

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN

Facultad de Ingeniería

Departamento de Ingeniería

Metalúrgica

Profesor Patrocinante

Fernando Parada Luna

Ingeniero Supervisor

Claudia Maldonado Aránguiz

EVALUACIÓN DE TECNOLOGÍAS PARA LIXIVIACIÓN FUTURA DE SULFUROS DIVISIÓN RADOMIRO TOMIC-CODELCO

CLAUDIA REPETTO MARTÍNEZ

Informe de Memoria de Título
Para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Agosto 2018

AGRADECIMIENTOS:

A mis padres, Mónica y Guillermo, por ser un apoyo incondicional durante toda mi vida, por enseñarme a ser perseverante, a sonreír siempre, que todo se gana con esfuerzo y que uno siempre debe dar lo mejor de sí, espero estén siempre orgullosos de mí. A mi familia Sole, Naty, Miriam, Winy, Paty, Marce, Pauly, Finy, Mauro y el Pesadito, que han estado siempre presentes, Fernanda por ser mi mapi, Koqueno por adoptarme en tu casa, mi abuela Perla y a mi hermano Fabrizio que lo amo infinitamente. A mis amigas Lis, Caro, Laura, Dana, Massiel y Pía, jamás se alejaron y eran las caras más lindas que uno podía encontrarse. Al Club de Charly (Fabián, Nelson, JP, Danor, Galo y las niñas) y los Lobos (Milton, Lali y la Abuela) porque hicieron que mi paso por la UdeC fuera inolvidable, por hacerme reír y rabiarse, alegrar mis días presencialmente o por whatsapp, por apañar en todas, por las anécdotas, las vigiliadas y los partidos de fútbol (los mejores DT, jugadores y la mejor hinchada), aniversarios, paseos, metamines y por prepararnos para la vida laboral, según ustedes, los quiero mucho amigos. Mención honrosa Gabo y Monte, que me enseñaron que nunca se está demasiado apremiado en la vida, Ritter, Seba, Franco y Ges. Galo gracias por tu paciencia, compartir tus conocimientos, por tus “super buenos” consejos, tu sentido del humor tan especial, por ser mi amigo y hermano de distinta madre. Carla gracias por todo amiga, no podría resumir todas las experiencias que han forjado nuestra amistad. Finalmente, gracias a toda la gente que conocí a través de CEEDIMET, puras maquinarias, tremendas personas y futuros profesionales; en especial mi pareja Fernando, gracias por tu amor infinito, apoyo y comprensión, por motivarme a hacer lo que me gusta, hacer un buen trabajo, a no dar nada por sentado y estar a mi lado incondicionalmente, gracias por llegar a mi vida y dejar tu huella. Mis profesores, Fernando Parada por guiarme, tanto en la MT como mi paso por el Dimet, con sus conocimientos y experiencia. A mis compañeros de generación. La gente de DRT, Claudia y César por su apoyo, conocimientos, buena onda, y porque más allá de la memoria buscaron siempre nuestro aprendizaje como profesionales, mis compañeros memoristas Javier, Tomás y Danor. Y a la profe Sandra, la Tía Paty y su familia porque sin conocerme me recibieron y adoptaron en Calama, no tengo como agradecer todo lo que hicieron por mí durante mi estadía.

RESUMEN

La División Radomiro Tomic (DRT) de Codelco es uno de los yacimientos de cobre más grandes del país, contando en sus inicios con un mineral oxidado de alta ley y escasa complejidad para ser explotado. Ésta reserva proyecta la operación de la División mediante la vía hidrometalúrgica hasta el año 2027, puesto que los recursos de este tipo se agotarían, dando paso a nuevas fases ricas en sulfuros de cobre; situación que obliga a DRT a construir una concentradora para el tratamiento de estos minerales y por ende abandonar la planta de electro obtención más grande del mundo o buscar una alternativa tecnológica que permita lixiviar estos sulfuros. A raíz de esto se propuso llevar a cabo pruebas de lixiviación en columnas escala piloto y tests en botellas, con mineral que caracteriza el recurso disponible en el decenio 2017-2026, dentro de dichas pruebas se evaluó la extracción de cobre y el consumo de ácido bruto obtenido por cinco tecnologías: Lixiviación convencional (a modo de caso base) con activación de la flora nativa de microorganismos, Lixiviación asistida con bacterias o Biolixiviación, Lixiviación clorurada, Lixiviación férrica y Lixiviación yodurada.

Los laboratorios de Codelco Tech y SGS Minerals fueron los encargados de llevar a cabo estos tests, por lo que el objetivo de esta memoria de título es la supervisión y análisis de los resultados y protocolos reportados por dichas empresas, para luego estudiar las tecnologías utilizadas y proponer aquella/s que permitan la maximización del recurso disponible y factible de lixiviar en la División. El mineral fue extraído de los frentes de carguío, enviado a Santiago y clasificado por tamaño para ser cargado en columnas de 8 [m] y 1 [m], las cuales se regaron con las soluciones correspondientes durante 180 y 90 días, respectivamente. De los resultados reportados se obtuvo que la lixiviación con yoduro genera las mayores recuperaciones de cobre, tales que la convierten en un foco de estudio para la División, estas fueron 65.51%, 63.35%, 56.79% y 44.91% para las muestras de sulfuro secundario débil, sulfuro de alta solubilidad, bornita y calcopirita, respectivamente. El uso del ion Fe^{+3} es el que se recomienda para la lixiviación de sulfuros de cobre, ya que los consumos de ácido son casi nulos y la extracción de cobre total de cabeza alcanza un 60% para sulfuros secundarios, y en el peor de los escenarios un 30% para un primario. Sin perjuicio de lo anterior, DRT ha optado por la biolixiviación asistida como método de lixiviación de minerales sulfurados, ya que es la alternativa más fácil de implementar y de la cual ya han asegurado su aplicabilidad en el mineral RT.

ABSTRACT

The Division Radomiro Tomic (DRT) of Codelco is one of the largest copper deposits in Chile, counting in the beginning with a high grade oxidized mineral and low complexity to be exploited. This reserve projects the operation of the Division through the hydrometallurgical route until 2027, since the resources of this type would be exhausted, giving way to new phases rich in copper sulphides; situation that forces DRT to build a concentrator for the treatment of these minerals and therefore abandon the largest electro-winning plant in the world or look for a technological alternative that allows these sulfides to be leached. As a result of this, it was proposed to carry out leaching tests in pilot scale columns and bottle tests, with mineral that characterizes the resource available in the decade 2017-2026, within said tests copper extraction and acid consumption were evaluated, which were obtained by five technologies: conventional leaching (as a base case) with activation of the native microorganism flora, assisted leaching with bacteria or bioleaching, chlorinated leaching, iron leaching and iodinated leaching.

The laboratories of Codelco Tech and SGS Minerals were in charge of carrying out these tests, so the objective of this report is the supervision of tests and analysis of the results and protocols reported by these companies, to then study the technologies used and propose those that allow the maximization of the available and feasible resource to leach in the Division. The ore was extracted from the loading fronts, sent to Santiago and classified by size to be loaded in columns of 8 [m] and 1 [m], which were irrigated with the corresponding solutions for 180 and 90 days respectively. From the reported results it was obtained that the leaching with iodide generates the highest copper recoveries, which make it a focus of study for the Division, these were 65.51%, 63.35%, 56.79% and 44.91% for the weak secondary sulfide samples, sulfide of high solubility, bornite and chalcopyrite, respectively. The use of the Fe^{+3} ion is the one recommended for the leaching of copper sulphides, since the consumption of acid is almost zero and the total copper extraction of the head reaches 60% for secondary sulphides, and in the worst of the scenarios 30% for a primary. Notwithstanding the above, DRT has opted for assisted bioleaching as a leaching method for sulphide minerals, since it is the easiest alternative to implement and which has already ensured its applicability in the RT ore.

INDICE

1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Presentación del tema.....	1
1.2 Planteamiento del problema.....	1
1.3 Propuesta de trabajo	2
1.4 Objetivo general	3
1.5 Objetivos específicos	3
2 ANTECEDENTES.....	4
2.1 Descripción del proceso de producción en División Radomiro Tomic	4
2.2 Marco teórico	5
2.2.1 Lixiviación de minerales de cobre	5
2.2.2 Termodinámica de soluciones.....	6
2.2.3 Lixiviación de sulfuros de cobre	10
2.2.4 Cinética de lixiviación	18
2.3 Estado del arte.....	20
3 DESARROLLO EXPERIMENTAL	26
3.1 Selección muestras masivas	27
3.2 Procedimiento experimental.....	30
3.2.1 Pruebas en botellas	30
3.2.2 Pruebas en columnas.....	32
3.3 Condiciones experimentales	40
3.3.1 Aglomeración y curado de minerales	40
3.3.2 Lixiviación en botellas.....	41
3.3.3 Lixiviación en columnas	41
4 RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	44
4.1 Análisis químico de mineral de cabeza.....	44
4.2 Análisis mineralógico de mineral de cabeza.....	45
4.3 Análisis microbiológico de muestras de cabeza	47

4.4	Pruebas de lixiviación en Botellas Iso-pH	48
4.5	Extracción de cobre cabeza-solución en pruebas en columnas de 1 [m].....	49
4.6	Extracción de cobre cabeza-solución en pruebas en columnas de 8 [m].....	52
4.7	Consumo de ácido en pruebas en columnas de 1[m]	55
4.8	Consumo de ácido en pruebas en columnas de 8 [m]	56
5	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	58
6	BIBLIOGRAFÍA.....	60
7	ANEXOS.....	62

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Distribución de la ejecución de pruebas.....	26
Tabla 2.	Características geológicas de los primeros 5 años de PND 2017 para concentradora.....	27
Tabla 3.	Leyes y metalurgia de minerales a lixiviación PND 2017	27
Tabla 4.	Granulometría de columnas	37
Tabla 5.	Condiciones de curado y aglomeración pruebas en botellas	40
Tabla 6.	Condiciones de curado y aglomeración columnas de lixiviación.....	40
Tabla 7.	Condiciones de operación pruebas en botellas.....	41
Tabla 8.	Rampa de humectación columnas de lixiviación	41
Tabla 9.	Condiciones de operación columnas SGS.....	42
Tabla 10.	Condiciones de operación columnas 1 [m] Codelco Tech	43
Tabla 11.	Análisis químico de cabeza	44
Tabla 12.	Resumen resultados Tests Botellas Iso-pH	49
Tabla 13.	Resumen Porcentaje de Extracción Cobre Total Columnas 1 [m]	52
Tabla 14.	Resumen Porcentaje de Extracción Cobre Total Columnas 8 [m]	54
Tabla 15.	Resumen CAB [kg/t] para todas las pruebas en columnas 1 [m]	56
Tabla 16.	Resumen CAB [kg/t] para todas las pruebas en columnas 8 [m]	57
Tabla 17.	Análisis mineralógico modal de muestras de cabeza	63

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu a 25 [°C] y 1 [atm], con actividad de las especies 1 [M] ^[5] Fuente: Hidrometalurgia, MC. Ruiz	7
Figura 2. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-S a 25 [°C] y 1 [atm], con actividad de las especies 0.1 [M] ^[5] Fuente: Hidrometalurgia, MC. Ruiz	8
Figura 3. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-S a 25 [°C] y 1 [atm], con actividades 0.1 [M] ^[5] Fuente: Hidrometalurgia, MC. Ruiz	9
Figura 4. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-S-Cl a 20 [°C] y 1 [atm] ^[10] . Fuente: DeReMetallica	13
Figura 5. Representación del efecto del NaCl sobre la capa pasivante de azufre elemental en la lixiviación de covelina. ^[11] Fuente: Memoria de título C. Espinoza, PUCV.	14
Figura 6. Distribución de muestras masivas en Fase 34. Fuente: Superintendencia de Geología, GRMD, Codelco DRT.	29
Figura 7. Curado de minerales para carga de columna, planta piloto DRT. Fuente: Elaboración propia	32
Figura 8. Sistema de bombeo y riego columnas. Fuente: Elaboración propia	33
Figura 9. Disposición de mineral por fracción de tamaño luego de preparación mecánica. Fuente: Elaboración propia	34
Figura 10. Roleo de mineral para carga de columnas. Fuente: Elaboración propia.....	35
Figura 11. Identificación columnas. Fuente: Elaboración propia	36
Figura 12. Almacenamiento soluciones OFF-ON. Fuente: Elaboración propia	37
Figura 13. Muestreo de efluentes. Fuente: Elaboración propia.....	38
Figura 14. Operación de descarga y muestreo ripios. Fuente: Elaboración propia	39
Figura 15. Especies sulfuradas de cobre en muestras minerales ^[22] Fuente: Reporte Codelco RT	45
Figura 16. Porcentaje de liberación de sulfuros de cobre Fuente: Elaboración propia	46
Figura 17. Recuento microbiológico mineral de cabeza ^[23] Fuente: Avance de Resultados, Codelco Tech	47
Figura 18. Extracción CuT y CAB para pruebas en Botellas Iso-pH.....	48
Figura 19. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M2 (Bo) Fuente: Elaboración propia	49
Figura 20. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M10 (SAS) Fuente: Elaboración propia	50
Figura 21. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M11 (SSD) Fuente: Elaboración propia	50
Figura 22. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M12 (Cpy) Fuente: Elaboración propia	51
Figura 23. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M2 (Bo) Fuente: Elaboración propia	52
Figura 24. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M10 (SAS) Fuente: Elaboración propia	53
Figura 25. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M11 (SSD) Fuente: Elaboración propia	53
Figura 26. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M12 (Cpy) Fuente: Elaboración propia	54
Figura 27. CAB [kg/t] para muestras bajo tecnologías de lixiviación 1 [m] Fuente: Elaboración propia	55
Figura 28. CAB [kg/t] para muestras bajo tecnologías de lixiviación 8 [m] Fuente: Elaboración propia	57
Figura 29. Fases mina, rajo principal DRT Fuente: PND 2017, División Radomiro Tomic	62

NOMENCLATURA

RT: Yacimiento Radomiro Tomic

DRT: División Radomiro Tomic

ZM: Zona Mineral

PND: Plan de Negocios y Desarrollo

Bo: Mineral bornítico

SAS: Sulfuro de Alta Solubilidad

SSD: Sulfuro Secundario Débil

SSF: Sulfuro Secundario Fuerte

Cpy: Mineral calcopirítico

LX: Lixiviación

SX: Extracción por solventes

EW: Electro winning

ROM: Run out of mine

CuT: Cobre total

CuS: Cobre soluble

CuFe: Cobre soluble en medio férrico, test para la extracción de sulfuros ($[Fe^{+3}] = 9[g/L]$)

FeT: Hierro total

SBP: BioSigma SBP es una tecnología de biolixiviación para procesamiento de minerales sulfurados secundarios, que permite y facilita la bio-oxidación férrica a través de la adición de un consorcio de microorganismos especializados.

CA: Consumo de Ácido

CAB: Consumo de Ácido Bruto

CAN: Consumo de Ácido Neto

ILS: Intermediate Leaching Solution



1. INTRODUCCIÓN

Se presenta a continuación el tema de esta memoria de título, además de la problemática que viene a resolver y los aspectos generales de la propuesta de trabajo para el desarrollo de la misma.

1.1 Presentación del tema

División Radomiro Tomic decidió evaluar tecnologías probadas a escala comercial o piloto, para el tratamiento de sulfuros a través de la vía hidrometalúrgica. El estudio de éstas se realizó a través de pruebas piloto en columnas de 8 [m], 1 [m] y botellas, donde se evaluó sólo lo pertinente a la etapa de lixiviación, cabe establecer que el desarrollo de las pruebas estuvo a cargo de los laboratorios de SGS Minerals y Codelco Tech, ubicados en Santiago de Chile.

1.2 Planteamiento del problema

Actualmente la División Radomiro Tomic de Codelco cuenta con la planta de electrowinning más grande del mundo, con una producción de 235 [kton] de cobre fino en 2017 y una capacidad aproximada de 300 [kton]. Sin embargo, se estima el fin de sus reservas de minerales oxidados en el año 2027, lo que implicaría el desuso de esta capacidad instalada generando grandes pérdidas para la división, no sólo por los activos en cuestión, sino también por una seria disminución en la productividad de DRT, la cual en la actualidad se debe principalmente a la producción de cátodos de cobre de alta pureza a partir de la lixiviación de óxidos minerales de este metal. Asociado a esto se plantea como posible solución la construcción de una planta concentradora, proyecto denominado Sulfuros Fase II, que consiste en la instalación de los equipos correspondientes en DRT para luego enviar el mineral como concentrado a la fundición de División Chuquicamata. A su vez, éste se considera como un proyecto de gran envergadura, razón por la que debe competir con alguna alternativa que permita evaluar cuál es la mejor opción ^[1]. Esta alternativa es la búsqueda de tecnologías que posibiliten de manera viable y rentable la lixiviación de sulfuros de cobre, de manera de prolongar la vida útil de la planta hidrometalúrgica de la que se dispone. Así nace la aprobación del proyecto de inversión, API R15 X208, que contempla el estudio de cinco tecnologías de lixiviación sobre muestras minerales representativas de la mineralogía futura del yacimiento.

1.3 Propuesta de trabajo

Se propone la evaluación de cinco tecnologías de lixiviación, ya conocidas y probadas a gran escala por otras compañías mineras en el mundo, de manera de asegurar su aplicabilidad sobre las columnas de prueba y un correcto escalamiento a terreno.

Estas tecnologías son:

- Lixiviación convencional, con ácido sulfúrico y recirculación de soluciones a modo de activar los microorganismos nativos del mineral. Ésta será la línea base para la comparación con las demás alternativas.
- Lixiviación clorurada, añadiendo sal (NaCl) a la solución lixiviante.
- Lixiviación férrica, añadiendo sulfato férrico a la solución.
- Lixiviación bacteriana o biolixiviación asistida.
- Lixiviación yodada, añadiendo yoduro de potasio como catalizador.

Las cinco han sido ya estudiadas ampliamente como métodos efectivos de disolución de sulfuros de cobre, por lo que una de ellas debiese ser la solución al problema planteado y asegurar la continuidad operacional de la planta de electrowinning en DRT.

Para la realización de las pruebas se seleccionaron un conjunto de muestras masivas, que se obtuvieron desde frentes de carguío y con características que corresponden a cuatro zonas minerales (ZM) que representan aproximadamente los contenidos de las alteraciones y mineralizaciones presentes en el quinquenio 2017-2021 y/o decenio 2017-2026 del PND 2017 y son las siguientes: sulfuro secundario débil (SSD), sulfuro de alta solubilidad (SAS), bornítica (Bo) y calcopirítica (Cpy), evaluando así diversos escenarios, más o menos favorables a ser disueltos según la ZM a estudiar.

Se consideraron muestras masivas para los programas, debido a que es necesario conocer e identificar las potencialidades de todos los métodos por igual. El mineral fue transportado en camiones tolva de 25 [m³] desde DRT a Santiago, donde se llevaron a cabo las distintas pruebas, a cargo de Codelco Tech y SGS. Se redactaron protocolos de preparación mecánica de muestras, aglomerado, carga de columnas, operación y muestreo de las mismas, con el fin de analizar los resultados proporcionados por ambas empresas bajo un mismo estándar; contando además con los

análisis de calidad respectivos a las etapas de preparación mecánica, análisis químico y mineralógico, por lo demás como parte del programa se usaron estándares de referencia, controles blancos y duplicados, así como controles intermedios de preparaciones (controles de masa, granulometría y leyes), todo con el objeto de conseguir la mayor confiabilidad de los resultados ^[2].

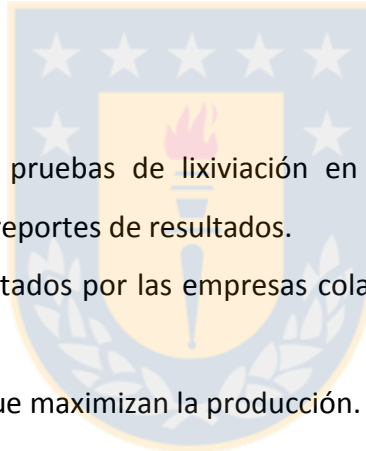
Las diferencias entre la aplicación de una tecnología u otra se verán plasmadas en los parámetros de entrada a cada prueba; como granulometría, concentraciones, reactivos, etc, para así definir finalmente las condiciones que permitirán maximizar los recursos disponibles a futuro.

1.4 Objetivo general

Evaluar y recomendar la/las alternativas tecnológicas que permitan lograr la maximización del recurso disponible en la División, aprovechando todas las menas minerales disponibles y factibles de lixiviar.

1.5 Objetivos específicos

- Supervisar el desarrollo de pruebas de lixiviación en columnas, mediante la revisión de protocolos y elaboración de reportes de resultados.
- Analizar los resultados reportados por las empresas colaboradoras de manera de asegurar la confiabilidad de los mismos.
- Proponer el o los procesos que maximizan la producción.



2 ANTECEDENTES

A continuación se enuncian las características del proceso productivo en DRT, además de las bases teóricas necesarias para el análisis y comprensión de este informe.

2.1 Descripción del proceso de producción en División Radomiro Tomic

Desde geología comienza la producción de División Radomiro Tomic, pues los datos que proporciona esta superintendencia son utilizados por planificación mina para establecer la secuencia de explotación del yacimiento a rajo abierto. De este, diariamente, se extraen alrededor de 4,800 toneladas de material, con una ley promedio cercana a 0.6% CuT.

Los minerales oxidados de cobre pasan por un circuito de reducción de tamaño y clasificación conformado por la planta de chancado primario, la cual cuenta con un chancador de 60x100 [in] capaz de procesar 10,500 [tph], la planta de chancado secundario, que consta de 7 harneros vibratorios que a su vez alimentan la fracción gruesa a los 7 chancadores de cono estándar de 7 [ft]. El producto de los mismos es transportado finalmente al chancado terciario donde es clasificado en harneros tipo banana y conminuido en chancadores de cabeza corta, donde se obtiene el mineral con un tamaño promedio de 1 [in], éste es curado y transportado en correas hacia la conformación de las pilas de lixiviación.

El material es apilado mediante un puente apilador o spreader en dos pilas dinámicas de 1350 [m] de largo por 383 [m] ancho y 8 [m] de altura. Las pilas primarias son regadas por goteo y aspersión con solución ácida proveniente de la laguna de refino, en ciclos de 75 días, generando un PLS rico en cobre que pasa por 3 piscinas desarenadoras y luego por rebose a las piscinas de almacenamiento. Una vez completado el ciclo de lixiviación primaria, los rípios son retirados, por medio de una rotopala, y transportados y dispuestos en pilas permanentes de lixiviación secundaria de rípios.

Por otra parte, con el objeto de maximizar el beneficio obtenido desde los minerales, la división ha desarrollado procesos de lixiviación de óxidos de baja ley (OBL), sulfuros de baja ley (SBL) y mixtos, irrigadas con solución proveniente de una segunda laguna de refino. El PLS obtenido a partir de estas pilas enriquece con cobre al refino empleado en la lixiviación primaria de óxidos de cobre.

La solución obtenida de este proceso es conducida a la planta de extracción por solventes (SX), la cual consta de 3 trenes con 2 etapas de extracción, una re-extracción y un lavado, y un cuarto tren con 2 extracciones, 2 re-extracciones y un lavado. Así se obtiene un electrolito rico en cobre que alimenta a las mil celdas de la planta de electro obtención o electrowinning (EW), las cuales se dividen en 6 secciones.

La planta de EW utiliza cátodos permanentes de acero inoxidable como electrodos para la depositación del cobre. Además se encuentra dotada con 4 puentes grúa para el transporte de los electrodos y 3 máquinas despegadoras de cátodos para finalmente formar paquetes de 2 [ton] de cobre que se almacenan en el patio de embarque.

Cabe mencionar que la División Radomiro Tomic ha actualizado su certificación ISO 9001: 2008 a la versión 2015 en octubre de 2017, manteniendo y mejorando sus estándares de calidad en todas las fases de sus procesos y servicios, con el objetivo de tener un negocio más integrado y que produzca más cobre y de mayor calidad ^[3].

2.2 Marco teórico

Para comprender cuales son las variables más relevantes que afectan al proceso de lixiviación, además del comportamiento químico, cinético y termodinámico que lo caracteriza, es que a continuación se establecen los lineamientos teóricos que lo gobiernan.

2.2.1 Lixiviación de minerales de cobre

La lixiviación es una técnica hidrometalúrgica que corresponde a la disolución selectiva de las sustancias de interés de la mena o concentrado. Para obtener una solución acuosa que contenga el metal valioso y un residuo insoluble que corresponde a la ganga.

La lixiviación puede llevarse a cabo mediante diversas técnicas y condiciones de temperatura y presión, según las características químicas y físicas del recurso a tratar, como, por ejemplo, lixiviación “in situ”, en botaderos, en pilas, en bateas inundadas, por agitación y lixiviación a presión. ^[1]

En 2016 se produjeron 5,553 [kton] de cobre fino en Chile, de las cuales 1,660 [kton] fueron obtenidas por la línea lixiviación - extracción por solventes - electro obtención, lo que corresponde al

30% de la producción nacional, constituyendo así uno de los principales métodos de explotación de menas de cobre en el país ^[4].

La técnica de lixiviación en pilas consiste en la acumulación del mineral, previamente triturado, sobre una base impermeable formando montículos o pilas sobre las que se rocía la solución lixivante. En la formación de las mismas, es importante minimizar la compactación de los sólidos para asegurar la buena percolación de las soluciones y la penetración del oxígeno (en caso de ser éste necesario como agente oxidante), por esta razón cuando el mineral es muy fino se suele realizar un aglomerado paralelamente a un curado ácido, cuya finalidad es mejorar la permeabilidad del lecho y la disolución del cobre. Además de inhibir la disolución de algunas impurezas como el aluminio y la sílice. Este proceso se lleva a cabo en un tambor aglomerador, que consiste en un cilindro metálico con revestimiento de goma antiácida o neopreno y provisto de elevadores. En el caso de DRT esto se realiza en las correas de transporte del mineral. En la parte central se ubican tuberías para el suministro de agua y, más al interior del tambor, para el suministro del ácido concentrado. El aglomerador gira a baja velocidad y con cierta inclinación para favorecer el flujo de la carga.

Las soluciones lixiviantes se distribuyen en la superficie de la pila, a través de goteros o aspersores, y la recolección de las soluciones cargadas con el metal de interés se lleva a cabo por medio de cañerías de drenaje perforadas y canaletas abiertas.

Las variables de operación de este proceso incluyen: granulometría del mineral, dosificación de agua y ácido en el curado, grado de aglomeración de los finos durante el curado y consiguiente aumento de la porosidad del lecho, altura del lecho de mineral, concentración de agentes de lixiviación en las soluciones, tasa de riego, duración de los ciclos de lixiviación y número de ciclos. La definición de estas variables depende de la ley, mineralogía y las características físicas del mineral y son determinadas mediante pruebas experimentales en columnas o gaviones.

2.2.2 Termodinámica de soluciones

En los sistemas hidrometalúrgicos son cuatro parámetros los que definen el comportamiento termodinámico del sistema, estos son: pH, potencial eléctrico, temperatura y concentración de las especies disueltas. De ellos, son los dos primeros los que definirán en gran medida las condiciones de solubilidad de una u otra sustancia.

2.2.2.1 Diagramas Eh-pH

Al caracterizar las semi reacciones electroquímicas por un potencial, se tiene una idea de la tendencia del sistema a reaccionar, así los productos formados bajo ciertas condiciones pueden representarse en diagramas, definiendo regiones de estabilidad para ciertas especies en solución. Estos diagramas Eh-pH o diagramas de Pourbaix dan cuenta de la termodinámica de un sistema acuoso, permitiendo la fácil visualización de zonas de estabilidad, condiciones de disolución, de precipitación, etc.

Las condiciones de temperatura y presión en que se construyen estos diagramas son relevantes de señalar, puesto que las variaciones de temperatura cambian radicalmente la termodinámica del sistema, mientras que la presión puede considerarse como un parámetro para el diagrama, pero no así para la cinética de las posibles reacciones que puedan tener lugar en el sistema, puesto que la presión podría acelerar la velocidad con que ocurre una reacción.

En la Figura 1 se observa el diagrama Eh-pH para cobre, donde se pueden identificar claramente las zonas de estabilidad de las especies: Cu^{+2} , Cu, CuO, Cu_2O y CuO_2^{-2} , además de la región de estabilidad del agua, que corresponde a la zona entre las líneas segmentadas, de esta manera se tiene que es posible obtener el cobre en solución acuosa bajo condiciones ácido oxidantes, a presión y temperatura estándar, tal como indica la región en color verde.

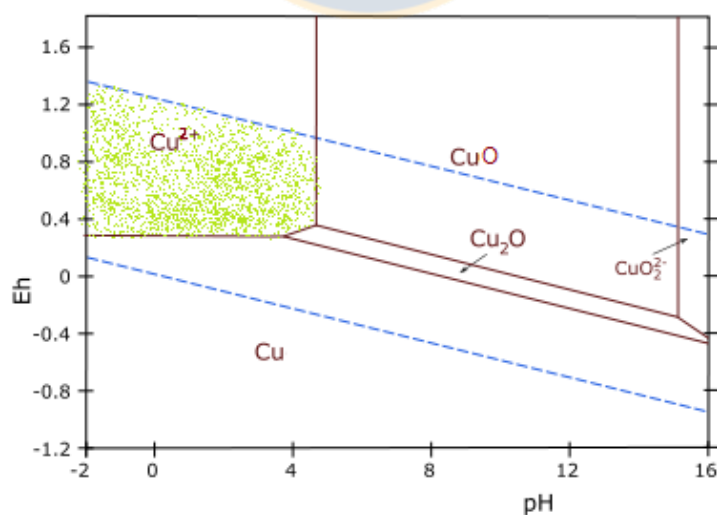


Figura 1. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu a 25 [°C] y 1 [atm], con actividad de las especies 1 [M] ^[5]
Fuente: Hidrometalurgia, MC. Ruiz

Además, para la lixiviación de minerales sulfurados de cobre es útil y pertinente analizar los diagramas de Pourbaix de los sistemas: Cu-S y Cu-Fe-S como se muestra en las Figuras 2 y 3.

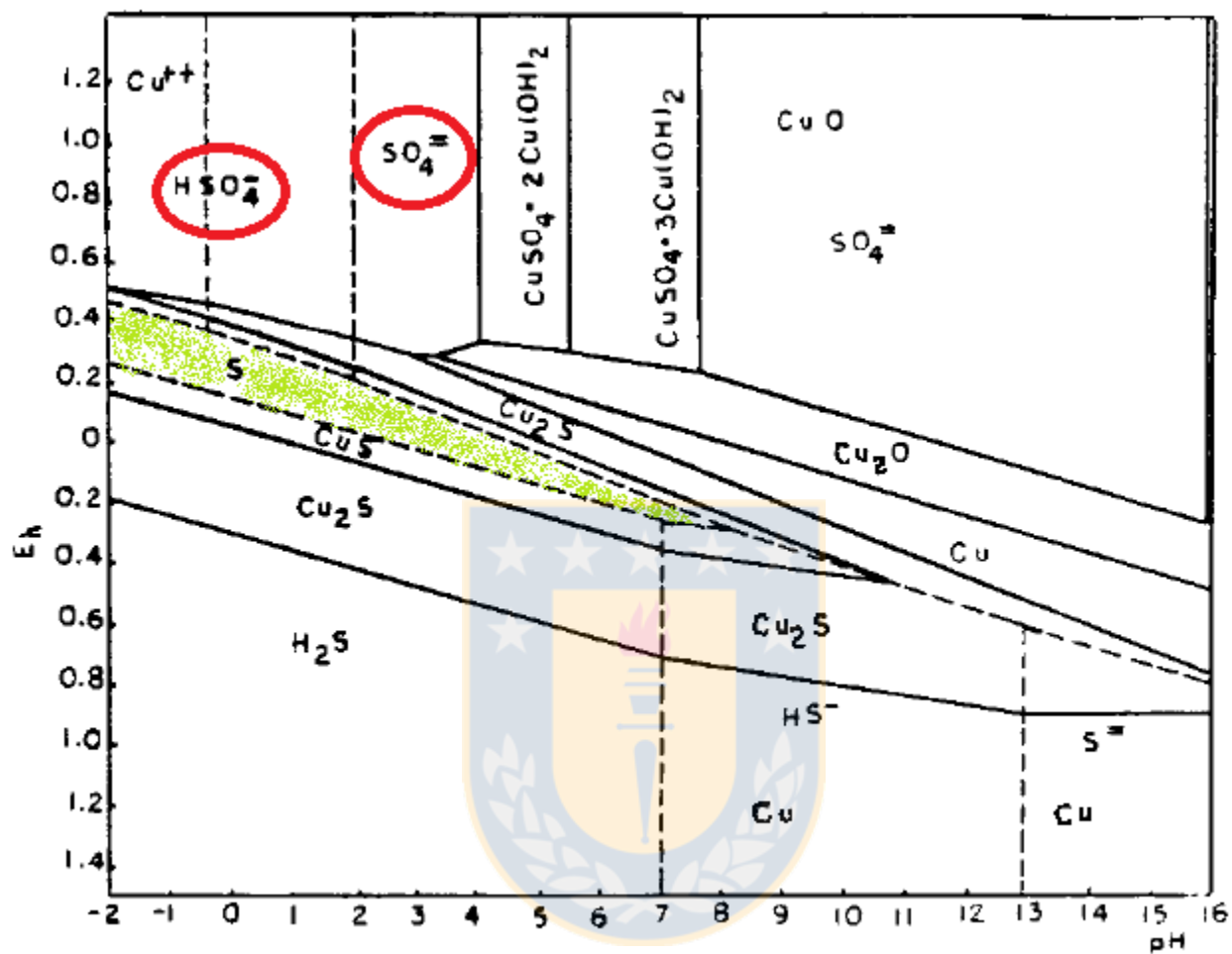


Figura 2. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-S a 25 [°C] y 1 [atm], con actividad de las especies 0.1 [M] ^[5] Fuente: Hidrometalurgia, MC. Ruiz

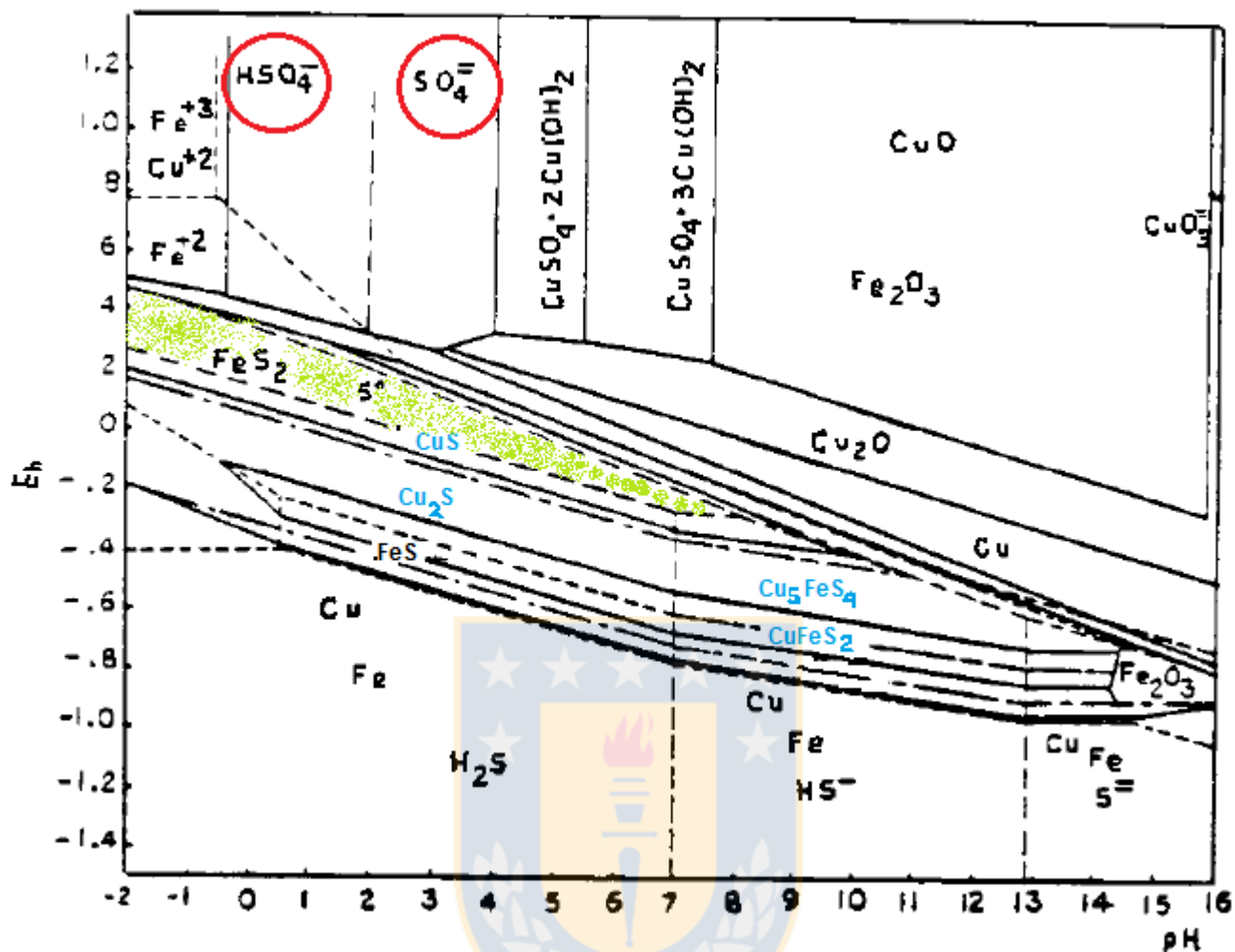


Figura 3. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-S a 25 [°C] y 1 [atm], con actividades 0.1 [M] ^[5]
Fuente: Hidrometalurgia, MC. Ruiz

En ambos casos se observa que el S^0 goza de una zona de estabilidad en medio acuoso, marcada en color verde y que es posible llevarlo a estados de oxidación mayores marcados en rojo, como el sulfato aumentando el potencial redox, es por esta razón que para disolver el cobre presente en las menas sulfuradas es necesaria la presencia de un agente oxidante como el ion férrico o el oxígeno, de manera que sea factible la lixiviación de los minerales.

Por otro lado, también es posible observar que para llevar a solución el cobre presente en sulfuros primarios (calcopirita, bornita) y secundarios (covelina, calcosina), los minerales pasan por estados intermedios como los indicados en color azul, lo que hace que el proceso de lixiviación sea

más lento, ya que estos estados poseen distintas velocidades de reacción y etapas controlantes dentro de su cinética de disolución.

2.2.3 Lixiviación de sulfuros de cobre

Debido a la capacidad de la vía hidrometalúrgica para tratar minerales pobres o complejos a temperaturas relativamente bajas, evitar las emisiones de SO_2 al ambiente como ocurre en los procesos pirometalúrgicos y constituir métodos de gran especificidad química y flexibilidad, es que en el último tiempo se han estudiado diversas técnicas para obtener cobre a partir de minerales oxidados y sulfurados, a través de este modo de procesamiento.

En general, es posible lixiviar minerales sulfurados de cobre en ambientes oxidantes, los agentes que comúnmente se utilizan para este propósito son: oxígeno, agua oxigenada, ión férrico, gas cloro disuelto y el hipoclorito de sodio.

A continuación, se presentan las tecnologías de lixiviación de sulfuros probadas en el proyecto bajo el cual esta memoria de título se enmarca.

2.2.3.1 Ácido sulfúrico

La lixiviación ácida se aplica principalmente a los óxidos metálicos existentes en la naturaleza, sin embargo, a tiempos de residencia altos también es capaz de disolver sulfuros de este tipo, el agente más utilizado en la disolución de cobre es el ácido sulfúrico debido a su bajo costo, calidad química, disponibilidad y fácil manipulación.

El consumo del mismo es un punto importante dentro de los costos de operación puesto que junto con el agua su uso es imprescindible, tanto para la etapa de curado, como para el riego de las pilas y las etapas posteriores al proceso de lixiviación.

La principal tarea del ácido sulfúrico es proporcionar las condiciones necesarias para la disolución del cobre contenido en la mena mineral, que según se observó en la Figura 1, donde se presentaba el diagrama Eh-pH a 25 [°C] y 1 [atm] para el sistema Cu-H₂O, es posible obtener Cu^{+2} a partir de Cu^0 en solución acuosa bajo condiciones ácido-oxidantes ^[6].

Sin embargo, observando la Figura 2, donde se muestra el diagrama para el sistema Cu-S-H₂O, se tiene que en el caso de los minerales sulfurados de cobre se requieren condiciones aún más oxidantes para lograr obtener el metal en solución acuosa, es por ello que los procesos de lixiviación ácida de sulfuros por lo general utilizan adicionalmente agentes reactivos oxidantes como oxígeno o ión férrico que permitan generar las condiciones para llevar a cabo el proceso de disolución del metal, con una cinética más favorable.

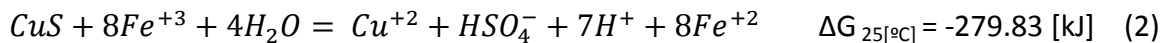
2.2.3.2 Sales férricas

Como ya se mencionó, el tratamiento de sulfuros de cobre requiere de un agente oxidante, cuya acción permita que se oxide el azufre S⁻² a su estado elemental o a estados de oxidación mayores como el sulfato. El uso de sales férricas en la lixiviación de minerales sulfurados, consiste en la oxidación férrica ácida para generar la disolución de los iones metálicos, además de una capa de azufre elemental que puede ser oxidada a sulfato mediante oxígeno disuelto o ión férrico, el cual se obtiene desde las sales férricas, siendo las más comunes sulfato férrico (Fe₂(SO₄)₃) y cloruro férrico (FeCl₃). Así, contribuyendo estos a liberar el cobre hacia la solución y mejorar la cinética de reacción como sigue, siendo M el metal de interés



Para entender la termodinámica de este sistema véase la Figura 3, donde se presentó el diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-S-H₂O a 25 [°C] y 1 [atm] de presión.

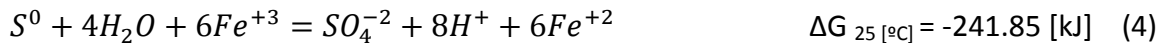
En el diagrama se observa que, por ejemplo, para la covelina (CuS) en contacto con una solución ácida de sulfato férrico el sistema debería progresar de la siguiente manera^[7]:



Sin embargo, en la práctica se produce una capa de azufre elemental y muy pequeñas cantidades de sulfato, ocurriendo lo siguiente en lugar de lo anterior:



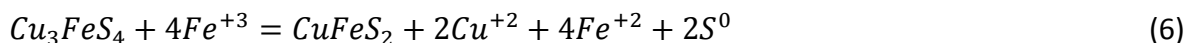
Termodinámicamente este azufre es inestable y debiese oxidarse a sulfato, como sigue



Pero, posiblemente por el carácter hidrofóbico de mismo, la cinética de esta reacción es muy lenta y el S^0 formado logra gozar de estabilidad en un amplio rango de condiciones en medio acuoso, formado este producto sólido sobre la superficie del mineral a medida que progresa la reacción.

Por otro lado, se observa que la oxidación ácida de calcopirita, que es uno de los sulfuros de cobre más refractarios y por ende más difíciles de lixiviar, produce diferentes fases según la magnitud del potencial de oxidación.

Así algunos autores (Hiroyoshi et al., 2000) han propuesto un modelo de reacción en dos etapas para la disolución de calcopirita promovida por hierro, primero la calcopirita es reducida por los iones ferrosos en presencia de iones cúpricos para formar calcosina, luego la calcosina es oxidada (más fácilmente que la calcopirita) por el oxígeno disuelto o iones férricos para formar iones cúpricos y un producto de azufre elemental insoluble. Lo que a su vez se aprecia en la práctica en la lixiviación de otros sulfuros primarios de cobre como la bornita, que primero pasa por una disolución de cinética relativamente alta formando idaita, la cual vuelve a oxidarse, esta vez con una velocidad más lenta (similar a la covelina) para formar calcopirita y S^0 , como se presenta a continuación ^[8-9]:



2.2.3.3 Cloruro de sodio

El empleo del cloruro de sodio (NaCl) en la lixiviación de minerales sulfurados de cobre aún es un tratamiento relativamente nuevo a escala industrial, aunque la favorable acción del cloruro dentro de los procesos de lixiviación ha sido objeto de estudio desde los años 70', siendo alimentado comúnmente como cloruro férrico FeCl_3 o cloruro cúprico CuCl_2 .

La principal función del cloruro en el sistema es acelerar la disolución de la mena, reduciendo la acumulación de la capa de azufre elemental en la superficie del mineral, esto debido a que, un aumento en la concentración de cloruro en la solución lixivante aumenta la zona de estabilidad del ion férrico disponible a la forma de FeCl_2^+ , impactando de manera positiva en la extracción de cobre.

Como se observa en la Figura 4 al aumentar la concentración de cloruro de 20 [g/L] que corresponde a los trazos en negro a 50 [g/L] en color rojo, se tiene que la zona de estabilidad del ion férrico se desplaza hacia zonas más ácidas y potenciales levemente menores, haciendo que la capa de S^0 formada sea más porosa, así facilitando el transporte de reactivos y productos, tal como se esquematiza en la Figura 5.

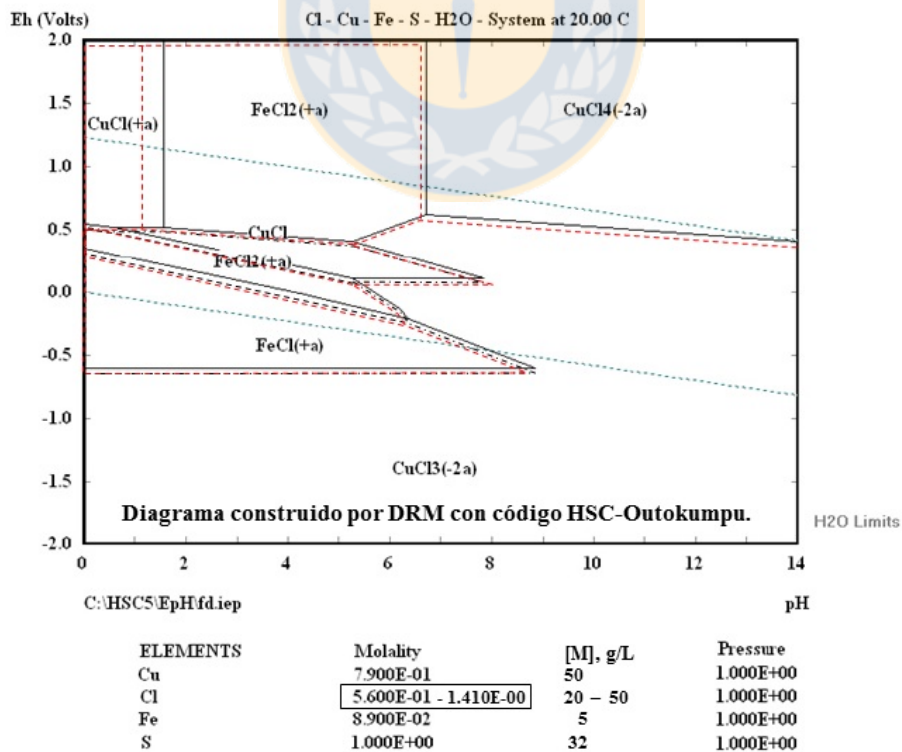


Figura 4. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-S-Cl a 20 [°C] y 1 [atm]^[10]. Fuente: DeReMetallica

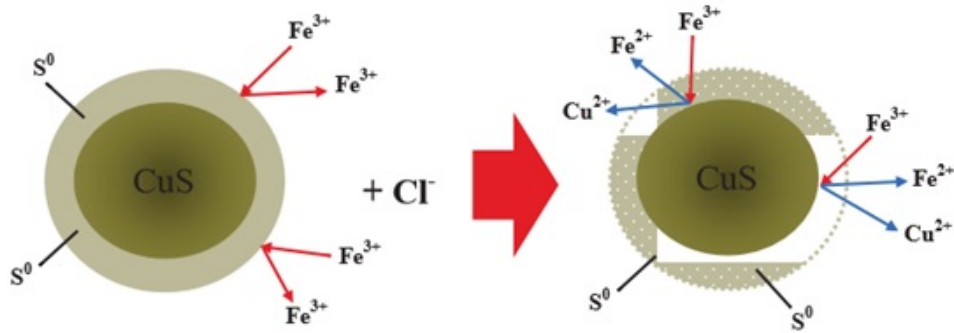
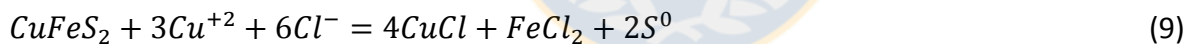
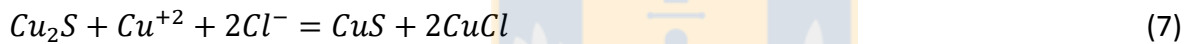
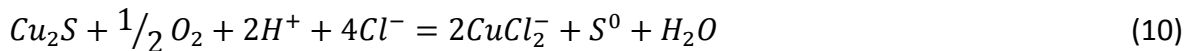


Figura 5. Representación del efecto del NaCl sobre la capa pasivante de azufre elemental en la lixiviación de covelina. ^[11] Fuente: Memoria de título C. Espinoza, PUCV.

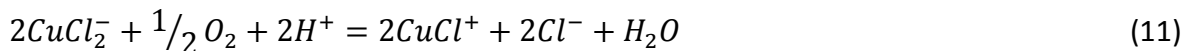
Basándose en la distribución de especies del medio $\text{Cu}^{+2}/\text{Cl}^-$, se tiene que predominan en solución los iones Cu^{+2} y CuCl^+ , de esta manera los sulfuros podrían ser disueltos por el ion cúprico y cloruro cúprico, de los cuales Cu^{+2} es el que tiene mayor poder oxidante, actuando como sigue:



Como producto de las reacciones se forma CuCl sólido en lugar de CuCl_2^- soluble, cuya formación está dada por:



A su vez CuCl_2^- puede oxidarse según:



De lo anterior se concluye que la aireación juega un rol fundamental para mantener la capacidad lixivante de la solución. Y se observa, además, que el par $\text{Cu}^{+2}/\text{Cu}^+$ actúa como catalizador

de la disolución, gracias a que en medio cloruro el ion cuproso goza de estabilidad en un amplio rango de potencial y pH^[12].

Finalmente, el cloruro contribuye al proceso de lixiviación por tres razones: la formación de cloro-complejos, aumentando la disolución del metal, mayor actividad anódica en medio cloruro y cambios en la morfología de la superficie y productos de reacción^[13].

2.2.3.4 Biolixiviación

Las bacterias son organismos unicelulares con tamaño del orden de 1 [μm], que se presentan en diversas formas y tipos, que a su vez poseen distintas características, como por ejemplo acelerar la velocidad de lixiviación de menas sulfuradas.

Los microorganismos involucrados en este tipo de procesos generalmente son autótrofos y aeróbicos, teniendo la facultad de obtener la energía necesaria para sus funciones a partir de la oxidación de compuestos inorgánicos, principalmente la oxidación de los sulfuros metálicos, oxidación del ión ferroso o la oxidación de azufre elemental.

Las bacterias de tipo acidofílicas son resistentes a ambientes ácidos e incluso algunas son nativas de algunos yacimientos, como, por ejemplo, las *Acidithiobacillus Ferrooxidans* y *Acidithiobacillus Thiooxidans*, las cuales obtienen su energía de la oxidación catalítica de iones ferrosos, sulfuros metálicos o S^0 y de la oxidación del azufre, respectivamente.

Al ser seres vivos una colonia de bacterias inoculadas posee un ciclo de vida, el cual consta de 4 etapas que se detallan a continuación:

- 1) Acostumbramiento: período en que la bacteria se adecua al medio, desarrollando los niveles de enzimas, ribosomas, RNA, etc., requeridos para su mantenimiento y posterior división celular.
- 2) Crecimiento exponencial: la población de bacterias se multiplica exponencialmente, por división binaria. En esta etapa se puede medir el tiempo de duplicación de las bacterias, bajo ciertas condiciones estándar.
- 3) Estacionaria: etapa de limitación en la velocidad de crecimiento, debido al agotamiento de los nutrientes o deterioro del sustrato.

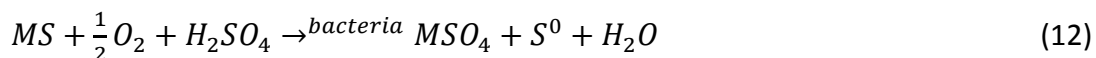
- 4) Muerte: decaimiento de la actividad medible y disminución de la población bacteriana. Generalmente las bacterias utilizadas en la oxidación de minerales tienen un periodo de duplicación del orden de 20-70 [hrs], por lo que es importante planificar la operación de lixiviación de tal manera que el tiempo de residencia del sustrato en el bio-reactor sea menor que el periodo de duplicación de las bacterias, para así aprovechar la máxima eficiencia de las mismas, operando en la fase de crecimiento exponencial.

Para lograr el objetivo de lixiviar los minerales sulfurados de cobre mediante esta tecnología, los microorganismos actúan sobre las menas de acuerdo dos mecanismos: directo e indirecto, lo cual guarda relación con el ataque de las bacterias directamente en la disolución de la matriz de minerales sulfurados por acción de enzimas generadas por las mismas o en la oxidación del ión ferroso con el objeto de que el ión férrico formado contribuya en la disolución de la misma matriz, como producto de su metabolismo.

1) Mecanismo directo:

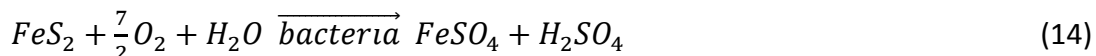
Las bacterias catalizan la oxidación directa de los sulfuros metálicos con el oxígeno, lo que implica la adhesión de la bacteria sobre el sólido, actuando ésta como conductor de electrones.

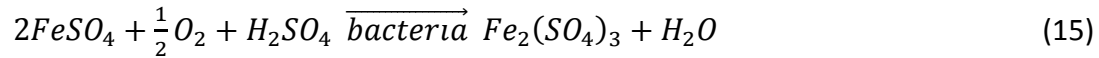
Esquemáticamente se tienen las siguientes reacciones aeróbicas, con M como elemento metálico



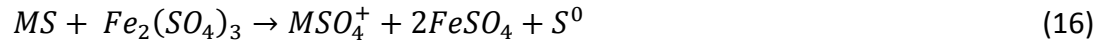
2) Mecanismo indirecto:

En este caso las bacterias actúan a través de la generación de ácido sulfúrico y sulfato férrico. La pirita presente en el depósito se oxida para producir sulfato férrico, como se señala a continuación:





La reacción (15) tiene una cinética muy lenta, pero la acción catalizadora de las bacterias permite la existencia de abundante sulfato férrico en el sistema, el cual lixivia los sulfuros metálicos, de acuerdo al siguiente esquema, donde M es el metal de interés ^[14]



2.2.3.5 Yoduro de Potasio

El ión yoduro tiene un importante efecto catalizador en las reacciones de lixiviación, este permite acelerar la velocidad de reacción de la oxidación férrica y así reducir los ciclos de lixiviación. En general se emplea en un sistema de lixiviación mixta, donde existe una primera etapa, en que el mineral es regado con una solución de ácido sulfúrico e ión férrico, seguida de una segunda etapa de lixiviación donde se alimenta férrico y yoduro, lo cual levanta la cinética y mejora la recuperación de cobre. Este método ha sido testeado a escala laboratorio y piloto, tanto en columnas como en pilas, sin embargo, no ha sido implementado industrialmente. Cabe mencionar que su factibilidad comercial depende directamente del costo de los reactivos y la capacidad de recuperarlos desde la solución efluente de lixiviación.

El efecto catalizador del ión yoduro puede apreciarse en el siguiente sistema ^[15]:



2.2.4 Cinética de lixiviación

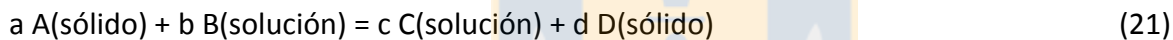
La cinética de disolución de minerales se utiliza para la comprensión del comportamiento de los sistemas reactivos, dando cuenta sobre los mecanismos que controlan la velocidad con la que ocurren las reacciones químicas involucradas, para así, en conjunto con la termodinámica, determinar las especies que estarán presentes y la viabilidad de los procesos de lixiviación bajo ciertas condiciones.

En hidrometalurgia la mayoría de los sistemas son heterogéneos, puesto que involucran sustancias en dos o más fases, como el mineral (sólido) y el fluido lixivante (líquido o gas).

2.2.4.1 Cinética heterogénea

La cinética de los sistemas antes mencionados normalmente es controlada por un mecanismo de transferencia de masa o difusión, y se pueden asumir las siguientes etapas relevantes para el proceso.

Considérese la siguiente reacción sólido-líquido:



Se tiene que, en este caso general, existe la formación de un producto sólido sobre la superficie del mineral. Así el proceso global puede involucrar las siguientes etapas:

- 1.- Transferencia de masa (difusión) de reactivos y productos entre el seno de la solución y la superficie externa de la partícula sólida.
- 2.- Difusión de reactivos y productos a través de un producto de reacción poroso, cuyo espesor aumenta con el avance de reacción.
- 3.- Reacción química entre los reactivos y el sólido en la superficie de reacción.

La etapa que controla la velocidad con que ocurre un proceso puede cambiar durante el transcurso del mismo o según las condiciones en que se desarrolla, por lo que es importante definir las condiciones de operación previamente.

En los sistemas que poseen un control por difusión su comportamiento puede caracterizarse mediante la ley de Fick ^[16]:

$$J = -D \frac{dC}{dx} \quad (22)$$

Donde,

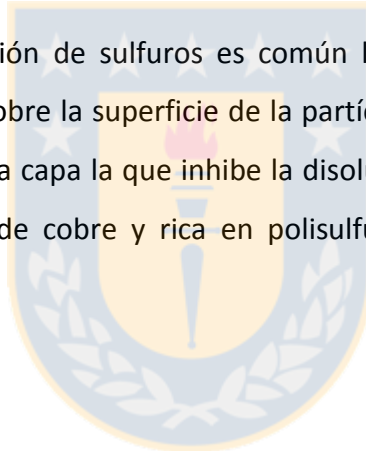
J: velocidad molar de difusión por unidad de área, en un intervalo de tiempo [mol/m²s]

D: coeficiente de difusión de B, a través del producto sólido [m²/s]

C: concentración del componente [mol/m³]

x: distancia en la dirección de difusión [m]

En las reacciones de lixiviación de sulfuros es común la formación de una capa de azufre elemental, como producto sólido, sobre la superficie de la partícula reaccionante, sin embargo, en la actualidad se asegura que no es esta capa la que inhibe la disolución, sino la producción de una fase relativamente delgada compuesta de cobre y rica en polisulfuros que genera la “pasivación” del mineral ^[17].

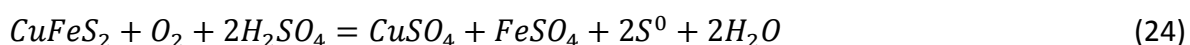
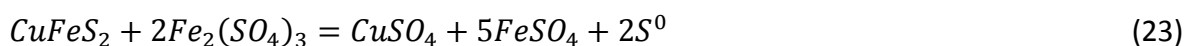


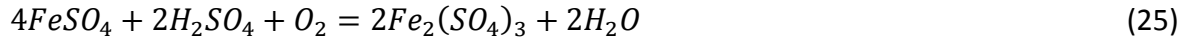
2.3 Estado del arte

La metalurgia es una disciplina en constante progreso, puesto que las características mineralógicas de los yacimientos y las restricciones medio ambientales son cada vez más desafiantes para la industria. Es por ello que en la actualidad existen innumerables estudios con respecto a la lixiviación de sulfuros, para distintos minerales, condiciones y escalas. A continuación, se presenta un resumen de antecedentes con respecto a la recuperación de cobre desde menas sulfuradas, calcopirita principalmente, que es el mineral de cobre más abundante y refractario disponible en la naturaleza. Cabe mencionar que, para la presente memoria de título, sólo son de interés aquellas investigaciones a escala industrial o laboratorio, que permitirían la lixiviación en pilas de estos minerales.

N. Pradhan et al. (2008) señala una serie estudios a escala laboratorio que proporcionan diversas ventajas para la lixiviación de calcopirita en condiciones normales de temperatura y presión [18]. En él se describe la tecnología de lixiviación Geocoat®, la cual combina las altas recuperaciones asociadas a un reactor de lixiviación de concentrados de calcopirita con los bajos costos de capital de la lixiviación en pilas. En este proceso las rocas huésped son recubiertas con una suspensión espesa de concentrado de cobre, luego estas son apiladas y regadas de manera análoga al proceso de lixiviación en pilas. La disolución de los sulfuros es catalizada por microorganismos acidofílicos apropiados para la temperatura de la pila. Paralela a esta tecnología se desarrolló una complementaria, Geoleach®, que incluye una estrategia de control de tasas de aireación e irrigación para maximizar la actividad microbiana y la generación y/o conservación de calor dentro de la pila, promoviendo particularmente la rápida lixiviación de la calcopirita. A pesar de ser una tecnología ampliamente testada no ha sido comercializada.

Otra técnica citada es el empleo del sistema ácido sulfúrico-sulfato férrico, ampliamente utilizado en la oxidación de calcopirita, donde las reacciones aceptadas para la extracción de cobre desde calcopirita por oxidación, son las siguientes [19]:





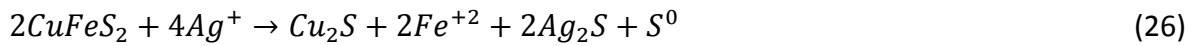
Sin embargo, la cinética de este sistema es bastante lenta, por lo que se ha investigado la adición de distintas sustancias que permitan mejorar la extracción de cobre. Una de ellas es la biolixiviación, que consiste en la incorporación microorganismos que participen en la disolución de minerales sulfurados, ya sea catalizando la oxidación de los iones ferrosos a férricos, oxidando el sulfuro a sulfato o colaborando en la remoción de las capas de azufre, generando ácido adicional.

Un método que se propone de forma complementaria, es la adición de azufre elemental en las operaciones de biolixiviación, estrategia que puede ser utilizada para satisfacer 3 necesidades: ser un medio alternativo para proveer el ácido requerido para la extracción de cobre, generar calor para aumentar dicha extracción y promover la colonización microbiana en una mena de sulfuros de baja ley. Kohr et al. (2004) describió un proceso para calentar la pila rápidamente a temperaturas de al menos 50°C, aumentando el contenido de “combustible” a por lo menos 10 [kg] de azufre expuesto por tonelada de mineral, añadiendo sulfuros.

El proceso Bioheap utiliza una colonia sulfuro oxidante, ineficiente en la oxidación de hierro, para inocular la pila de calcopirita, además proporciona un medio de control para el hierro mediante el paso de solución de proceso a través de una segunda pila de estéril y mineral inerte, para así reducir la posible formación de pasivantes como óxidos/hidróxidos/hidroxisulfatos de hierro (III) en la superficie del mineral. Uhrig et al. (2012) propuso el uso de azufre elemental para promover el crecimiento microbiológico en un bioreactor separado con el propósito de generar la inoculación para la lixiviación en pilas.

Una última técnica revisada para este sistema es el uso de iones como catalizadores, como por ejemplo el ión Ag^+ , cuyo uso en pruebas de laboratorio ha tenido efectos positivos importantes en la lixiviación de concentrados, sin embargo al aplicarse en test en columnas para la simulación de lixiviación en pilas, los beneficios no fueron tan evidentes; el añadir plata resultó en un agudo pero transitorio aumento de la extracción de cobre aunque sí se observó una mejora en la recuperación de menas de calcopirita de baja ley en test de 300 [día]. La mayor falencia de este método son los costos de la incorporación de plata en los procesos a gran escala.

El mecanismo de reacción propuesto por Hiroyoshi et al. (2002) para este sistema fue el siguiente:



También se obtuvieron buenos resultados al utilizar plata para pre-tratar pirita en el proceso Galvanox. Nazari et al. (2012) propuso un mecanismo de extracción mejorada, donde una pequeña parte de la plata adicionada reacciona con la capa de azufre formada sobre las partículas de calcopirita y aumenta la conductividad con el objetivo de facilitar la transferencia de electrones entre las partículas de pirita y calcopirita. Finalmente la primera es reciclada durante el proceso.

En medio ácido sulfúrico se analizaron las ventajas del uso de otras sustancias con mayor poder oxidante que el ión férrico, como por ejemplo Ozono. Carrillo-Pedroza et al. (2010) estudiaron el uso de este elemento en un sistema ácido sulfúrico/férrico, para ello se realizaron test isotérmicos agitados a 25 [°C], sobre una muestra de mineral calcopirítico con una ley de cobre de 0.7, la cual fue dividida en distintas fracciones de tamaño y lixiviada con una solución 0.1-0.5 [M] H₂SO₄ y 0-0.5 [M] Fe⁺³; los resultados mostraron una reducción en el tiempo de lixiviación y un aumento del 16% en la extracción, cabe notar que no hubo un consumo de O₃ por parte de la ganga y que la lixiviación fue menos efectiva en las fracciones de mayor tamaño. En este sistema tendría lugar la siguiente reacción,



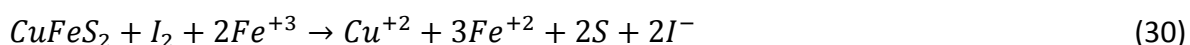
Otro fuerte oxidante es el peroxidisulfato (S₂O₈⁻²), este compuesto puede fabricarse a partir de ácido sulfúrico, utilizando una celda electroquímica y a bajo costo (0.2 [USD/kg]). El S₂O₈⁻² sufre descomposición o hidrólisis, pero puede regenerarse electroquímicamente, minimizando el consumo de ácido sulfúrico. Dakubo et al. (2012) lixivió calcopirita en columnas a 23 [°C] con solución a pH 2 y 10 [g/L] de peroxidisulfato de sodio, a través de este método se extrajo el 30% del contenido de cobre en 90 [h].

Otro sistema estudiado en la investigación citada es $H_2SO_4-NaCl-O_2$ ^[19] cuya ventaja es que el empleo de sal es más barato que el cloruro férrico o cúprico, en él los iones cloruro forman especies complejas con los iones de hierro y cobre, lo que asiste al proceso de lixiviación. El agente oxidante en el sistema es el oxígeno, el cual permite que los iones ferrosos, producto de la lixiviación de la calcopirita, sean oxidados a férrico, contribuyendo, en consecuencia, a la extracción de cobre.

El proceso Cuprochlor[®] ha sido utilizado para la extracción de cobre desde óxidos y mixtos (calcosina, covelina y bornita). Éste consiste en el chancado y aglomeración del mineral con adición de una solución inicial con 12 [kg/t] $CaCl_2$ y luego ácido sulfúrico, esta estrategia resulta en la formación de aglomerantes competentes unidos por yeso, así como altas concentraciones de cloruro en solución. Después del curado el mineral es apilado y lixiviado con una solución de concentración 90 [g/L] de cloruro y 5 [g/L] de cobre; en Michilla (AMSA), Chile el 65% del contenido de cobre era extraído con un tiempo de riego de 50 días, y el 90% en 110 días, siendo este un proceso que compete con la biolixiviación ^[20].

Otra alternativa tecnológica, consiste en un método para lixiviar calcopirita, en el que se realiza una primera etapa de lixiviación oxidativa de cobre, mediante ion férrico o biolixiviación, en ella se disolverían los óxidos y sulfuros secundarios, y una segunda etapa consecutiva donde se utiliza una solución que contiene ión yoduro y Fe^{+3} para disolver los sulfuros primarios que son especies más refractarias. De esta manera se minimizan las pérdidas de yodo sin perder puntos en la extracción de cobre. Cabe mencionar que el método es susceptible a las pérdidas de yodo durante la operación, ya que este es un elemento volátil y de fácil absorción por parte de sustancias hidrofóbicas, además puede reaccionar con el cobre formando un precipitado, aumentando los costos de operación ^[15].

Para este sistema la disolución de calcopirita ocurre de acuerdo a una serie de reacciones catalíticas asistidas por yodo, según:



Como se indicó anteriormente las pérdidas de yodo pueden ocurrir por volatilización del I_2 o por la formación de un precipitado de cobre como sigue:



Por otro lado, utilizando un mecanismo similar se tiene el Proceso Yodo JX ^[21], el cual utiliza este elemento como catalizador, este proceso tiene lugar a temperatura ambiente y consiste en la irrigación de solución con una baja concentración de yoduro y moderada concentración de férrico, con el objeto de mejorar la recuperación de cobre desde menas sulfuradas.

Se realizaron pruebas de lixiviación de concentrados y minerales sulfurados en matraz, las tasas de lixiviación de calcopirita y otros minerales de cobre, se asegura, fueron mejoradas significativamente por la adición de la solución con yoduro de potasio y sulfato férrico.

Además, se realizaron test en columnas de 1 y 6 [m] con distintos tipos de menas sulfuradas de cobre, en cada caso el proceso mostró altas tasas de extracción con respecto a la lixiviación férrica convencional. De acuerdo a los resultados de las columnas, se desarrolló un proceso adicional para la recuperación de yoduro desde el PLS; complementario a esto se llevó a cabo un test en pilas de 300 [t] cada una, en Petorca, Valparaíso, con el objeto de validar la factibilidad de aplicar el proceso industrialmente.

Los test en columnas de 1 [m] se realizaron en cilindros de pvc de 0.1 [m] de diámetro y 1 [m] de alto, los cuales se cargaron con 12 [kg] de mineral (sulfuros de cobre) con $P_{80}=1/2$ [in], en condiciones estándar. Para el proceso Yodo JX las columnas fueron irrigadas de la siguiente manera:

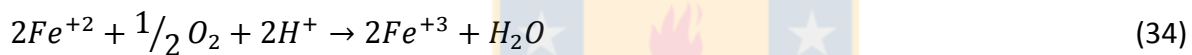
- 1) Primero se adicionó agua acidulada a pH 1.2 con H_2SO_4 a una tasa de 0.5 [m^3/t], correspondiente a una etapa de lixiviación ácida.
- 2) Luego 2 [m^3/t] de una solución con 5 [g/L] de Fe^{+3} y pH 1.6, fueron regadas como lixiviación férrica.
- 3) Finalmente, se agregó una solución con 5 [g/L] de Fe^{+3} como sulfato férrico y 100 [mg/L] de I^{-} como yoduro de potasio, como etapa de lixiviación yodurada. Para evitar la evaporación

del yodo durante la preparación de la solución, las soluciones férrica y yodurada fueron preparadas e irrigadas de forma independiente para ser mezcladas durante el riego.

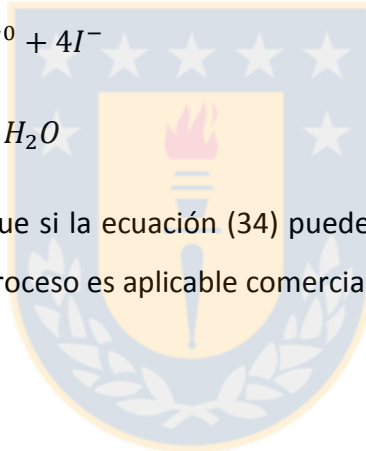
La tasa de riego en todos los casos fue controlada a 5 [L/h/m²].

En los test de 6 [m], 6 columnas fueron conectadas en serie y el yodo del efluente final fue recuperado a través de una columna de carbón activado. El cobre de la misma solución fue removido por cementación con hierro metálico, y la solución efluente final conteniendo ferroso fue oxidada biológicamente y reciclada como férrico.

Finalmente, el proceso puede explicarse mediante las siguientes ecuaciones:



En el documento se concluye que si la ecuación (34) puede darse económicamente por agentes biológicos o químicos, entonces el proceso es aplicable comercialmente.



3 DESARROLLO EXPERIMENTAL

Como se mencionó con anterioridad, las pruebas de lixiviación de sulfuros se llevaron a cabo en las dependencias de SGS Minerals y Codelco Tech en la ciudad de Santiago, donde ambos laboratorios tenían a cargo un set de pruebas correspondientes, según previo acuerdo contractual. En el caso de SGS, debieron realizar las pruebas de lixiviación convencional (con activación de flora nativa), clorurada, férrica y bacteriana en columnas de 8 [m] para las 4 zonas minerales (ZM) en cuestión (SSD, SAS, Bo, Cpy), además de la lixiviación clorurada, férrica y yodurada para las pruebas en columnas de 1 [m] para las mismas 4 ZM respectivas. Codelco Tech por su parte se encargó de las pruebas de biolixiviación asistida y lixiviación convencional con activación de flora nativa en columnas de 1 [m] para todas las ZM y lixiviación en botellas Iso-[Cl-] e Iso-[Fe⁺³] para la muestra M12, la cual corresponde a mineral calcopirítico. Cabe mencionar que a todas las muestras se les realizó un recuento de microorganismos de manera de conocer la potencialidad del empleo del protocolo de Codelco Tech para la activación de los mismos que se encuentran presentes naturalmente en el mineral de DRT.

En la Tabla 1 se muestra un resumen con las pruebas que debió realizar cada laboratorio, identificando la tecnología utilizada y la escala a las que se llevaron a cabo.

Tabla 1. Distribución de la ejecución de pruebas

Pruebas de Lixiviación			
SGS Minerals		Codelco Tech	
Columnas 8 [m]	Columnas 1 [m]	Columnas 1 [m]	Botellas
Lix. Convencional	Lix. Yodurada	Lix. Convencional	Iso Cloruro
Lix. Clorurada	Lix. Clorurada	Biolixiviación	Iso Férrico
Lix. Férrica	Lix. Férrica		
Biolixiviación			

3.1 Selección muestras masivas

La selección de las muestras utilizadas para las pruebas de lixiviación se realizó bajo los siguientes criterios:

- Debido a la masa requerida (50 [ton] aprox. por muestra), se utilizó material desde frentes de carguío de la mina con granulometría ROM ($P_{80} = 8$ [in]).
- Las muestras tenían leyes por sobre la ley de corte de los planes, es decir entre 0.2% y 0.25% de cobre total, según el año de producción.
- Se consideró la variabilidad del yacimiento en cuanto a leyes, mineralogías, alteraciones y parámetros geometalúrgicos. Para ello se tomaron en cuenta los modelos mineralógicos y geometalúrgicos existentes.
- Las muestras fueron extraídas desde las fases de producción actuales, las cuales pueden tener similitud con fases futuras, según el plan de producción PND 2017 que se detalla en las Tablas 2 y 3.

Tabla 2. Características geológicas de los primeros 5 años de PND 2017 para concentradora

General		Leyes								Mineralogía Base Sulfuro %					Alteración %					
Período	kTon	CuT%	CuS%	MoT%	As%	Au ppm	Ag (g/ton)	Zn%	FeT%	Cc%	Bo%	Cpy%	Cv%	Py%	%arc	%Lim	Zt (arc+lim)%	%Pi	%QS	%PF
18T1 (0)	5600.5	0.66	0.064	0.016	0.002	0.037	2.073	0.01	1.086	52.4	10.2	20.6	6.2	10.5	3.7	1	4.68	5.0	11	79.32
18T2 (1)	5662.7	0.72	0.073	0.012	0.002	0.038	2.073	0.009	1.076	52.5	15.3	14.4	4.2	13.6	4.2	1.3	5.53	5.5	14	74.97
18T3 (2)	5724.9	0.68	0.069	0.009	0.003	0.036	2.024	0.01	1.082	51.5	12.7	15.9	4.9	14.9	4.3	1.3	5.61	5.3	14	75.09
18T4 (3)	5693.8	0.56	0.045	0.015	0.002	0.033	2.067	0.008	0.881	27.2	39.4	24.9	2.6	5.9	3.8	0.7	4.53	9.0	9	77.47
19T1 (4)	2855.6	0.58	0.042	0.018	0.003	0.036	2.08	0.007	0.805	24.3	46.9	23.5	1.8	3.5	4.2	0.7	4.95	9.5	8.5	77.05
19T2 (5)	2887.3	0.58	0.044	0.019	0.003	0.035	2.071	0.007	0.897	23.4	44.2	23.0	2.0	7.4	4.9	1	5.95	8.7	9	76.35
19T3 (6)	2919	0.76	0.08	0.011	0.003	0.037	2.047	0.009	1.098	54.9	15.4	11.7	3.4	14.5	4.6	1.3	5.88	5.3	13	75.82
19T4 (7)	2903.1	0.76	0.086	0.01	0.002	0.038	2.051	0.009	1.05	55.0	16.3	11.7	3.5	13.5	4.8	1.2	6.02	5.1	13	75.88
20S1 (8)	5758.8	0.65	0.069	0.016	0.003	0.035	2.057	0.008	0.982	34.6	33.6	20.5	3.3	8	4.5	1	5.51	8.0	10.5	75.99
20S2 (9)	5806.2	0.69	0.069	0.011	0.003	0.035	2.019	0.01	1.235	40.7	17.0	21.6	7.5	13.2	4.3	1.4	5.71	6.5	11	76.79
21S1 (10)	9667.3	0.62	0.056	0.015	0.002	0.036	2.013	0.008	0.961	31.8	35.1	21.3	3.0	8.8	5.0	0.7	5.74	8.5	10.5	75.26
21S2 (11)	9800.8	0.63	0.063	0.015	0.002	0.035	1.949	0.008	1.011	35.9	30.4	20.6	3.3	9.7	4.8	0.7	5.49	8.0	10.5	76.01
2022 (12)	29095.6	0.63	0.053	0.016	0.002	0.038	2.059	0.007	0.941	20.9	43.2	23.3	3.0	9.6	5.3	1	6.27	8.7	11	74.03

Tabla 3. Leyes y metalurgia de minerales a lixiviación PND 2017

	Unidad	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025
	Días Operación	365	365	365	366	365	365	365	366	365
Mineral Apilado	kth	60,673	60,000	60,000	60,005	60,001	60,000	31,969	31,913	34,925
Mineral Apilado	kts	58,853	58,200	58,200	58,205	58,201	58,200	31,010	30,956	33,878
Ley CuT	%	0.454	0.43	0.427	0.450	0.527	0.388	0.412	0.503	0.392
Ley CuS	%	0.303	0.285	0.314	0.329	0.382	0.229	0.196	0.252	0.157
Recuperación	%	71.7	69.2	74.4	72.4	71.0	61.4	58.91	63.78	53.95
Consumo de ácido 96%	ton	450,968	424,375	424,375	424,409	424,384	424,376	226,111	225,718	247,025
Consumo de ácido 100%	kgH+/kCuf	2.3	2.3	2.2	2.1	1.9	2.9	2.8	2.2	3.3
Consumo de ácido 100%	kgH+/ts	7.4	7.0	7.0	7.0	7.0	6.5	7.5	8.5	9.5
Producción	ktCuF	188.3	175.5	183.5	190.9	215.2	142.4	78.0	98.2	72.9

Finalmente se tomaron 4 muestras, las cuales representaban las siguientes ZM:

- **Sulfuro de Alta Solubilidad (SAS):** Enriquecimiento de sulfuro secundario con un contenido de calcosina más covelina cercano al 55% del sulfuro total, conteniendo además trazas de óxidos. Ley mayor o igual a 0.2% CuT y razón soluble mayor al 15%.
- **Sulfuro Secundario Débil (SSD):** Calcosina más covelina secundarias entre un 25% y un 65% de sulfuro total. Ley mayor o igual a 0.2% CuT y razón de solubilidad menor al 20%.
- **Sulfuro Primario Bornítico (Bo):** Unidad cuyo contenido de calcosina más covelina es menor al 25% y cuya razón de solubilidad es menor al 20%. Las proporciones de bornita-calcopirita son, bornita mayor o igual al 50% y calcopirita menor al 50%. Ley mayor o igual a 0.2% CuT.
- **Sulfuro Primario Calcopirítico (Cpy):** Unidad cuyo contenido de calcosina más covelina es menor al 25% y cuya razón de solubilidad es menor al 20%. Las proporciones de bornita-calcopirita son, calcopirita mayor o igual al 50% y bornita menor al 50%. Ley mayor o igual a 0.2% CuT.

A cada una de las cargas se le asignó un número de muestra. Así la ZM sulfuro de alta solubilidad corresponde a la muestra M10, sulfuro secundario débil M11, sulfuro primario bornítico M2 y sulfuro primario calcopirítico M12. Todas ellas fueron extraídas de distintas zonas de la Fase 34 del rajo principal de DRT, como se muestra en la Figura 6. Ésta fase se encuentra en la cota 2500 [msnm] en el sector norte del rajo como puede observarse en la Figura 29 en Anexos.

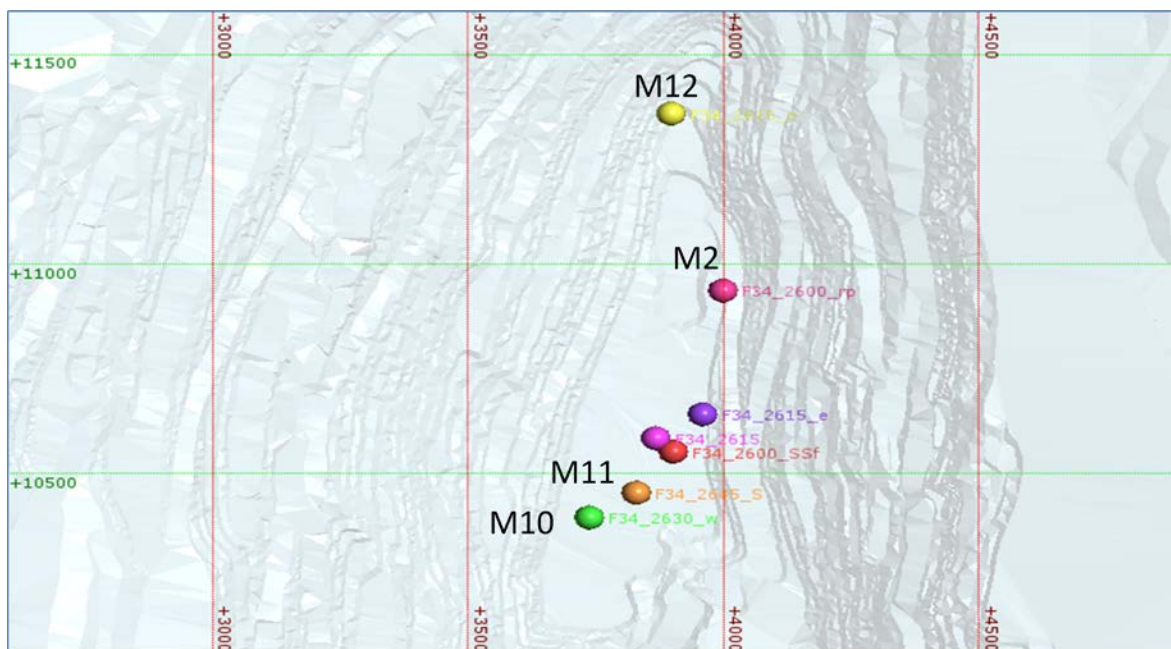


Figura 6. Distribución de muestras masivas en Fase 34. Fuente: Superintendencia de Geología, GRMD, Codelco DRT.



3.2 Procedimiento experimental

En este apartado se detallarán los equipos y protocolos de pruebas utilizados por Codelco Tech y SGS Minerals tanto en los tests en botellas como en columnas.

3.2.1 Pruebas en botellas

Estas se llevaron a cabo con el objeto de determinar extracciones y consumos de ácido máximos, para las tecnologías de lixiviación férrica y clorurada sobre la muestra M12 (Cpy), ejecutándose de la siguiente manera.

1. Descripción de equipos

Los equipos utilizados en el desarrollo de estas pruebas fueron:

- Balanza
- Botellas de lixiviación de al menos 4 [L]
- Rodillo giratorio
- pH-metro
- Electrodo de pH
- Probeta
- Ácido sulfúrico concentrado
- Cronómetro
- Planilla de control de pruebas Iso-pH



2. Preparación de muestras

- 1) La muestra mineral M12 (Cpy) fue reducida de tamaño hasta obtener una distribución de tamaño de partícula bajo la malla #10 Tyler (2 [mm]).
- 2) Se realizó el análisis químico de la muestra en húmedo y bajo las mallas (Tyler): 1 [in], ¾ [in], ½ [in], ¼ [in], +6#, +10#, +48#, +65#, +100#.
- 3) Las cabezas de alimentación se sometieron a análisis químico por ICP, cobre total (CuT), Cu soluble en ácido sulfúrico, Cu soluble en ácido cítrico, hierro total (FeT), Fe soluble en ácido sulfúrico, Fe soluble en ácido cítrico, cloro (Cl), arsénico (As), consumo de ácido bruto (CAAB) y consumo de ácido neto (CAAN) en condiciones 1 N y 30 [min] de agitación.

3. Lixiviación

- 1) Se seleccionaron muestras de cabeza de la muestra mineral M12 y se prepararon junto a la muestra para análisis químico a una granulometría 100% -10# Tyler.
- 2) Se aseó la zona de trabajo, eliminando residuos que pudiesen haber quedado de pruebas anteriores.
- 3) Se pesó la carga de mineral para la prueba.
- 4) Se realizó el curado ácido de las muestras.
- 5) Para cada botella de lixiviación se midió un volumen de 3 [L] de agua acidulada al pH requerido para la prueba.
- 6) Se colocó la muestra de mineral curado en las botellas, cuidando de no derramar el mineral. Se tapó la botella y se colocó en el rodillo agitador. Se tomó una muestra de agua para análisis por ácido y pH.
- 7) Las pruebas se realizaron a los siguientes tiempos finales de lixiviación: 1, 3, 8, 24 y 72 horas. Cada tiempo representó una botella de lixiviación.
- 8) La pulpa se ajustó a pH 1.3 a los siguientes intervalos de tiempo: 1, 3, 8, 24 y 72 horas. Esta fue ajustada con ácido sulfúrico concentrado mediante una bureta en la misma botella, con agitador magnético y pH-metro.
- 9) Una vez alcanzado el tiempo de término de la prueba se procedió a filtrar toda la pulpa, se midió el volumen de solución rica recuperada y el ripio recuperado fue lavado en filtro con 3 [L] de agua a pH 1.3. La solución de lavado fue recuperada y se midió su volumen. Tanto la solución rica como la de lavado fue analizada por cobre, pH y ácido libre, hierro, hierro (II) y potencial eléctrico (Eh); resultados que fueron utilizados para el balance de cobre, hierro y ácido libre. El ripio recuperado se pesó en húmedo, se secó a 150°C, se pesó seco y luego se preparó para análisis químico por cobre total, cobre soluble en ácido sulfúrico y ácido cítrico, hierro total, hierro soluble en ácido sulfúrico y ácido cítrico, consumo de ácido bruto (CAAB) y consumo de neto (CAAN).

3.2.2 Pruebas en columnas

A continuación, se describe el procedimiento utilizado por SGS y Codelco Tech para la preparación y desarrollo de las pruebas en columnas de lixiviación de 1 [m] y 8 [m].

1. Descripción de equipos para curado y aglomerado

- Muestra mineral a tratar, debidamente identificada.
- Balanzas de 300 [kg] de capacidad.
- Baldes de 20 [L] de capacidad.
- Soluciones de curado como agua y/u otros (preparadas: H_2SO_4 (grado técnico) y H_2O)
- Palas tipo carboneras, de plástico duro o PVC.
- Plástico grueso, Nylon.



Figura 7. Curado de minerales para carga de columna, planta piloto DRT. Fuente: Elaboración propia

2. Descripción de equipos para carga de columnas

- Columna de PVC.
- Arpillera.
- Corona.
- Malla plástica mosquitera o de jardín.
- Lona plástica.
- Teclé eléctrico o manual.
- Baldes de capacidad 20 [kg].
- Torpedo / almeja o sistema de carguío con fondo falso con cuerdas.
- Flexómetro o huincha metálica para medir.
- Pie de metro.
- Palas.
- Escobillón.
- Balanzas de capacidad adecuada (30 a 300 [kg]).
- Bombas peristálticas (con sus partes componentes) y sistema de riego (araña).
- Recipientes de capacidad 3 a 200 [L].



Figura 8. Sistema de bombeo y riego columnas. Fuente: Elaboración propia

3. Procedimiento de preparación mecánica de muestras

- 1) La muestra mineral fue chancada hasta una granulometría con $P_{100} = 1\frac{1}{2}$ [in] y $P_{80} = 1$ [in].
- 2) Se realizó análisis granulométrico a las muestras en húmedo y bajo las siguientes mallas (Tyler): 1 [in], $\frac{3}{4}$ [in], $\frac{1}{2}$ [in], $\frac{1}{4}$ [in], +6#, +10#, +48#, +65#, +100#.
- 3) La fracción retenida en cada malla se sometió a análisis químico por cobre total (CuT) y cobre soluble (CuS).
- 4) Las cabezas de alimentación se sometieron a análisis químico por CuT, CuS, hierro total (FeT), hierro soluble (FeS) y consumo de ácido neto (CAAN) en condiciones 1N y 30 minutos de agitación.



Figura 9. Disposición de mineral por fracción de tamaño luego de preparación mecánica. Fuente: Elaboración propia

4. Curado y aglomeración de minerales utilizando un paño

- 1) Se cortó un paño plástico de tamaño acorde al mineral a aglomerar y se ubicó sobre una superficie plana, limpia y seca.
- 2) Se dispuso el mineral sobre el paño, comenzando por las fracciones de mayor tamaño (orden decreciente).
- 3) Se roleó el mineral para homogeneizarlo y luego se adicionó $\frac{1}{4}$ de la masa del H_2O disponible y se roleó nuevamente.
- 4) Se adicionó $\frac{1}{4}$ de H_2SO_4 sobre el mineral y se roleó hasta lograr la correcta homogeneización.
- 5) Se repite lo anterior hasta acabar con las soluciones disponibles y finalmente con la ayuda de un termómetro, se midió la temperatura del aglomerado, para luego traspasar el mineral a un tambor plástico para la posterior carga de la columna.



Figura 10. Roleo de mineral para carga de columnas. Fuente: Elaboración propia

5. Verificación de condiciones de columnas

- 1) Se revisaron las columnas asegurando que se encuentren en estado óptimo para realizar la carga de mineral.
- 2) Se realizó una prueba hidráulica para revisar que no hubiera filtraciones o roturas y que la columna contara con su sistema de filtro interno (corona y malla).
- 3) Se identificó cada columna con un letrero en la parte superior e inferior indicando n° de OL, nombre del Proyecto o cliente, n° de columna y nombre del supervisor.

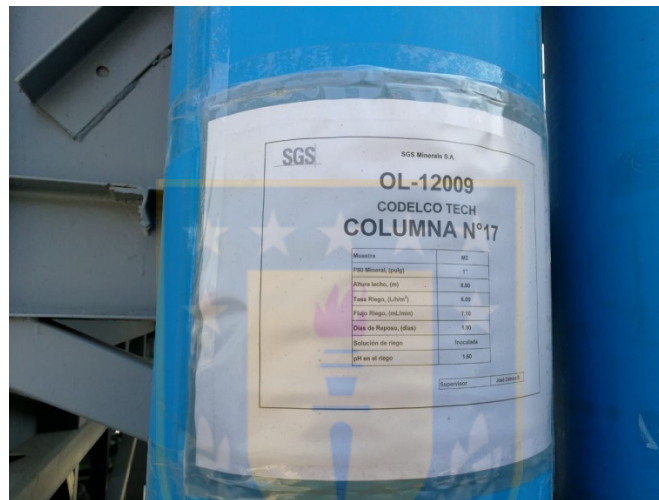


Figura 11. Identificación columnas. Fuente: Elaboración propia

6. Operación de carga de columnas

- 1) Se cargó el mineral cuidadosamente dentro del torpedo y hasta llenar su capacidad.
- 2) Se introdujo el torpedo por la parte superior de la columna, bajándolo hasta casi el fondo de la misma, para luego dejar caer suavemente el mineral dentro de ella.
- 3) La operación finalizó una vez que se alcanzó la altura de lecho correspondiente y se midió la altura de vacío.
- 4) El mineral cargado en cada columna correspondió a:

Tabla 4. Granulometría de columnas

Equipo	Granulometría	
	P100: 1 1/2 [in] P80: 1[in]	P100: 1[in] P80: 3/4 [in]
Columna 1	x	x
Columna 8	x	

- 5) Sobre el mineral cargado se colocó una arpillera circular del mismo tamaño que el diámetro interno de la columna.
- 6) Luego se montó el sistema de riego en la parte superior de la columna, el cual se componía de mangueras de laboratorio, Tygon y la bomba peristáltica. Tal como se observó en la Figura 8.
- 7) Se ubicó la solución de riego a cada columna en un recipiente rotulado con el n° de OL, nombre del proyecto y tipo de solución (Alimentación-ON).
- 8) Se colocó un recipiente de recepción de efluentes bajo la columna, contando este con la capacidad adecuada y un rótulo con las identificaciones de OL, nombre del proyecto, n° de columna y tipo de solución (Efluente-OFF).
- 9) Una vez iniciada la etapa de riego se reguló éste a través del propio regulador de la bomba.

**Figura 12.** Almacenamiento soluciones OFF-ON. Fuente: Elaboración propia

7. Operación columnas

- 1) Se inició el riego según una rampa de humectación que permitiera el correcto acondicionamiento de la columna y luego se continuó de acuerdo a la cantidad de días estipulada en la planificación.
- 2) Las soluciones de riego y efluente de cada prueba fueron sometidas a análisis químico por Cu, FeT, Fe⁺², ácido, pH y Eh. En el caso de las columnas bajo lixiviación clorurada las soluciones se analizaron también por Cl⁻.
- 3) El muestreo se efectuó diariamente durante los primeros 7 días y luego se realizó 2 veces por semana.



Figura 13. Muestreo de efluentes. Fuente: Elaboración propia

- 4) El drenaje de las columnas se llevó a cabo durante 2 días.
- 5) La descarga de las columnas se realizó en una etapa.



Figura 14. Operación de descarga y muestreo ripios. Fuente: Elaboración propia

8. Protocolo de riego biolixiviación asistida y lixiviación convencional con activación de flora nativa para columnas de 1 y 8 [m]

Las pruebas en columnas de biolixiviación, fueron regadas en etapas, la primera consistió en un acondicionamiento ácido durante 3 días, el PLS recolectado fue ajustado a las condiciones requeridas y se utilizó para el riego de la etapa de inoculación, junto con agua y el inóculo SBP; esta etapa tuvo una duración de un día. Luego la solución efluente fue ajustada y regada en la etapa de biolixiviación durante 176 días. Las soluciones ON y OFF de las etapas de inoculación y biolixiviación fueron sometidas a análisis químico por Cu, Fe total, Fe^{+2} , ácido libre, pH, Eh, MO's (1) recuento de microorganismos y MO's (2) secuenciación masiva.

El procedimiento para las columnas bajo lixiviación convencional, se desarrolló de manera análoga, pero sin considerar la etapa de inoculación.

9. Protocolo de riego lixiviación yodurada columnas 1 [m]

El empleo de esta tecnología considera dos etapas, la primera consiste en una lixiviación férrica, donde se riega la columna por 14 días con una solución que contiene Fe^{+3} . La segunda es una lixiviación mixta, donde el riego es alimentado por conductos distintos, uno corresponde a una solución férrica y el otro a una solución yodurada con yoduro de potasio, las cuales son goteadas

sobre el mineral por 70 días. Vale mencionar que este protocolo solo se aplica a columnas de 1 [m], ya que esta tecnología no fue testada a mayor escala.

3.3 Condiciones experimentales

Los parámetros bajo los cuales se llevaron a cabo las distintas pruebas se detallan a continuación.

3.3.1 Aglomeración y curado de minerales

En las tablas siguientes se detallan las condiciones de curado y aglomeración para las pruebas en botellas, columnas de 1 y 8 [m] para cada tecnología de lixiviación.

Tabla 5. Condiciones de curado y aglomeración pruebas en botellas

Tecnología	Iso-[Cl-]	Iso-[Fe+3]
	1 kg mineral cpy	1 kg mineral cpy
Curado ácido	6 kg/t	
Dosis sal aglom.	10 kg/t	-
Tiempo reposo mineral aglom. [h]	96	

Tabla 6. Condiciones de curado y aglomeración columnas de lixiviación

Tecnología	Lix. Yodurada	Lix. Convencional	Biolixiviación	Lix. Férrica	Lix. Clorurada
Curado ácido	6 [kg/t]	N/A	N/A	6 [kg/t]	6 [kg/t]
Dosis H2O aglom.	5.6 [L] por 70 [kg]	6 [L] por 75 [kg]	6 [L] por 75 [kg]	10 [L/t]	10 [L/t]
Dosis sal aglom.	N/A	N/A	N/A	N/A	10 [kg/t]
Tiempo reposo mineral aglom.	24	24	24	96	96

3.3.2 Lixiviación en botellas

Las pruebas de lixiviación en botellas a cargo de Codelco Tech se desarrollaron bajo las siguientes condiciones de operación.

Tabla 7. Condiciones de operación pruebas en botellas

Test	Iso-[Cl-]	Iso-[Fe+3]
Granulometría	100% -10# Tyler	
Muestra mineral	M12	
Solución de Lixiviación	3 L agua potable a pH 1.3-30g/L Cl-	3 L agua potable a pH 1.3-5g/L Fe+3
Velocidad giro del rodillo	20 [rpm]	
Iso-pH	1.3	
Tiempo de LX [h]	1, 3 ,8, 24, 72	

3.3.3 Lixiviación en columnas

El riego inicial a las columnas se realizó siguiendo una rampa de humectación, la cual se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 8. Rampa de humectación columnas de lixiviación

Día	Riego [h]	Reposo [h]	Tasa riego [L/h/m ²]	Total [h]
1	5	19	6	24
2	10	14	6	24
3	20	4	8	24
4	24	0	10	24

Las soluciones irrigadas, flujos y ciclos de lixiviación empleados en cada prueba se enuncian a continuación en la Tabla 9. Las pruebas en columnas de 1 [m] y 8 [m] para las tecnologías: clorurada, férrica, yodurada, lixiviación convencional y asistida, que fueron realizadas por SGS Minerals, bajo las siguientes condiciones de operación:

Tabla 9. Condiciones de operación columnas SGS

Tecnología	Lix yodurada	Lix Clorurada		Lix Férrica		Biolix-C.Tech	Lix Convencional
Escala	1 [m]	1 [m]	8[m]	1 [m]	8[m]	8 [m]	8 [m]
Granulometría [in]	P80=3/4	P80=1 y P80=3/4	P80=1	P80=1 y P80=3/4	P80=1	P80=1	P80=1
Dosis de ácido curado	6 [kg/t]	6 [kg/t]		6 [kg/t]		N/A	N/A
Dosis H2O aglom.	5.6 [L] por 70 [kg]	10 [L/t]		10 [L/t]		72 [L] por 900 [kg]	72 [L] por 900 [kg]
Dosis sal en aglom. [kg/t]	-	10		-	-	-	-
Tiempo reposo mineral aglom. [h]	24	96		96		24	24
Tasa de riego	7.7 [L/h/m2]	10 [L/h/m2]		10 [L/h/m2]		6 [L/h/m2]	6 [L/h/m2]
Ciclo de LX [día]	90	90	180	90	180	180	180
Inoculación	-	-	-	-	-	1 día, inóculo 1*10 ⁶	-
Tiempo de LX [día]	84	88	176	88	176	176	176
Razón de Lixiviación [m3/t]		1.1		1.1			
Solución de Riego	Agua potable pH 1.6 - 5 [g/L] Fe+3 - 130 [mg/L] KI	Agua potable pH 1.3 - 30 [g/L] Cl-		Agua potable a pH 1.3- 5 [g/L] Fe+3		Agua potable a pH 1.6 - 3 [g/L] Fe+2	Agua potable a pH 1.6 - 3 [g/L] Fe+2
Lavado	2 [día] - 7.7 [L/h/m2] - Agua potable pH 1.6	2 [día] - 10 [L/h/m2] - Agua potable pH 2		2 [día] -10 [L/h/m2] - Agua potable pH 2		2 [día] -10 [L/h/m2] - Agua potable pH 2	2 [día] -10 [L/h/m2] -Agua potable pH 2

Las condiciones para las columnas bajo biolixiviación asistida y lixiviación convencional con activación de flora nativa, cuya operación estuvo a cargo de Codelco Tech se presentan en la Tabla 10.

Tabla 10. Condiciones de operación columnas 1 [m] Codelco Tech

Tecnología	Biolix-C.Tech	Lix Convencional
Escala	1 [m]	1 [m]
Granulometría [in]	P80=1	P80=1
Tasa de riego	Acondicionamiento ácido: 3 [L/h/m ²] (24 [h]), 6 [L/h/m ²] (48 [h])	Acondicionamiento ácido: 3 [L/h/m ²] (24 [h]), 6 [L/h/m ²] (48 [h])
	Inoculación: 6 [L/h/m ²]	-
	Biolixiviación: 6 [L/h/m ²]	Biolixiviación: 6 [L/h/m ²]
Ciclo de LX, días	180	180
Inoculación	1 día, inóculo	-
Tiempo de LX, días	Acondicionamiento ácido: 3	Acondicionamiento ácido: 3
	Inoculación: 1	-
	Biolixiviación: 176	Biolixiviación: 177
Solución de Riego	Acondicionamiento ácido: Agua potable pH 1.1-1.2	Acondicionamiento ácido: Agua potable pH 1.1-1.2
	Inoculación: PLS acond. Ajustado a pH 1.6-1.8 - 3 [g/L] Fe+2, Agua potable pH 1.7, Inóculo SBP	-
	Biolixiviación: PLS inoc. Ajustado pH 1.6 - 3 [g/L] Fe+2	Biolixiviación: PLS inoc. Ajustado pH 1.6 - 3 [g/L] Fe+2
Lavado	2 [día] -10 [L/h/m ²] - Agua potable pH 2	2 [día] -10 [L/h/m ²] - Agua potable pH 2

4 RESULTADOS Y DISCUSIONES

En este capítulo se presentan los principales resultados obtenidos para las distintas pruebas de lixiviación desarrolladas durante la presente memoria de título. El análisis de estos sentará las bases teóricas y lineamientos para la selección de aquella tecnología que podría asegurar la continuidad operacional de División Radomiro Tomic.

4.1 Análisis químico de mineral de cabeza

Como se ha mencionado, son cuatro las muestras minerales sobre las que se realizaron estas pruebas, cada una de las cuales exhibe la mineralogía futura del yacimiento RT. De ellas se extrajo una porción representativa con el objeto de llevarlas a análisis químico por cobre y hierro total, cobre y hierro soluble, y consumo de ácido neto; obteniéndose resultados que se muestran en la Tabla 11:

Tabla 11. Análisis químico de cabeza

Elemento	Granulometría	CuT	Cu Sol	CuS/CuT	FeT	Fe Sol	CAN
Unidad	[in]	%	%	%	%	%	[kg/t]
BO (M2)	1	0.396	0.052	13.13	0.85	0.35	19
	¾	0.395	0.054	13.73	0.95	0.34	17
SAS (M10)	1	0.457	0.069	15.00	0.74	0.30	16
	¾	0.445	0.066	14.32	0.82	0.27	16
SSD (M11)	1	0.518	0.061	11.71	0.67	0.32	13
	¾	0.495	0.05	10.09	0.52	0.15	10
CPY (M12)	1	0.411	0.017	4.14	0.72	0.15	14
	¾	0.411	0.017	4.14	0.72	0.15	14

Se observa que la ley de cobre se encuentra en un rango entre 0.3-0.6% y las solubilidades entre un 4-15%, intervalo bastante amplio debido a las diferentes mineralogías estudiadas. La más refractaria resultó ser la ZM de Cpy tal como se esperaba, mientras que la más soluble corresponde a la muestra de Sulfuro de Alta Solubilidad, que es una zona mineral que se caracteriza por solubilidades cercanas o mayores al 15%. El consumo de ácido neto promedio fue de 15 [kg/t]. Ésta caracterización es válida para todos los sets de pruebas.

4.2 Análisis mineralógico de mineral de cabeza

Además de los contenidos de cobre y hierro de las muestras de cabeza, se determinaron las especies minerales presentes en ellas mediante análisis QEMSCAN®, reportando los datos que se observan en la Figura 15:

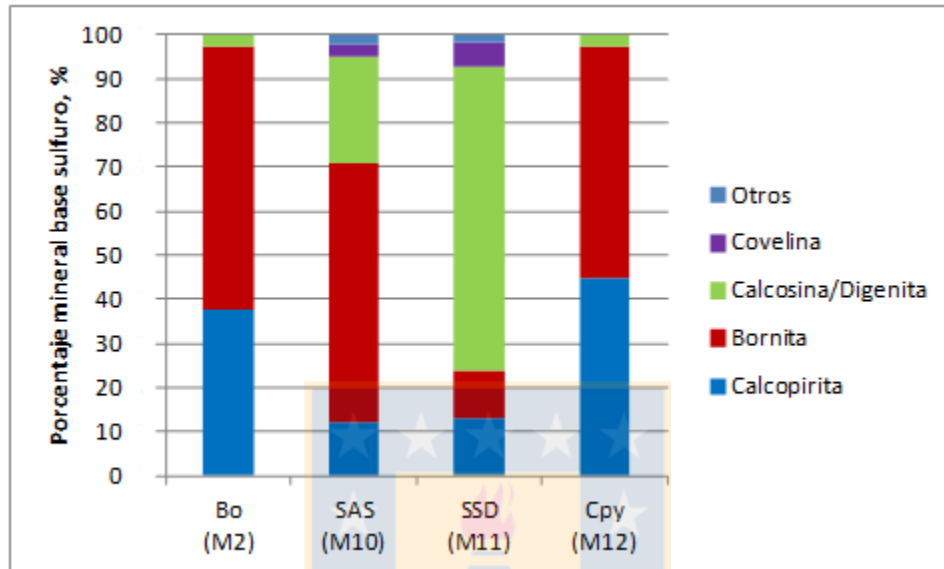


Figura 15. Especies sulfuradas de cobre en muestras minerales ^[22] Fuente: Reporte Codelco RT

Como se observa en la figura, cada muestra mineral poseía proporciones distintas de las principales menas sulfuradas de cobre presentes en la división. El conocer previamente la mineralogía de cada una de ellas dio una idea *a priori* de cuál sería más fácil de lixiviar y de las extracciones de cobre que esperaban obtenerse. Por otra parte, la mineralogía da cuenta de información relevante para el balance del proceso, así como de las características de la ganga, lo que permite comprender el comportamiento del mineral en cada columna. En anexos Tabla 17 se muestra la mineralogía completa de las muestras, en ella se aprecia que el contenido de ganga consumidora de ácido (clorita, caolinita, esmectita, calcita) es cercano al 2%, siendo las esmectitas las que generan mayores problemas en la operación actual de DRT. Cabe mencionar que además del contenido mineralógico de las muestras es importante conocer como se presenta la mena en las rocas. En la Figura 16 se muestran rangos de liberación de la mena basados en el porcentaje de área de las partículas.

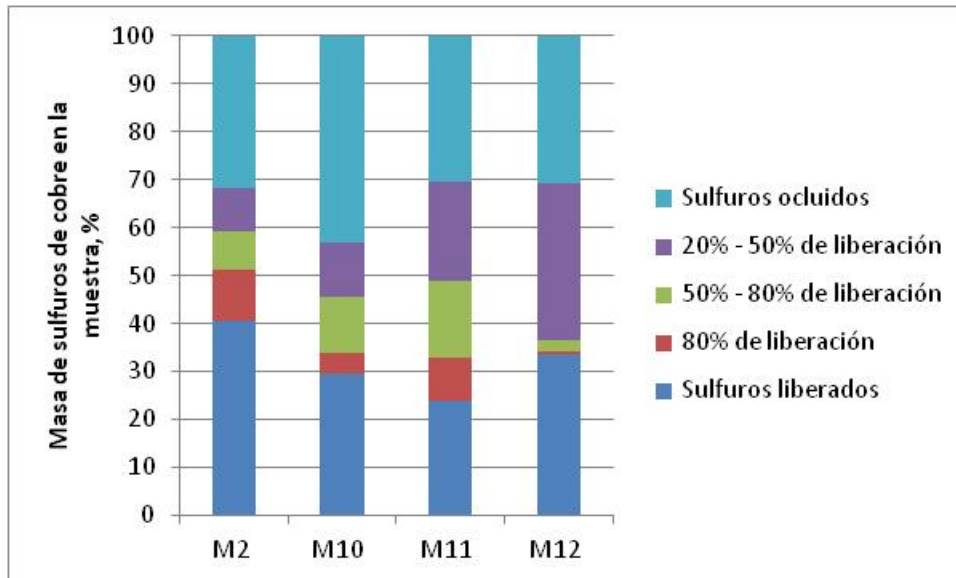


Figura 16. Porcentaje de liberación de sulfuros de cobre Fuente: Elaboración propia

Tal como se aprecia en la figura menos del 50% de la mena tiene una liberación mayor o igual al 50%, razón por la que se sugiere apuntar a una granulometría más fina en la operación, siendo ideal un $P_{80} = \frac{3}{4}$ [in] como se verá más adelante.

4.3 Análisis microbiológico de muestras de cabeza

Puesto que una de las tecnologías a estudiar es la Biolixiviación es que se decidió llevar a cabo un recuento de microorganismos nativos en las muestras de cabeza, tal como se muestra en la Figura 17. De esta manera se tenía una idea de la potencialidad natural del mineral a ser lixiviado mediante este método.

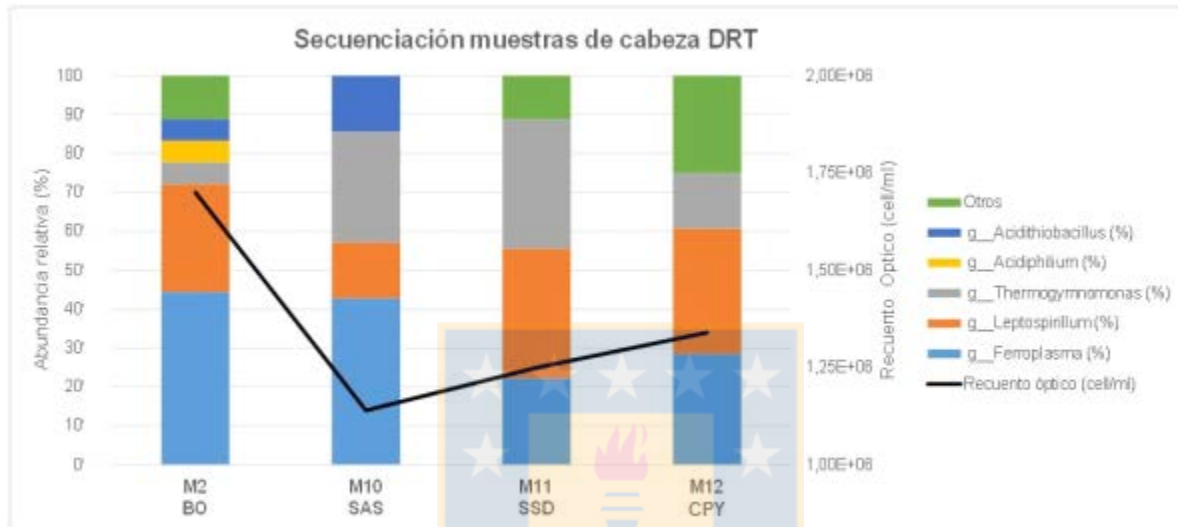


Figura 17. Recuento microbiológico mineral de cabeza ^[23] Fuente: Avance de Resultados, Codelco Tech

Se obtuvo que todas las muestras presentaban especies ferrooxidantes como Leptospirillum y Ferroplasma, las cuales podrían contribuir indirectamente en la disolución de las especies de cobre presente en las rocas minerales. Cabe destacar que llamó profundamente la atención que la concentración de microorganismos nativos reportada es del orden de 10^6 , comparable con la cantidad de bacterias incorporadas en la etapa de inoculación de una biolixiviación asistida, de ahí que las extracciones de cobre al final del ciclo de prueba fueran bastante similares.

4.4 Pruebas de lixiviación en Botellas Iso-pH

Es importante, primero que todo, señalar que éstas pruebas se realizaron sólo con la muestra M12 correspondiente a mineral calcopirítico. En la Figura 18 y Tabla 12 se presentan los principales resultados obtenidos en cuanto a extracción máxima de cobre total de cabeza y consumo de ácido bruto máximo para una muestra de mineral calcopirítico en medio iso-férrico y medio iso-cloruro.

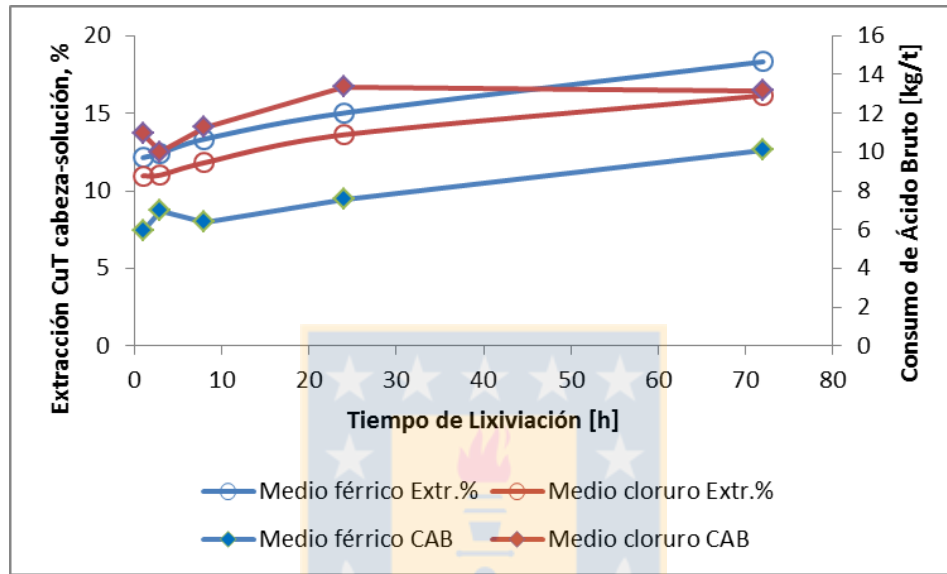


Figura 18. Extracción CuT y CAB para pruebas en Botellas Iso-pH

Es posible observar que en medio iso-férrico se obtuvo una extracción de cobre mayor al término de la prueba (72 [h] de agitación) 18.32% versus el 16.14% obtenido en las botellas Iso-cloruro y un consumo de ácido bruto menor 11.3 [kg/t], menor en tres puntos al consumo de las pruebas cloruradas. Cabe mencionar que los consumos de ácido fueron similares a lo pronosticado por las pruebas de análisis químico. Por otro lado, de estos test en botellas es posible asumir que a mayor escala el empleo del ion férrico debiese ser un método más efectivo que la cloruración en la lixiviación de estos minerales.

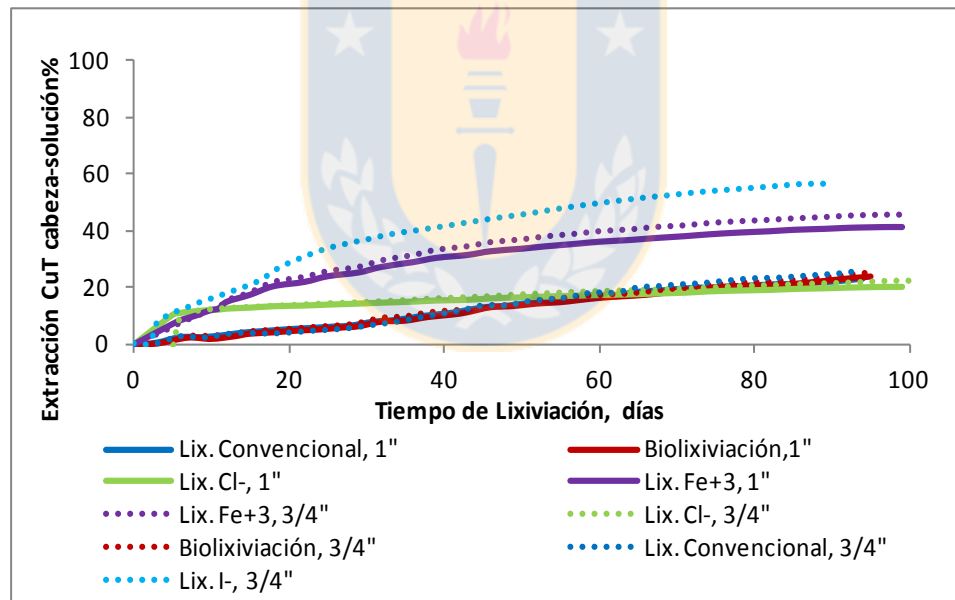
En la Tabla 12 se muestra un resumen con los valores reportados para estos tests.

Tabla 12. Resumen resultados Tests Botellas Iso-pH

Prueba	Iso-(Fe+3)					Iso-(Cl-)				
	1	3	8	24	72	1	3	8	24	72
Tiempo de Lixiviación [h]										
Extracción CuT cabeza-solución, %	12.14	12.42	13.33	15.01	18.32	10.96	11.02	11.81	13.61	16.14
Consumo de Ácido Bruto [kg/t]	6.7	7.8	7.2	8.5	11.3	11.6	10.7	12.0	14.2	14.2

4.5 Extracción de cobre cabeza-solución en pruebas en columnas de 1 [m]

En las figuras se presentan las gráficas de extracción de cobre para todas las muestras bajo pruebas de lixiviación en columnas de 1 [m] a un tiempo máximo de operación de 100 días. Es importante tener en cuenta los porcentajes de cobre soluble para cada una de las muestras, los cuales se indican en la Tabla 11.

**Figura 19.** Gráfico de Extracción cabeza-solución para M2 (Bo) Fuente: Elaboración propia

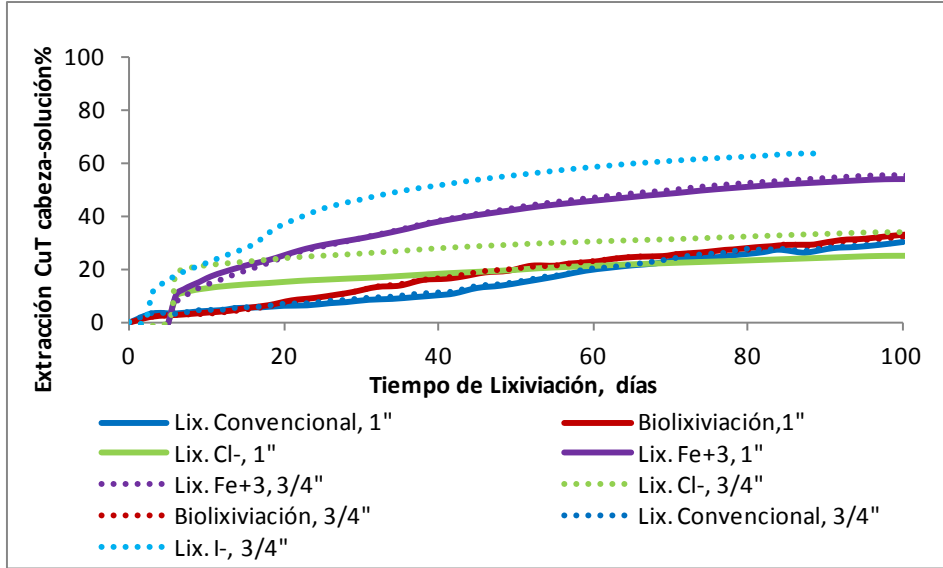


Figura 20. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M10 (SAS) Fuente: Elaboración propia

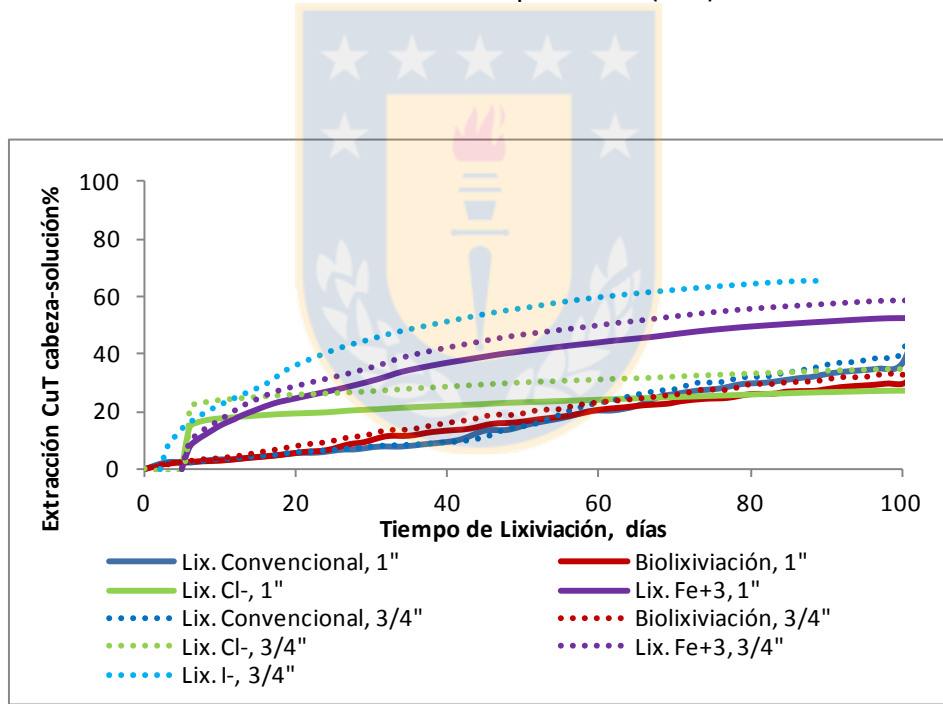


Figura 21. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M11 (SSD) Fuente: Elaboración propia

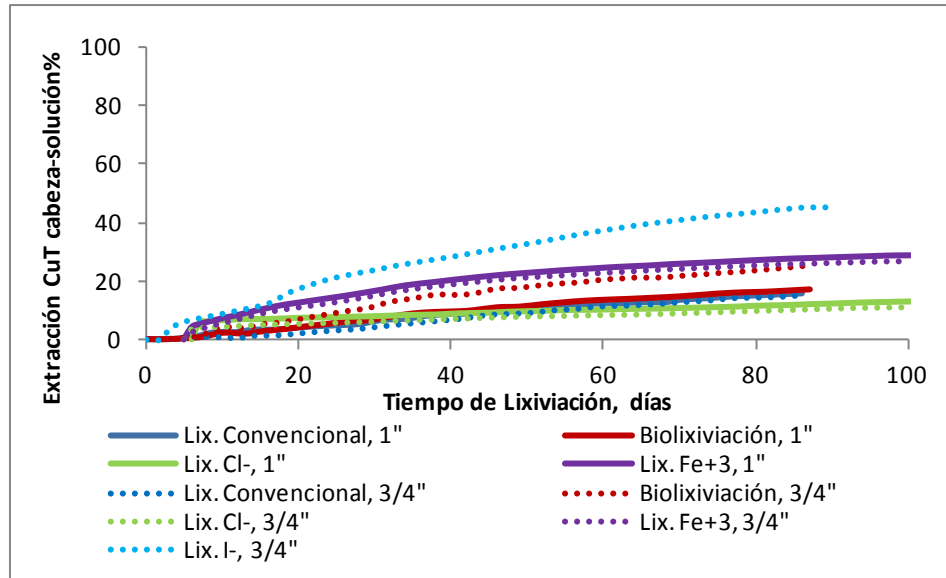


Figura 22. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M12 (Cpy) Fuente: Elaboración propia

De las Figuras 19-22 se tiene que los resultados obtenidos de la lixiviación con férrico y yoduro han mostrado ser los más favorables para todas las muestras en cuestión. La tecnología clorurada en todos los casos mostró una cinética bastante prometedora los primeros días, sin embargo, ésta decayó rápidamente debido a un evidente error en la planificación del empleo de ésta, de manera que si el sistema fuera regado con refino o ILS se podrían tener mejores resultados, ya que se tendría el par $\text{Cu}^{+2}/\text{Cu}^{+}$ presente en el sistema como medio oxidante para propiciar la lixiviación. La alta concentración de microorganismos nativos existentes hace que la lixiviación con activación de la flora nativa sea competente con la biolixiviación asistida de Codelco Tech. A su vez se observa que independiente de la técnica utilizada, los mayores beneficios se encontraron en los sulfuros secundarios, lo que coincidió con lo esperado.

En todas las pruebas la razón de lixiviación al término de los 100 [día] fue de 10 [m^3/t], valor que sugiere una baja eficiencia dentro del proceso de disolución de los minerales de cobre.

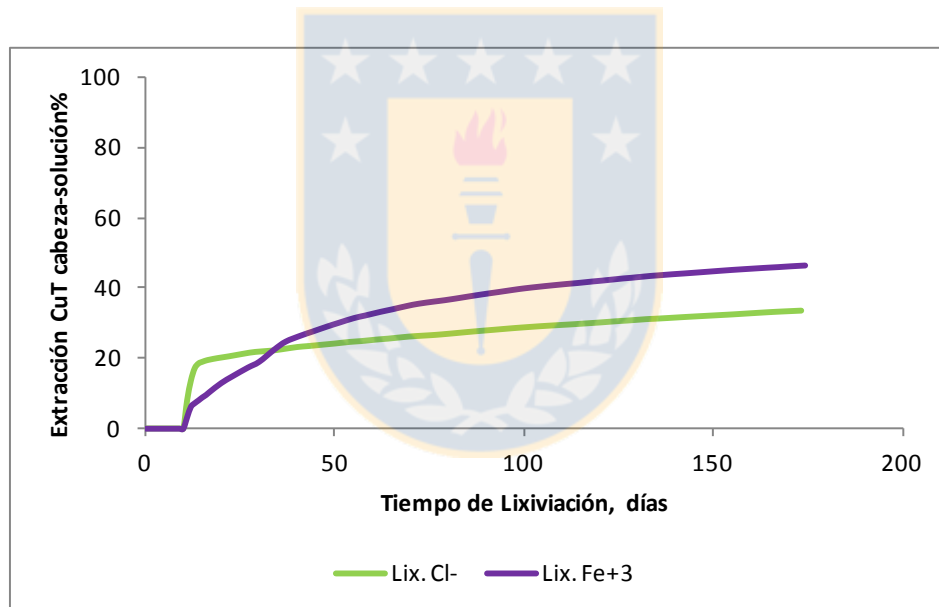
En general, se observó que la disminución de la granulometría de P_{80} 1 [in] a $\frac{3}{4}$ [in] sí presenta beneficios en el porcentaje de extracción. Un resumen de los resultados obtenidos se tiene en la Tabla 13 a continuación.

Tabla 13. Resumen Porcentaje de Extracción Cobre Total Columnas 1 [m]

Tecnología	Extracción CuT cabeza-solución, %								
	Convencional		Biolixiviación		Clorurada		Férrica		Yodurada
P80 [in]	1	3/4	1	3/4	1	3/4	1	3/4	3/4
M2-Bo	22.01	24.53	22.44	23.66	19.13	21.22	40.14	44.4	56.79
M10-SAS	27.93	28.20	29.65	28.52	24.15	33.50	52.81	54.53	63.35
M11-SSD	33.36	36.57	27.24	30.47	26.73	34.14	51.12	58.27	65.51
M12-Cpy	15.98	15.19	17.47	25.74	12.69	10.25	28.35	26.48	44.91

4.6 Extracción de cobre cabeza-solución en pruebas en columnas de 8 [m]

Para las pruebas en columnas de 8 [m] a un máximo de 200 [día] los resultados fueron los mostrados en las Figuras 23-26, vale reiterar que el cobre soluble fue enunciado en la Tabla 11, dentro de la caracterización de las muestras masivas de cabeza.

**Figura 23.** Gráfico de Extracción cabeza-solución para M2 (Bo) Fuente: Elaboración propia

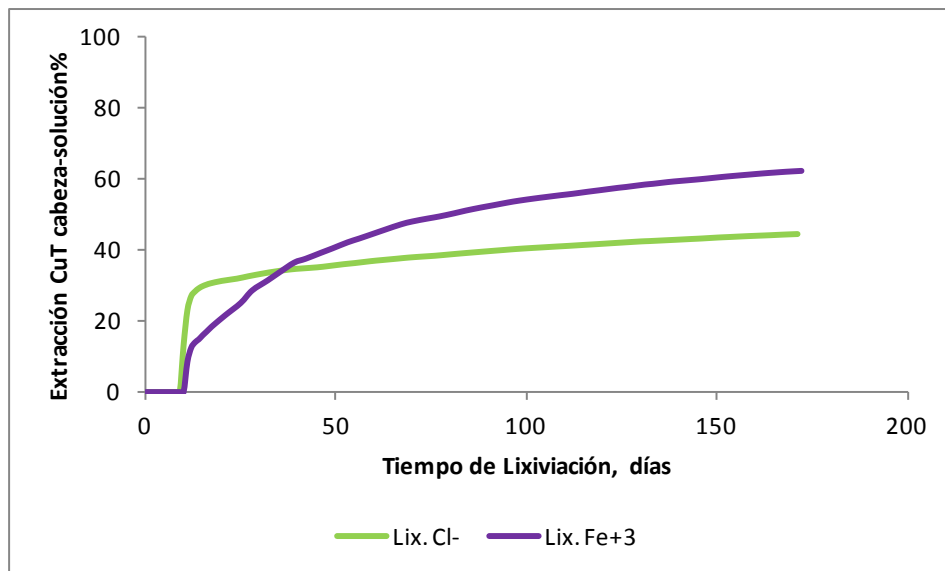


Figura 24. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M10 (SAS) Fuente: Elaboración propia

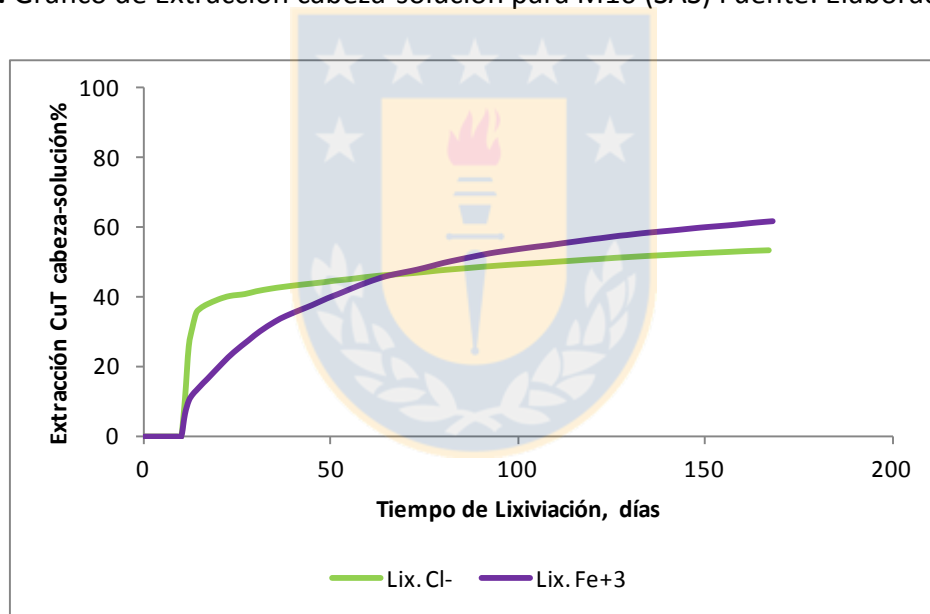


Figura 25. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M11 (SSD) Fuente: Elaboración propia

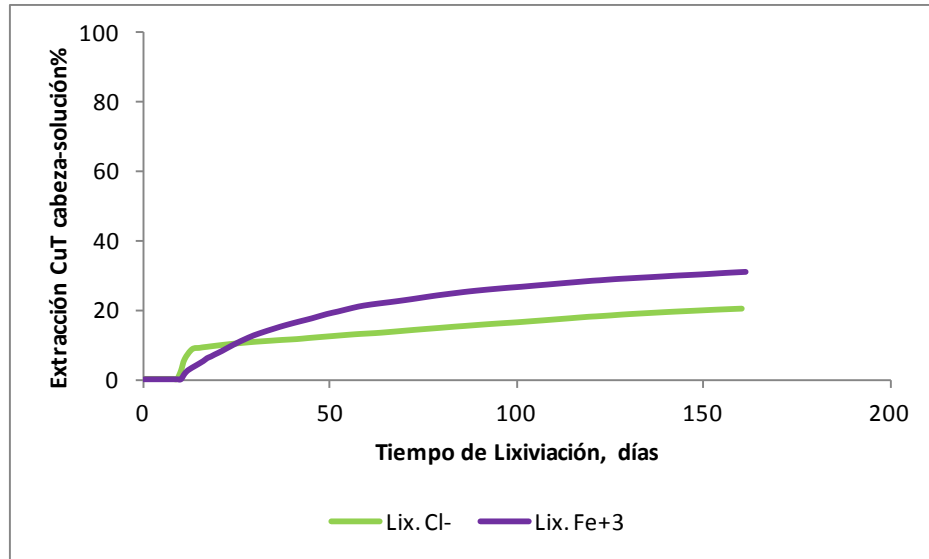


Figura 26. Gráfico de Extracción cabeza-solución para M12 (Cpy) Fuente: Elaboración propia

Comparando el desempeño de las tecnologías férrica y clorurada se obtuvo que es la primera la que maximizaría los beneficios extraíbles del recurso, coincidiendo con lo reportado a las distintas escalas. Al igual que para las columnas de 1 [m] se observa que el efecto del cloruro no se prolonga al resto del ciclo de lixiviación por la misma razón antes expuesta, cabe destacar que para la muestra de Sulfuro Secundario Débil los resultados del empleo de ésta técnica fueron competentes con la lixiviación férrica, debido a la mayor solubilidad de la mena.

En todas las pruebas la razón de lixiviación fue de 3 [m³/t], que comparando con las pruebas a escala de 1 [m] se observa que existe mayor eficiencia y una representatividad más fiable de la realidad al trabajar a mayor escala.

Un resumen con los valores de recuperación obtenidos se muestra a continuación

Tabla 14. Resumen Porcentaje de Extracción Cobre Total Columnas 8 [m]

Extracción CuT cabeza-solución, %		
Tecnología	Clorurada	Férrica
P80 [in]	1	1
M2-Bo	32.93	45.75
M10-SAS	43.75	61.43
M11-SSD	52.97	60.87
M12-Cpy	20.73	30.97

4.7 Consumo de ácido en pruebas en columnas de 1[m]

A continuación, en la Figura 27, se presentan las gráficas con los consumos de ácido bruto (CAB) obtenidas del balance de soluciones para los distintos sets de muestras a granulometría 1 [in] y ¾ [in] en columnas de 1 [m].

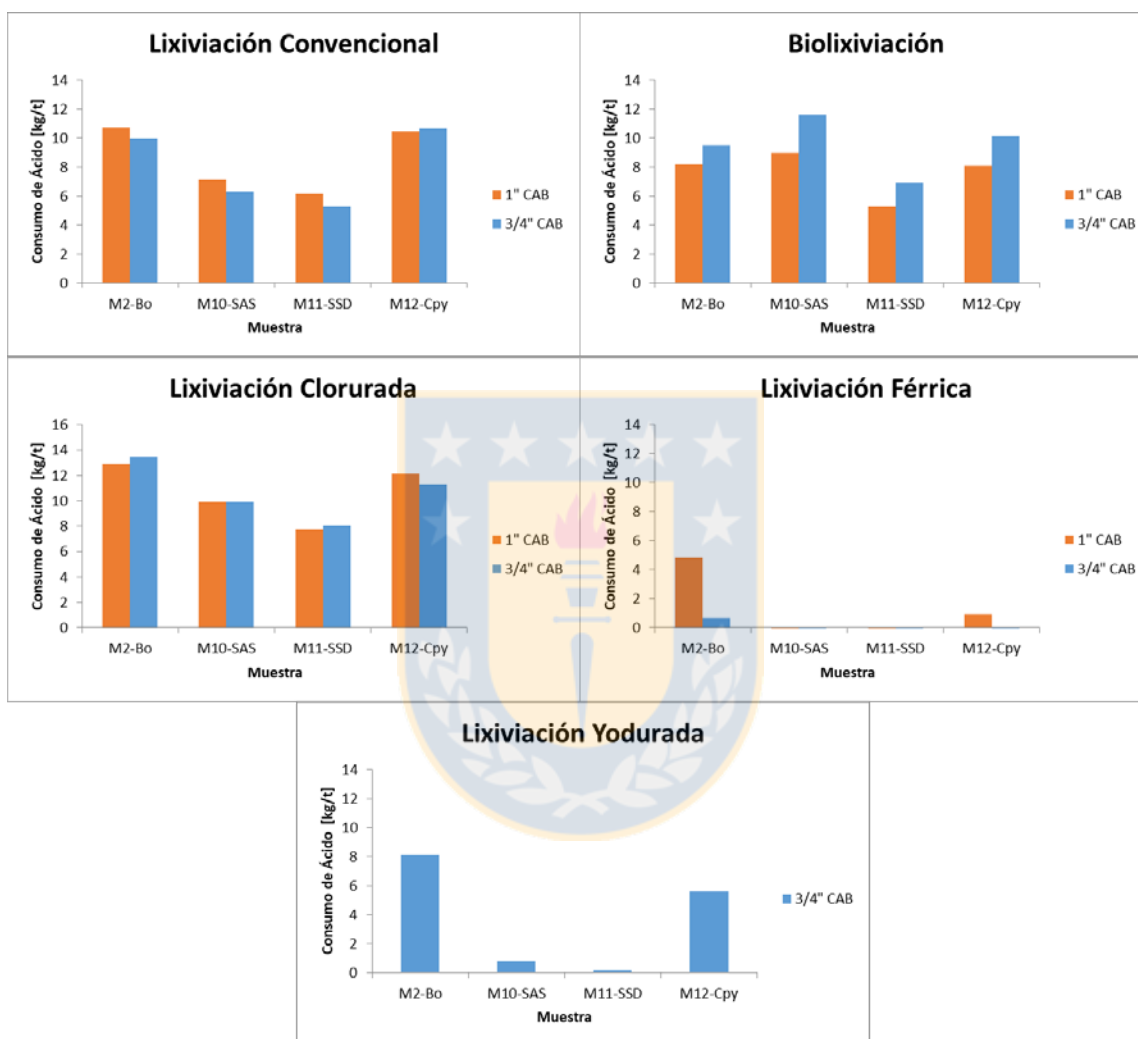


Figura 27. CAB [kg/t] para muestras bajo tecnologías de lixiviación 1 [m] Fuente: Elaboración propia

Se observa que en general el mayor consumo de ácido está en los sulfuros primarios, lo cual concuerda con lo esperado, puesto que son las zonas minerales más difíciles de lixiviar, a su vez ambas poseen un alto contenido de calcita con respecto a las ZM ricas en sulfuros secundarios, como puede notarse en la Tabla 17. La calcita al ser un carbonato genera un mayor consumo, dando lugar al comportamiento enunciado anteriormente. Por otra parte, al disminuir la granulometría no se obtuvo un efecto claro sobre el consumo de ácido, ya que en general disminuyó o se mantuvo constante, pero en las pruebas de biolixiviación un menor tamaño de partícula causó un aumento del consumo de solución ácida, lo que puede deberse a una mayor liberación de especies consumidoras de ácido, como esmectita y clorita, esta última se encuentra en mayor proporción en la muestra M10 tal como se observa en la Tabla 17 en anexos, lo que podría explicar el alto consumo obtenido en la lixiviación de esta ZM.

Llama la atención los resultados reportados para los sulfuros secundarios bajo lixiviación férrica y yodurada, debido a la mayor solubilidad de estos con respecto a las muestras de mineral primario y al fuerte carácter oxidante de las soluciones empleadas es que el consumo de ácido es casi nulo, siendo los iones Fe^{+3} y I^- los encargados de disolver el metal de interés.

En la Tabla 15 se muestran los resultados representados en la figura anterior.

Tabla 15. Resumen CAB [kg/t] para todas las pruebas en columnas 1 [m]

Tecnología	Convencional		Biolixiviación		Clorurada		Férrica		Yodurada
	1	3/4	1	3/4	1	3/4	1	3/4	3/4
P80 [in]	1	3/4	1	3/4	1	3/4	1	3/4	3/4
M2-Bo	10.70	9.99	8.19	9.49	12.91	13.46	4.83	0.67	8.13
M10-SAS	7.14	6.26	8.99	11.62	9.93	9.92	-0.63	-0.31	0.82
M11-SSD	6.18	5.29	5.29	6.90	7.74	8.06	-3.37	-0.74	0.20
M12-Cpy	10.47	10.64	8.10	10.13	12.16	11.29	0.92	-1.26	5.61

4.8 Consumo de ácido en pruebas en columnas de 8 [m]

Para las pruebas en columnas de 8 [m] los resultados obtenidos fueron los presentados en la Figura 28.

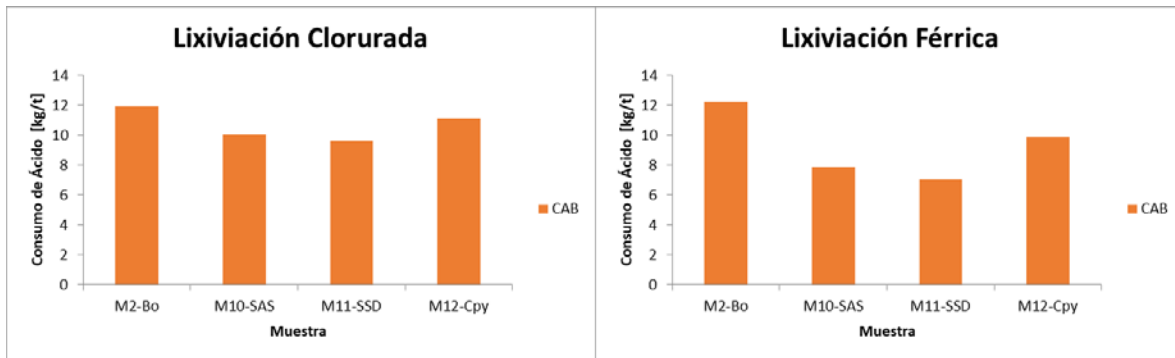


Figura 28. CAB [kg/t] para muestras bajo tecnologías de lixiviación 8 [m] Fuente: Elaboración propia

Al igual que en el caso anterior los mayores consumos fueron reportados para las muestras de carácter bornítico y calcopirítico, haciéndose esto más evidente al emplear la tecnología de lixiviación férrica; a su vez el empleo de esta técnica disminuyó en aproximadamente 2 [kg/t] el ácido consumido.

Estos resultados son consistentes con lo esperado según los modelos fenomenológicos de DRT y más eficientes que lo reportado en el análisis químico de las muestras de cabeza.

En la Tabla 16 se presenta un resumen con los resultados representados en la Figura 28.

Tabla 16. Resumen CAB [kg/t] para todas las pruebas en columnas 8 [m]

Consumo de Ácido Bruto, [kg/t]		
Tecnología	Clorurada	Férrica
P80 [in]	1	1
M2- Bo	11.93	12.24
M10-SAS	10.04	7.86
M11-SSD	9.59	7.04
M12-Cpy	11.17	9.89

5 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

De la revisión y análisis del trabajo realizado por Codelco Tech y SGS Minerals se obtuvo que los resultados reportados son consistentes y responden a las mineralogías estudiadas, según lo observado los mayores beneficios están en los sulfuros secundarios de cobre, no obstante se requiere conocer la mineralogía de los ripios para establecer que especies entregan mayores beneficios y los mecanismos cinéticos implicados en el proceso. De las tecnologías analizadas cabe señalar que la yodurada fue la que entregó mayores extracciones de cobre total con valores entre 45-66 % (dependiendo de la mineralogía en cuestión), lo que la posiciona como una tecnología con un potencial de desarrollo importante y de fuerte interés para la DRT; sin embargo, al ser un método de lixiviación incipiente y que no se ha llevado su estudio ni implementación a escala industrial es que no se considerará como solución a la problemática expuesta en esta memoria de título. La tecnología de lixiviación férrica a su vez muestra resultados favorables, con recuperaciones de cobre total de cabeza del orden del 30-60 % y un CAB de 7- 12 [kg/t] según la ZM tratada para las pruebas en columnas de 8 [m]. Se sabe que el ion férrico es un fuerte agente oxidante y ampliamente testeado en la industria minera, lo que convierte a ésta técnica en la más factible para maximizar la extracción y la producción de cobre RT desde minerales sulfurados, cabe destacar que para ello existen puntos técnicos claves no resueltos, principalmente la generación y regeneración a nivel industrial del ion antes mencionado, reactivo fundamental para la aplicación de este método de lixiviación; para ello se sugiere aprovechar la planta de biomasa que se encuentra instalada y operativa en la división para así regenerar el férrico mediante la acción de los consorcios de bacterias ferrooxidantes disponibles.

Se recomienda estudiar las ventajas de la incorporación de sal en la etapa de curado, ya que esto podría levantar la cinética notablemente acortando el ciclo de lixiviación, tal como se observó en las pruebas a distintas escalas.

De los análisis mineralógicos se observó que las muestras ricas en sulfuros primarios presentaron altos contenidos de calcita, por lo que se recomienda tener en cuenta este factor al realizar las proyecciones de consumo de ácido y flujos de caja al 2047, como contemplan los modelos de DRT.

Finalmente se tiene que la División Radomiro Tomic se encuentra en pleno estudio de ingeniería de factibilidad para este proyecto, por lo que requería tomar determinaciones inmediatas al respecto,

es por ello que ha optado por la biolixiviación asistida como tecnología técnicamente factible de implementar, si bien no es aquella que reporta los mayores resultados, entre 20-30 % de extracción de cobre total y 6.0-11.0 [kg/t] de consumo de ácido bruto, se observa que las pendientes de las curvas de extracción pronostican una recuperación mucho mayor en el largo plazo. Además se trata de una técnica empleada por numerosas faenas mineras en el país y que ha sido testeada a escala semi industrial por Codelco Tech en pilas de lixiviación en esta misma División, cuyos resultados fueron consistentes con los modelos fenomenológicos empleados en este proyecto por la misma empresa. Para este caso se sugiere determinar la recuperación de cobre total y consumo de ácido a 360 días de lixiviación tanto para columnas de 1 [m] como de 8 [m] de manera de obtener una mayor certeza en cuanto a resultados y a las tendencias que ahora se aprecian. Además de los recuentos microbiológicos de las muestras de cabeza se tiene que existe flora nativa en ellas suficiente como para obviar la inoculación de nuevas bacterias, por lo que se sugiere realizar un reconocimiento de las fases que poseen estas características que permitirían reducir costos en biomasa durante la operación.

Cabe destacar que los resultados obtenidos en las distintas escalas en que se llevó a cabo este estudio fueron consistentes, por lo que es posible obtener determinaciones para el comportamiento del mineral en pila, a partir de las pruebas realizadas en columnas piloto. A su vez se sugiere trabajar con un $P_{80} = \frac{3}{4}$ [in], con el objetivo de asegurar una mayor liberación de la mena y por consiguiente maximizar la extracción.

6 BIBLIOGRAFÍA

1. **Superintendencia Planificación Metalúrgica, Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo.** *PND 2017.* División Radomiro Tomic, Codelco. 2017.
2. **Geometalurgia, Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo.** *Plan de Trabajo 2017, API R15X208, Programa de pruebas geometalúrgicas, Desarrollo de modelos de lixiviación a largo plazo.* División Radomiro Tomic, Codelco. 2017.
3. **Codelco, Corporación Nacional del Cobre.** Operaciones, Radomiro Tomic, Noticias. [En línea] julio 2017.
4. **COCHILCO, Comisión Chilena del Cobre.** *Anuario de Estadísticas del Cobre y otros minerales 1997-2016.* 2016.
5. **Ruiz. M.** Hidrometalurgia. 2016, págs. 28,34,37.
6. **Reghezza.A, Reghezza.G, Flores.R.** *Curso Especial Hidrometalurgia.* ARIMET. julio 2013. pág. 80.
7. **Ruiz.M.** Hidrometalurgia. 2016, pág. 35.
8. **Watling. H.** *Chalcopyrite hydrometallurgy at atmospheric pressure: 1. Review of acidic sulfate, sulfate-chloride and sulfate-nitrate process options.* 2013, Hydrometallurgy, pág. 167.
9. **Domic.E.** *Hidrometalurgia: Fundamentos, Procesos y Aplicaciones.* 2001. págs. 267-296.
10. **DeReMetallica.** *Fundamentos del proceso de lixiviación ácida en medio cloruro, DRM-DRT-456-05.* diciembre 2017.
11. **Espinoza.S.** *Lixiviación de digenita en medio férrico-cloruro como alternativa en el tratamiento de sulfuros de cobre.* Ingeniería Civil en Metalurgia Extractiva, PUCV. 2015. Memoria de título.
12. **Ipinza.J.** *Experiencias de uso de agua de mar en hidrometalurgia.* MEDMIN. 2013.
13. **Velásquez.L.** *The kinetics of dissolution of chalcopyrite in chloride media.* Murdoch University. Australia : s.n., 2009. pág. 14, Tesis doctoral.
14. **Ruiz. M.** Hidrometalurgia. 2016, págs. 125-126, 128-130.
15. **Sato.K, Manabe.M.** *Method of leaching copper ore.* JX Nippon Mining & Metals Corporation. Estados Unidos : s.n., 2015. Patente US8,992,666 B2.
16. **Ruiz.M.** Hidrometalurgia. 2016, págs. 73-74.
17. **Nicol.M.Miki.H, Velásquez.L.** *The dissolution of chalcopyrite in chloride solutions, part 3. Mechanisms.* 2010, Hydrometallurgy, pág. 86.
18. **Pradhan. N, Nathsarma. K, Srinivasa.K, Sukla.L, Mishra.B.** *Heap bioleaching of chalcopyrite: A review.* Institute of Minerals and Materials Technology. Orissa, India : s.n., 2008.

19. **Watling.H.** *Chalcopyrite hydrometallurgy at atmospheric pressure: 1. Review of acidic sulfate, sulfate-chloride and sulfate-nitrate process options.* 2013, Hydrometallurgy, págs. 172-175.
20. **Watling.H.** —. 2013, Hydrometallurgy, págs. 166, 171,174.
21. **Miura.A, Manabe.M, Sato.K.** *Leaching of low-grade primary copper sulfide ore with JX Iodine Process.* Technology Development Center, JX Nippon Mining & Metals Corporation. Japan : s.n., 2016.
22. **SGS Minerals.** *Reporte Codelco RT Q1172, Q1174A, Q1198.* 2017.
23. **Tech, Codelco.** *Validación de tecnologías para tratamiento hidrometalúrgico DRT, Avance de Resultados.* Gerencia de Proyectos. 2018.



7 ANEXOS

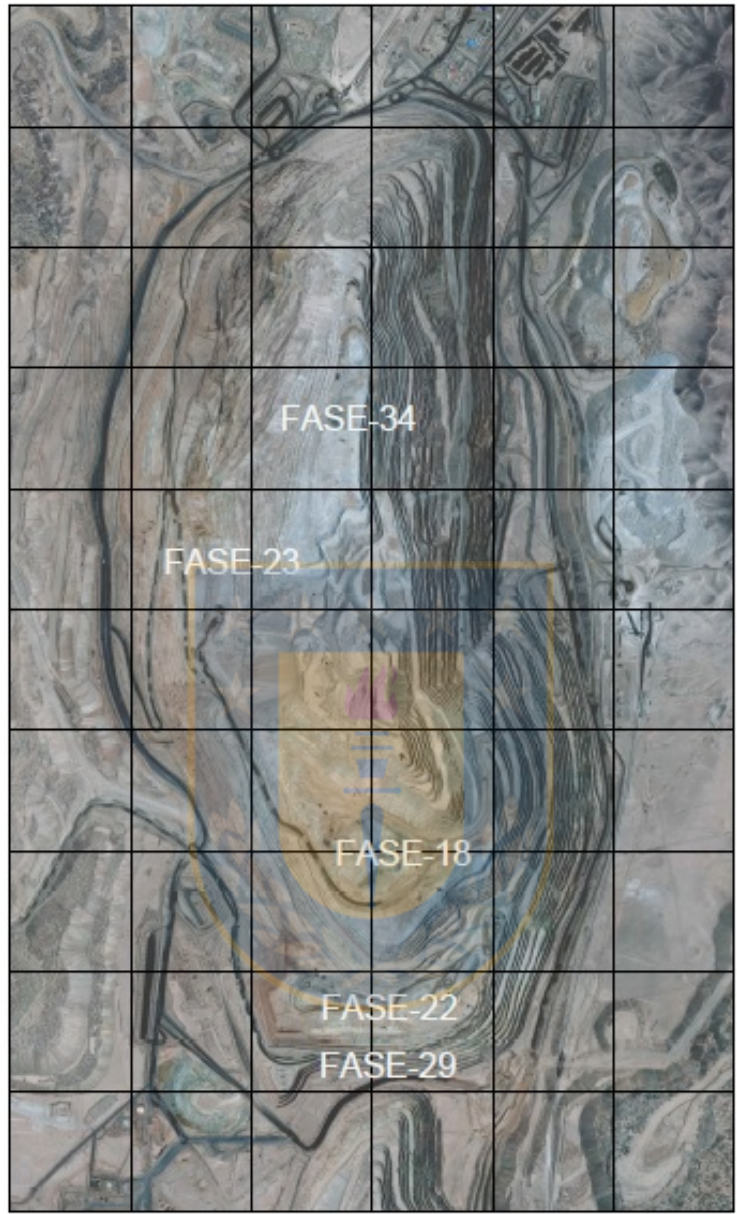


Figura 29. Fases mina, rajo principal DRT Fuente: PND 2017, División Radomiro Tomic

Tabla 17. Análisis mineralógico modal de muestras de cabeza

Survey	Name	Q1172		Q1172A	Q1198
		12009 Codelco RT		12009 Codelco RT	12009 Codelco Tech
	Sample	Name	M2 p80 1 Pulg AQ Global	M10 p80 1 Pulg AQ Global	M-11 p80 1 Pulg Global
Mineral Mass (%)	Chalcopyrite	0,36	0,15	0,20	0,39
	Bornite	0,43	0,41	0,11	0,49
	Chalcocite/Digenite	0,02	0,12	0,47	0,00
	Covellite	0,00	0,01	0,05	0,00
	Atacamite	0,00	0,00	0,00	0,00
	Malachite/Azurite	0,00	0,00	0,00	0,00
	Pseudomalachite	0,00	0,00	0,00	0,00
	Turquoise	0,00	0,00	0,00	0,00
	Rashleighite	0,00	0,00	0,00	0,00
	Chrysocolla	0,00	0,00	0,00	0,00
	Cu-bearing Clay	0,04	0,08	0,03	0,02
	Cu Smectites	0,05	0,07	0,02	0,02
	Limonite-Cu	0,04	0,04	0,02	0,01
	Other Cu Minerals	0,00	0,00	0,01	0,00
	Pyrite/Pyrrhotite	0,05	0,29	0,24	0,46
	Other Sulphides	0,01	0,06	0,01	0,01
	Quartz	28,73	33,01	34,11	34,12
	Plagioclase	16,05	15,18	9,54	9,28
	K-Feldspar	29,29	29,74	32,32	32,69
	Albite	16,06	11,30	12,22	14,00
	Biotite	1,38	1,35	0,97	1,21
	Chlorite	0,05	0,07	0,03	0,01
	Muscovite/Sericite	3,58	4,89	6,92	4,40
	Kaolinites	0,95	0,95	1,01	0,93
	Smectites/Pyrophyllites	1,02	1,09	0,92	0,88
	Tourmaline	0,04	0,05	0,01	0,01
	Actinolite	0,04	0,00	0,00	0,00
	Sphene	0,01	0,00	0,00	0,00
	Epidote	0,06	0,00	0,00	0,01
	Zircon	0,02	0,02	0,02	0,01
	Other Silicates	0,02	0,00	0,00	0,00
	Fe Oxides	0,28	0,25	0,22	0,07
	Limonite	0,05	0,10	0,11	0,02
	Mn.Fe Oxide/WAD	0,02	0,10	0,00	0,04
	Rutile	0,16	0,11	0,11	0,22
	Ilmenite	0,04	0,02	0,00	0,00
Corundum	0,01	0,03	0,00	0,02	
Anhydrite/Gypsum	0,80	0,27	0,18	0,12	
Alunite-Jarosite	0,01	0,10	0,00	0,01	
Other Sulphates	0,00	0,00	0,00	0,00	
Calcite	0,18	0,01	0,05	0,30	
Apatite	0,09	0,09	0,08	0,11	
Others	0,04	0,04	0,02	0,09	
	Total	100,00	100,00	100,00	100,00

Ejemplos de cálculo

A continuación, se presentan los métodos mediante los cuales se obtuvieron los principales resultados reportados:

1) Extracción de cobre, %

$$Cu_{extraido} [g] = (Cu_{off} [g/L] - Cu_{on} [g/L]) * V_{off} [L] \quad (35)$$

$$Cu_{cabeza} [kg] = V_{columna} [m^3] * \rho_{aparente} \left[\frac{kg}{m^3} \right] * Ley_{CuT} \% \quad (36)$$

$$\% Extracción = \left(\frac{Cu_{extraido}}{Cu_{cabeza}} \right) * 100\% \quad (37)$$

Por ejemplo, para M2 en columna de 1 [m], P80 1" y bajo lixiviación convencional en el día 90 se tiene:

$$Cu_{extraido} [g] = (1.21 [g/L] - 1.15 [g/L]) * 11.55 [L] = 0.68145 [g] \quad (38)$$

$$Cu_{cabeza} [kg] = \left(\pi * \frac{0.23^2}{4} * 0.85 \right) [m^3] * 1414 \left[\frac{kg}{m^3} \right] * 0.374\% = 0.1868 [kg] \quad (39)$$

$$\% Extracción = \left(\frac{0.68145/1000}{0.1868} \right) * 100 = 0.3649\% \quad (40)$$

Finalmente sumando las extracciones de cada día se obtuvo un resultado acumulado de 22.01% de recuperación del cobre total de cabeza analizado.

2) Consumo de ácido, [kg/t]

$$CAB_{parcial} \left[\frac{kg}{t} \right] = (V_{on} [L] * H_{on}^+ [g/L] - V_{off} [L] * H_{off}^+ [g/L]) / m_{mineral\ seco} [kg] \quad (41)$$

$$CAB_{acumulado} \left[\frac{kg}{t} \right] = Acido\ en\ aglomerado \left[\frac{kg}{t} \right] + CAB_{parcial} \left[\frac{kg}{t} \right] \quad (42)$$

Así para el mismo caso anterior se tiene un CAB de 10.70 [kg/t]