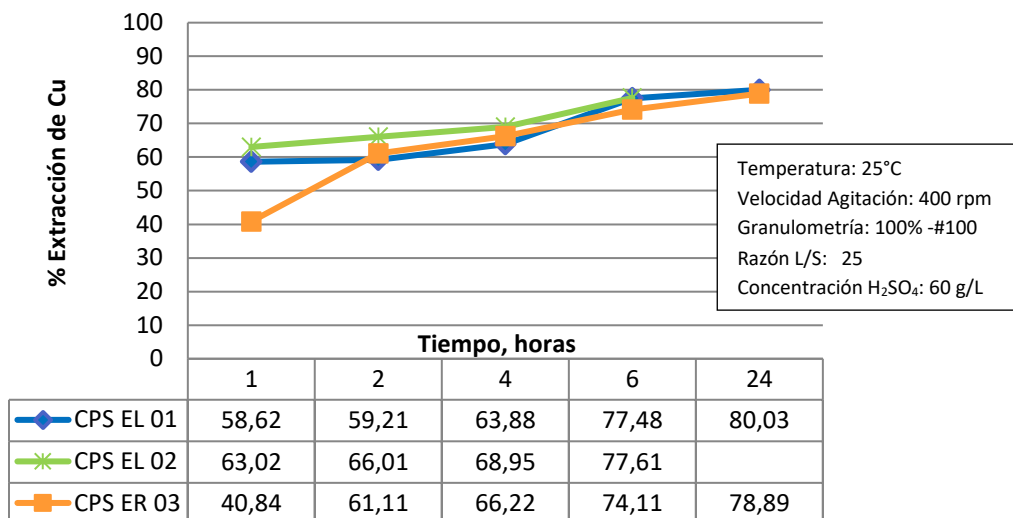


Figura 19: Cinética de lixiviación para escorias CPS.

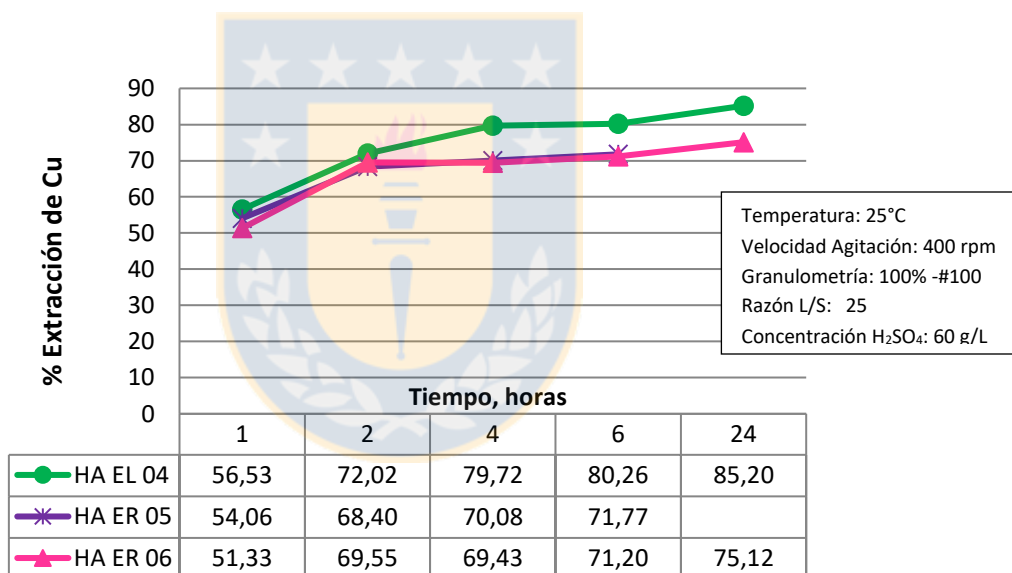


Figura 20: Cinética de lixiviación para escorias HA.

Las escorias que presentan una mayor extracción de cobre en el tiempo son aquellas que presentan un enfriamiento lento, tanto para escoria de conversión como para escoria anódica.

Se infiere claramente una cinética inicialmente rápida, pero después de las 4 horas de lixiviación se presenta lenta, en la cual transcurrido 24 horas de lixiviación se ve un aumento insignificante en la extracción. La diferencia de extracción de cobre más notoria se presenta entre 1 y 2 horas de agitación.

b. Pruebas variación de Ácido Sulfúrico

Una condición que genera interés en el ámbito económico, es el consumo de ácido, que en algunas ocasiones llega a ser demasiado, aumentando los costos de operación. Es por esto que se busca la concentración mínima de ácido para lo cual se tienen las mejores extracciones de cobre

En la Figura 21 y Figura 22 se observa la disolución de cobre para las distintas muestras de escoria a diferentes concentraciones de ácido sulfúrico.

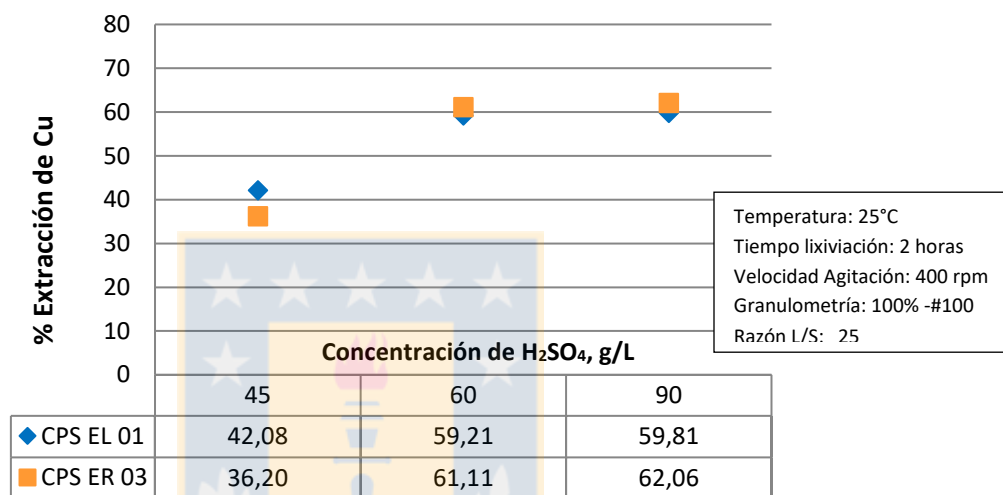


Figura 21: Extracción de cobre de escorias CPS con variación en la concentración de H₂SO₄.

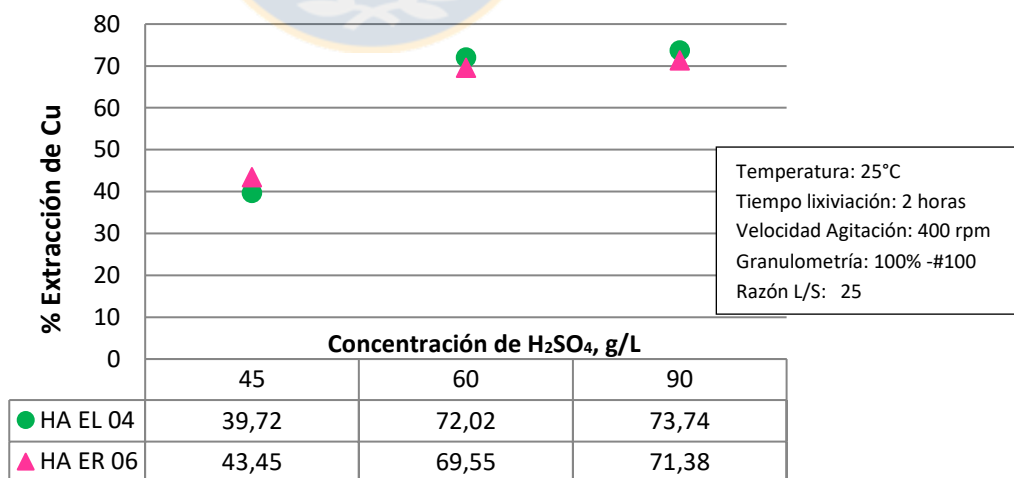


Figura 22: Extracción de cobre de escorias HA con variación en la concentración de H₂SO₄.

El análisis de los gráficos confirma la importancia que tiene el ácido en la disolución de cobre. Esto se visualiza en la diferencia que hay en la extracción con 45 y 60 g/L de ácido sulfúrico. Sin

embargo, entre 60 y 90 g/L la diferencia es insignificante, por lo que la concentración recomendable de ácido sulfúrico es 60 g/L para la razón L/S utilizada.

c. Pruebas Temperatura de lixiviación

Uno de los parámetros de mayor relevancia en la lixiviación agitada es la temperatura, la cual puede generar significativos aumentos en la recuperación de cobre.

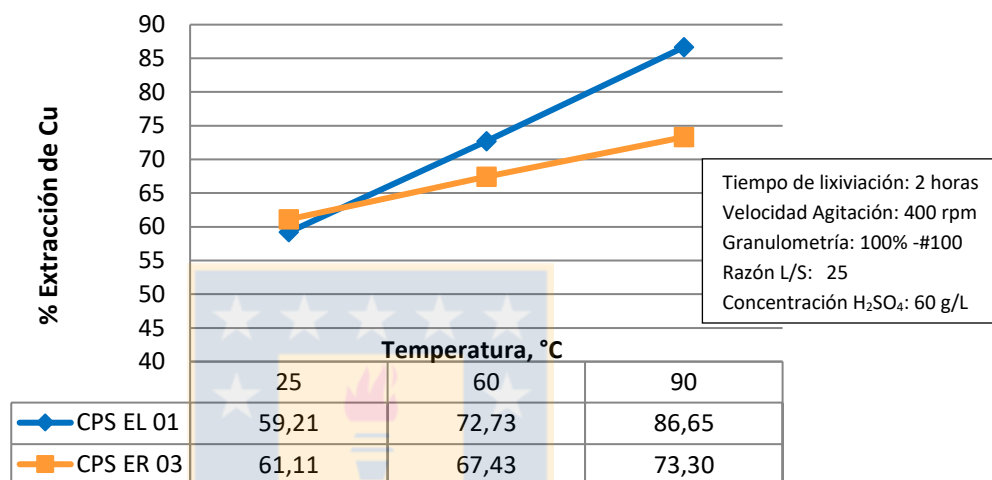


Figura 23: Extracción de cobre desde escorias CPS en función de la temperatura.

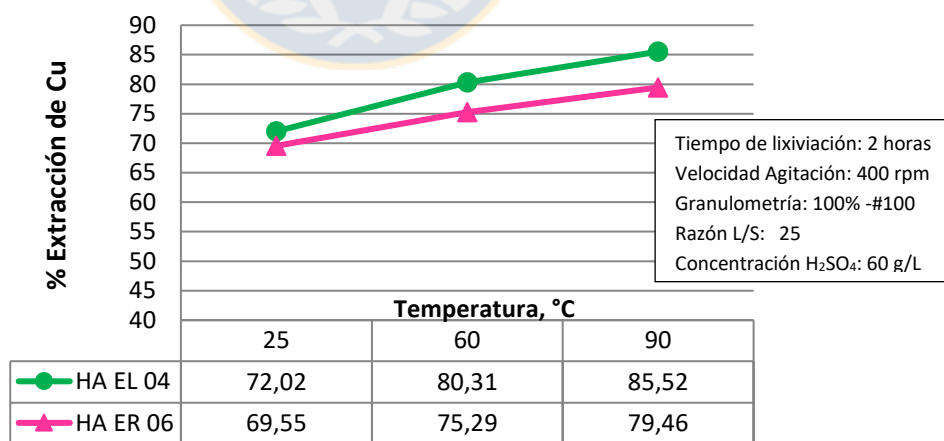


Figura 24: Extracción de cobre desde escorias CPS en función de la temperatura (°C)

De Figura 23 y Figura 24 se observa el aumento de la disolución de cobre a razón del incremento de temperatura, la cual tiene un efecto significativo, especialmente para la extracción en escorias CPS. El aumento de la temperatura en la lixiviación de las escorias desde 25 °C (considerada

temperatura ambiente) a 90 °C, el porcentaje de extracción aumenta 15 % aproximadamente para la escoria de CPS de enfriamiento rápido, teniéndose el mayor aumento para la muestra de CPS de enfriamiento lento, CPSEL01, de 59,21 % a 86,65 % de extracción de cobre.

d. Pruebas con adición de un nuevo agente lixiviante: Sulfato Férrico.

Se estudió el efecto de adicionar sulfato férrico a la solución, agente oxidante que favorece la disolución de cuprita (Cu_2O) ya que ayuda a realizar el cambio de valencia de cobre, puesto que solo lixiviar con ácido sulfúrico puede alcanzar la disolución de algo más que el 50%.

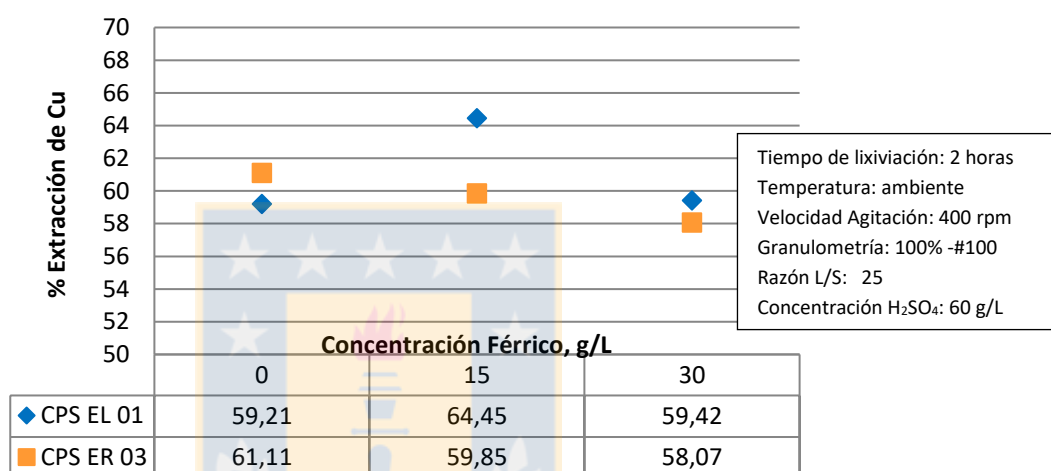


Figura 25: Efecto sulfato férrico en la extracción de cobre de escorias CPS.

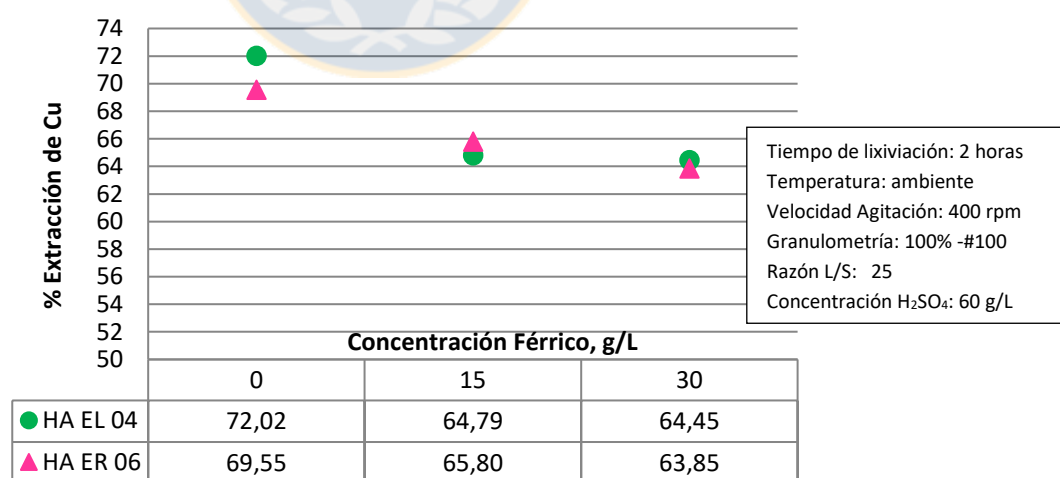


Figura 26: Efecto sulfato férrico en la extracción de cobre de escorias HA.

En la figura 25 y 26 se observa que al duplicar la concentración de Fe^{+3} no existe una diferencia significativa en la extracción de cobre. Además, con respecto a las pruebas sin sulfato férrico, disminuye levemente la disolución de cobre, pero no se tienen mayores conclusiones del efecto.

5.1.2. Resultados pruebas con mezclas de escorias

El diseño de estas pruebas se basó en los resultados de las pruebas preliminares. La idea de las pruebas experimentales es realizar las experiencias tomando en consideración la proporción que retornan al CT5 las escorias CPS y HA, lo cual representa la cantidad de escoria que se genera. Además, el tratamiento se enfoca en la factibilidad de lixiviar juntas las escorias.

Para cálculos posteriores de extracción de mineral en las pruebas, es necesario tener la caracterización química de las mezclas de escorias que se están tratando, esto se obtiene tomando como base los resultados de análisis químico de las muestras por separado y la proporción de retornos de las escorias en el capítulo 2, la cual es 1:2 para escoria CPS y HA respectivamente.

Tabla 15: Caracterización química mezclas de escorias.

	%Cu	%Cu sol.	%Fe	%SiO ₂	%Zn	%Al	%MgO	%S	%As
M-EL	38,15	6,43	29,99	7,95	0,68	2,14	0,29	0,05	0,12
M-ER	36,98	6,63	29,11	8,09	0,73	2,43	0,93	0,07	0,15

Se llamará M-EL a las mezclas de escorias de enfriamiento lento y M-ER a las de enfriamiento rápido.

A partir de las leyes de cobre de de la Tabla 15 se realizará el cálculo de extracción de cobre en las pruebas ejecutadas.

a. Adición de cloruro de sodio

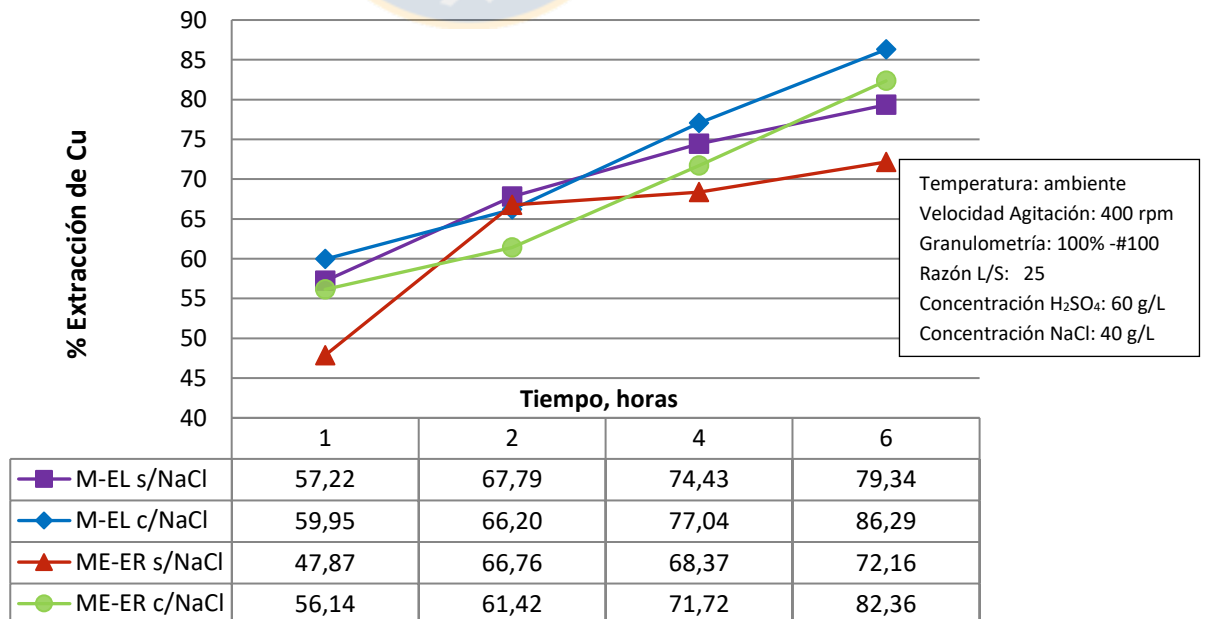


Figura 27: Cinética de extracción de cobre en lixiviación con NaCl.

Teóricamente se sabe que al adicionar cloruro de sodio a la solución lixiviante, en conjunto al ácido sulfúrico, se mejora la cinética de lixiviación de sulfuros.

La figura 27 muestra la disolución de cobre a través del tiempo para las mezclas de escoria con y sin adición de cloruro de sodio. Se observa un comportamiento semi-lineal de pendiente positiva similar para ambas muestras de escoria, siendo en cada momento mayor para las muestras de escorias que poseen enfriamiento lento (M-EL).

En comparación a las pruebas sin cloruro de sodio (curvas proyectadas a partir de pruebas de escorias por separado y proporción para la obtención de mezclas), existe una diferencia significativa en la extracción de cobre entre 4 y 6 horas, para ambas mezclas de escoria.

b. Lixiviación de mezclas de escorias en condiciones base

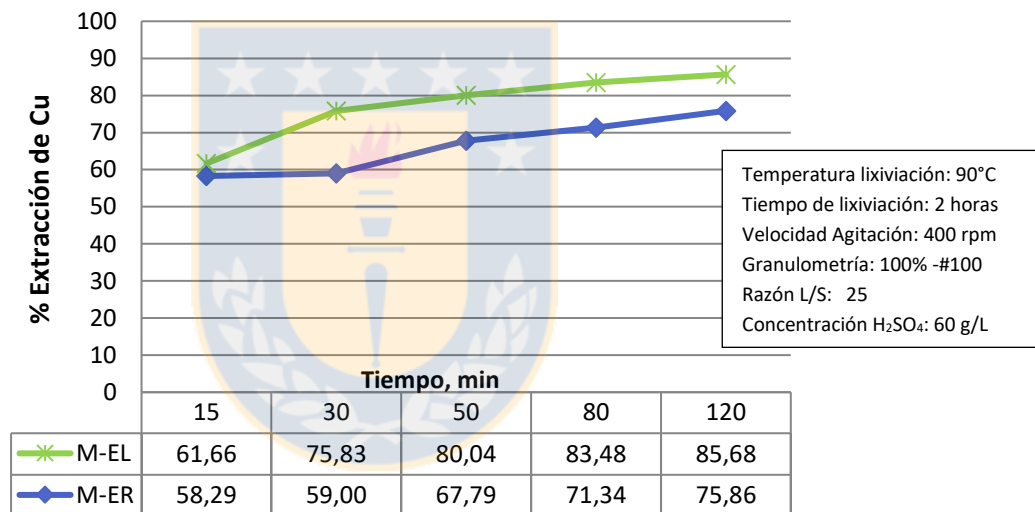


Figura 28: Cinética de Extracción de cobre en las mejores condiciones de lixiviación.

Se estableció de las pruebas realizadas a las escorias CPS y HA por separado que la mejor condición de lixiviación es a 90°C y 60 g/L de ácido sulfúrico, por lo que se lixiviaron las mezclas de escoria bajo estas condiciones en un tiempo de 2 horas.

De Figura 28, se infiere una disolución rápida de cobre en la que se tiene alrededor de 60% de extracción de cobre a los 15 minutos de lixiviación, llegando a valores de 75 % en muestras M-ER y 85 % en muestras M-EL al completar el proceso. En el transcurso del tiempo es mayor la extracción para las muestras de enfriamiento lento.

c. Variación temperatura con adición de oxígeno

En Figura 29 y Figura 30 se muestran los porcentajes de extracción de las pruebas con adición de oxígeno para lixiviación a temperatura ambiente y 80 °C, respectivamente y también una curva referencial de lixiviación de escoria sin inyección de oxígeno.

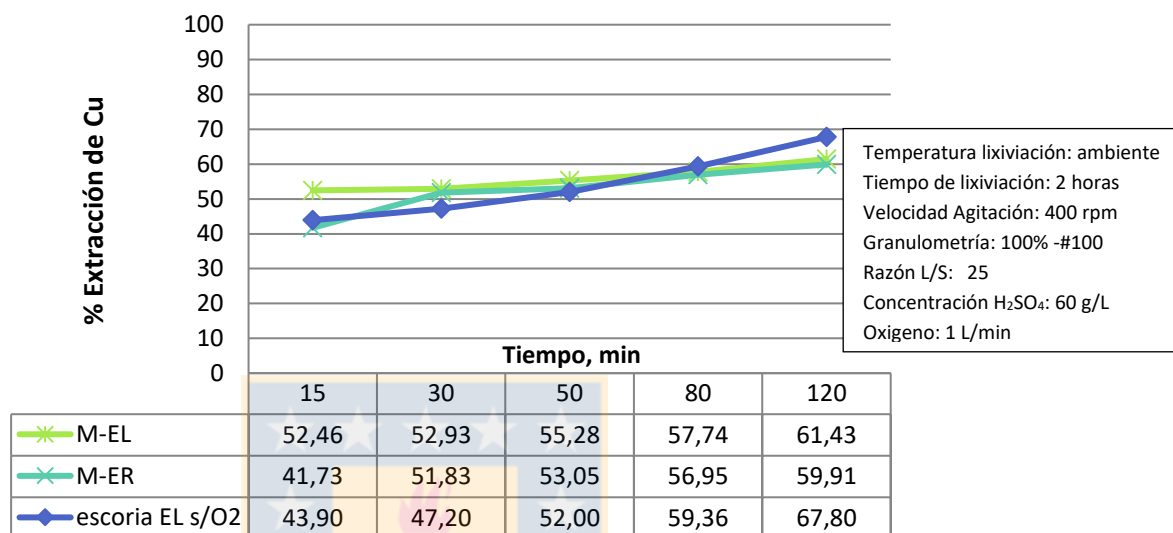


Figura 29: Cinética de extracción de cobre con adición de oxígeno en lixiviación a temperatura ambiente.

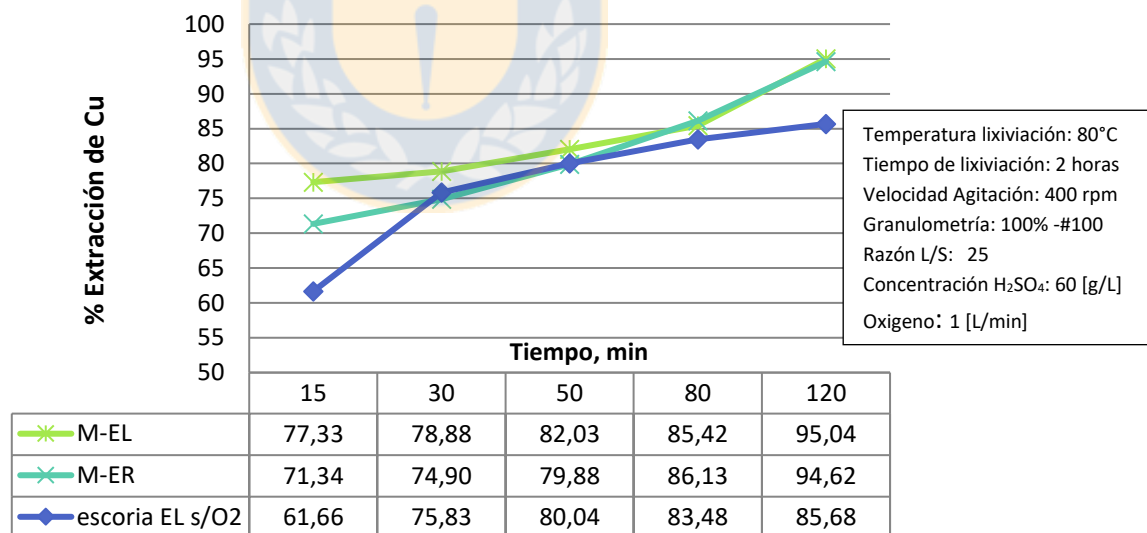


Figura 30: Cinética de extracción de cobre en lixiviación con adición de oxígeno a 80°C.

En la figura 29, en comparación con la curva sin inyección de oxígeno, se observa que este efecto no produce diferencias en la extracción de cobre para una lixiviación a temperatura ambiente.

En Figura 30, la lixiviación se realizó a 80°C, a esta temperatura la disolución de cobre es favorecida por la inyección de oxígeno, llegando a un porcentaje de extracción de cobre aproximadamente del 95 %. El comportamiento es similar para ambas muestras en las mismas condiciones.

En comparación a la curva de lixiviación a 90°C de mezclas de escorias con un enfriamiento lento, se establece como mejor condición la adición de oxígeno a 80°C para obtener una mejor disolución de cobre. H⁺

d. Variación dosis en curado y aglomerado

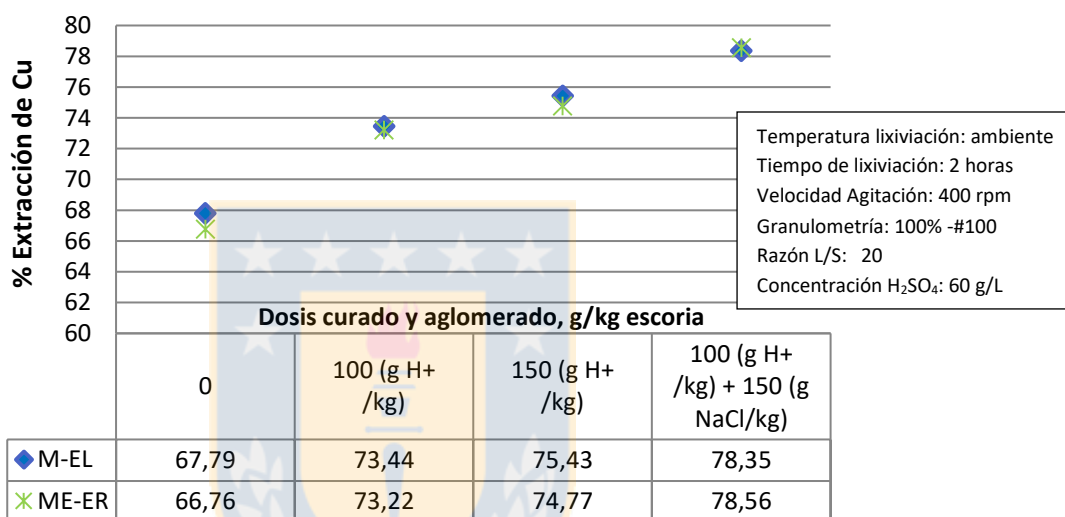


Figura 31: Extracción de cobre para distintas dosis de curado y aglomerado.

De Figura 31, se observa que el proceso de curado y aglomerado favorece la lixiviación al realizarlo con una dosis de 100 g de ácido por kilo de escoria a tratar con 150 g de cloruro de sodio. Sin embargo, no se observa un efecto importante en la extracción de cobre para entre las dosis de 100g y 150 g de ácido por tonelada de escoria para ambas mezclas de escoria, pero sí de estas con la lixiviación sin este proceso previo pero a una razón sólido/líquido de 25 la cual tiene una extracción menor al 68%.

5.2. Lixiviación en Columnas

Se muestran los resultados experimentales para la cinética del consumo de ácido y de extracción de cobre.

La caracterización de las muestras son las mismas indicadas en los resultados de pruebas con lixiviación agitada, ya que igual se considera lixiviar las escorias de conversión y anódicas en la

proporción en la que retornar al CT5, lo cual representa la cantidad de escoria que se genera. En estas pruebas realizadas se diferencian en la granulometría que presentan.

a. Cinética consumo de ácido sulfúrico

En el gráfico de Figura 32 se puede apreciar el consumo de ácido sulfúrico acumulado en el tiempo por parte del mineral, para las seis pruebas realizadas a distintas concentraciones de ácido en la solución de riego para cada una de ellas.

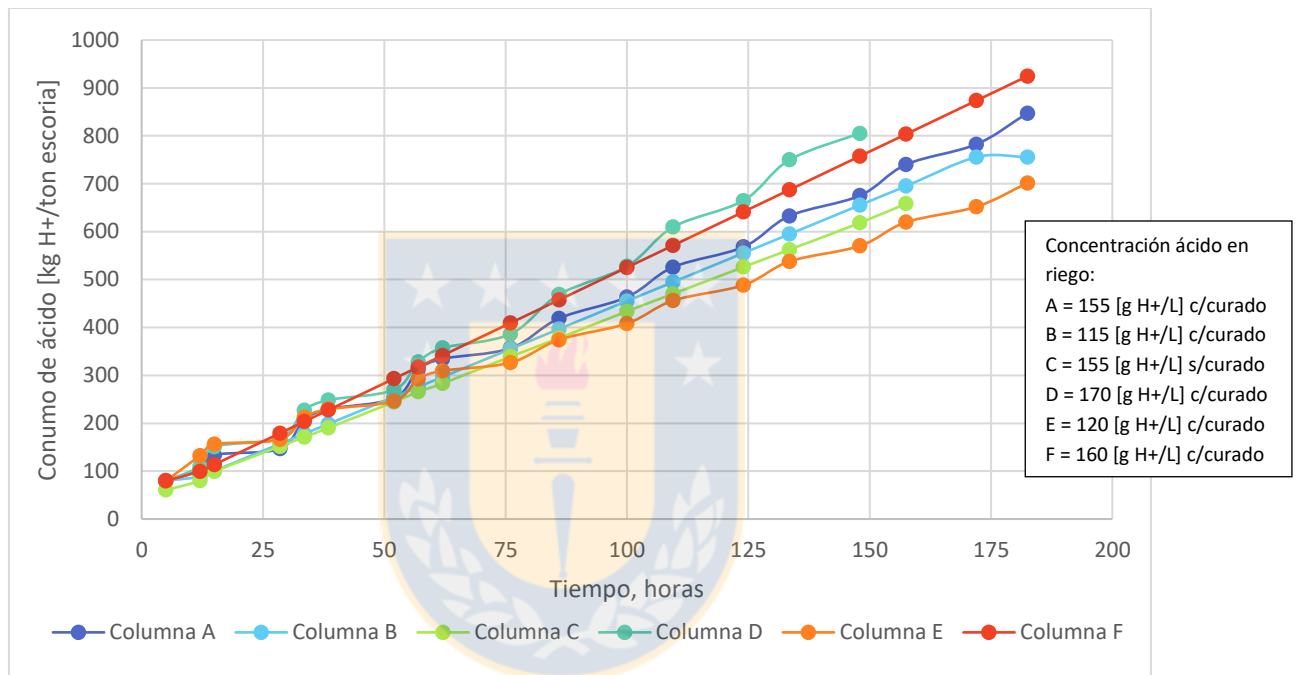


Figura 32: Consumo de ácido pruebas lixiviación en columnas. Tasa de riego: 30 [L/h m²]. Columna C sin curado ácido.

Las columnas de la A a la D corresponden a escoria de enfriamiento lento (EL) y la columna E y F son de enfriamiento rápido (ER).

La columna D, tuvo problemas operacionales durante el proceso de lixiviación, teniendo que detener el riego, dejándose de lixiviar al quinto día. Se considera en el análisis para evaluar el consumo hasta ese momento, sin embargo, no se tomará en consideración para efecto de analizar la extracción de cobre, ya que no fue concluido el proceso.

La columna C se comenzó a regar un día después, ya que el sistema de riego presentó una falla al momento de querer iniciar la lixiviación.

El consumo máximo de ácido de la escoria fue de $924 \left[\frac{\text{kg } H^+}{\text{ton escoria}} \right]$, el cual es similar al consumo máximo de ácido calculado en la pruebas de lixiviación agitada, correspondiendo aproximadamente a 100% de conversión respecto al máximo consumo de ácido al tiempo de lixiviación establecido. Este consumo corresponde a la columna F.

b. Cinética de extracción de Cobre

El gráfico de Figura 33, muestra los porcentajes de extracción de las 5 pruebas que se realizaron exitosamente. Las curvas representan la evolución de la extracción de cobre en la solución de lixiviación referida a la ley de cobre de cada muestra de escoria.

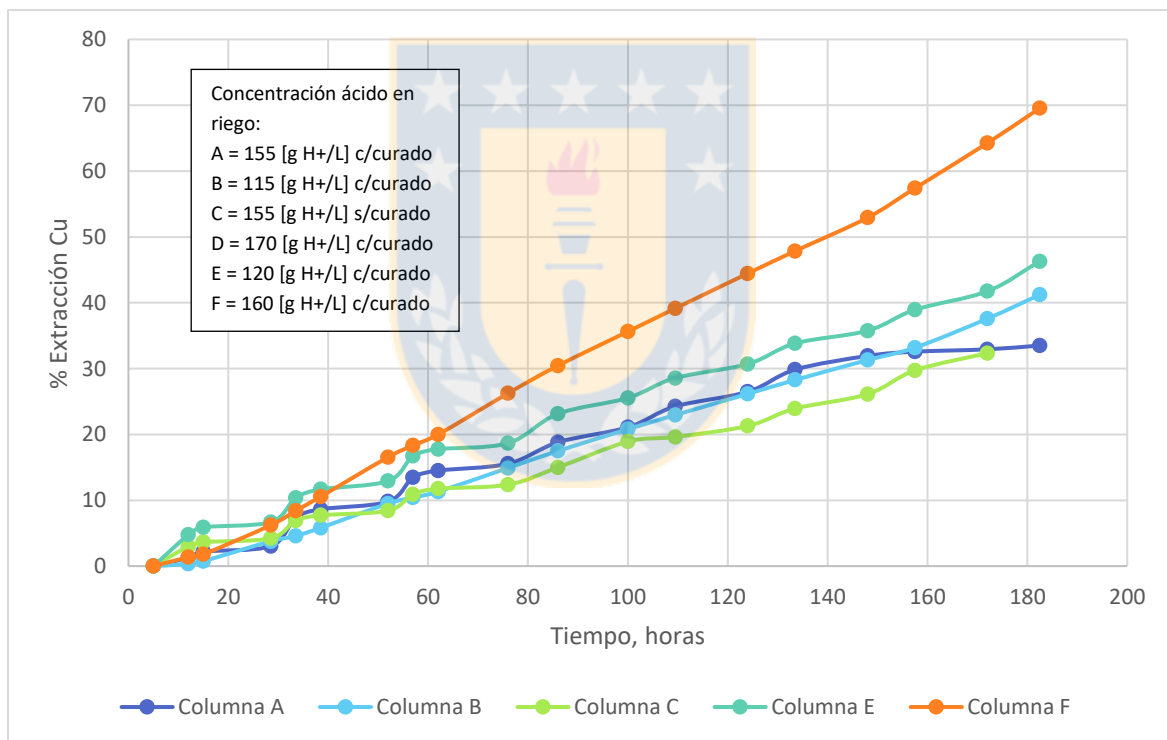


Figura 33: Cinética de extracción de cobre de mezcla de escorias M-EL y M-ER

La columna F, que corresponde a escoria de enfriamiento rápido con curado ácido y 160 g/L, presenta la mejor extracción de cobre con 69,50 %, muy por encima a la extracción que presentan las otras pruebas. Relacionando con su consumo de ácido, esta es la prueba que presentó el mayor consumo de ácido. Además, favoreció la granulometría que presentan las escorias de enfriamiento rápido, que es mayor a las de enfriamiento lento, y la alta concentración de ácido en la solución lixivante.

Las pruebas con mayor concentración de ácido en la solución de riego se observó formación de sílice coloidal debido a la disolución de silicatos. Esto justificaba la filtración de las muestras antes de ser enviadas a análisis químico.

5.3. Tostación – Lixiviación Agitada

Las Figuras 34 a 36 muestran los resultados de las pruebas de escorias anódicas y de conversión y pruebas de mezcla de escorias con una tostación previa al proceso de lixiviación.

a. Pruebas tiempo de tostación

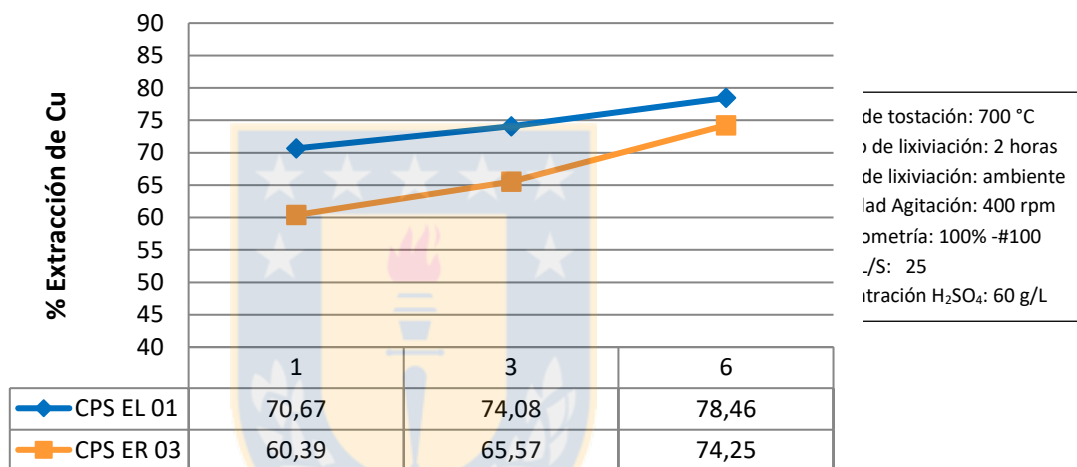


Figura 34: Efecto del tiempo de tostación de escorias CPS en la extracción de cobre.

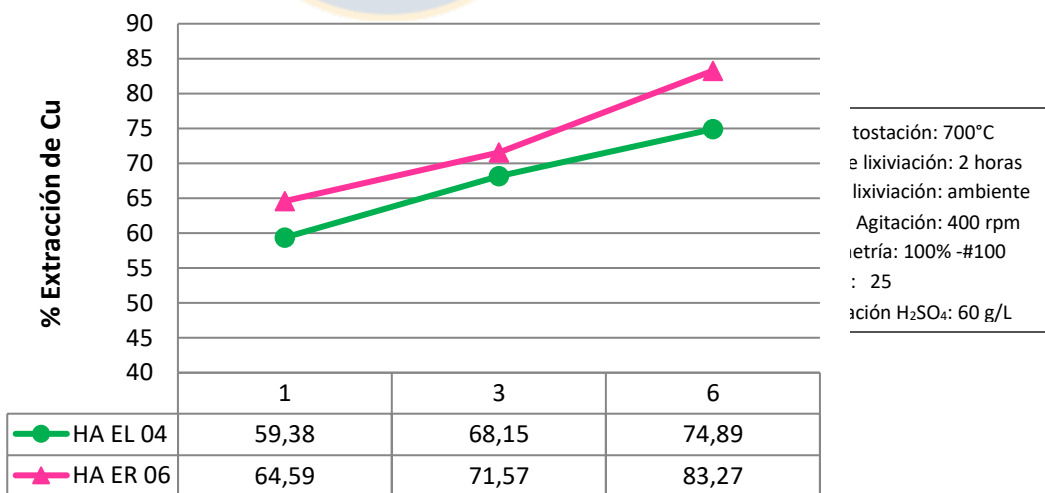


Figura 35: Efecto del tiempo de tostación de escorias HA en la extracción de cobre.

Se observa que la mejor condición para lograr una mayor extracción de cobre se produce a un tiempo de 6 horas de tostación de las de escoria. Esto debido a que se tiene un tiempo óptimo

para la generación de reacciones que favorecen el proceso de lixiviación, favoreciéndose la formación de especies como tenorita que es altamente soluble en ácido sulfúrico y especies insolubles como la hematita.

En la tabla 28 y 29 (ANEXO D) se observa la formación de compuestos de sulfatos y óxisulfatos de cobre en las calcinas de tostación.

b. Variación temperatura de lixiviación para muestras de tostación.

En las pruebas preliminares se demostró lo favorable que es para las escorias lixiviarlas realizar una tostación previamente. Además, de las pruebas se obtuvo el tiempo más favorable de los estudiados en tostación, el cual corresponde a 6 horas para una lixiviación a temperatura ambiente.

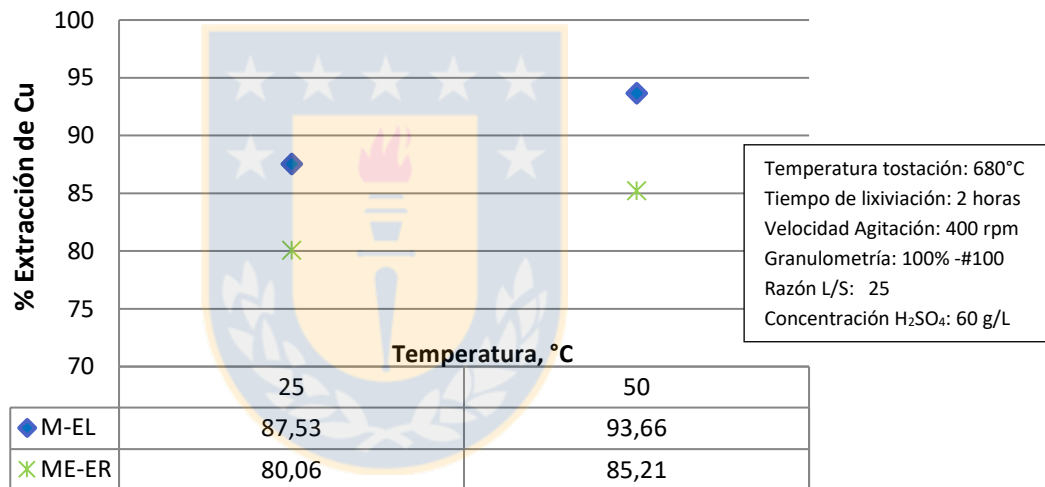


Figura 36: Extracción de cobre a diferentes temperaturas de lixiviación para calcinas de tostación.

En la tostación de escorias se obtiene una calcina con las características ideales para una completa disolución del elemento de interés.

De Figura 36 se observa un considerable aumento en la extracción de cobre al lixiviar las calcinas de tostación a una temperatura de 50 °C, llegando a casi el 100% de extracción de cobre de forma muy similar para ambas muestras de escorias.

Capítulo 6: FACTIBILIDAD ECONÓMICA

A continuación se presenta una evaluación económica, la cual representa un rol de gran importancia al momento de querer implementar un proyecto.

Para esto se comienza con el plan de negocio y desarrollo (PND), el cual muestra la cantidad de concentrado anual a tratar, con un horizonte de 38 años. Se presentan dos escenarios de evaluación, los cuales se diferencian en el método utilizado para la recuperación de cobre desde las escorias CPS's y HA. Estos escenarios son divididos en con y sin proyecto, los con proyecto corresponden a los tratamientos de lixiviación estudiados para las escorias de cobre. Por recomendación de Codelco no se evalúa la alternativa de tostación y lixiviación. Como escenario sin proyecto se determina el precio mínimo al cual se podría vender la escoria para que no resulte atractivo llevar a cabo el proyecto.

Luego se analizan los parámetros operacionales, los costos de operación e inversión y los ingresos, con el fin de obtener indicadores económicos para decidir la alternativa más conveniente. En la Figura 37 se esquematiza las alternativas a evaluar.

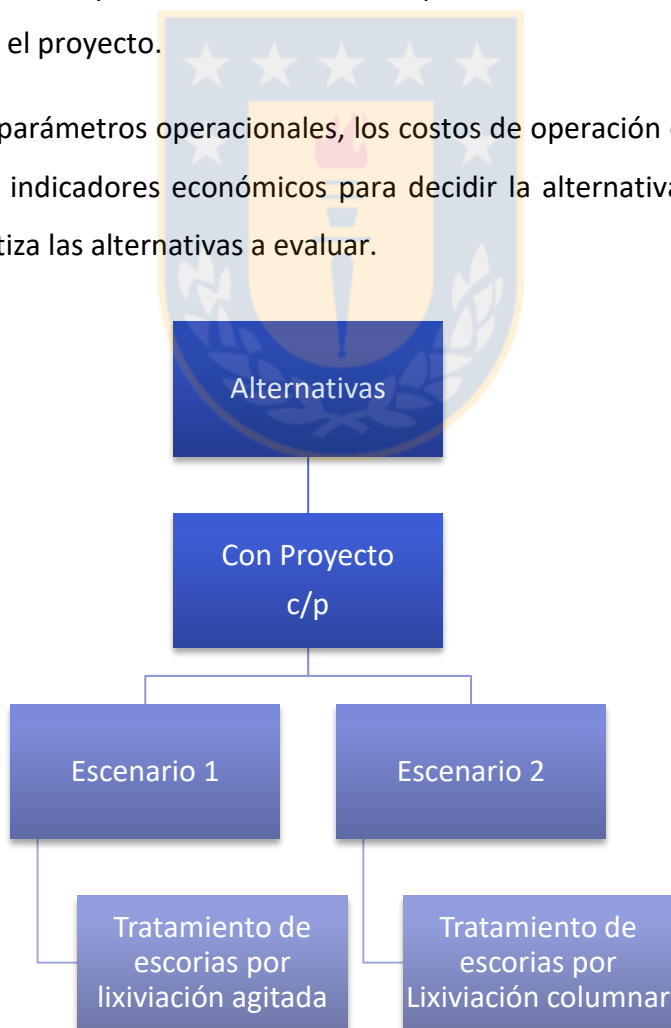


Figura 37: Alternativas a evaluar económicamente.

Supuestos

Se emplearon los siguientes supuestos para la evaluación:

- Costos de operación de la fundición y refinería y costos de operación de SX-EW.
- El periodo total para la evaluación es de 10 años.
- La recuperación de cobre se establece como el 98 % de cobre contenido en la solución PLS para lixiviación agitada y 95 % para lixiviación en pilas (alimentado a SX).
- Para la evaluación a distintos precios de cobre se asume se asume el valor medio de la estimación a largo plazo definida por Codelco en el plan comercial actual.
- Calidad del Cátodo SX/EW DET se asume la diferencia que no es Grado A, mitad Estándar 1 y la otra mitad Estándar 2.
- Se considera datos históricos periodo 2016, ya que es el año con más continuidad operacional.
- Del PND 2018 [13], se tiene el concentrado PFE que va a fusión solo del año 2018, el de los siguientes años se proyecta según porcentaje de incidencia de este en el concentrado inyectado.
- Volatilización de material en chancado y molienda del 1%.
- Tasa de descuento 8%.

Consideraciones

Las consideraciones están basadas en el plan concentrado fundición, PND 2018, y los parámetros operacionales, teniéndose un desglose de estos para cada uno de los escenarios.

El plan fundición muestra las toneladas de fusión de concentrado y toneladas de cobre fino a fusión que están disponible anualmente. La fusión total está limitada por el concentrado PFE anual. Sin embargo, teniendo en cuenta que este corresponde al 13 % aproximadamente de la fusión total (en base a datos históricos de la Fundición Potrerillos) se extrapola valores para la cantidad de años.

En la Figura 38 se puede observar las toneladas de concentrado nuevo y concentrado PFE inyectadas al proceso de fusión, es claro que cada 3 años la fusión de concentrado estará por sobre las 800 kts, según el plan de la fundición.

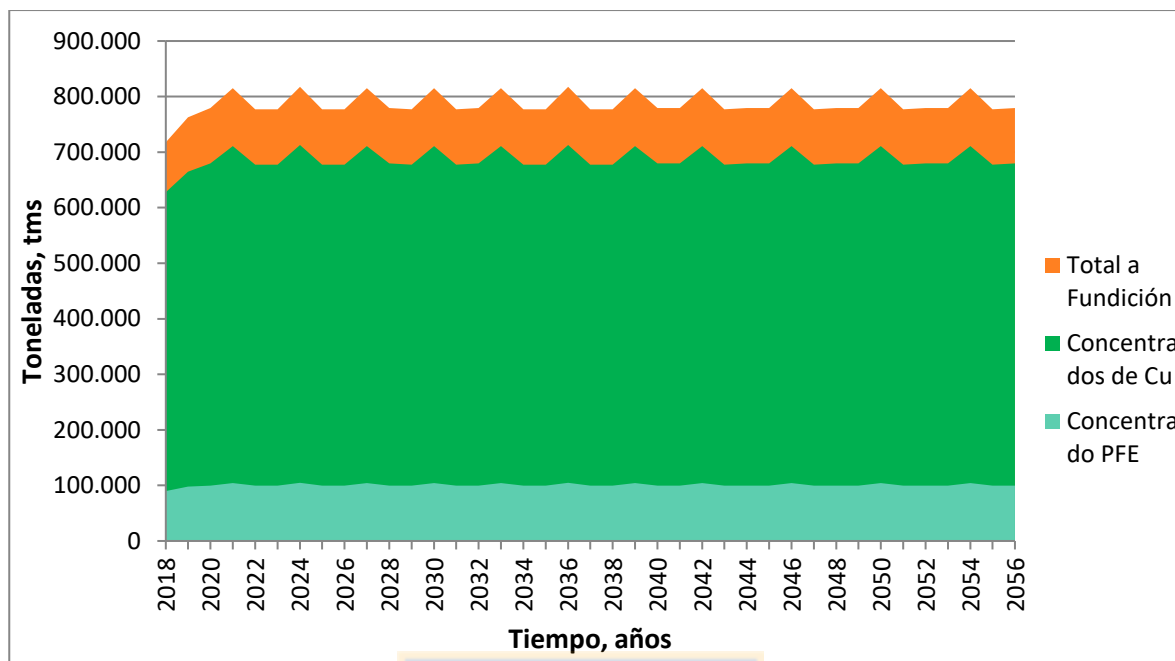


Figura 38: Plan concentrado Fundición, toneladas de fusión, PND 2018 [13].

En Figura 39 se tiene la generación de escoria de cobre (escoria CPS y escoria HA) con respecto a la fusión del material inyectado a CT5 (Concentrado nuevo, Concentrado PFE y arena).

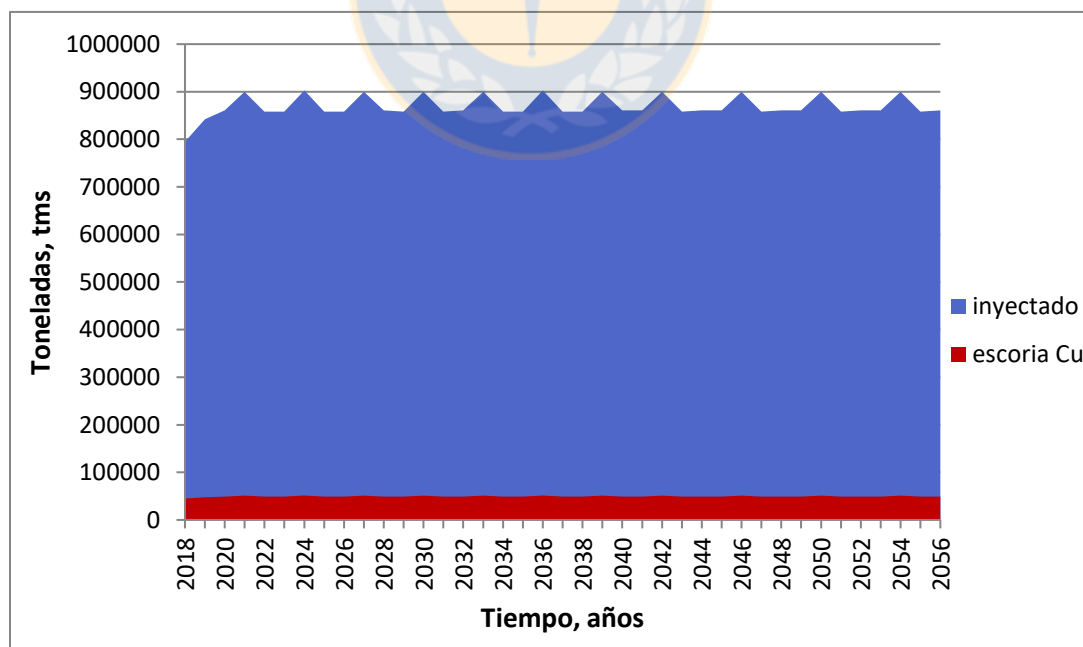


Figura 39: Toneladas de material inyectado a fusión y escoria CPS-HA generada en el proceso.

Tabla 16: Plan concentrado Fundición, toneladas de fusión, PND 2018 [13]

		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Concentrados de Cu Fundido Total	tms	627.850	664.800	679.500	710.700	677.400	677.400	712.800	677.400	677.400	710.700	679.500	677.400	710.700
	%CuT	24,93	27,37	27,38	26,45	27,05	28,68	26,94	28,53	27,93	27,65	30,20	23,87	24,39
	tCuf	156.524	181.947	186.038	187.953	183.220	194.259	192.011	193.287	189.213	196.502	205.214	161.702	173.353
Concentrado Escoria PTE (Circulante)	tms	89.854	97.659	99.819	104.402	99.510	99.510	104.710	99.510	99.510	104.402	99.819	99.510	104.402
	%CuT	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00
	tCuf	29.652	32.228	32.940	34.453	32.838	32.838	34.554	32.838	32.838	34.453	32.940	32.838	34.453
Total a Fundición	tms	717.704	762.459	779.319	815.102	776.910	776.910	817.510	776.910	776.910	815.102	779.319	776.910	815.102
	%CuT	25,94	28,09	28,10	27,29	27,81	29,23	27,71	29,11	28,58	28,33	30,56	25,04	25,49
	tCuf	186.176	214.174	218.978	222.405	216.058	227.098	226.566	226.125	222.051	230.955	238.154	194.540	207.805

		2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043
Concentrados de Cu Fundido Total	tms	677.400	679.500	710.700	677.400	677.400	712.800	677.400	677.400	710.700	679.500	679.500	710.700	677.400
	%CuT	28,75	22,60	23,85	28,64	29,96	27,60	30,76	26,54	27,40	26,21	26,49	26,83	26,29
	tCuf	194.754	153.579	169.495	193.983	202.973	196.742	208.380	179.770	194.761	178.125	180.001	190.667	178.100
Concentrado Escoria PTE (Circulante)	tms	99.510	99.819	104.402	99.510	99.510	104.710	99.510	99.510	104.402	99.819	99.819	104.402	99.510
	%CuT	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00
	tCuf	32.838	32.940	34.453	32.838	32.838	34.554	32.838	32.838	34.453	32.940	32.940	34.453	32.838
Total a Fundición	tms	776.910	779.319	815.102	776.910	776.910	817.510	776.910	776.910	815.102	779.319	779.319	815.102	776.910
	%CuT	29,29	23,93	25,02	29,20	30,35	28,29	31,05	27,37	28,12	27,08	27,32	27,62	27,15
	tCuf	227.592	186.519	203.947	226.821	235.811	231.297	241.219	212.608	229.214	211.065	212.941	225.119	210.938

		2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Concentrados de Cu Fundido Total	tms	679.500	679.500	710.700	677.400	679.500	679.500	710.700	677.400	679.500	679.500	710.700	677.400	679.500
	%CuT	26,72	26,10	25,66	27,83	27,67	26,47	26,50	24,59	26,46	24,73	23,93	23,83	23,30
	tCuf	181.581	177.354	182.352	188.524	188.051	179.889	188.325	166.585	179.799	168.010	170.083	161.448	158.325
Concentrado Escoria PTE (Circulante)	tms	99.819	99.819	104.402	99.510	99.819	99.819	104.402	99.510	99.819	99.819	104.402	99.510	99.819
	%CuT	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00	33,00
	tCuf	32.940	32.940	34.453	32.838	32.940	32.940	34.453	32.838	32.940	32.940	34.453	32.838	32.940
Total a Fundición	tms	779.319	779.319	815.102	776.910	779.319	779.319	815.102	776.910	779.319	779.319	815.102	776.910	779.319
	%CuT	27,53	26,98	26,60	28,49	28,36	27,31	27,33	25,67	27,30	25,79	25,09	25,01	24,54
	tCuf	214.521	210.294	216.804	221.362	220.992	212.829	222.777	199.423	212.739	200.950	204.536	194.286	191.265

Tabla 17: Toneladas material inyectado a CT5 y generación de escoria de cobre, en base a PND 2018 [13] y datos históricos.

		2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030
Inyectado (Concentrado nuevo, Concentrado PFE y fundente)	tms	795.14 9	841.94 5	860.56 2	900.07 6	857.90 3	857.90 3	902.73 6	857.90 3	857.90 3	900.07 6	860.56 2	857.90 3	900.07 6
Escoria Cu (Escoria CPS y Escoria anódica)	tms	45.220	47.881	48.940	51.187	48.789	48.789	51.339	48.789	48.789	51.187	48.940	48.789	51.187
		2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040	2041	2042	2043
Inyectado (Concentrado nuevo, Concentrado PFE y fundente)	tms	857.90 3	860.56 2	900.07 6	857.90 3	857.90 3	902.73 6	857.90 3	857.90 3	900.07 6	860.56 2	860.56 2	900.07 6	857.90 3
Escoria Cu (Escoria CPS y Escoria anódica)	tms	48.789	48.940	51.187	48.789	48.789	51.339	48.789	48.789	51.187	48.940	48.940	51.187	48.789
		2044	2045	2046	2047	2048	2049	2050	2051	2052	2053	2054	2055	2056
Inyectado (Concentrado nuevo, Concentrado PFE y fundente)	tms	860.56 2	860.56 2	900.07 6	857.90 3	860.56 2	860.56 2	900.07 6	857.90 3	860.56 2	860.56 2	900.07 6	857.90 3	860.56 2
Escoria Cu (Escoria CPS y Escoria anódica)	tms	48.940	48.940	51.187	48.789	48.940	48.940	51.187	48.789	48.940	48.940	51.187	48.789	48.940

6.1. Parámetros

Los parámetros de mercado se consideran para todos los escenarios de igual forma, los parámetros operacionales se consideran bajo criterios apropiados según las diferentes tecnologías estudiadas.

En Tabla 18 se muestra aquellos parámetros que son iguales para los tres escenarios, como lo es el precio del dólar, que es el considerado a largo plazo para el PND 2018, para un nivel medio de especulación. El consumo de ácido para los escenarios con proyecto es similar, según pruebas experimentales, por lo que se considerara un valor estándar.

Tabla 18: Parámetros iguales para los diferentes escenarios.

	Unidad	Valor
Precio del dólar	CLP/US\$	613
Tarifa del agua	US\$/m ³	1,44
Tarifa del ácido	US\$/ton	65
Consumo de ácido	kg/ton	900
Acido en curado	kg/ton	80
Consumo de agua	kg/ton	60
Humedad	%	10

El precio del cobre varía según la calidad del cátodo, lo que se le llama premio. En la tabla 19 se muestra el precio del cobre sacados de las orientaciones comerciales 2018, para un periodo a largo plazo.

Tabla 19: Precio del cobre y premios según calidad catódica, OCCC 2018 (emitida noviembre 2017) [7].

VALORES DE REFERENCIA		(Para sensibilizaciones ver nota 1)	2017	2018	2019	2020	2021	Largo Plazo
Precio del Cobre	US\$/lb		281	292	291	297	306	295
	US\$/Tm		6.195	6.437	6.415	6.548	6.746	6.504
PREMIOS	Grado A ER	US\$/Tm	70	72	76	82	88	90
	Grado A SXEW	US\$/Tm	60	62	66	72	78	80
	Estándar 1	US\$/Tm	25	27	31	37	43	45
	Estándar 2	US\$/Tm	-20	-18	-14	-8	-2	0

En Tabla 20 se observan aquellos parámetros que son distintos para cada uno de los escenarios, cuyo impacto se estudiarán en detalle en la evaluación a desarrollar.

Tabla 20: Parámetros que varían para los distintos escenarios

	Escenario 1	Escenario2
Recuperación de Cu (%)	85,7	71,4
Ley de Cu (%)	38,15	36,98
Calidad catódica (%)		
Grado A	93,58	93,58
Estándar 1	3,21	3,21
Estándar 2	3,21	3,21
Granulometría	#100	1"

6.2. Evaluación Económica

Veremos los ítems de la evaluación económica los que nos permitirán decidir, basándonos en los indicadores económicos, la alternativa más conveniente para ser implementada en la industria. Para la evaluación económica, como antes se ha mencionado, se consideran dos escenarios. Para los escenarios se selecciona la mejor alternativa que considera la mayor recuperación de cobre para cada método de tratamiento estudiado. Para el escenario 1, tratar las escorias por lixiviación agitada, con un enfriamiento lento, a alta temperatura. Para el escenario 2 se consideró escorias enfriadas rápidamente.

6.2.1. Costos

Corresponden a todos los egresos monetarios que se relacionan con la producción de cobre en forma de cátodos. Acá se considera el CAPEX o inversiones en bienes de capitales y el OPEX o gastos operacionales.

CAPEX

El CAPEX son todas las inversiones en que se incurre para poner en marcha y mantener el proyecto en el tiempo. En Tabla 21 y Tabla 22 se muestran los costos directos de los escenarios 1 y 2, que corresponden a lo invertido en activos fijos [10, 12, 25]. De estos se carga el 70 % para el año 2018, el 20% para el 2019 y el 10% al año 2020.

Tabla 21: Inversiones de activos fijos Escenario 1.

	kUS\$
Almacenamiento de escoria	3.242,0
Molienda y clasificación	2.366,9
Correas alimentadoras	1.566,0
Reactor autoclave	8.140,9
Descarga autoclave	2.551,1
Separación sólido-líquido	6.962,2
Manejo y transporte PLS	8.278,5

Tabla 22: Inversiones de activos fijos escenario 2.

	kUS\$
Almacenamiento de escoria	3.242,0
Correas alimentadoras	1.566,0
Tambor aglomerador	307,9
Manejo y transporte de PLS	8.278,5

Estos costos de inversión se obtienen de cotizaciones y proyectos similares, teniendo el costo aproximado de los equipos utilizando la regla de los 6 dígitos de Roger Williams [24] expresada por la ecuación:

$$C_B = C_A \left[\frac{S_B}{S_A} \right]^{0.6}$$

C_A = Costo conocido del equipo con tamaño o capacidad S_A

C_B = Costo aproximado del equipo con tamaño S_A (mismas unidades que S_B)

Los costos indirectos son todas aquellas inversiones que se tienen en ingeniería y corresponden al 20% adicional de lo que se invierte en activos fijos.

Los costos del dueño, son las actividades en que el dueño incurrirá durante el desarrollo del proyecto, en las etapas de ingeniería, construcción, comisionamiento y puesta en marcha. Puede ser entrenamiento de operadores, preparación de manuales, procedimientos de mantenimiento, entre otros. Estos costos corresponden al 8% adicional del costo de activos fijos para cada escenario.

La contingencia se entiende como una provisión de fondos para aquellos costos de inversión que no son posibles de identificar dentro del alcance definido. Este se expresa como un porcentaje del

valor de inversión estimado como base, el cual será usado durante la ejecución del proyecto y que tiene por objeto cubrir aquellos eventuales costos que se generen. El porcentaje para ambos escenarios se considera igual, 15%, ya que se no son proyectos de gran magnitud.

OPEX

Un OPEX representa los costos permanentes que se tienen para darle funcionamiento a un negocio, proyecto o producto. El costo anual dependerá del Plan de Fundición que se tiene en el PND 2018.

En Tabla 23 tenemos aquellos costos C1, los cuales son costos caja y se refiere a cuánto cuesta realizar el proceso.

Tabla 23: Costos de operación

	Unidad	Valor
Lixiviación Esc. 1	cUS\$/lb	5,8
Lixiviación Esc. 2	cUS\$/lb	3,7
SX-EW	cUS\$/lb	30
Preparación carga ^[26]	kUS\$	975

6.2.2. Ingresos

Se tienen los ingresos para ambos escenarios con proyecto. Estos se obtienen al multiplicar las toneladas de cobre catódico por el precio del cobre fijado a largo plazo según su calidad catódica, definida en las orientaciones comerciales 2018. Los ingresos se empiezan a obtener desde el año 2021, luego de la puesta en marcha. La tabla 24 muestra los ingresos para los escenarios.

Tabla 24: Ingresos para ambos escenarios.

Ingresos		2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028
Escenario 1	kUS\$	112.434,6	107.166,5	107.166,5	112.766,8	107.166,5	107.166,5	112.434,6	107.498,7
Escenario 2	kUS\$	89.450,7	88.387,2	88.387,2	93.006,2	88.387,2	88.387,2	92.732,2	88.661,2

6.2.3. Indicadores económicos

Existen indicadores de evaluación económica como los son el VAN, la TIR e IVAN. Estos son herramientas financieras que nos permites evaluar la rentabilidad de un proyecto. Un proyecto no solo es la creación de un nuevo negocio, también lo es invertir en un negocio que ya está implementado.

Para obtener los indicadores económicos se evaluó cada escenario por separado, para posteriormente ser comparados entre sí, con el fin de obtener la mejor opción de procesamiento de las escorias y definir su viabilidad técnica y económica.

En la Tabla 25 se tiene el resumen comparativo de los escenarios en base a los indicadores económicos, asumiendo un valor cero para las escorias de CPS y de HA.

Tabla 25: Resumen Indicadores económicos

	Escenario 1	Escenario 2
Inversión	\$48,7 MUSD	\$19,7 MUSD
VAN	\$ 404,6 MUSD	\$355,68 MUSD
TIR	84%	124%
IVAN	8,3	18,04

Analizando el flujo de caja se infiere la factibilidad de implementación de ambos procesos. Sin embargo, el VAN, que representa la rentabilidad del proyecto a 10 años de evaluación, es mayor para el escenario 1, que corresponde a la implementación de tratamiento por lixiviación agitada con una TIR de 84% que representa el porcentaje de retorno utilidad de la inversión.

En el flujo de caja de cada escenario, considerando los ingresos como la diferencia entre el valor venta del cátodo de la planta implementada menos el precio de venta de escoria generada se lleva el VAN a cero y con esto se obtiene un valor de precio de las escoria, el cual corresponde a 2055 USD/ton para el escenario 1 y 1450 USD/ton para el escenario 2. Estos corresponden al precio mínimo al cual se puede vender la escoria sin la necesidad de implementar alguno de los proyectos. Bajo este criterio, también resulta más atractivo el escenario 1 de lixiviación agitada.

Capítulo 7: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1. Conclusiones

- La caracterización de las muestras de escorias muestran que están compuestas principalmente por óxidos de Cu, óxidos de Fe y óxidos mixtos de Cu – Fe, y solamente entre el 5 y 10 % del cobre es Cu soluble.
- De los resultados de lixiviación agitada a temperatura ambiente se concluye que no hay diferencia significativa en la extracción de cobre entre las escorias CPS con enfriamiento lento y con enfriamiento rápido, mientras que en las escorias del horno de ánodos se obtuvo cerca de 10% más de extracción en la escoria con enfriamiento lento, resultado que está influenciado además por la menor granulometría de la escoria de enfriamiento lento.
- En las mismas pruebas de lixiviación agitada se llegó a una extracción máxima de 80% para la escoria CPS y de 85% para la escoria de HA después de 24 horas de lixiviación a temperatura ambiente.
- La cinética de lixiviación de las escorias CPS y HA es similar y característicamente lenta.
- La temperatura tiene un efecto importante en la cinética de lixiviación, para la escoria CPS la extracción de cobre aumenta desde 60% a 25°C hasta 86% a 90°C con 2 horas de reacción, mientras que para la escoria del HA aumenta desde 70% a 85% para las mismas condiciones.
- Lixiviar las escorias en proporción al retorno que se tenía al CT resulta factible teniendo extracciones de cobre por sobre el 60%.
- La inyección de oxígeno en la lixiviación agitada de la mezcla de escorias a alta temperatura aumenta la extracción de cobre por sobre el 94%, con respecto al 86% de la escoria CPS y 85% de la escoria HA obtenidas sin oxígeno y a 90°C.
- El empleo de férrico u oxígeno a temperatura ambiente no produce efectos significativos en la extracción de cobre para ambas escorias.
- Con la alternativa de tostación oxi-sulfatante y posterior lixiviación a 50°C se obtuvo la máxima recuperación de cobre, la cual fue superior al 93% para la mezcla de escoria enfriada lentamente y superior al 85% para la escoria con enfriamiento rápido,

aumentando en 5% aproximadamente con respecto a la lixiviación a temperatura ambiente en las mismas condiciones.

- El curado ácido de las pruebas de lixiviación agitada resulta más conveniente al adicionar ácido sulfúrico y cloruro de sodio, logrando la liberación de las fases sulfuradas y con esto una mejor disolución en el proceso, con una extracción de 82%.
- En las pruebas en columnas con una mezcla de escorias CPS y HA con enfriamiento rápido, se logró una extracción máxima de 70% con un consumo de ácido que supera los 900 kg/t de escoria, valor muy por encima del consumo que tienen los minerales oxidados en plantas industriales que fluctúa entre 20 y 50 kg/ton aproximadamente.
- En la evaluación económica se analizan dos escenarios correspondientes a las mejores condiciones de cada tratamiento, exceptuando el tratamiento de tostación y lixiviación que se decide no evaluar. Este estudio indica que es económicamente factible implementar un tratamiento de escorias CPS y HA en lixiviación agitada, teniendo ingresos que permiten pagar el proyecto con un VAN de 404,6 MUSD, considerando un valor cero para precio de las escorias de CPS y HA.
- Llevando el VAN a cero en el flujo de caja, se obtiene un precio mínimo al cual se podría vender la escoria. Para el escenario 1 este valor corresponde a 2055 USD/ton, el cual compite al considerar la implementación del proyecto en estudio, ya que si se logra vender la escoria a un precio mayor obtendrían mejores utilidades. Lo mismo ocurre para el escenario 2, con un valor mínimo de venta de la escoria de 1450 USD/ton, superior a este precio es más beneficioso que implementar una planta de pilas de lixiviación.

7.1. Recomendaciones

- No descartar seguir realizando pruebas de tostación y lixiviación de las escorias, ya que se obtiene un PLS de mejor calidad, con bajo contenido de fierro y sílice. Además el sólido contiene hematita, lo que podría tener algún uso comercial o llevar a un proceso de recuperación de fierro.
- Realizar pruebas de lixiviación en columnas de las escorias, agregando cloruro de sodio en la etapa de curado, ya que esto demostró mejoras en la extracción de cobre para pruebas de lixiviación agitada por sobre aquellas que tenían curado solo con ácido sulfúrico.
- Realizar microscopia de las escorias para conocer la distribución de fases en los diferentes enfriamientos.
- Realizar test de Bond para conocer la dureza de la escoria sometida a distintos enfriamientos.
- Repetir pruebas en columnas bajo las mismas condiciones, para saber si los resultados obtenidos son replicables.



Capítulo 8: BIBLIOGRAFÍA

- [1] N. Tshiongo, R. K. Mbaya, K. Maweja y L. Tshabalala, "EFFECT OF COOLING RATE ON BASE METALS RECOVERY FROM COPPER MATTE SMELTING SLAGS", 2010.
- [2] Baghalha, M., V.G. Papangelakis, and W. Curlook, "FACTORS AFFECTING THE LEACHABILITY OF Ni/Co/Cu SLAGS AT HIGH TEMPERATURE", 2007.
- [3] Tossavaine, M., Engstrom, F., Yang, Q., Menad, N., Lidstrom Larsson, M., and Bjorkman, B., "CHARACTERISTICS OF STEEL SLAG UNDER DIFFERENT COOLING CONDITIONS". Waste Management, 2007.
- [4] Mario Sánchez, Iván Imris, 2002. "PIROMETALURGIA DEL COBRE Y COMPORTAMIENTO DE SISTEMAS FUNDIDOS", 2002.
- [5] Esteban M. Domic M. "HIDROMETALURGIA, FUNDAMENTOS, PROCESOS Y APLICACIONES", 2001.
- [6] María C. Ruiz, Dpto. Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción. "HIDROMETALURGIA", 2016.
- [7] CODELCO-Chile, Periodo 2017-2021 y largo plazo. "ORIENTACIONES COMERCIALES 2018"
- [8] Convenio CIMM, CODELCO- Chile, división Chuquicamata, Proyecto A7-13009, "PROCESAMIENTO ALTERNATIVO DE OXIDOS CPS Y RAF", 1998.
- [9] Ley Chile, Inicio Vigencia, "NORMA DE EMISIÓN PARA FUNDICIONES DE COBRE Y FUENTES EMISORAS DE ARSÉNICO", 12 diciembre 2013.
- [10] EcoMetales Limited, "INGENIERIA DE FACTIBILIDAD PROYECTO LIXIVIACIÓN DE CONCENTRADOS COMPLEJOS", 2016.
- [11] Mark E. Schlesinger, Matthew J. King, Kathryn C. Sole, William G. Davenport, "EXTRACTIVE METALLURGY OF COPPER" editorial Elsevier, 2011.
- [12] División el Teniente, CODELCO – Chile, "PROCESO LOE MET M16I231 REV. 4", 2016.
- [13] División Salvador, CODELCO – Chile, "PND 2018 DEFINITIVO", 8 noviembre 2017.
- [14] Levenspiel, O. "INGENIERÍA DE LAS REACCIONES QUÍMICAS" Segunda edición. Editorial Reverté S.A, 1987.
- [15] División Salvador, CODELCO – Chile "RESUMEN NEGOCIO SULFUROS, PLANTA CONCENTRADORA", 2016.

- [16] División Salvador, CODELCO – Chile “DOCUMENTO INTERNO COMPLEJO FUNDICIÓN POTRERILLOS”
- [17] Información interna, datos extraídos de PI SYSTEM.
- [18] Kayadeniz, I. and Sagdtk, U., “EFFECT OF THE ROASTING ON THE EXTRACTION OF COPPER AND COBALT FROM SLAG PYRITE MIXTURES”, 1981.
- [19] H.A. Altundogan, M.Boyrazli, F. Tumen, “A STUDY ON THE SULPHURIC ACID LEACHING OF COPPER CONVERTER SLAG IN THE PRESENCCE OF DICHROMATE”
- [20] Whorkshop Escorias Oxidadas de Cobre, Enami, IM2, “TRATAMIENTO DE ESCORIAS DE CONVERSIÓN Y DE REFINO A FUEGO”, abril 2002.
- [21] S. Song, F. Rao and X. Zhang. 2, s.l. : Maney, Effect of morphology on sulphuric acid leaching of malachite ores, “MINERAL PROCESSING AND EXTRACTIVE METALLURGY”, Vol. 120, págs. 85-89, 2011.
- [22] Christian Goñi A. "ESTUDIO DEL EFECTO DE LA TEMPERATURA EN LA TOSTACIÓN-LIXIVIACIÓN DE EJE DE COBRE", pág. 7-12, 1998-1999
- [23] Ferron, C.J. and De Cuyper, J. “THE RECOVERY OF COPPER AND ZINC FROM A SULPHIDE CONCENTRATE USING SULPHATE ROASTING, ACID LEACHING AND SOLUTION PURIFICATION” International Journal of Mineral Processing, 35, 225-238, 1992.
- [24] Apunte PIM “ESTIMACIÓN DE COSTOS DE EQUIPOS”, 2016
- [25] División Salvador, CODELCO – Chile, “COSTOS DE CAPITAL PLANTA FLOTACIÓN DE ESCORIA”, 2013
- [26] Información confidencial, División Salvador, CODELCO – Chile, “CONTRATO PREPARACIÓN DE CARGA LPG”

Capítulo 9: ANEXOS

ANEXO A: Proceso Fundición Potrerillos.

A continuación se detalla los procesos de la fundición, los cuales se pueden visualizar resumidamente en el siguiente diagrama.

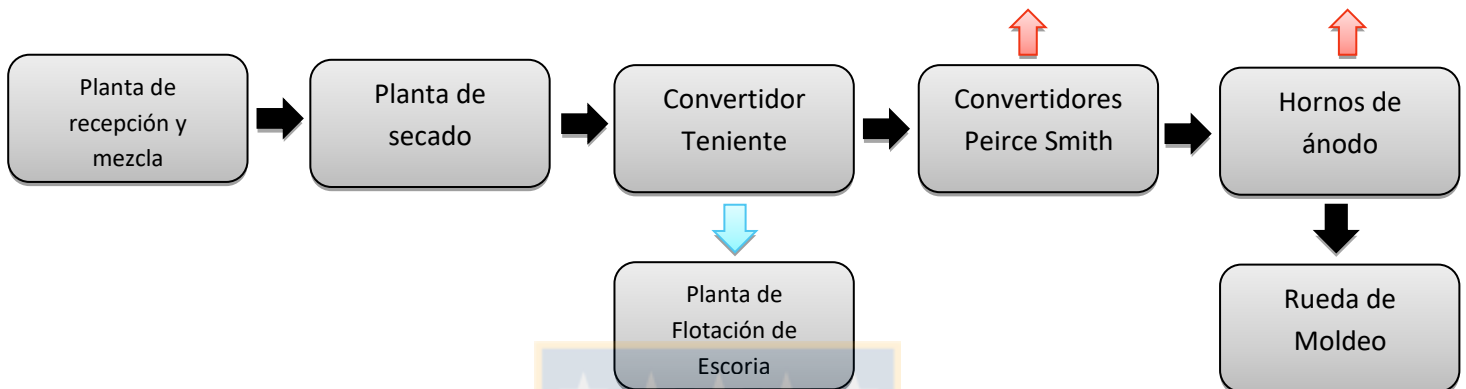


Figura 40: Diagrama de proceso fundición Potrerillos. En celeste se muestra la escoria CT y en rojo la escoria CPS y anódica.

1. Planta de recepción y mezcla (PRM)

La Planta de recepción y mezclado de concentrado, es la encargada de recibir los distintos concentrados que llegan con 8-10 % de humedad, los cuales posteriormente son muestreados.

Los camiones deben pasar por las básculas donde son pesados para luego pasar al sector de muestreo para caracterizar químicamente los concentrados. Luego éstos son derivados a los estanques de almacenamiento de concentrado para descargar, posteriormente ocurre la llegada de un cargador frontal, que se encarga de trasladar los concentrados a los buzones de alimentación de los silos; 7 silos de 350 ton, mientras que los camiones vuelven a pasar por la báscula para ser tarados.

Con el concentrado en los silos secos, empieza la mezcla de concentrados mediante una descarga en correa que traslada el concentrado a la Planta de Secado. Esta mezcla se realiza con el objetivo de tener un concentrado final con 25,6 %Cu, 26 %Fe y 32 %S, para obtener una buena operación en el CT.

El circulante también es tratado en la PRM, es enviado a través de correa transportadora (R06) a 3 silos de almacenamiento, el cual será utilizado en la etapa de fusión. Este ya se encuentra con la humedad necesaria.

2. Planta de Secado

En la Planta de secado se procede a secar el concentrado que será inyectado en la fusión, es necesario que pierda humedad, ya que la humedad de los materiales sólidos alimentados afecta principalmente el balance de energía del proceso del Convertidor Teniente. Se ha demostrado que valores menores de humedad implican una mejor eficiencia energética del proceso, aunque en términos la humedad tiene un límite mínimo.

El concentrado llega a la Planta mediante una correa tubular la cual descarga en el silo húmedo, el cual alimenta un flujo de 130 ton por hora al Lecho Fluidizado, que utiliza aire caliente y gravilla a 105 °C y 850 mmH₂O. Luego mediante el V.T.I el concentrado es transportado 50 % a la cámara deflectora mientras que el resto es derivado a los filtros de manga, para eliminar el resto de agua y así obtener un concentrado de 0,18 a 0,2 % de humedad que es llevado a dos silos que reciben la mezcla seca, cada uno tiene una capacidad de 315 ton. El vapor es eliminado por chimenea.

3. Convertidor Teniente

La fusión en el convertidor teniente tiene un flujo de inyección de 80 a 120 ton/h. La operación ocurre a 1.200 a 1.250 °C con una presión de 133 KPa. Para regular la temperatura de trabajo se debe adicionar circulante al proceso, a través del gar-gun a 14 ton/h.

El Convertidor Teniente tiene 3 toberas de inyección de concentrado, 4 paños de toberas para picada (inyección de aire), una máquina hidráulica tipo Gaspé encargadas de destapar las toberas de aire y dos máquinas taponadoras, una para el orificio de la escoria y la otra para el de sangrado de metal blanco. Se adiciona aire enriquecido al 42 % por las toberas de inyección

4. Convertidores Peirce Smith

La conversión en los convertidores Peirce Smith consiste en el insuflado de aire enriquecido con oxígeno a 25% al baño fundido, con alimentación de carga fría para controlar la temperatura. Al insuflar el aire enriquecido se oxida el fierro y el azufre del baño fundido.

Como resultado de la conversión se tiene Cobre blíster líquido 99,2 %Cu, que es transportado mediante olla de traspaso por grúas-puente a los hornos anódicos y una escoria con 32 %Cu, la que es sacada de la nave de fundición y es llevada a pozos de enfriamiento.

La fundición tienen operación 3 convertidores de los cuales 2 están soplando paralelamente y uno queda en stand by (frio o en mantenimiento).

Se adiciona carga fría para bajar la temperatura en los convertidores, por lo cual al aumentar la ley de Cu se tiene una menor proporción de hierro en el metal ocasionando menores reacciones exotérmicas. Además al tener una menor ley de Cu se tienen más impurezas en la composición de la alimentación produciendo que el tiempo del proceso sea más largo para poder obtener el cobre blíster

5. Hornos anódicos

En las instalaciones de la fundición se tienen dos hornos de ánodos. Cada horno mide 4 metros de diámetro y 9,1 metros de largo, con un quemador y 4 líneas de toberas con 10 tuberías cada una.

En este proceso se oxida y luego se reduce el cobre blíster con el fin de disminuir las concentraciones de oxígeno y eliminación de azufre.

Cada horno debe ser cargado con al menos 3 ollas de traspaso de cobre blíster líquido, el cual será sometido a la etapa de oxidación mediante insuflado de aire por toberas, hasta alcanzar un contenido de oxígeno disuelto de 0,8 %, el cual es necesario para una eliminación adecuada del azufre contenido. Posteriormente, el cobre será sometido a la etapa de reducción, mediante el soplado de una mezcla de Enap 6 reformado con aire. La escoria producida con una ley de 40% aproximadamente, es sacada de la nave y enviada a pozos de enfriamiento para luego ser recirculada al proceso de fusión como circulante.

La etapa de reducción terminara cuando el contenido de oxígeno disuelto sea de 0,2% en el cobre líquido. Terminada la reducción se da inicio al moldeo de ánodos.

6. Rueda de moldeo

La etapa de moldeo está compuesta por un sistema formado por dos ruedas twins de moldeo, de 16 moldes cada una, sistema de pesaje automático, cuya capacidad de diseño es de 66 ton/h para piezas de 220 Kg de peso. Aquí es donde el cobre líquido es transformado a ánodos de cobre.

En la actualidad se forman ánodos de 224 kg, 73,4 cm de ancho, 95 cm de alto y con un espesor de 4 cm. Su composición química: 99,8 %Cu, 2164 ppm de Oxígeno, 576 ppm de Plata y 1605 ppm de Arsénico.

7. Planta de Flotación de escorias (PFE)

Esta planta de tratamiento de escorias, provenientes del Convertidor Teniente que poseen aproximadamente un 8 % de cobre, tiene como objetivo recuperar la mayor cantidad de cobre arrastrado y/o atrapado en el proceso.

La escoria es descargada en ollas de traspaso de 636m³, las cuales son trasladadas en camiones CATE al área 2000, que corresponde a la zona de enfriamiento de la PFE. Esta zona está formada por 4 parrones de 15 duchas cada, dando una capacidad de enfriamiento de 60 ollas. Las que no tienen espacio en este lugar son vertidas directamente a pozos.

El proceso de enfriamiento en parrones consiste en 1 hora de enfriamiento natural y luego son rociadas por agua mediante duchas por 50 horas o hasta llegar a una temperatura de 45 °C. Luego estas ollas son vertidas en un pozo y el fondo de la olla es devuelto al CT por su alto contenido en cobre sulfurado, la otra parte es derivada a un chancador móvil para disminuir su tamaño bajo 2". La escoria ya chancada es trasladada mediante un cargador frontal a una tolva de alimentación de la planta de escoria.

La planta de escoria trabaja con un proceso inverso, el cual tiene un cajón de descarga para el molino SAG que se junta con la descarga del molino de bolas, en donde además se adiciona el colector. El concentrado de este cajón es derivado al hidrociclón el cual manda el overflow a la flotación con un tamaño -44 micrones y el underflow al molino de bolas. El concentrado bajo tamaño es llevado a un estanque de acondicionamiento en donde se adiciona el espumante para luego ser derivado a la flotación.

El proceso de flotación posee dos sistemas que trabajan en paralelo. Cada sistema tiene 2 celdas Rougher y 3 celdas Scavenger, de donde se obtienen 2 flujos de material; Concentrado: 35 %Cu y Relave: 0,57 %Cu. Cada flujo es derivado a su respectivo espesador y luego a sus filtros.

El concentrado luego de pasar por el filtro es almacenado en un silo, para luego ser enviado a la PRM, mientras que el relave después del filtro es derivado al depósito de relave.

ANEXO B: Decreto 28

La norma chilena de emisión para funciones de cobre y fuentes emisoras de arsénico y azufre, publicado el 12-12-2013 por el Ministerio del Medio Ambiente, exige a las fuentes emisoras existentes cumplir con un porcentaje de captura y fijación de arsénico y azufre, igual o superior a un 95%; no obstante, la OMS sugiere un 99%. En cuanto a la concentración emitida al aire para fuentes emisoras no puede exceder 1 mg/Nm^3 para As y 600 mg/m^3 para SO_2 .

De acuerdo a esta norma los límites máximos de emisión se muestran en la Tabla 26.

Tabla 26: Limite de emision de SO_2 y As para las Fundiciones Chilenas.

Fuente emisora	SO_2 (ton/año)	As (ton/año)
Potrerrillos	24.400	157
Caletones	47.680	130
Ventanas	14.650	48
Chuquicamata	49.700	476
Hernán Videla Lira	12.980	17
Altonorte	24.000	126
Chagres	14.400	35

ANEXO C: Fórmulas utilizadas para cálculos

- %Extracción de Cu por solución

$$\%Cu = \frac{Cu_{T \text{ disuelto}}}{Cu_{T \text{ cabeza}}} * 100$$

- %Extracción de Cu por sólidos

$$\%Cu = \frac{(masa_{\text{escoria cabeza}} * Cu_{T \text{ cabeza}} - masa_{\text{escoria solido}} * Cu_{T \text{ escoria}})}{masa_{\text{escoria cabeza}} * Cu_{T \text{ cabeza}}} * 100$$

- %Extracción de Cu cabeza calculada

$$\%Cu = \frac{Cu_{T \text{ disuelto}}}{\left(\frac{\sum Cu_{T \text{ disuelto}} + Cu_{T \text{ escoria solido}}}{masa_{\text{escoria cabeza}}} \right) * masa_{\text{escoria cabeza}}} * 100$$



El equipo que se utilizó para el análisis granulométrico de las muestras -#100 llamado HELOS RODOS tiene un rayo láser con un diámetro de 20.2 mm, una longitud de onda de $\lambda = 0.6328$ micrones, un potencial de 5 mW y deflexión de 180° .

El instrumento tiene 4 lentes para diferentes rangos de tamaño de partículas:

100 mm para $0.7 < x < 175 \mu\text{m}$, 200 mm para $1.5 < x < 350 \mu\text{m}$, 500 mm para $3.5 < x < 875 \mu\text{m}$, 1000 mm para $7.5 < x < 1175 \mu\text{m}$.

Tabla 28: Resultados análisis granulométrico de muestras de Escorias CPS y HA – ¼"

Tamiz	Abertura (mm)	M-EL	M-ER
		Fracción acum. (%)	Fracción acum. (%)
#70	0,21	19,5	7,38
#50	0,297	25,8	10,06
#35	0,417	33,8	12,43
#12	1,397	60,4	30,51
1/4"	6,35	99,8	99,91
1/2"	12,7	100,0	100,00

▪ **Mineralógico**

*Tabla 29: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias CPS EL 01.
Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.*

Especie	Formula Química	CPS EL 01		
		%		
		Muestra prueba 25	Muestra prueba 26	Muestra prueba 27
Hematita	Fe ₂ O ₃	21,0	22,5	20,1
Calcocianita	Cu(SO ₄)	31,3	43,3	42,2
Cuproespinela	CuFe ₂ O ₄	8,6	9,0	4,0
Dolerofanita	Cu ₂ O (SO ₄)	3,1	0,0	4,3
Delafosita	CuFeO ₂	6,7	5,2	3,0
Tenorita	CuO	8,5	5,2	3
Bonatita	CuSO ₄ (H ₂ O) ₃	4,4	5,8	8,0
Cobre	Cu	2,0	1,6	0,9
Calcostibita	CuSbS ₂	0,3	0,1	0,1
Bohmita	AlO(OH)	0,0	0,5	0,0
	Al ₂ Na ₂ Sb ₃	0,0	0,0	0,1
Magnetita	Fe ₃ O ₄	0,0	0,5	0,0
Amorfos		14,1	6,3	14,3

*Tabla 30: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias CPS ER 03.
Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.*

Especie	Formula Química	CPS ER 03		
		%		
		Muestra prueba 25	Muestra prueba 26	Muestra prueba 27
Hematita	Fe ₂ O ₃	16,6	10,7	21,6
Calcocianita	Cu(SO ₄)	37,1	40,7	32,6
Cuproespinela	CuFe ₂ O ₄	19,8	25,4	17,1
Dolerofanita	Cu ₂ (SO ₄)O	0,0	6,3	3,8
Delafosita	CuFeO ₂	3,7	2,5	4,2
Tenorita	CuO	8,3	2,2	5,1
Bonatita	CuSO ₄ (H ₂ O) ₃	3,9	9,7	8,5
Cobre	Cu	7,1	1,3	6,4
Calcostibita	CuSbS ₂	0,2	0,2	0,2
Bohmita	AlO(OH)	0,0	0,4	0,0
	Al ₂ Na ₂ Sb ₃	3,0	0,2	0,3
	KMgSb	0,0	0,1	0,0
Amorfos		0,3	0,3	0,2

Tabla 31: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias HA EL 04.
Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.

		HA EL 04		
		%		
Especie	Formula Química	Muestra prueba 25	Muestra prueba 26	Muestra prueba 27
Hematita	Fe ₂ O ₃	13,8	15,2	16,4
Calcocianita	Cu(SO ₄)	43,2	44,9	57,9
Cuproespinela	CuFe ₂ O ₄	10,8	5,6	10,8
Dolerofanita	Cu ₂ (SO ₄)O	1,0	3,0	0,2
Delafosita	CuFeO ₂	7,5	3,8	4,5
Tenorita	CuO	7,4	4,5	3,8
Bonatita	CuSO ₄ (H ₂ O) ₃	3,5	16,0	6,1
Cobre	Cu	3,4	3,9	0,1
Calcostibita	CuSbS ₂	0,3	0,9	0,0
	Al ₂ Na ₂ Sb ₃	0,0	0,0	0,2
Amorfos		9,1	2,2	0,0

Tabla 32: Resultados de especies presentes en calcinas de tostación de muestra de escorias HA ER 06.
Pruebas 25, 26 y 27, lix agitada.

		HA ER 06		
		%		
Especie	Formula Química	Muestra prueba 25	Muestra prueba 26	Muestra prueba 27
Hematita	Fe ₂ O ₃	9,4	12,1	12,9
Calcocianita	Cu(SO ₄)	37,8	52,5	55,2
Cuproespinela	CuFe ₂ O ₄	13,3	4,3	1,0
Dolerofanita	Cu ₂ (SO ₄)O	0,7	0,6	2,2
Delafosita	CuFeO ₂	14,9	3,8	3,8
Tenorita	CuO	6,0	7,1	8,3
Bonatita	CuSO ₄ (H ₂ O) ₃	6,1	7,7	7,8
Cobre	Cu	3,6	0,5	0,1
Calcostibita	CuSbS ₂	0,4	0,0	0,1
Magnetita	Fe ₃ O ₄	6,4	0,0	0,0
Malaquita	Cu ₂ (CO ₃)(OH) ₂	0,0	0,2	0,0
Covelina	CuS	0,0	1,2	0,0
Clinohedrita	CaZn(SiO ₄)·H ₂ O	0,0	0,0	0,3
Amorfos		1,4	10,0	8,3

Tabla 33: Resultados de especies presente en calcinas de tostación de mezcla de escoria CPS y HA con enfriamiento lento por DRX. Pruebas 28 y 29, lix. Agitada.

Especie	Formula Química	Enfriamiento Lento (M-EL)	
		%Vol. Muestra prueba 28	%Vol. Muestra prueba 29
Calcocianita	$\text{Cu}(\text{SO}_4)$	61,5	57,0
Dolerofanita	$\text{Cu}_2(\text{SO}_4)\text{O}$	7,5	5,8
Cuprita	Cu_2O	0,0	0,8
Tenorita	CuO	0,5	2,4
Cobre	Cu	0,5	0,0
Hematita	Fe_2O_3	14,6	17,1
Hierro	Fe	0,0	0,3
Muscovita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	1,7	0,0
Flogopita	$\text{KMg}_3\text{Di}_3\text{AlO}_{10}(\text{F},\text{OH})$	0,1	0,0
Donatita	$(\text{Fe},\text{Mg})(\text{Cr},\text{Fe})_2\text{O}_4$	1,5	0,0
Kainita	$\text{MgSO}_4 \cdot \text{KCl} \cdot 3(\text{H}_2\text{O})$	0,7	0,0
Dioptasa	$\text{Cu}_6(\text{Si}_6\text{O}_{18})_6\text{H}_2\text{O}$	0,0	0,2
Espinela	MgAl_2O_4	0,0	4,1
Matteuccita	$\text{NaH}(\text{SO}_4) \cdot (\text{H}_2\text{O})$	0,0	1,7
Diopsido	$\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$	0,0	1,0
Chantalita	$\text{CaAl}_2\text{SiO}_4(\text{OH})_4$	0,0	0,3
Amorfos		11,4	9,1

Tabla 34: Resultados de especies presente en calcinas de tostación de muestras de escoria CPS y HA con enfriamiento rápido por DRX. Pruebas 28 y 29, lix agitada

Especie	Formula Química	Enfriamiento Rápido (M-ER)	
		%Vol. Muestra prueba 28	%Vol. Muestra prueba 29
Calcocianita	$\text{Cu}(\text{SO}_4)$	50,4	66,8
Dolerofanita	$\text{Cu}_2(\text{SO}_4)\text{O}$	10,1	9,6
Covelina	CuS	2,6	1,2
Tenorita	CuO	1,4	1,6
Hematita	Fe_2O_3	15,7	13,1
Magnetita	Fe_3O_4	0,0	2,3
Sodalita	$\text{Na}_8\text{Al}_6\text{Si}_6\text{O}_{24}\text{Cl}$	5,8	1,2
Langvanita	$(\text{Mn},\text{Ca})_4(\text{Mn},\text{Fe})_9\text{SbSi}_2\text{O}_{24}$	0,3	0,0
Geminita	$\text{Cu}_2\text{As}_2\text{O}_7 \cdot 3(\text{H}_2\text{O})$	0,4	0,6
Yvonita	$\text{Cu}(\text{AsO}_3\text{OH}) \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	0,0	0,5
Augita	$(\text{Ca},\text{Na})(\text{Mg},\text{Fe},\text{Al},\text{Ti})(\text{Si},\text{Al})_2\text{O}_6$	0,0	2,6
Amorfos		13,3	0,5

ANEXO E: hojas de cálculo

1. Lixiviación agitada

a. Pruebas a escorias

Tabla 35: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra CPS EL 01

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
1	10,005	33,50	3,352	5,621	21,83	1,227	9,44	0,370	1,965	63,37	58,62
2	10,002	33,50	3,351	4,361	21,51	0,938	5,31	0,392	1,984	72,00	59,21
3	10,011	33,50	3,354	4,870	16,72	0,814	5,06	0,370	2,142	75,69	63,88
4	10,007	33,50	3,352	3,929	16,37	0,643	5,79	0,370	2,597	80,80	77,48
5	10,035	33,50	3,362	3,119	8,48	0,265	7,02	0,285	2,690	92,10	80,03
6	10,003	33,50	3,351	5,065	23,40	1,185	4,70	0,300	1,410	64,62	42,08
7	10,030	33,50	3,360	9,646	20,62	1,989	5,60	0,315	2,010	70,31	59,81
8	20,043	33,50	6,714	6,046	15,63	0,945	9,67	0,505	4,883	85,89	72,73
9	20,050	33,50	6,717	3,596	9,95	0,358	12,00	0,485	5,820	94,66	86,65
10	10,050	33,50	3,367	7,540	15,11	1,139	5,71	0,380	2,170	65,99	64,45
11	10,030	33,50	3,360	7,798	15,90	1,240	5,44	0,367	1,996	62,99	59,42

Tabla 36: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra CPS EL 02

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
1	10,003	32,4	3,241	5,433	22,47	1,221	5,52	0,370	2,042	62,32	63,02
2	10,001	32,4	3,240	4,519	22,15	1,001	5,78	0,370	2,139	69,10	66,01
3	10,003	32,4	3,241	4,390	15,09	0,663	3,92	0,570	2,234	79,55	68,95
4	10,002	32,4	3,240	3,840	13,16	0,505	8,14	0,370	3,012	84,40	77,61

Tabla 37: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra CPS ER 03

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
1	10,006	28,7	2,872	6,845	18,94	1,296	3,17	0,37	1,173	54,83	40,84
2	10,001	28,7	2,870	5,955	18,30	1,090	4,74	0,37	1,754	62,03	61,11
3	10,007	28,7	2,872	5,126	15,09	0,774	5,14	0,37	1,902	73,05	66,22
4	10,003	28,7	2,871	7,161	19,90	1,425	5,75	0,37	2,128	70,96	74,11
5	10,030	28,7	2,879	5,554	17,82	0,990	8,57	0,27	2,271	85,82	78,89
6	10,006	28,7	2,872	7,161	19,90	1,425	3,15	0,33	1,040	62,03	61,11
7	10,060	28,7	2,887	5,554	17,82	0,990	4,37	0,41	1,792	65,51	62,06
8	20,024	28,7	5,747	8,449	14,54	1,228	6,25	0,62	3,875	78,60	67,43
9	20,028	28,7	5,748	4,463	7,78	0,347	7,92	0,53	4,213	93,95	73,30
10	10,048	28,7	2,884	8,024	14,12	1,133	3,48	0,50	1,726	60,53	59,85
11	10,040	28,7	2,882	8,319	16,00	1,331	4,74	0,35	1,673	53,62	58,07

Tabla 38: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra HA EL 04

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
1	10,007	40,49	4,052	5,165	32,74	1,691	6,19	0,370	2,290	58,23	56,53
2	10,001	40,49	4,049	4,374	32,42	1,418	8,44	0,346	2,916	64,98	72,02
3	10,007	40,49	4,052	3,506	31,78	1,114	8,73	0,370	3,230	72,48	79,72
4	10,001	40,49	4,049	3,989	14,39	0,574	10,00	0,325	3,250	85,82	80,26
5	10,044	40,49	4,067	2,089	9,63	0,201	12,60	0,275	3,465	95,03	85,20
6	10,002	40,49	4,050	4,823	33,39	1,610	6,07	0,265	1,609	60,23	39,72
7	10,030	40,49	4,061	3,638	29,13	1,060	8,25	0,363	2,995	73,82	73,74
8	20,033	40,49	8,111	6,353	19,02	1,208	12,90	0,505	6,515	85,08	80,31
9	20,030	40,49	8,110	3,200	25,20	0,806	14,30	0,485	6,936	90,04	85,52
10	10,048	40,49	4,068	6,824	22,39	1,528	6,59	0,400	2,636	62,26	64,79
11	10,042	40,49	4,066	7,101	21,75	1,544	7,53	0,348	2,620	61,86	64,45

Tabla 39: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra HA ER 05

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
1	10,007	38,57	3,860	5,825	30,82	1,795	5,64	0,370	2,087	53,46	54,06
2	10,000	38,57	3,857	4,178	29,53	1,234	7,13	0,374	2,638	68,02	68,40
3	10,006	38,57	3,859	4,327	30,18	1,306	7,31	0,370	2,705	66,14	70,08
4	10,007	38,57	3,860	4,315	24,40	1,053	7,29	0,382	2,770	72,70	71,77

Tabla 40: Resultados pruebas lixiviación agitada de Muestra HA ER 06

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
1	10,009	41,12	4,116	5,999	30,18	1,811	5,71	0,370	2,113	55,97	51,33
2	10,000	41,12	4,112	5,109	29,21	1,492	7,73	0,372	2,860	63,71	69,55
3	10,006	41,12	4,114	4,596	29,53	1,357	7,72	0,370	2,856	66,99	69,43
4	10,009	41,12	4,116	4,244	24,08	1,022	7,92	0,370	2,930	75,15	71,20
5	10,038	41,12	4,128	3,158	11,42	0,361	11,70	0,265	3,101	91,23	75,12
6	10,070	41,12	4,141	5,883	29,45	1,733	6,79	0,264	1,799	57,87	43,45
7	10,050	41,12	4,133	5,223	27,85	1,455	5,90	0,500	2,950	64,62	71,38
8	20,065	41,12	8,251	5,895	16,27	0,959	12,30	0,505	6,212	88,34	75,29
9	20,040	41,12	8,240	5,662	13,3	0,753	13,50	0,485	6,548	90,84	79,46
10	10,037	41,12	4,127	6,943	20,06	1,393	7,34	0,370	2,716	66,13	65,80
11	10,042	41,12	4,129	7,154	20,7	1,481	7,53	0,348	2,620	63,99	63,85

b. Pruebas Lixiviación agitada mezcla de escorias

Tabla 41: Resultados de extracción de cobre de mezclas de escorias CPS y HA con enfriamiento lento (M-EL), con respecto al residuo sólido.

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	%Extracción Cu
12	20,092	38,15	7,665	8,347	9,10	0,76	90,09
13	20,066	38,15	7,655	3,321	33,0	1,10	85,68
14	40,205	38,15	15,338	9,208	6,23	0,57	96,26
15	40,205	38,15	15,338	20,109	22,6	4,55	70,35
16	50,050	38,15	19,094	15,906	26,81	4,26	77,67
17	50,010	38,15	19,079	17,427	19,16	3,34	82,50
18	50,002	38,15	19,076	15,651	25,23	3,95	79,30

Tabla 42: Resultados de extracción de cobre de mezclas de escorias CPS y HA con enfriamiento lento (M-ER), con respecto al residuo sólido.

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	%Extracción Cu
12	20,092	36,98	7,430	8,461	15,1	1,27	82,84
13	20,109	36,98	7,436	6,251	14,0	0,88	88,22
14	40,246	36,98	14,883	12,270	4,55	0,56	96,25
15	40,150	36,98	14,847	22,794	17,1	3,91	73,68
16	50,084	36,98	18,521	19,223	21,76	4,18	77,42
17	50,045	36,98	18,507	19,576	15,93	3,12	83,15
18	50,003	36,98	18,491	20,270	19,32	3,92	78,82

c. Pruebas tostación y lixiviación agitada

Tabla 43: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras CPS EL 01

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
25	10,035	22,39	2,247	5,750	7,39	0,425	6,06	0,262	1,588	81,02	70,67
26	10,033	20,55	2,062	4,867	4,40	0,214	5,83	0,262	1,527	89,58	74,08
27	10,025	20,23	2,028	4,906	3,67	0,180	5,85	0,272	1,591	91,10	78,46

Tabla 44: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras CPS ER 03

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
25	10,034	19,5	1,957	5,570	18,63	1,038	4,51	0,26	1,182	68,30	60,39
26	10,043	19,74	1,982	4,028	7,82	0,315	4,22	0,31	1,300	72,12	65,57
27	10,039	18,62	1,869	4,122	5,58	0,230	4,87	0,29	1,388	83,01	74,25

Tabla 45: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras HA EL 04

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
25	10,038	30,42	3,053	5,210	13,83	0,720	6,92	0,262	1,813	76,32	59,38
26	10,034	26,17	2,626	3,926	7,87	0,309	6,83	0,262	1,789	88,19	68,15
27	10,034	26,17	2,626	3,790	5,52	0,209	7,23	0,272	1,967	92,01	74,89

Tabla 46: Resultados extracción de cobre lixiviación agitada de calcinas de tostación de escorias muestras HA ER 06

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	Cu [g/L]	Volumen PLS [L]	Cu PLS [g]	% Extracción Cu	
										residuo	PLS
25	10,031	25,68	2,576	6,115	10,11	0,618	6,35	0,263	1,664	59,59	64,59
26	10,040	22,39	2,248	6,067	9,07	0,550	6,14	0,267	1,609	85,93	71,57
27	10,033	22,8	2,287	5,283	5,99	0,316	7,27	0,262	1,905	89,91	83,27

Tabla 47: Resultados de extracciones de calcinas de tostación mezclas de escorias enfriamiento lento (M-EL), con respecto a los sólidos.

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	%Extracción Cu
28	10,037	25,55	2,564	4,014	4,1	0,16	93,66
29	10,046	25,71	2,583	4,38	7,36	0,32	87,53

Tabla 48: Resultados de extracciones de calcinas de tostación mezclas de escorias enfriamiento rápido (M-ER), con respecto a los sólidos.

N° Prueba	masa in [g]	Ley Cu Cabeza	masa Cu in [g]	masa residuo [g]	%Cu Residuo	masa Cu residuo [g]	%Extracción Cu
28	10,03	25,55	2,563	4,174	9,08	0,38	85,21
29	10,05	25,71	2,584	4,358	11,8	0,52	80,06

d. Resultados de Extracción de Hierro y sílice, Pruebas Escorias separadas

Tabla 49: Resultados extracciones de Fe con respecto al PLS, escorias CPS y HA.

N° Set	Identificación	% Extracción Fe					
		CPS EL 01	CPS EL 02	CPS ER 03	HA EL 04	HA ER 05	HA ER 06
1	tiempo lixiviación, h	59,15	62,95	30,70	55,78	44,77	43,25
		59,53	68,25	52,36	61,19	65,91	61,40
		54,06	37,91	60,23	87,38	68,47	66,69
		88,07	70,28	46,41	96,01	60,40	64,00
		65,69	-	48,85	69,73	-	50,37
2	Conc. H2SO4, g/L	43,03	-	19,99	41,62	-	38,46
		59,53	-	52,36	61,19	-	61,40
		57,72	-	37,03	56,22	-	32,84
3	Temp. Lix, °C	59,53	-	52,36	61,19	-	61,40
		82,63	-	45,44	66,55	-	57,98
		99,77	-	69,68	89,15	-	64,29
4	Conc. Férrico, g/L	1,60	-	0,73	1,43	-	9,79
		2,14	-	0,47	1,30	-	7,39
10	t tostación, h	9,93	-	2,25	0,46	-	1,15
		3,59	-	2,71	3,36	-	4,08
		2,18	-	3,25	2,98	-	1,75

Tabla 50: Resultados extracciones de SiO₂ con respecto al PLS, escorias CPS y HA.

N° Set	Identificación	% Extracción SiO ₂					
		CPS EL 01	CPS EL 02	CPS ER 03	HA EL 04	HA ER 05	HA ER 06
1	tiempo lixiviación, h	1,51	1,56	3,67	1,60	1,74	6,39
		1,31	1,39	4,84	2,25	1,57	7,64
		1,11	1,20	5,67	1,93	1,44	7,81
		1,62	1,19	5,87	1,82	1,69	7,57
		1,27	-	6,43	1,48	-	6,10
2	Conc. H ₂ SO ₄ , g/L	0,69	-	2,68	0,90	-	5,65
		1,31	-	4,84	2,25	-	7,64
		1,09	-	3,60	1,09	-	4,24
3	Temp. Lix, °C	1,31	-	4,84	2,25	-	7,64
		1,61	-	5,48	1,75	-	9,39
		2,31	-	6,15	2,50	-	0,49
4	Conc. Férrico, g/L	1,24	-	1,84	1,14	-	6,27
		0,71	-	1,08	0,97	-	5,66
10	t tostación, h	0,10	-	0,19	0,04	-	0,08
		0,03	-	0,41	0,01	-	0,04
		0,07	-	0,15	0,11	-	0,24

ANEXO F: Protocolo de operación

Columnas

1. Consumo de ácido

Consiste en la determinación del consumo de máximo de ácido de las escorias y la disolución de cobre en condiciones ideales de tratamiento.

Se realizan análisis de acidez libre a las experiencias de lixiviación con agitación realizadas a las mezclas de escorias, para conocer el consumo de ácido de estas y definir la concentración de ácido en la solución lixivante.

Se estima que el consumo real a considerar para las columnas corresponde al 80 % del consumo entregado por las pruebas de lixiviación agitada, debido a la diferencia en la granulometría con la que se va a trabajar.

Teniendo los datos de ácido sulfúrico agregado durante la lixiviación y el ácido sulfúrico en la solución rica (DR), el consumo de ácido queda determinado por la siguiente ecuación:

$$\text{Consumo ácido sulfúrico} \left[\frac{\text{kg}}{\text{Ton escoria}} \right] = \frac{(\text{Ácido agregado} - \text{Ácido SR}) [\text{g}]}{\text{masa escoria} [\text{kg}]}$$

2. Densidad aparente

Corresponde a una prueba de caracterización física. Tiene como objetivo determinar un valor referencial de la densidad del lecho formado por el mineral. Este valor es usado para conocer la masa de mineral a tratar según las dimensiones de las columnas.

Esta prueba es aplicable tanto al mineral a tratar como a los ripsos.

La densidad aparente es la razón entre la masa y el volumen que ocupa. El término aparente se utiliza debido a que el ordenamiento del mineral influye en su volumen, al quedar espacios vacíos entre partículas.

Para calcular la densidad aparente se debe medir el volumen que ocupa una cierta cantidad de mineral como se muestra en la Figura 42 y utilizando la siguiente ecuación:

$$\rho_{ap} \left[\frac{\text{ton}}{\text{m}^3} \right] = \frac{\text{masa mineral} [\text{g}]}{\text{Volumen}_{(\text{que ocupa})} [\text{mL}]}$$

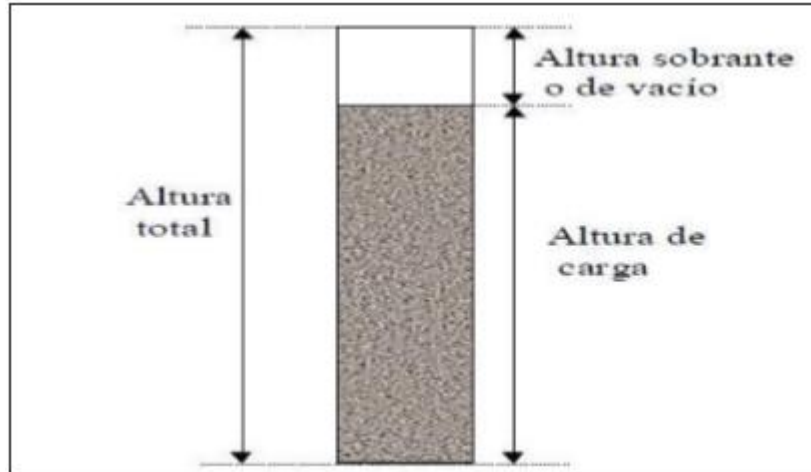


Figura 41: Esquema para la determinación de la densidad aparente en columna

Procedimiento de operación de columnas de lixiviación

Roleo y cuarteo

1. Se toma el total de la muestra y se coloca sobre el paño de roleo.
2. Se homogeniza la muestra mediante roleo de esta. Este procedimiento se debe realizar al menos 4 veces.
3. Se procede a realizar un cuarteo de la muestra que consiste en la división en cuarteles de la muestra previamente roleada. De esto se extraen los cuartiles opuestos y el restante de la muestra se guarda.
4. Se almacenan en bolsas para su posterior uso.

Carga de las columnas

1. La escoria previamente aglomerado es introducida dentro del tacho para llenado de la columna.
2. Se procede a la descarga del tacho dentro de la columna, esto debe realizarse con cuidado para no romper los glómeros de escoria.
3. Este procedimiento se realiza hasta vaciar la totalidad del mineral dentro de la columna.
4. Se golpea cuidadosamente los bordes de la columna, hasta que la altura alcanzada por el mineral sea de 0,5 m

5. Se coloca la tela filtrante sobre la superficie de mineral dentro de la columna, para homogeneizar el riego que se realizara.

Riego de las columnas

1. Una vez transcurrido el tiempo de curado del mineral, se carga en la columna y se procede al riego. El riego se lleva a cabo mediante el uso de bajadas de suero para regular el flujo de riego, previamente ajustada para entregar el caudal requerido.
2. Se realizan controles periódicos del flujo de solución, esto puede ser una vez al día.
3. Alcanzado el tiempo de lixiviación, se detiene el riego cerrando el paso en el dosificador de las bajadas de suero.
4. Se deja drenar la columna por un tiempo aproximado de dos días, recopilando la solución drenada.

Descarga de las columnas

1. Una vez que la columna ha dejado completamente de drenar, se retira el balde con la solución acumulada.
2. Se coloca un paño para recolectar el ripio.
3. Se saca la columna del agujero y el flange. Se gira cuidadosamente esperando que el ripio caiga sobre el paño.
4. Si el ripio no cayera libremente por la columna, es necesario golpear los bordes de esta, hasta conseguir que el total del ripio caiga.
5. Se pesa el ripio descargado y se deja secando durante 72 horas, para luego sacar muestras y enviar a análisis químico por cobre total.

