

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AMBIENTAL  
VALPARAISO – CHILE



## **LIXIVIACIÓN PRESURIZADA A TEMPERATURA AMBIENTE DE MINERAL SULFURADO DE COBRE**

Memoria presentada por

**HUMBERTO NICOLAS LAGOS LAGOS**

Como requisito parcial para optar al título de

**INGENIERO CIVIL QUÍMICO**

Y al grado académico de

**LICENCIADO EN CIENCIAS DE LA INGENIERÍA QUÍMICA**

Profesor Guía

**Dr. ALONSO VICTOR JAQUES SOLÍS**

Valparaíso, Noviembre 2017

## Agradecimientos

*Quiero agradecer principalmente a mis padres, María Isabel y Humberto, quienes siempre me han apoyado y han sacado a la familia adelante cada uno desde su posición. Se les quiere mucho y espero aprovechar lo que más pueda el tiempo con ustedes. Son lo más preciado que tengo.*

*A mi hermano mayor Gerardo, quien ha sido mi compañero de vida durante estos 25 años, siempre apoyándome a pesar de nuestras peleas.*

*A mi hermano menor Roberto, pilar fundamental en mi vida y que hasta el día de hoy sigue siendo una enseñanza recíproca entre los dos.*

*A mi tía Tati, siempre apoyándome en todo y ayudando en todo lo que necesite.*

*A mi amiga Carmen, sin ti no hubiera tenido las fuerzas necesarias para salir adelante. Sin tu apoyo y amistad nunca hubiera llegado donde estoy ahora. Solo con verte poco tiempo alegras mis días y de eso estoy muy agradecido.*

*A mis profesores Aldonza y Claudio, quienes a pesar de todo me ayudaron durante este año en la realización de mi memoria, siempre dispuestos a brindarme una mano tanto en mis ventajas como desventajas.*

*A mi mascota Diddy, quien me enseñó un nuevo modo de ver la vida y apreciar el cariño que se le puede tener a un animal.*

*Y a mí tata Roberto, que está en el Cielo, quien estaría orgulloso de vernos a nosotros tres como las personas que somos ahora...*

## Resumen

---

Chile, desde mediados del siglo XX, ha sido uno de los mayores productores de cobre en el mundo. La pequeña minería representa el 93% de la producción nacional, distribuida en 6.400 pequeños mineros, lo que implica que los volúmenes de producción sean de 96.000 toneladas al año.

Esta condición permite extraer y comercializar leyes altas de cobre, cercanas al 4%. Tanto los pequeños volúmenes de producción como la dispersión de los productores, genera un aumento en los costos de transporte y pérdidas de un mineral de alta ley (2 – 3%). Por otro lado, esta condición se propicia por el poco desarrollo tecnológico a pequeña escala.

Se propuso evaluar el efecto de la cinética de lixiviación a presión en pulpas de minerales de cobre a temperatura ambiente. Para ello se realizaron 4 pruebas, en duplicado, a diferentes tiempos a presión constante de 45 psi, como pre tratamiento para continuar con lixiviación agitada. Adicionalmente, se evaluó técnica y económicamente la factibilidad de implementar un equipo modular auto sustentado por energía solar, que entregue como producto final cobre fino comercializable.

Los resultados experimentales resaltan que la mejor condición ocurre con tiempo de humectación de grietas de 20 minutos, dados por los valores de la constante cinética y recuperación infinita a partir del modelo de Klimpel y primer orden. Sin embargo, dada la escala de las experiencias, no existen diferencias significativas entre todos los modelos ajustados.

La evaluación económica, para una producción por equipo al año de 1.6 toneladas de cobre fino, se tiene un Capex de 7 millones y Opex de 2 millones de pesos. Si consideramos un sector de mercado de 51 toneladas de cobre e ingreso no operacional de 2.500 millones de pesos mediante aportes privados, se tiene un VAN de 1,1 millones de dólares, TIR de 33,46% y Payback de 0,665, por lo que el proyecto es rentable, para un número de instalaciones de 31 equipos modulares.

# Índice de Contenidos

---

Resumen .....	2
Índice de Contenidos .....	3
Índice de Figuras .....	5
Índice de Tablas.....	7
Introducción.....	8
Alcances.....	8
Origen Geológico .....	11
Objetivos.....	13
Objetivo General.....	13
Objetivos Específicos .....	13
CAPITULO 1: Antecedentes.....	14
1.1.    Conceptos Generales de Lixiviación .....	14
1.2.    Procesos de Lixiviación .....	17
1.3.    Lixiviación a Presión .....	18
1.3.1.    Mejoramiento Área de Extracción .....	22
1.3.2.    Métodos en la Actualidad.....	23
CAPÍTULO 2: Validación Experimental .....	26
2.1. Metodología.....	26
2.1.1. Diseño de Experimentos .....	26
2.1.2. Preparación de Solución Lixivante.....	28
2.1.3. Evaluación de Presión .....	29
2.1.4. Preparación de Solución a Humectar.....	30
2.2. Equipos .....	31

2.3. Materiales .....	32
CAPÍTULO 3: Resultados.....	33
3.1. Comparación de Tratamientos a Distintos Tiempos .....	33
3.2. Ajuste de Datos para Últimos Datos .....	34
3.3. Ajuste de Datos para Todos los Datos.....	36
3.3. Análisis de Sensibilidad a Parámetros Cinéticos.....	39
3.3.1. Análisis de Sensibilidad Recuperación Infinita.....	39
3.3.2. Análisis de Sensibilidad Constante Cinética .....	40
3.4. Diferencia de Promedios .....	42
CAPITULO 4. Diseño de Procesos .....	44
4.1. Alternativas de Proceso .....	44
4.2. Diseño de Equipos.....	46
4.2.1. Humectador a Presión.....	46
4.2.2. Reactor Loop .....	47
4.2.3. Drenaje Electro-osmótico.....	48
4.2.4. Electrowinning .....	49
4.2.5. Celdas Fotovoltaicas y Equipos Secundarios .....	51
4.3. Balance de Materia del Proceso.....	52
CAPITULO 5. Evaluación Económica .....	56
5.1. Mercado Objetivo.....	56
5.2. Criterios de Evaluación Económica .....	57
5.3. Resumen Presupuesto de Inversiones para Alternativas Propuestas.....	58
5.4. Flujos de Caja .....	59
5.4.1. Flujo de Caja Puro y Con Financiamiento .....	59
5.3.2. Caso con Ingresos No Operacionales .....	60

5.4. Análisis de Sensibilidad.....	62
Conclusiones y Recomendaciones .....	66
Alternativa a Experiencias Futuras.....	68
Bibliografía.....	70
Anexos.....	73
Anexo I: Set de Últimos Datos Experimentales .....	73
Anexo II: Set de Todos los Datos Experimentales .....	74
Anexo III: Precio Histórico del Cobre en Chile .....	76
Anexo IV: Flujo de Caja Sin Financiamiento .....	77
Anexo V: Flujo de Caja con 100% Financiamiento .....	78
Anexo VI: Flujo de Caja con Ingresos No Operacionales.....	79

## Índice de Figuras

Figura 1. Participación porcentual en la minería por sector productivo.....	10
Figura 2. Participación porcentual para pequeña y mediana minería de cobre en Chile entre 1996 - 2013.....	11
Figura 3. Efecto de la concentración de Fe+3 sobre disolución de digenita. ....	15
Figura 4. Diagrama Pourbaix de Cu - Fe - S. ....	16
Figura 5. Diagrama general del proceso de lixiviación en pilas.....	17
Figura 6. Esquema de volumen extra en microporos en mineral. ....	19
Figura 7. Prueba de concepto del problema planteado.....	20
Figura 8. Situación sin y con presión en el sistema.....	21
Figura 9. Efecto de la presión para lixiviación en autoclave.....	23
Figura 10. Efecto de la presión de oxígeno en mineral concentrado Cu-Pb. ....	24
Figura 11. Diagrama general del trabajo experimental. ....	27

Figura 12. Solución lixiviante de ácido sulfúrico y cloruro férrico.....	29
Figura 13. Columna de humectación experimental.....	32
Figura 14. Comparación de tratamientos de 45 psi a diferentes tiempos de humectación...	34
Figura 15. Concentración de cobre de últimos datos sin corrección.....	35
Figura 16. Concentración de cobre de últimos datos con corrección.....	36
Figura 17. Concentración de cobre de todos los datos sin corrección.....	37
Figura 18. Concentración de cobre de todos los datos con corrección.....	38
Figura 19. Comparación de recuperación infinita para últimos datos.....	39
Figura 20. Comparación de recuperación infinita para todos los datos. ....	40
Figura 21. Comparación de constante cinética para últimos datos. ....	41
Figura 22. Comparación de constante cinética para todos los datos. ....	41
Figura 23. Análisis de diferencia para la concentración de cobre en todos los datos. ....	42
Figura 24. Diseño de procesos.....	44
Figura 25. Diagrama de flujos del proceso del equipo modular.....	45
Figura 26. Recuperación de cobre para las tres muestras.....	54
Figura 27. Recuperación de cobre al sumar las tres muestras.....	54
Figura 28. Variación del precio de cobre en función del financiamiento.....	60
Figura 29. Flujo actualizado acumulado en el horizonte de tiempo.....	62
Figura 30. Análisis de sensibilidad VAN.....	63
Figura 31. Análisis de sensibilidad TIR. ....	64
Figura 32. Análisis de sensibilidad Payback. ....	65
Figura 33. Columna para futuras experiencias. ....	69
Figura 34. Precio histórico del cobre en Chile. ....	76

## Índice de Tablas

Tabla 1. Estimación del área mojada extra de poros. ....	22
Tabla 2. Diferencias en concentración de cobre entre muestras control y 45 psi.....	43
Tabla 3. Especificaciones del humectador a presión.....	47
Tabla 4. Especificaciones electrowinning.....	50
Tabla 5. Especificaciones de celdas fotovoltaicas y sus equipos secundarios. ....	51
Tabla 6. Tiempo empleado del proceso completo.....	52
Tabla 7. Tiempo empleado por ciclo.....	53
Tabla 8. Cabo base para estimación de recuperación final de cobre.....	53
Tabla 9. Cantidad de cobre por año.....	55
Tabla 10. Sector de mercado del proyecto. ....	57
Tabla 11. Listado de inversión en activos depreciables. ....	58
Tabla 12. Listado de inversión en intangibles.....	58
Tabla 13. Listado de costos variables.....	59
Tabla 14. Resultados flujo de caja con ingresos no operacionales.....	61
Tabla 15. Resultados flujo de caja del proyecto.....	61
Tabla 16. Listado de últimos datos control con corrección.....	73
Tabla 17. Listado de últimos datos a 45 psi con corrección.....	73
Tabla 18. Listado de todos los datos control con corrección .....	74
Tabla 19. Listado de todos los datos a 45 psi con corrección .....	75
Tabla 20. Flujo de caja del proyecto sin financiamiento.....	77
Tabla 21. Flujo de caja del proyecto con 100% financiamiento.....	78
Tabla 22. Flujo de caja del proyecto con ingresos no operacionales. ....	79

# Introducción

---

## Alcances

Chile, desde la década del 60, se ha convertido en uno de los mayores productores de cobre en el mundo, llegando a una producción al mes al primer semestre del año 2017 de 110.000 toneladas métricas de cobre fino, en cuanto a fundición y 195.000 toneladas métricas de cobre fino en cátodos SX-EW y E.R (Comisión Chilena del Cobre, 2017). La diferencia de los volúmenes de producción en ambos productos señalados, se debe principalmente por el tipo de proceso por el cual se obtiene el cobre fino.

Tal como en cualquier ámbito de la economía en el mundo, existen tanto empresas de mayores volúmenes de producción, como también quienes elaboran o extraen el mineral en bajas cantidades, incluso de forma artesanal. Y como todo sector económico, la piedra basal se debió gracias al trabajo de la pequeña minería y sus avances tecnológicos en el área (Memoria Chilena, 2017). A principios del siglo XX, los minerales extraídos por parte de pirquineros alcanzaban un contenido de cobre entre 30 – 60% por cada tonelada, lo que se diferencia abismantemente en nuestros tiempos según cifras actuales del sector. Sin embargo, a medida que el cobre no se encontraba de manera tan fácil en la superficie, las labores de extracción se tornaron cada vez más difíciles y las leyes de cobre disminuyeron enormemente, llegando a porcentajes cercanos a los actuales (1 – 2%).

Este problema motivo a la pequeña y mediana minería de ese entonces, a realizar grandes avances tecnológicos de manera de continuar o aumentar la producción de cobre. Por otro lado, esta necesidad nace por el decaimiento de la producción de salitre en Chile hacia principios del siglo XX (Memoria Chilena, 2017), principal sector económico de Chile. Esto llevó a que hacia la industria cuprífera en Chile llegara capital extranjero a invertir en el área, principalmente desde Estados Unidos y así poder desarrollar en tecnología para la minería de cobre.

Así, y través de los años, la mayor cantidad de producción de cobre en el país se debe principalmente a la gran minería que se sustenta gracias al Estado (Codelco), como el caso de Chuquicamata, El Teniente, entre otros yacimientos importantes, como así también lo aportados por capital privado, como Minera Escondida en Antofagasta. Al ser de mayor aporte en el sector, las investigaciones y desarrollo van orientadas a esa línea, de aumentar la producción y disminuir los costos en la gran minería. Tanto universidad y Estado centran su atención en lo que ocurra en dicha parte del sector.

Según COCHILCO (Comisión Chilena del Cobre) (SONAMI, 2014), se tienen cuatro definiciones distintas a lo que es la pequeña minería en Chile, según el organismo que lo dicte:

- SERNAGEOMÍN: Según número de trabajadores y/o horas trabajadas por ellos. Es menor a 80 trabajadores o menor a 200.000 horas de trabajo anuales.
- Código de Minería: Menor a 12 trabajadores.
- Ley de Impuesto a la Renta: Menor a 5 trabajadores.
- ENAMI: Según producción que realiza mensualmente. Si vende hasta 10.000 toneladas de mineral o su equivalente en otros productos mineros.

Por otro lado, la mediana minería se define como:

- SERNAGEOMÍN: Entre 80 – 400 trabajadores o entre 200.000 – 1.000.000 horas de trabajo anuales.
- Instituto de Ingenieros de Minas de Chile (IIMCh): Explotación entre 300 – 8.000 toneladas de mineral al día o menor a 50.000 toneladas de cobre fino al año.
- ENAMI: Si vende más de 10.000 toneladas de mineral o su equivalente en otros productos mineros.

El gráfico muestra la participación porcentual del sector minero en Chile en base a los distintos tipos de metales extraíbles en el país.

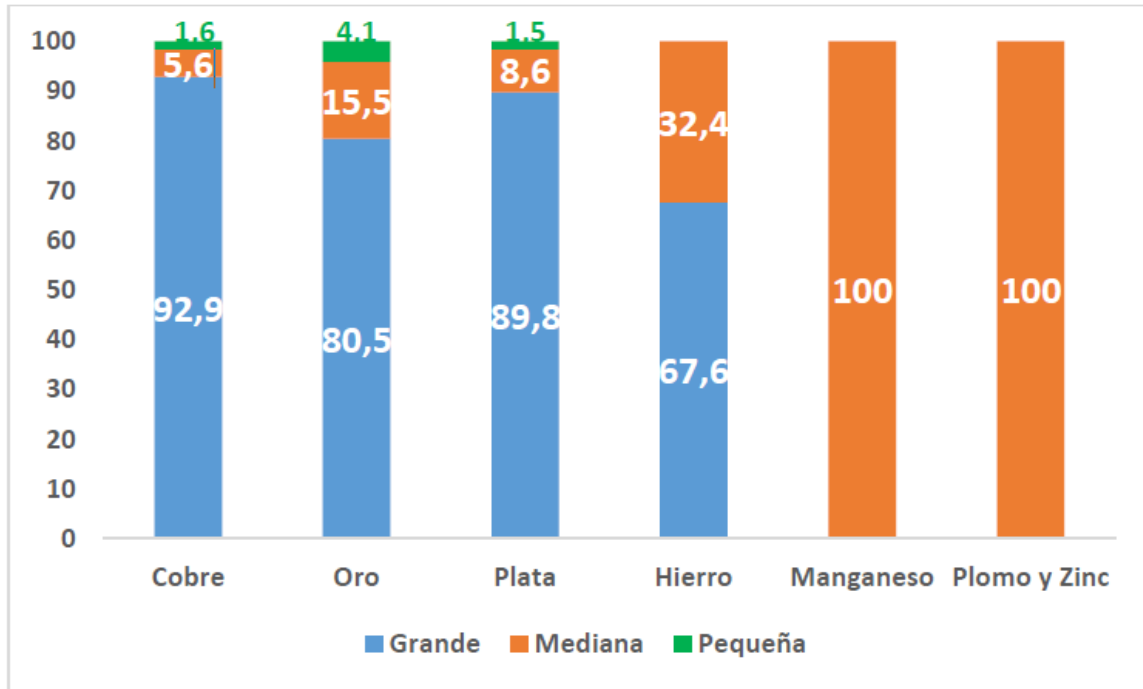


Figura 1. Participación porcentual en la minería por sector productivo.

(SONAMI, 2014).

Considerando una producción anual de cobre en Chile de 6 millones de toneladas, la producción en la pequeña minería alcanza 96.000 toneladas al año, mientras para la mediana minería se alcanza 336.000 toneladas de cobre al año.

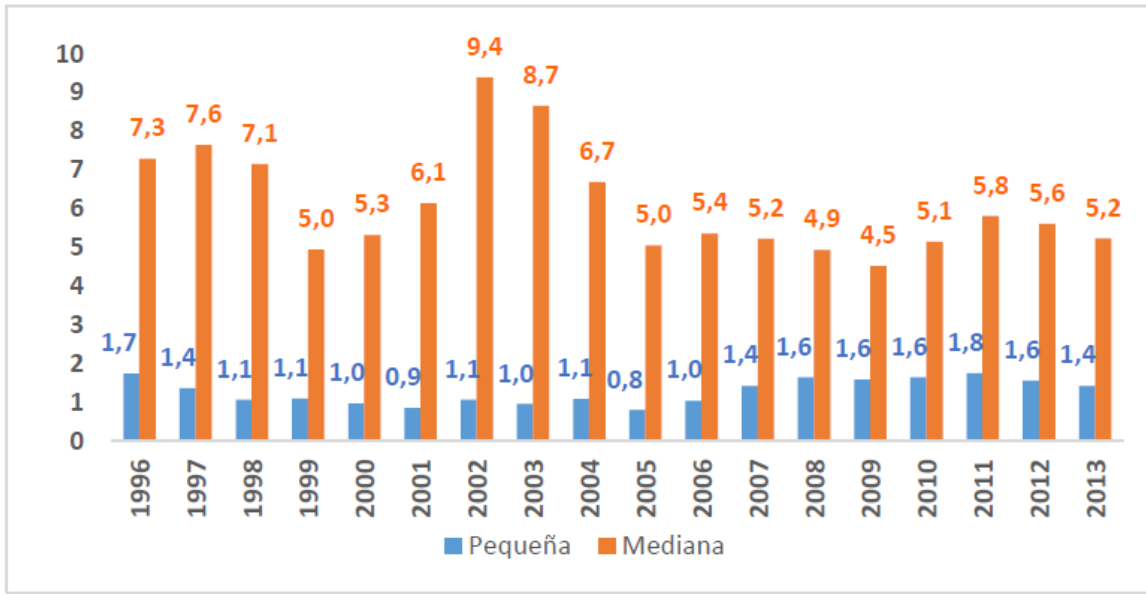


Figura 2. Participación porcentual para pequeña y mediana minería de cobre en Chile entre 1996 - 2013.  
(SONAMI, 2014).

En cuanto a la participación de la pequeña y mediana minería de cobre desde 1996, se observa que no existe una variación o tendencia clara. Se mantiene bajo el 10% en todos los años, no así en los 2002 y 2003, donde excede a dicho porcentaje.

Los principales minerales de Cobre en Chile se clasifican principalmente en dos; minerales oxidados y sulfurados de cobre.

## Origen Geológico

Los minerales oxidados se originan por la descomposición y oxidación de minerales sulfurados. Ejemplos de dichos minerales son la malaquita, azurita, cuprita, entre otros. Por otro lado, los minerales sulfurados corresponden principalmente a la mezcla entre cobre, azufre y hierro, donde sus principales tipos son calcopirita y bornita.

Geológicamente (Barlett, 1998), dichos minerales existen según la profundidad que se encuentren en la tierra. La capa o sección más cercana a la superficie se denomina capa oxidada, el cual presenta principalmente minerales oxidados de cobre. Dicha posición geológica se determina por la cercanía al aire, el cual permite así la oxidación de los minerales sulfurados.

Este tipo de mineral presenta una muy rápida cinética de reacción, por lo que, tal como se verá más adelante, no necesita por un proceso de flotación para ser recuperado el metal valioso, por ende, no requiere un mayor costo de operación e inversión. Este tipo de mineral se trata mediante lixiviación.

Posteriormente, por debajo de la capa o zona lixiviada, se encuentran los minerales sulfurados primarios y secundarios, donde los primeros presentan una gran cantidad de cobre, a diferencia de los minerales sulfurados secundarios. Es por dicha razón que la zona sulfurada primaria se le denomina zona enriquecida.

Sin embargo, dada la dificultad de extracción del cobre desde dichos minerales, se requiere extraer mediante métodos de flotación principalmente. Dicho método implica dos aspectos importantes: se requiere una gran aireación en el proceso para mantener constante agitación y aumentar así la cinética de reacción, la cual de por si es muy baja, especialmente en los minerales secundarios. Por otro lado, dado el uso de varios compuestos químicos como floculantes o espumantes, implica un alto costo variable para su uso.

Tal como se ha ido detallando es este apartado, cada vez se presentan menos yacimientos con minerales oxidados, lo que trae consigo el cambio desde un tratamiento hidro metalúrgico a un tratamiento piro metalúrgico, es decir, en fundiciones de cobre, trayendo consigo un aumento en los costos de operación para la extracción del metal. Por lo tanto, el cual es el objetivo del presente documento, es encontrar una mejora en el tratamiento de uno de los principales minerales sulfurados secundarios de cobre en Chile y el mundo; la calcopirita. Este mineral presenta un bajo porcentaje de cobre y, al ser sulfurado, presenta una cinética de extracción lenta, por lo que métodos de bajos costos de operación e inversión, como es la lixiviación, se dificulta por el tiempo y lugar que ocupan las pilas de lixiviación, principal tipo de proceso que se utiliza en la minería de cobre en Chile.

# Objetivos

---

## Objetivo General

- Evaluar el efecto de la presión sobre la cinética de lixiviación en pulpas de minerales sulfurados de cobre a temperatura ambiente.

## Objetivos Específicos

- Montaje de equipo experimental para analizar dependencia de la presión.
- Verificar dependencia del tiempo de humectación.
- Evaluación técnica y económica de las alternativas factibles a implementar.

# CAPITULO 1: Antecedentes

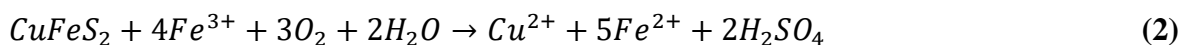
---

## 1.1. Conceptos Generales de Lixiviación

La lixiviación en minería consiste en la transferencia de materia donde un solvente líquido pasa por el mineral para la disolución del metal de interés hacia la fase líquida y así lograr la separación desde el sólido.

Al ser un método utilizado casi exclusivamente para minerales oxidados de cobre, dada su alta cinética de reacción, los métodos hidro metalúrgicos para extraer cobre desde calcopirita se basan en la alteración del agente lixivante, ya sea con el empleo de cloruro, soluciones amoniacales, ácido nítrico, sistemas biológicos o incluso realizar la lixiviación con previa calcinación del mineral.

Considerando un agente lixivante ácido, compuesto por ácido sulfúrico y cloruro férrico, se pueden considerar las siguientes reacciones (Turkmen & Kaya, 2009):



El cloruro férrico dentro de la solución permite que se aumente la porosidad de los minerales en la superficie, por lo que facilita la liberación de azufre elemental desde el mineral (Espinoza Salas, 2015). Esto aplica para otros medios clorados como el cloruro cúprico o cloruro de sodio.

Por otro lado, no solo el cloro afecta a la cinética de reacción en el sistema, sino también el  $\text{Fe}^{+3}$  que acompaña al cloruro férrico. En un medio ácido, se produce liberación de azufre elemental y acelera la lixiviación.

Según el mismo trabajo, señala que no existen diferencias significativas en el uso de cloro en el medio, pero sí existen diferencias considerables del ion ferroso, tal como detalla la siguiente figura.

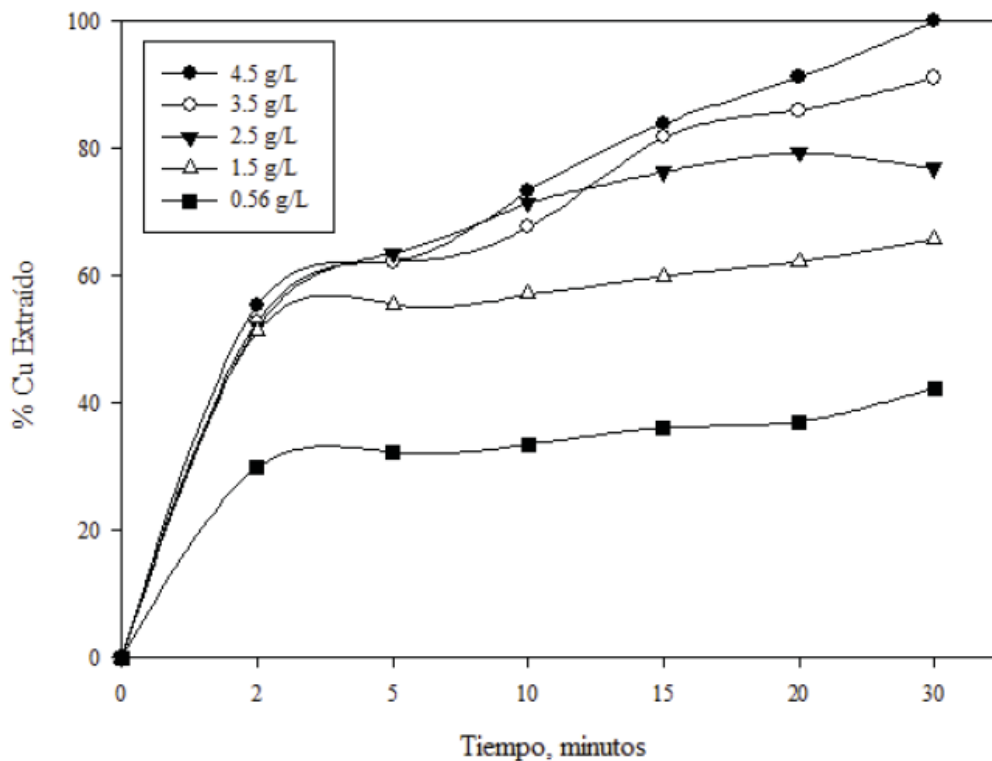


Figura 3. Efecto de la concentración de Fe<sup>3+</sup> sobre disolución de digenita.

(Espinoza Salas, 2015).

Se observa diferencias considerables en donde con una concentración de 0,56 g/L de Fe<sup>3+</sup> se obtuvo una variación de 12,4% entre la primera muestra (2 minutos) y la última finalizado el trabajo experimental. Por otro lado, para el caso de concentración de 4,5 g/L, la diferencia de variación fue de 44,5%, lo cual demuestra que la velocidad de disolución aumenta a medida que aumenta la concentración del cloruro férrico.

Las condiciones del medio también influyen en la lixiviación de cobre. Tanto el pH del medio como el potencial eléctrico de las reacciones involucradas, permiten la precipitación en iones

de cobre. La siguiente figura muestra el diagrama Pourbaix correspondiente a medio ácido sulfúrico y calcopirita.

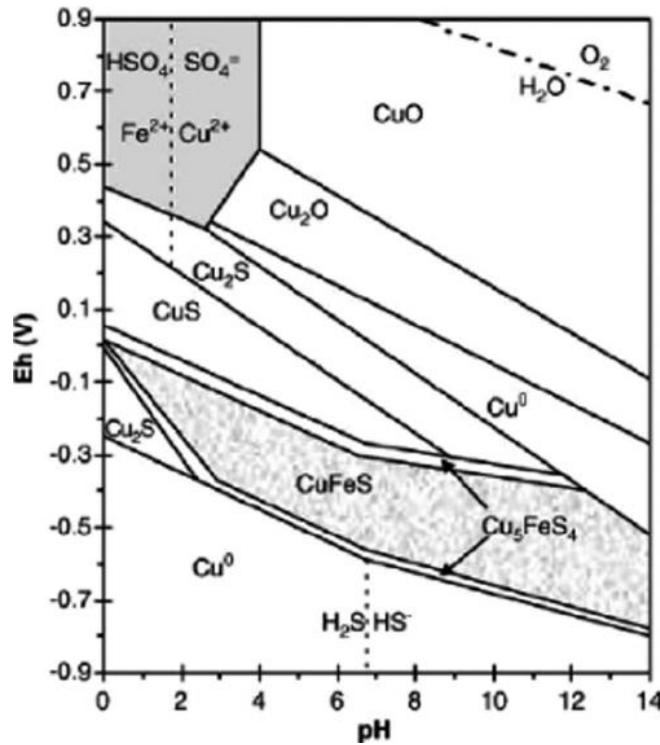
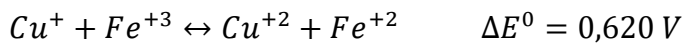
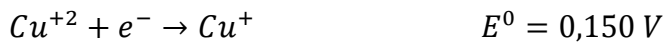


Figura 4. Diagrama Pourbaix de Cu - Fe - S.

(Debernardi & Carlesi Jara, 2011)

Según el diagrama mostrado, para poder disolver la calcopirita en iones de cobre se requiere un pH menor a 4 y un potencial redox mayor a 0,45 V.

Para el medio utilizado, se presentan a continuación las semi-reacciones electroquímicas involucradas.



Por lo tanto, se obtiene que, como el potencial redox es mayor de 0,45 V, se favorece la disolución de la calcopirita en un medio ácido con cloruro férrico.

Otro compuesto que modifica el potencial redox de la pulpa es el ozono, el cual actúa como oxidante en lixiviación de minerales de calcopirita y así aumentar la cinética de lixiviación, dado su alto potencial redox de 2,075 V (Solis-Marcial & Lapidus, 2016). Además, a modo de comparación con oxígeno como agente oxidante, el ozono presenta una mayor solubilidad en medio ácido.

## 1.2. Procesos de Lixiviación

Existen distintos tipos de lixiviación utilizados en Chile, siendo el más ampliamente utilizado la lixiviación en pilas. Su funcionamiento se detalla en la siguiente figura:

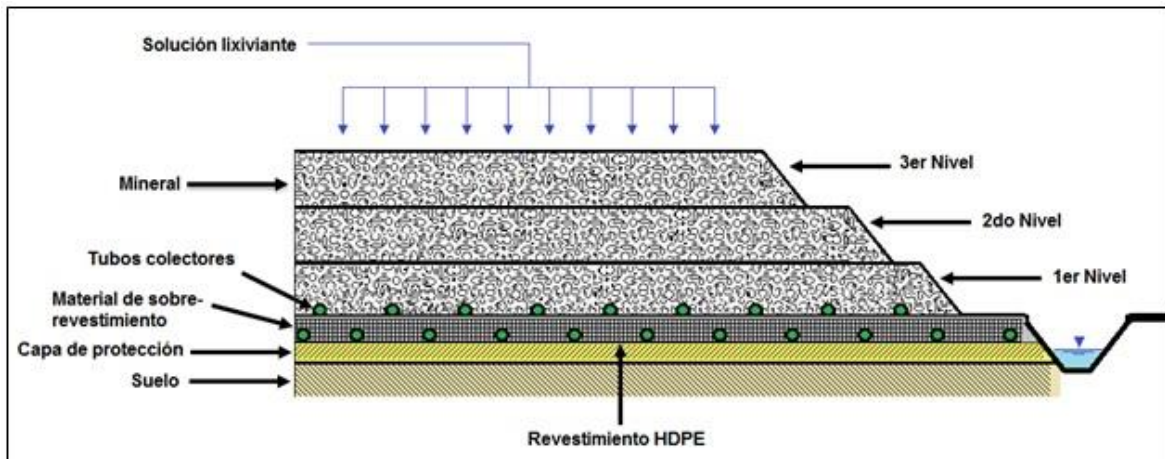


Figura 5. Diagrama general del proceso de lixiviación en pilas.

(Guevara Broggi, 2015)

Las pilas de lixiviación consisten, como su nombre lo indica, en el apilamiento de minerales oxidados o sulfuros primarios de cobre de tal forma que desde la parte superior se riega de forma constante el agente lixivante correspondiente, en este caso ácido sulfúrico, para que

permita la extracción del metal y se drene por la parte inferior de la pila para ser llevado a etapas posteriores de extracción por solvente y electro-winning (Guevara Broggi, 2015).

El agente lixivante se riega generalmente a una tasa de riego de  $10 \frac{L}{hm^2}$ , siendo este uno de los factores más importantes en la lixiviación e influenciado por el tamaño de partícula que se presenta la pila. Un correcto tamaño de partícula pertenecientes a la pila de lixiviación genera una mayor permeabilidad del agente lixivante sobre el mineral, permitiendo así una mayor eficiencia de extracción del metal. En cambio, un mayor tamaño de partícula hace que el agente lixivante entre menos en contacto con el propio mineral, es decir, disminuye el área efectiva de transferencia de materia.

Otras variables que afectan a la lixiviación en pila son (Guiachetti Torres, 2011):

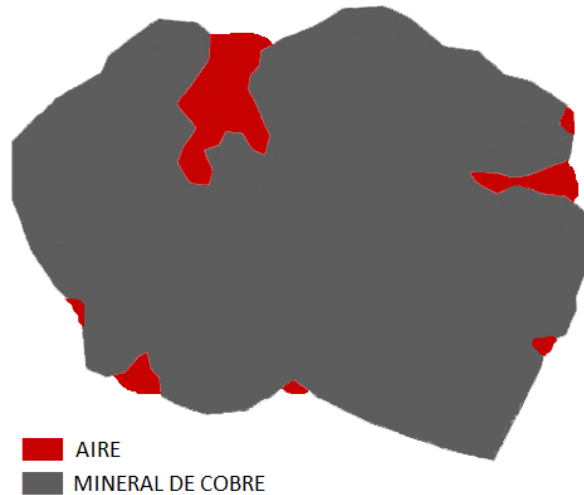
- Altura de pila: El tiempo de lixiviación se reduce si la altura es mínima, pero aumentan costos de apilamiento e irrigación.
- Concentración de ácido en agente lixivante: Una concentración bajo el óptimo, se compromete parte de la recuperación de cobre, mientras que si se opera a una concentración mayor, aumentan los costos en consumo de ácido y aumentan contaminantes.
- Tiempo de lixiviación: Tiempo óptimo de residencia del ácido en la pila determina viabilidad económica.

### **1.3. Lixiviación a Presión**

La lixiviación a presión, generalmente al ser empleado en autoclaves, genera una mayor transferencia de materia y, por ende, una mayor extracción del metal, debido a que se aumenta el área superficial efectiva del mineral a ser extraída, mejorando así la eficiencia de extracción del metal valioso.

Las grietas de cada mineral, dependiendo de su tamaño y estructura, no alcanza a entrar en contacto con el agente lixivante ya que la tensión superficial de dicha solución no permite

la entrada hacia las grietas. Por ende, el metal en tales superficies no es posible de extraer hasta un tiempo de lixiviación largo en donde la capa del mineral se va desgastando y así se permite la entrada del agente lixivante a dicho contenido metálico. La figura 6 muestra la situación descrita anteriormente.



*Figura 6. Esquema de volumen extra en microporos en mineral.*

La presión ejercida en el proceso permite la entrada del agente lixivante a las microgrietas del mineral, permitiendo así el aumento del área efectiva de extracción al momento de la lixiviación, tal como se observa en la siguiente figura como prueba de concepto.



**(a)**



**(b)**

*Figura 7. Prueba de concepto del problema planteado.*

*(a) Sistema sin presión (b) Sistema con presión.*

Previo al ingreso de presión al sistema, en el interior de la grieta existe aire aislado por la capa de agente lixivante en la superficie. Una vez ejercida presión, dicho gas se comprime y permite la entrada parcial de ácido sulfúrico al interior de la grieta. Las fuerzas intermoleculares al interior de la solución disminuyen, permitiendo así la disminución de la tensión superficial hacia el mineral. Lo anteriormente descrito se observa en la siguiente figura.

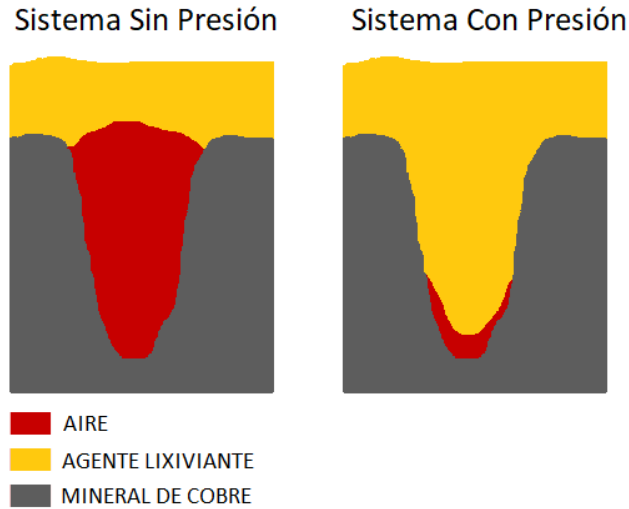


Figura 8. Situación sin y con presión en el sistema.

Estudios previos señalan que, para el caso minerales de oro, existe relación entre el volumen inundado en cada microporo y la presión ejercida en el sistema (Quintanilla Perez, 2016). Se entiende por microporo como los poros internos que presenta el mineral, a diferencia de los macroporos que representan los espacios vacíos entre minerales. Si se tiene en consideración que cada microporo presenta geometría cilíndrica, se tiene la siguiente expresión (Quintanilla Perez, 2016):

$$V_{inundado} = \cos(\theta) \pi r h L - \frac{nRT \cdot L}{2\gamma_{LG}} \ln(P_1) + \frac{nRT \cdot L}{2\gamma_{LG}} \ln(P) \quad (3)$$

De lo anterior se desprende que el volumen inundado depende logarítmicamente de la presión, además de otras variables como el ángulo de contacto  $\theta$  y tensión superficial líquido – gas.

### 1.3.1. Mejoramiento Área de Extracción

Se entiende como área superficial efectiva de extracción a la superficie donde se realiza la transferencia de materia para la obtención del metal valioso, la cual no es necesariamente el área. Si se considera como área extra como el área interior de cada poro o microgrieta presente en el mineral, se puede obtener un estimativo de cuanto efectivamente aumenta el área de contacto.

Se tendrá presente lo siguiente a nivel estimativo:

- Se considera cada mineral como esfera, de área superficial  $4 \cdot \pi \cdot r^2$ , mientras que los poros como cilindros.
- Fracción de grietas, es decir, el contenido de grietas presenta en la superficie de cada mineral. Dicho valor es de 5%.
- Fracción de diámetro orificio, correspondiente a la fracción del radio de la esfera que es igual a la profundidad equivalente de cada poro. Dicho valor es de 30%.
- Diámetro de orificio. Dicho valor es de 50  $\mu\text{m}$ .

La tabla 1 muestra los resultados obtenidos de los cálculos.

*Tabla 1. Estimación del área mojada extra de poros.*

DIAMETRO PARTICULA [UM]	AREA ESFERA [UM^2]	AREA ORIFICIO [UM^2]	NÚMERO DE ORIFICIOS	AREA MOJADA EXTRA [-]	%
100	31.416	1.571	0,8	1.885	6
200	125.664	6.283	3,2	15.080	12
400	502.655	25.133	12,8	120.637	24
800	2.010.619	100.531	51,2	965.097	48
2000	12.566.371	628.319	320	15.079.645	120

Manteniendo constante tanto la fracción de grietas, fracción de diámetro orificio y diámetro orificio, se tiene que el área extra de mojado aumenta a medida que aumenta el diámetro de partícula de cada mineral. Así mismo, el número de orificios aumenta a medida del aumento del diámetro de partícula.

Esto trae consigo incluso un aumento porcentual del 120% en partículas de 2.000 um, lo que es claramente un aumento considerable en la recuperación del mineral tanto por tiempo como de cantidad extraída de metal.

Como se verá más adelante en la sección experimental, se trabajará en diámetros de mineral menores a 200 um, por lo que el área extra estimado será de aproximadamente de 10%, lo cual dependiendo del tipo de mineral y cinética, puede resultar en una recuperación significativa.

### 1.3.2. Métodos en la Actualidad

Estudios preliminares se han realizado con respecto al uso de lixiviación a presión desde fuentes sulfuradas de cobre, principalmente empleando una etapa anterior a la lixiviación, la cual es el tostado del mineral. En un estudio del 2002 (Akçil, 2002) se realizan experimentos de tal manera de determinar la dependencia del tiempo de lixiviación, como de la presión interna del autoclave. La siguiente figura se muestra los resultados en la dependencia de la presión en la extracción de cobre y hierro.

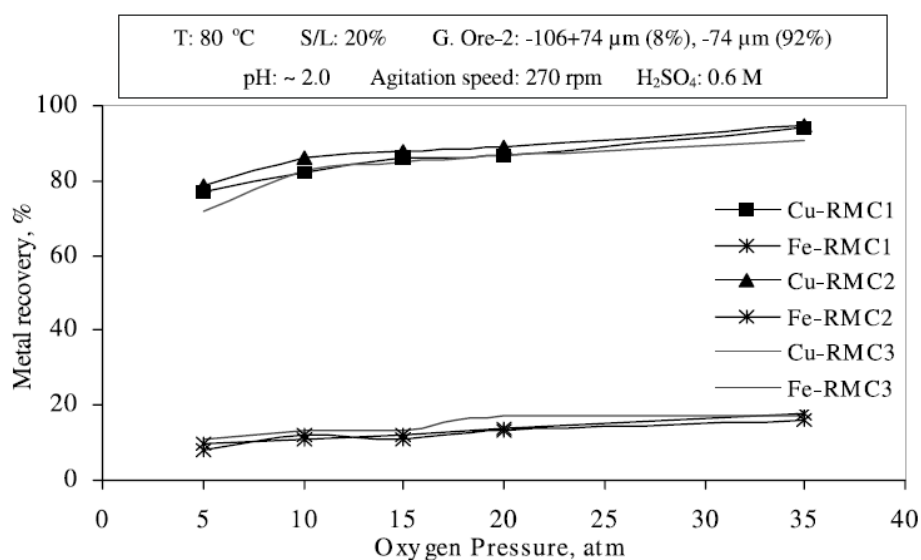


Figura 9. Efecto de la presión para lixiviación en autoclave.

(Akçil, 2002)

De la figura se obtiene que, en el caso de la extracción de cobre, aumenta a medida que aumenta la presión del autoclave, alimentado únicamente con oxígeno, desde 5 hasta 35 atm. Por otro lado, para el caso del hierro, no existen diferencias significativas entre una presión y otra.

El tostado del mineral realizado previamente, se efectuó a una temperatura aproximada de 640 °C y permite oxidar el mineral, aumentando la cinética de lixiviación en la etapa posterior. Los resultados finales de la investigación señalan que las partículas finas ayudan tanto al proceso de tostado como la lixiviación a presión.

Mismo resultado (Xu, Zhong, & Jiang, 2012) para un rango menor de presión de oxígeno entre 0,8 a 1,6 MPa, para un concentrado de cobre y plomo. Los resultados se muestran en la siguiente figura:

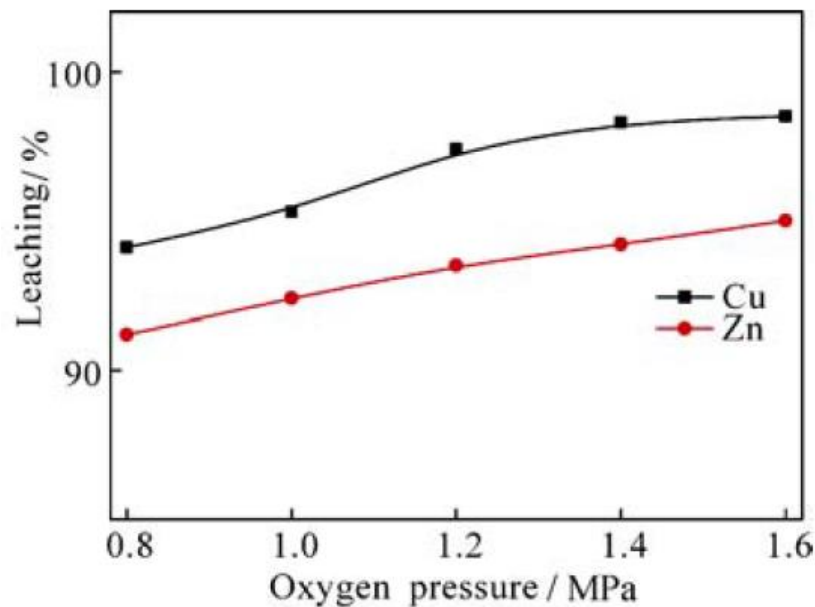


Figura 10. Efecto de la presión de oxígeno en mineral concentrado Cu-Pb.

(Xu, Zhong, & Jiang, 2012)

Al igual que el caso anterior, se observa un aumento en la recuperación de cobre desde la menor a la mayor presión, sin observarse un aumento considerable entre ambos tratamientos.

Otra forma en la cual se trabaja la calcopirita para una lixiviación menos compleja es en forma de calcopirita sulfurizada, es decir, cuando desde dicho mineral se obtienen especies más simples de lixiviar y así liberar azufre elemental sólido en sus residuos (Padilla, Vega, & Ruiz, 2002).

Para calcopirita sulfurizada, la presión de oxígeno presente en el medio es la variable más determinante en la selectividad cobre/hierro, lo que implica que una mayor cantidad de presión incrementa significativamente la razón de cobre en disolución, pero a su vez deteriora la selectividad cobre/hierro (Padilla, Vega, & Ruiz, 2007).

Procesos de lixiviación bajo presión a nivel industrial, en su mayoría, se encuentran en etapa de prototipo. Solo algunos casos están a escala industrial.

Dentro de los más destacados procesos de lixiviación a presión se encuentran (Paul, 2009):

- Planta Sepon (Laos, Asia): Dicha planta usa concentrados de sulfuros de cobre secundarios, pero también puede ser modificado para sulfuros primarios. Se trata el mineral por lixiviación a altas presiones en autoclave
- Proceso CESL: Puede tratar todos los concentrados, con bajos y altos grados. Se alcanzan recuperaciones de 96 – 97%. Baja inversión (Apex) y costos de operación (Opex), presentando un consumo de energía promedio de 3.200 kWh por tonelada de cobre obtenido.

Se encuentra a nivel de prototipo, el cual se ha construido en Usina Hidrometalúrgica Carajás, Brasil, alcanzando una producción anual de 10.000 toneladas de cátodos de cobre.

- Proceso Morenci: Se basa en lixiviación a presión con temperaturas medias. Presenta condiciones de operación de 150 – 160 °C y 200 psi. Presenta una producción anual de 215.000 toneladas de cobre, con 34% de cobre. Recuperaciones de cobre del 97%. Costos de capital cercanos a los 250 millones de dólares.

# CAPÍTULO 2: Validación Experimental

---

## 2.1. Metodología

### 2.1.1. Diseño de Experimentos

Se realizaron 4 experiencias en total. La primera fue con un tiempo de humectación de 10 minutos, la segunda de 20 minutos y la tercera de 30 minutos. La cuarta experiencia corresponde a la muestra control, en donde se realizó solo lixiviación agitada. Cada una de las experiencias se hizo en duplicado.

La presión de trabajo en cada una de las experiencias fue de 45 psi. Por otro lado, el tiempo de proceso, para cada una de las experiencias, fue de 2 horas. Dicho tiempo incluye la lixiviación en la columna y en estanque agitado.

Por cada trabajo, se tomó muestras a los 30, 60, 90 y 120 minutos, a excepción de la tercera experiencia, en donde la primera muestra se tomó a los 40 minutos. El método para la toma de muestras se realizó mediante jeringa, debido principalmente al contenido de sólido de la solución de trabajo, impidiendo tomar una porción de muestra mediante alícuota convencional. El tiempo cero del trabajo se considera una vez que entra en contacto el mineral sulfurado de cobre con el agente lixivante.

A modo de análisis, como modelo a utilizar para el tratamiento de los datos en cuanto a recuperación de cobre y analizar las diferencias en los tiempos de pretratamiento, se utilizará el modelo de primer orden, descrito por la siguiente ecuación:

$$R_{Cu} = R_{\infty} \cdot (1 - e^{-k \cdot t}) \quad (4)$$

Donde  $R_{\infty}$  representa la recuperación de cobre a tiempo infinito, en unidades de porcentaje (%), mientras que  $k$  representa la constante cinética de la reacción, en unidades del recíproco del tiempo (1/min).

Por otro lado, para el ajuste de los datos se utilizará el modelo de Klimpel

$$R_{Cu} = R_{\infty} \cdot \left(1 - \frac{1}{k \cdot t} (1 - e^{-k \cdot t})\right) \quad (5)$$

La figura 11 muestra un esquema general de las experiencias a realizar.

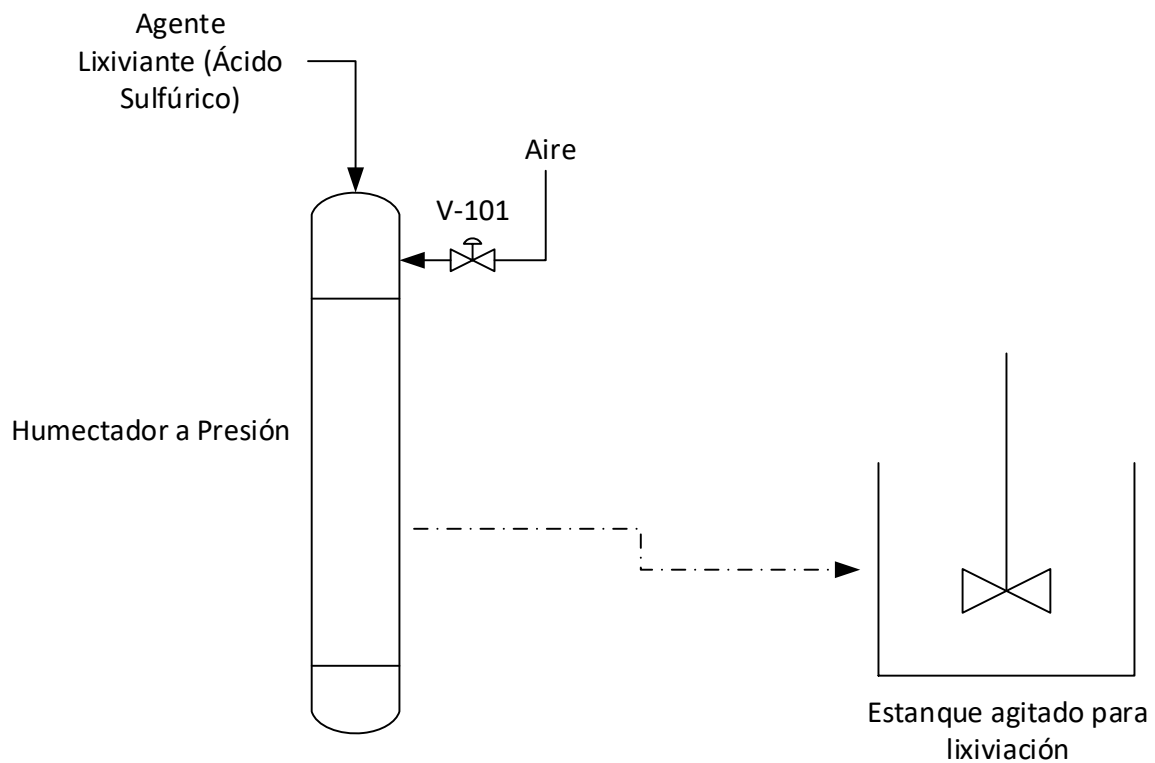


Figura 11. Diagrama general del trabajo experimental.

## 2.1.2. Preparación de Solución Lixivante

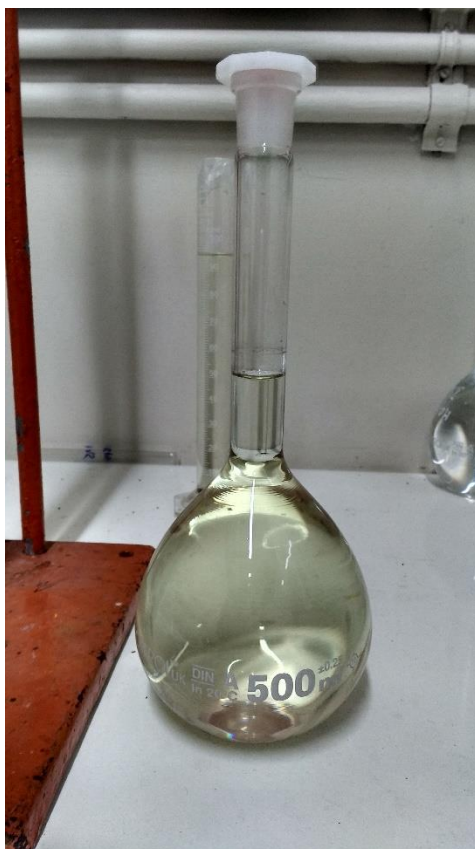
Como se vio anteriormente, la solución lixivante es el encargado de extraer el metal de interés desde el mineral sulfurado de cobre, mediante reacción para formar sales que se disuelvan en la misma solución.

Se desea preparar una solución lixivante con ácido sulfúrico al 5% y cloruro férrico con una concentración de 5 g/L.

El procedimiento de elaboración de la solución lixivante es el siguiente:

- 1) En matraz aforado de 500 mL, agregar 486,1 mL de agua destilada.
- 2) Agregar mediante alícuota 13,9 mL de ácido sulfúrico al 98% grado técnico, con la ayuda de una pipeta, hasta el aforo del matraz.
- 3) Cerrar y agitar vigorosamente por 1 minuto.
- 4) Masar 2,5 g de cloruro férrico en portaobjetos.
- 5) Agregar el cloruro férrico al matraz aforado.
- 6) Cerrar y agitar vigorosamente por 1 minuto.
- 7) Dejar reposar.

La solución lixivante ya elaborada, luego del reposo, se muestra en la siguiente figura:



*Figura 12. Solución lixiviante de ácido sulfúrico y cloruro férrico.*

### **2.1.3. Evaluación de Presión**

Previo al correcto funcionamiento de la columna de humectación, se realizó un test hidráulico a la columna de humectación de manera tal que, dado los materiales del cual está constituido la columna, resista la presión ejercida en su interior por el compresor.

El procedimiento es el siguiente:

- 1) Se conecta una bomba peristáltica a la columna de humectación, con su correspondiente alimentación de agua.
- 2) Se cierra válvula superior de la columna.
- 3) Una vez asegurado cada uno de los equipos, se procede al funcionamiento de la bomba.

- 4) Como se trabajara a una presión de trabajo de 45 psi, se aplica un factor de seguridad de 1,5, por lo que la presión máxima esperada para la prueba será de 70 psi.
- 5) Verificar si existe fuga de agua a presiones menores a 70 psi. En caso de existir, detener el funcionamiento y realizar los cambios correspondientes a la columna de humectación.
- 6) En caso de llegar a 70 psi sin fugas, la columna de humectación está listo para su funcionamiento experimental.
- 7) Apagar bomba peristáltica y vaciar columna de humectación.

#### **2.1.4. Preparación de Solución a Humectar**

Una vez preparado tanto el mineral sulfurado de cobre como el agente lixivante, se procede al comienzo de las experiencias a realizar.

- 1) En la parte superior de la columna, abrir válvula y colocar embudo.
- 2) Masar 25 g de mineral de cobre y colocar en una probeta 95 mL de solución lixivante.
- 3) Añadir por la parte superior de la columna el mineral sulfurado y, posteriormente, el agente lixivante. Comenzar cronometro.
- 4) Quitar embudo, cerrar válvula y agitar vigorosamente durante 2 minutos para homogenizar correctamente la solución.
- 5) Colocar nuevamente en el soporte y conectar columna al compresor.
- 6) Prender compresor y dejar en funcionamiento de acuerdo al tipo de experiencia.
- 7) Una vez terminado el tiempo de humectación, abrir cuidadosamente la válvula superior de la columna. Realizar este procedimiento con mascarilla a rostro completo, para evitar ingreso de ácido en los ojos.
- 8) Quitar la columna del soporte y agitar vigorosamente, para luego verter la solución en el vaso precipitado de 200 mL.
- 9) Prender agitador magnético y establecer temperatura del manto a 50 °C. Dejar tapado el vaso precipitado.

- 10) En cada tubo de ensayo, colocar embudo con papel filtro. Al momento de tomar muestra, se realiza mediante una jeringa y solo con 3 mL de solución.
- 11) Una vez terminada la experiencia, apagar el agitador magnético.
- 12) Botar los desechos según corresponda.

## 2.2. Equipos

- **Columna de humectación a presión:** Consta de una tubería de PVC hidráulico, con una altura de 0,5 m y diámetro de 1/2". Posee dos conexiones en la parte superior, de 1/2" cada uno. El del centro para la evacuación de aire al término de la presurización y el resto para la entrada de aire al equipo desde el compresor.
- **Compresor:** Potencia de 2 HP, marca Bauker, utilizado para aumentar la presión dentro del sistema de humectación y permitir la impregnación del agente lixivante dentro de las microgrietas del mineral.
- **Agitador:** De tipo magnético, para continuar con la lixiviación posterior a la humectación de poros.
- **Estanque de agitación:** Vaso precipitado de 200 mL.

La siguiente figura muestra el equipo principal en las experiencias de laboratorio, correspondiente a la columna de humectación.



*Figura 13. Columna de humectación experimental.*

### 2.3. Materiales

- **Mineral de Cobre:** Proveniente de Cytec. Posee una granulometría inferior a 200  $\mu\text{m}$ , contenido de cobre de 0,5% y hierro de 2,52%.
- **Ácido sulfúrico:** Proveniente de Vimaroni. Corresponde a grado técnico, con 98% de ácido sulfúrico.
- **Cloruro férrico:** Proveniente de Vimaroni. De tipo anhidro al 99.

## **CAPÍTULO 3: Resultados**

---

En el presente capítulo se detallan los resultados experimentales obtenidos. Cabe señalar que se analizan dos tipos de datos, calificados como “Últimos datos” y “Todos los datos”, en donde los primeros corresponden a pruebas realizadas al mejorar técnicas de toma muestra, mezclado en el agitador, entre otros aspectos. Por otro lado, los últimos datos corresponden a todos los datos obtenidos experimentalmente, incluidos pruebas preliminares para verificar el funcionamiento del equipo.

Los resultados, tanto de los últimos datos como de todos los datos, se pueden observar con mayor detalle en los Anexos I y II, respectivamente.

### **3.1. Comparación de Tratamientos a Distintos Tiempos**

La figura 14 muestra la recuperación de cobre obtenidos a distintos tiempos de humectación, además de los resultados obtenidos de la muestra control, además del modelo de primer orden ajustado a los datos.

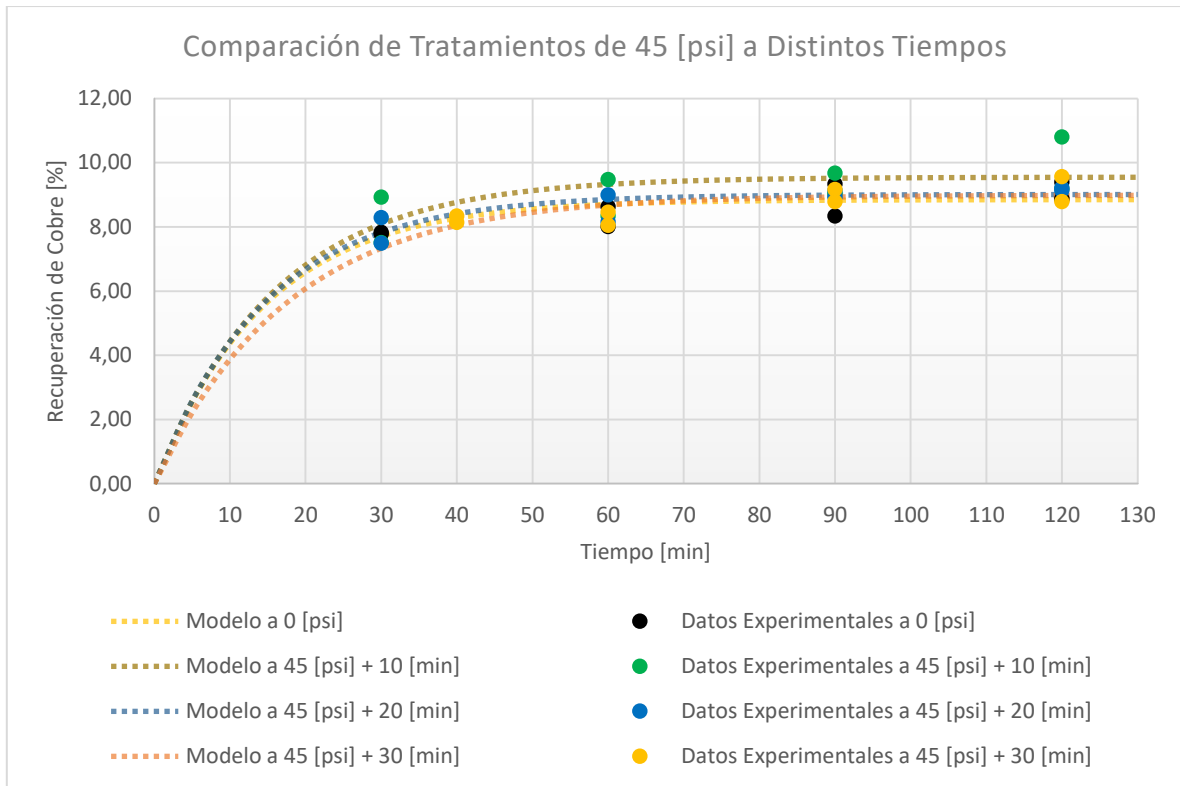


Figura 14. Comparación de tratamientos de 45 psi a diferentes tiempos de humectación.

A pesar de que existe una tendencia tal que la recuperación de cobre aumenta al aplicar presión al sistema, este no influye en gran manera en dicho aumento. Así mismo, no se observan diferencias significativas que determinen una mejor opción en cuanto a los otros procesos.

### 3.2. Ajuste de Datos para Últimos Datos

Dado los resultados anteriores, es necesario realizar ajustes a los datos de manera tal de eliminar datos anómalos que no coincidan con la tendencia. Para ello, a diferencia de aplicar un modelo cinético para su comparación como en los puntos anteriores, se realiza un ajuste logarítmico a los datos.

La figura 15 muestra los últimos datos, esta vez agrupado entre las muestras control y las muestras a 45 psi, sumado cada uno de los tiempos de humectación, sin realizarles corrección estadística.

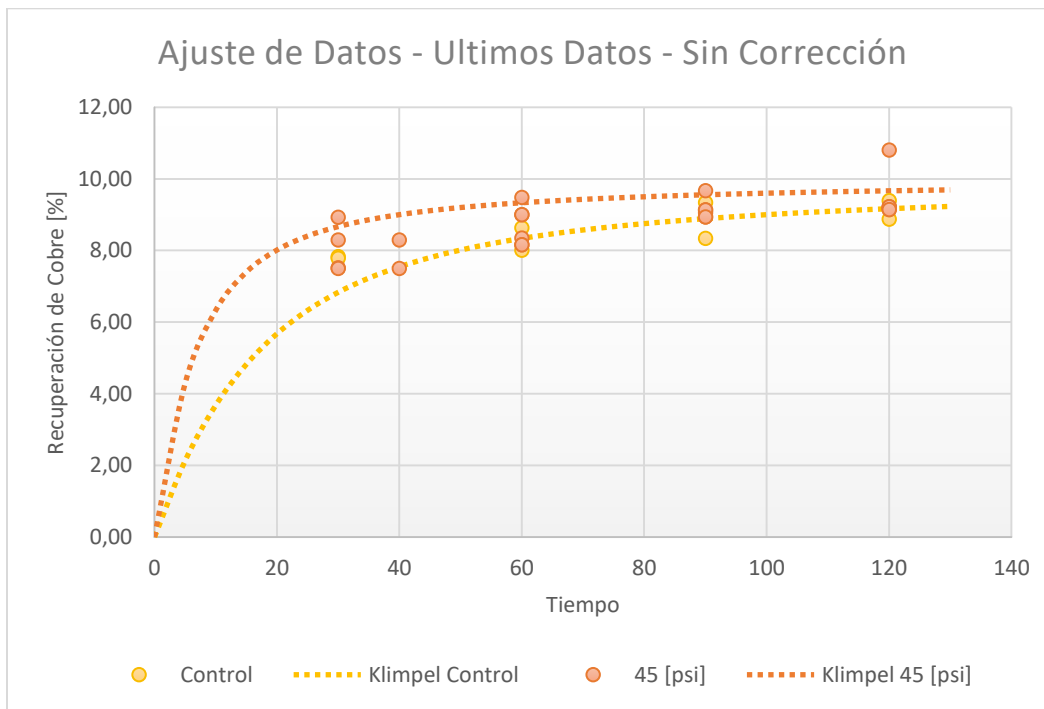


Figura 15. Concentración de cobre de últimos datos sin corrección.

De la figura se observa que, a pesar de no existir corrección, se observa una tendencia, aunque no significativa, de que al aplicar presión al sistema se tiene una mayor concentración de cobre.

La figura 16 muestra los datos corregidos mediante métodos estadísticos.

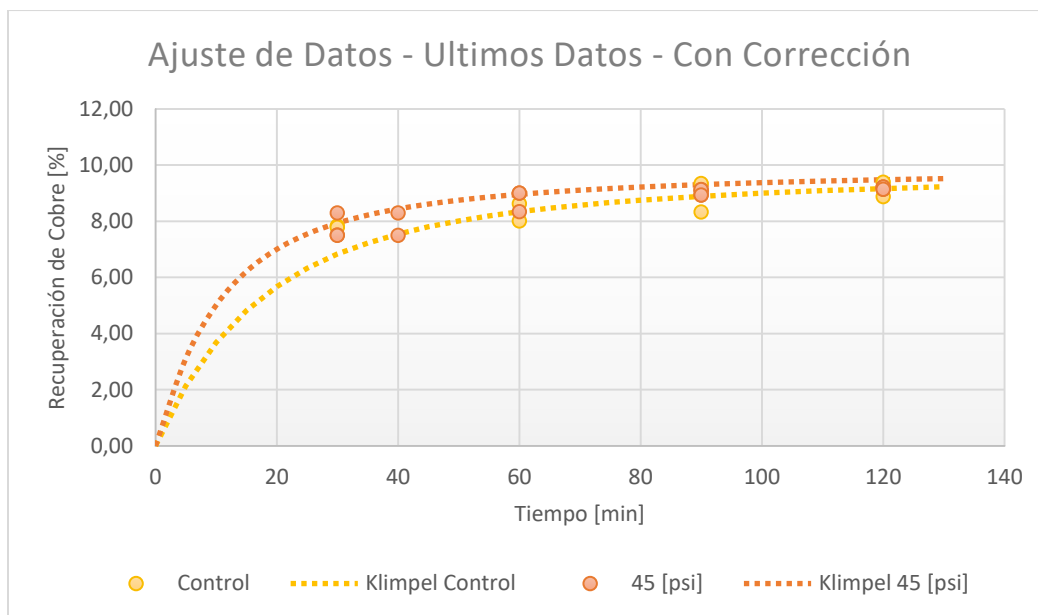


Figura 16. Concentración de cobre de últimos datos con corrección.

Al eliminar datos anómalos, principalmente los datos que tenían recuperaciones de cobre mayores a 10%, se estrecha la diferencia entre ambas pruebas. Por lo tanto, dichos datos excluidos influenciaban negativamente en el análisis de las muestras.

A pesar de ello, de la figura se observa una mayor constante cinética para los datos a 45 psi ya que posee mayor recuperación en los primeros minutos de tratamiento.

En definitiva, para los últimos datos, no existen tendencias claras que demuestren la mejoría de utilizar el método a presión. Sin embargo, cabe destacar que existe una tendencia a que el proceso a presión entrega mejores resultados.

### 3.3. Ajuste de Datos para Todos los Datos

Una vez analizados los últimos datos, se procede a analizar todos los datos, tal como se muestra en la figura 17. Al igual que el apartado anterior, solo se tomarán el conjunto de datos de las muestras control y a 45 psi, sumado todos los tres tiempos de humectación.

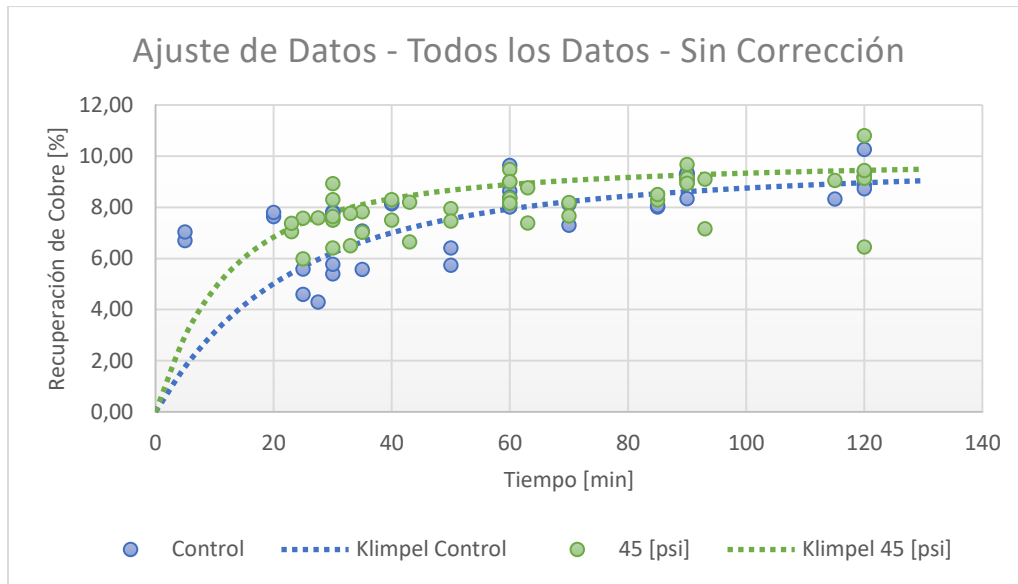


Figura 17. Concentración de cobre de todos los datos sin corrección.

Al igual que en el caso anterior, existe una diferencia en la función logarítmica ajustada por ambos set de datos, entregando una mayor recuperación al proceso a presión.

Sin embargo, dada la distribución de concentraciones en el rango de tiempo, no existe una tendencia que indique la mejora observada en los ajustes logarítmicos.

La figura 18 muestra todos los datos con corrección estadística.

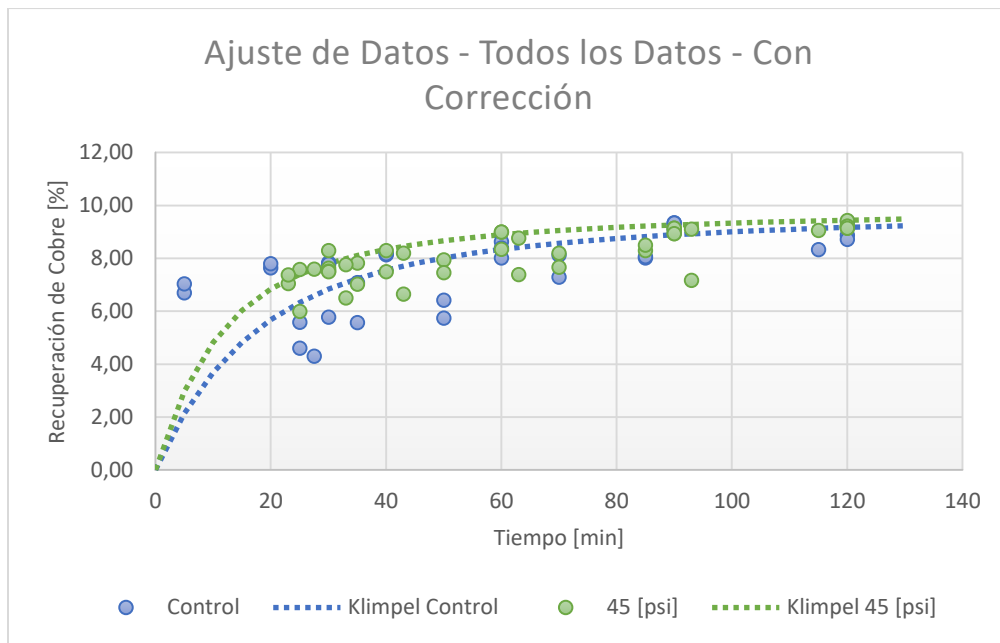


Figura 18. Concentración de cobre de todos los datos con corrección.

Al eliminar los datos anómalos, se observa una mayor diferencia entre ambos ajustes logarítmicos, especialmente desde los 60 minutos. Al igual que en el apartado anterior, se excluyen principalmente datos mayores a 10%.

Al igual que en el caso anterior, el modelo de Klimpel a 45 psi presenta una mayor constante cinética.

Sin embargo, al observar la distribución de concentraciones en el tiempo, aun no existe una tendencia clara que acompañe al ajuste logarítmico.

### 3.3. Análisis de Sensibilidad a Parámetros Cinéticos

#### 3.3.1. Análisis de Sensibilidad Recuperación Infinita

La figura 19 y 20 muestran el análisis de sensibilidad para recuperación infinita de los últimos datos y todos los datos respectivamente.

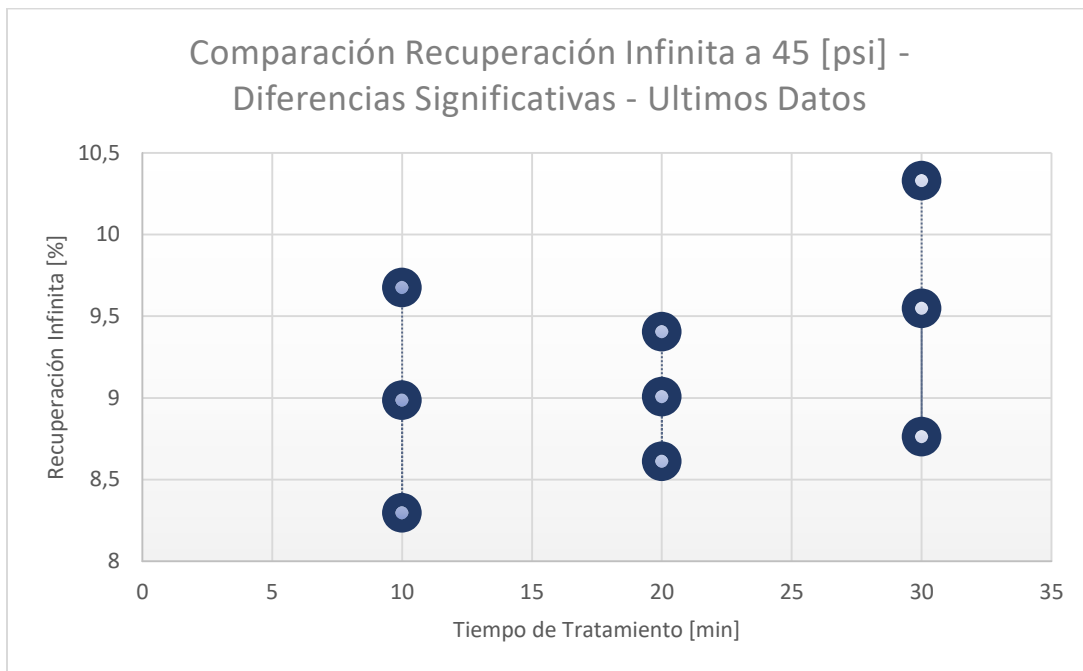


Figura 19. Comparación de recuperación infinita para últimos datos.

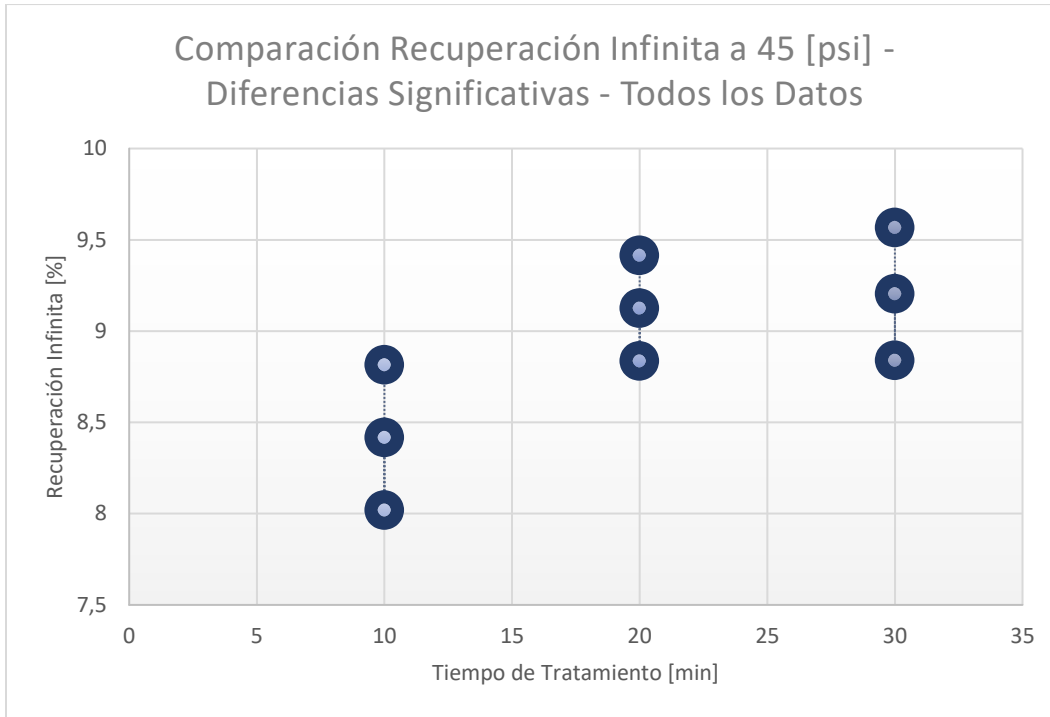


Figura 20. Comparación de recuperación infinita para todos los datos.

No existen tendencias claras en cuanto a una mayor recuperación, además de no existir diferencias significativas en cada uno de los cuatro tratamientos. Sin embargo, destaca que el mayor valor de recuperación se obtuvo a un tiempo de tratamiento de humectación de 30 minutos, entre ambos set de datos.

### 3.3.2. Análisis de Sensibilidad Constante Cinética

La figura 21 y 22 muestran el análisis de sensibilidad para constante cinética de los últimos datos y todos los datos respectivamente.

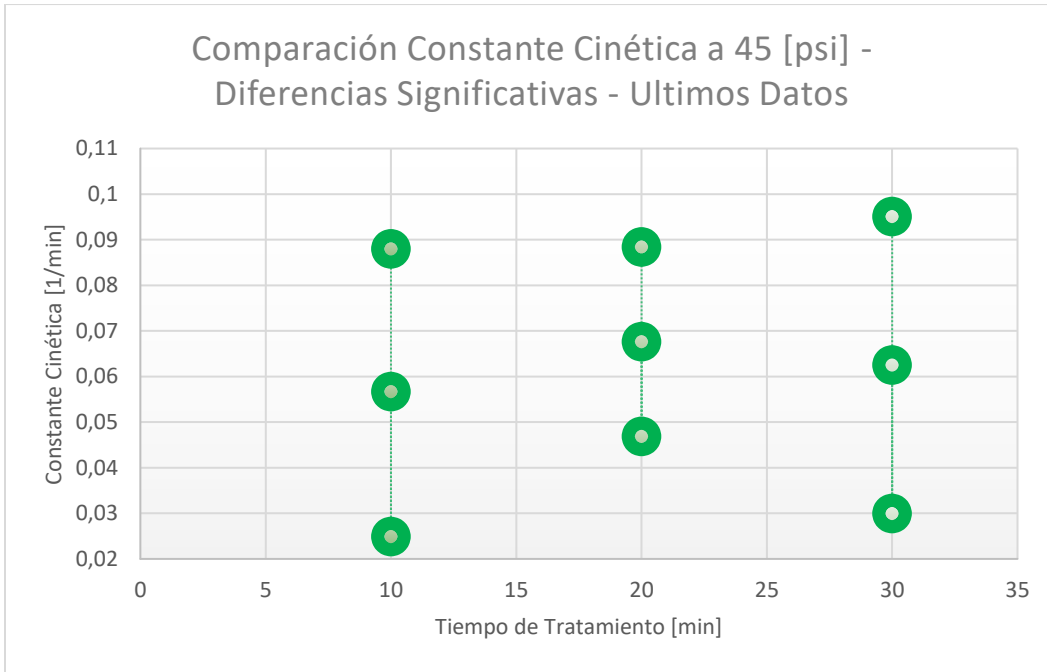


Figura 21. Comparación de constante cinética para últimos datos.

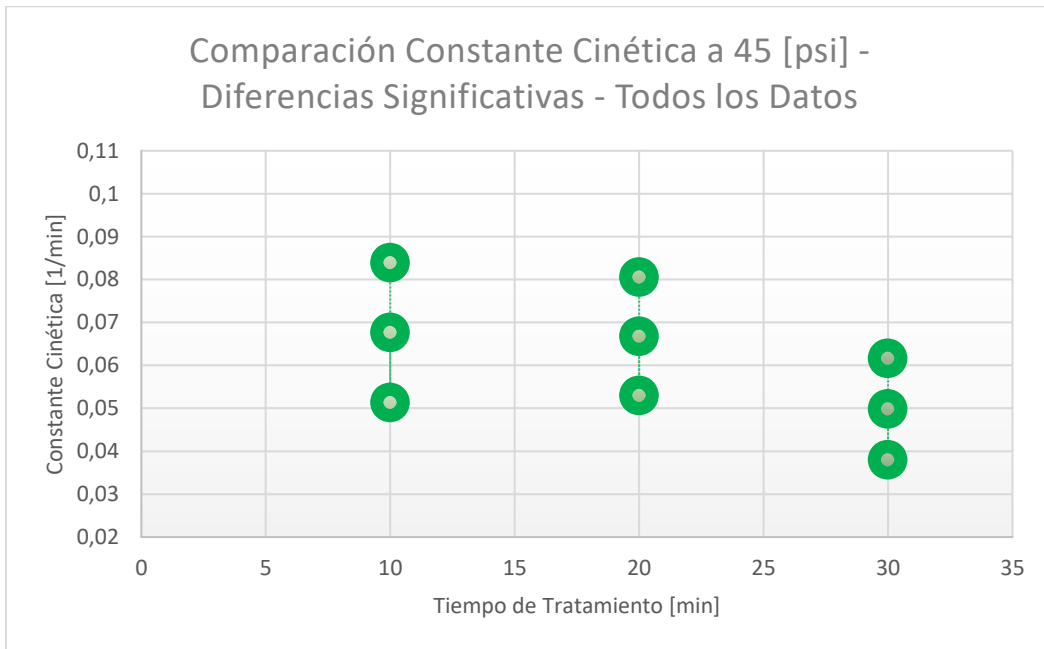


Figura 22. Comparación de constante cinética para todos los datos.

Al igual que en el caso de la recuperación infinita, no existe tendencia clara ni diferencias significativas entre un método u otro. El tratamiento con tiempo de humectación de 20 minutos presenta un mayor valor de dicha constante, favoreciendo así la velocidad de reacción para la extracción del metal valioso.

### 3.4. Diferencia de Promedios

Finalmente, se analizan las diferencias de promedios entre las muestras control y a 45 psi para cada tiempo de toma de muestra, lo que se detalla en la figura 23 y tabla 2.

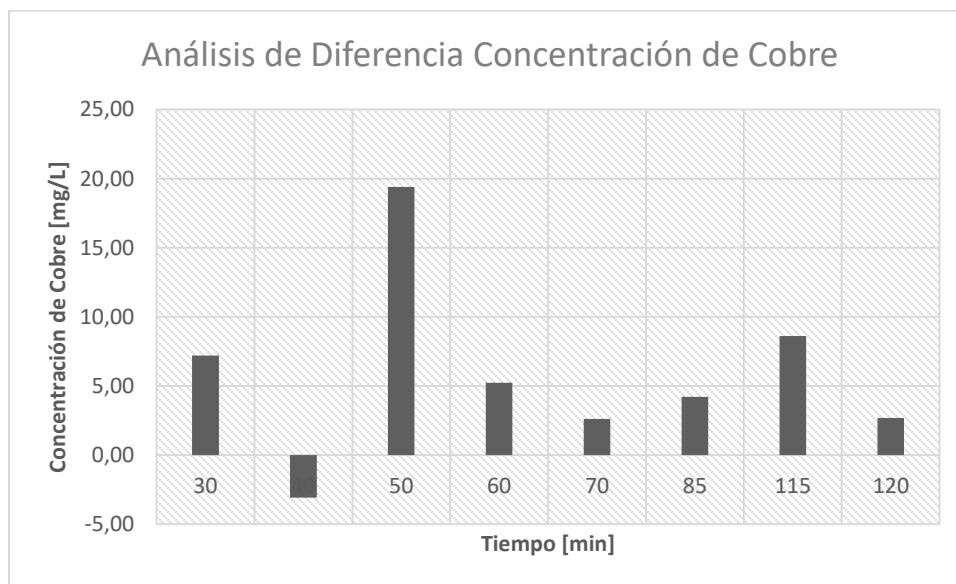


Figura 23. Análisis de diferencia para la concentración de cobre en todos los datos.

Tabla 2. Diferencias en concentración de cobre entre muestras control y 45 psi.

<b>Tiempo [min]</b>	<b>Concentración Cu [mg/L]</b>		
	Control	45 [psi]	Diferencia
30	84,83	92,03	7,20
40	97,04	93,95	-3,08
50	72,28	91,68	19,40
60	99,28	104,50	5,22
70	91,73	94,34	2,62
85	95,67	99,87	4,21
115	99,10	107,70	8,60
120	107,08	109,76	2,68

Para cada uno de los tiempos obtenidos, a diferencia del tiempo 40 minutos, se observa una mejora del proceso a 45 psi, lo que va acompañado con los análisis anteriormente descritos.

## CAPITULO 4. Diseño de Procesos

---

En este capítulo se describirá el equipo modular propuesto para los pequeños mineros del Norte Chico de Chile, específicamente en Ovalle, Región de Coquimbo. Se detallará los principales parámetros a considerar en cuanto a su diseño y las variables más importantes que servirán de apoyo para elaborar la evaluación económica posterior.

### 4.1. Alternativas de Proceso

Como se mencionó anteriormente, para el presente documento se realiza la evaluación técnica y económica con respecto al método propuesto como un equipo modular auto sustentado por energía fotovoltaica, para así disminuir los costos variables correspondientes al funcionamiento del equipo y, además, reducir las emisiones de contaminantes al ambiente.

La solución propuesta en el presente documento es la elaboración de un sistema modular para los pequeños pirquineros de cobre en el centro-norte del país, más específicamente de la Región de Coquimbo y Valparaíso.

El sistema modular consta de cuatro etapas principales, las cuales se ilustran en la siguiente figura.

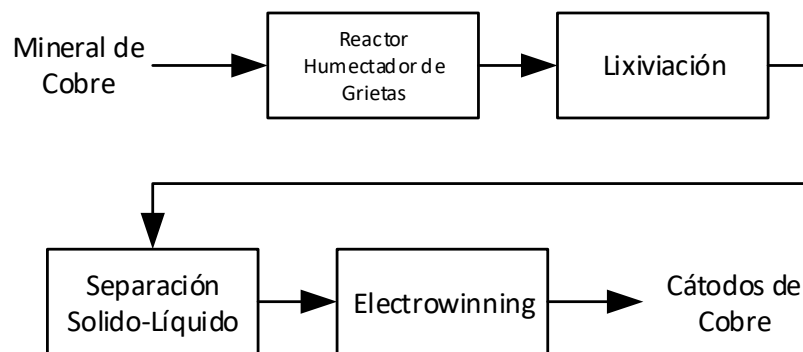


Figura 24. Diseño de procesos.

La primera etapa consta de la columna de lixiviación a presión, en donde ocurrirá la aceleración de la extracción del metal valioso mediante la impregnación de microgrietas.

Luego de transcurrido el tiempo de lixiviación a presión, se encuentra la etapa de lixiviación por agitación. En este caso, se realizará mediante agitación no mecánica mediante un sistema “loop”, es decir, la mezcla se realiza mediante la circulación de aire u ozono por medio de un circuito cerrado. Para esta etapa se utilizará ozono como gas impulsor, dado que este favorece la reacción de extracción de cobre al aumentar el potencial de voltaje en la solución (Solis-Marcial & Lapidus, 2016).

Posteriormente se realiza la separación sólido – líquido, mediante drenaje electroosmótico. Este proceso se basa en un flujo de solución el cual posee iones y, solo al generar un campo eléctrico sobre la solución, se genera un flujo solo por la diferencia de potencial existente (Wang, Cheng, Wang, & Liu, 2009).

Finalmente ocurre el proceso de electrowinning o electroobtención, en el cual se obtiene el cobre puro 99,99% de pureza. Se disponen de dos placas de acero inoxidable generalmente, en donde se establece un circuito entre el ánodo y cátodo. Se aplica corriente eléctrica de baja intensidad, permitiendo que cationes de cobre +2 se atraigan hacia el polo negativo (cátodo) y se depositen sobre la misma (CODELCO, 2017).

El esquema del proceso batch se muestra en la figura 25.

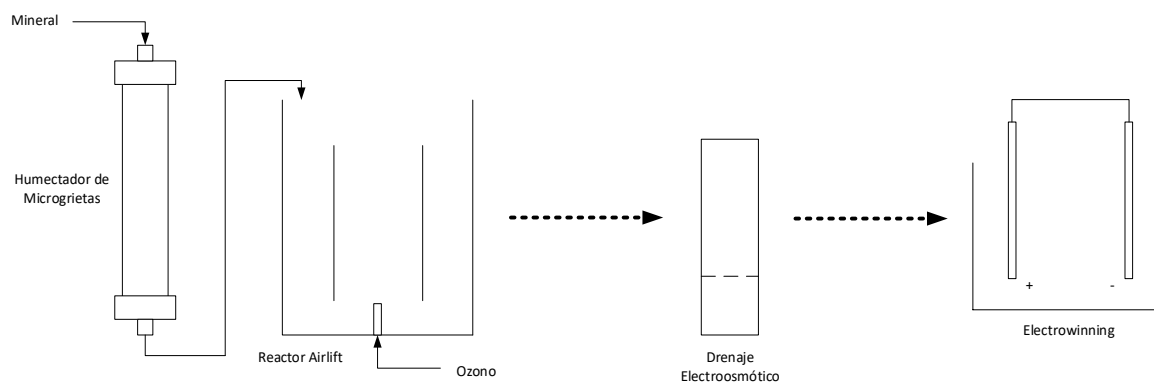


Figura 25. Diagrama de flujos del proceso del equipo modular.

El equipo modular se sustenta en base a energía solar, mediante celdas fotovoltaicas y sus respectivos equipos secundarios tales como inversores, medidores, estructuras, baterías y reguladores.

## **4.2. Diseño de Equipos**

### **4.2.1. Humectador a Presión**

El humectador a presión, dentro de su diseño, presenta como aspecto más importante el volumen del equipo. Se estimará un diámetro de 0,3 metros y altura de 1,5 metros, dando un volumen de 0,11 metros cúbicos por equipo. La pulpa (agente lixivante más mineral sulfurado) ocupa un 80% del volumen total del equipo, por lo que el volumen ocupado es de 0,085 metros cúbicos.

Para la obtención de la masa de pulpa requerida, se considera que la pulpa presenta un 20% en sólidos y el agente lixivante presenta un 5% en masa de ácido sulfúrico, por lo que la densidad final de la pulpa es de 1.172 kg/m<sup>3</sup>.

Finalmente, dado el espacio disponible para su instalación, se ubicarán 10 columnas, necesitando así una masa de pulpa de 994 kilogramos por batch.

Los datos obtenidos se observan en la tabla 3.

Tabla 3. Especificaciones del humectador a presión.

Especificaciones Humectador de Microgrietas		
Variable	Valor	Unidad
Diámetro	0,3	m
Altura	1,5	m
Volumen Total	0,11	m <sup>3</sup>
Porcentaje de Llenado	80	%
Volumen Ocupado	0,08482	m <sup>3</sup>
Densidad Pulpa	1172	Kg/m <sup>3</sup>
Masa Ocupada	99,4	Kg
Número de Columnas	10	-
Volumen Total Ocupado	0,8482	m <sup>3</sup>
Masa Total Ocupada	994	Kg

Considerando una masa de pulpa por batch de 994 kilogramos, se tiene que la cantidad de mineral requerida al año es de 59.648 kg, mientras que la cantidad de ácido sulfúrico requerido es de 6.483 litros. El tiempo de residencia de la pulpa en cada columna será de 20 minutos, dado los datos obtenidos en las experiencias realizadas.

#### 4.2.2. Reactor Loop

En este caso, la lixiviación se realizará en un reactor agitado no mecánicamente, de manera que el gas utilizado (ozono) circule por el equipo, generando una diferencia de presión para la circulación de la pulpa y realizando así la mezcla.

El reactor será del tipo Airlift, en donde el principal aspecto para definir otros parámetros es la velocidad del gas de entrada y así poder circular la pulpa al interior del equipo. La velocidad se encuentra definida por (Chisti & Moo-Young, 1987):

$$U_{sg} = \frac{Q_m RT}{AL\rho_L g} \ln \left( 1 + \frac{\rho_L g L}{P_h} \right) \quad (5)$$

Donde:

$Q_m$ : Flujo molar del gas

$A$ : Sección transversal (Con diametro de 0,3 m)

$L$ : Altura de columna de liquido

$P_h$ : Presión atmosférica

Por lo tanto, se tiene que:

$$U_{sg} = \frac{0,04 \frac{\text{mol}}{\text{s}} \cdot 8,314 \frac{\text{J}}{\text{K} \cdot \text{mol}} \cdot 292 \text{ K}}{0,0707 \text{ m}^2 \cdot 1,5 \text{ m} \cdot 1172 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}} \cdot \ln \left( 1 + \frac{1172 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \cdot 9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} \cdot 1,5 \text{ m}}{101500 \text{ Pa}} \right)$$
$$U_{sg} = 0,13 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

Con dicha velocidad de 0,13 m/s y un diámetro de 0,3 m, se tiene que el régimen de flujo perteneciente al sistema es lodo, el cual coincide con la mezcla de mineral y agente lixivante que se empleará (Chisti & Moo-Young, 1987). Por otro lado, el volumen del equipo es de 0,106 m<sup>3</sup>, mayor al volumen ocupado por las diez columnas de la etapa anterior.

El generador de ozono seleccionado tiene una flujo volumétrico de salida de 80 pies cúbicos por minuto, equivalente a 0,03776 metros cúbicos por segundo (BangGood, 2017).

#### 4.2.3. Drenaje Electro-osmótico

El parámetro principal en esta etapa es el consumo de energía para la generación de corriente eléctrica y así mejorar, en cuanto a tiempo requerido, la separación de cobre desde la pulpa.

Según estudios previos (Valenzuela, Romero, Acuña, & Cánovas, 2016), el consumo de energía en esta etapa es de 11,46 kWh por metro cúbico de pulpa para un tiempo de separación de 160 minutos. Las condiciones de operación en cuanto a voltaje bajo estas condiciones es de 12 V.

Por lo tanto, considerando que por año son 254,47 metros cúbicos, como se verá en la sección 5.3., el total de ciclos por año es de 300. Finalmente se tiene un consumo total en esta 2.916 kWh por año.

#### 4.2.4. Electrowinning

Al igual que en los casos anteriores, el factor principal es el consumo de energía que permite la obtención del cobre con 99% de pureza.

Según estudios previos (Fagerstrom, 2015), el consumo de energía en esta etapa es de 2.000 kWh por tonelada métrica de cobre obtenido. En el proceso se tienen 1.622 kilogramos de cobre obtenidos por año, por lo que el consumo de energía es de 3.245 kWh por año.

Para la estimación de intensidad y voltaje se utiliza las siguientes ecuaciones (Valenzuela, Matamala, & Videla, 2015).

$$m = \left(\frac{I \cdot t}{F}\right) \cdot \left(\frac{M}{z}\right) \cdot \eta \quad (6)$$

$$w = \frac{\Delta V \cdot I \cdot t}{m} \quad (7)$$

Donde:

*m*: Masa depositada de cobre [g]

*I*: Intensidad de corriente [A]

$t$ : *Tiempo* [s]

$F$ : *Constante de Faraday* = 96.485  $\left[\frac{C}{mol}\right]$

$M$ : *Masa molar de cobre*  $\left[\frac{g}{mol}\right]$

$z$ : *Número de electrones transferidos* = 2 [-]

$\eta$  = *Eficiencia* = 95%

$\Delta V$ : *Diferencial de voltaje* [V]

$w$ : *Consumo de energía* = 1,88 [kWh]

La tabla 4 muestra los parámetros utilizados y los resultados obtenidos.

*Tabla 4. Especificaciones electrowinning.*

Especificaciones EW	
Variable	Valor
Masa de Cobre Depositada [kg]	5,41
Masa de Cobre Depositada [g]	5408
Número de Celdas	4
Masa por Celda [g]	1352
Intensidad de Corriente [A]	250
Constante de Faraday [C/mol]	96485
Masa Molar (Cobre) [g/mol]	64
Tiempo [s]	17286
Número de Electrones Transferidos [-]	2
Eficiencia [%]	95%
Consumo de Energía [kWh]	2,70
Diferencial de Voltaje [kV]	8,6

Por lo tanto, para obtener una intensidad de corriente 250 A y diferencial de voltaje de 8,6 kV, se deben tener 4 pares de celdas que funcionarán en un tiempo cercano a 5 horas.

#### 4.2.5. Celdas Fotovoltaicas y Equipos Secundarios

Los metros cuadrados necesarios en cuanto a construcción de celdas fotovoltaicas depende de los kilowatts-hora totales al año. Se utilizará para el funcionamiento del compresor, generador de ozono, drenaje electroosmótico y electrowinning.

La tabla 5 entrega el consumo total de cada uno de los equipos que utilizan energía, su potencial total, el área requerida de celdas y, finalmente, el precio total que tendrán tanto las celdas como sus respectivos equipos secundarios.

Tabla 5. Especificaciones de celdas fotovoltaicas y sus equipos secundarios.

Especificaciones Celdas Fotovoltaicas		
Variable	Valor	Unidad
Potencia Compresor	5	HP
	3728,5	W
	3,7285	kW
Horas de Funcionamiento	20	min/ciclo
	0,33	h/ciclo
	100	h
Consumo Compresor	224	kWh
Consumo Generador Ozono	33	kWh
Consumo EW	3245	kWh
Consumo Drenaje EO	2916	kWh
Consumo Total	6418	kWh
Radiación Diaria (Ovalle)	6	kWh/m2/dia
	1800	kwh/m2
Area Celda Fotovoltaica	3,57	m2
Precio Celdas	\$ 713.083	CLP
Precio Equipos Secundarios	\$ 2.353.175	CLP
Precio Total	\$ 3.066.259	CLP

Cabe considerar que los equipos secundarios de las celdas fotovoltaicas se incluyen inversores, medidores, estructuras, baterías, regulador y cable solar.

### 4.3. Balance de Materia del Proceso

El balance de masa está determinado principalmente por la etapa de lixiviación en el humectador a presión y en el reactor loop, el que está determinado por el tiempo total por batch, el cual influye en la cantidad de ciclos en un año, y el porcentaje de recuperación esperado.

Cabe considerar que, para una jornada de trabajo de 24 horas, 11 de ellas se empleará para la lixiviación del mineral hasta la obtención de los cátodos de cobre. Las restantes 13 horas de trabajo se realizará el proceso del tratamiento del mineral, es decir, la extracción del mineral desde la mina, chancado y molienda. Posteriormente, en horas de la noche, se realizará el proceso de extracción del metal.

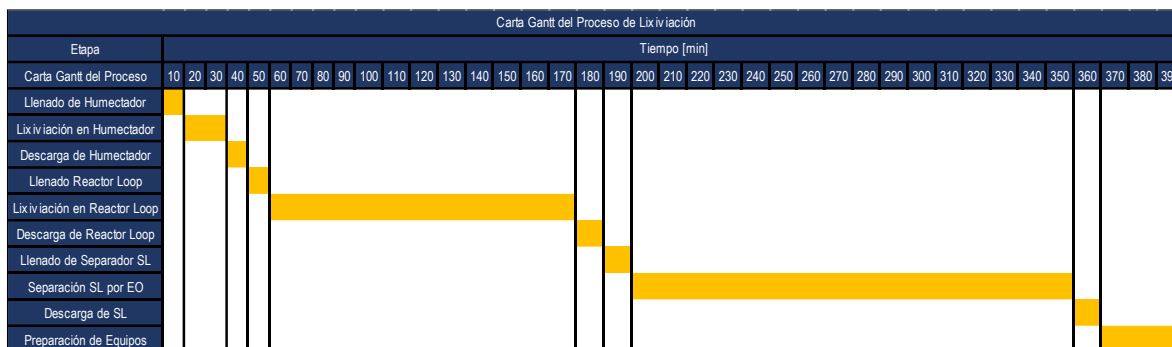
La tabla 6 muestra la carta Gantt del proceso para un día laboral.

Tabla 6. Tiempo empleado del proceso completo.

Carta Gantt del Proceso Completo																										
Etapa	Tiempo [h]																									
	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6	7		
Extracción Mineral	█																									
Transporte																										
Chancado 1°																										
Chancado 2°																										
Lixiviación																										
ElectroWinning																										

La tabla 7 muestra la carta Gantt del proceso de lixiviación con los tiempos empleados para un ciclo.

Tabla 7. Tiempo empleado por ciclo.



Para determinar la recuperación de cobre, se empleará un caso base de 3 muestras, donde cada una de ellas posee diferentes constante cinética, recuperación infinita y fracción con respecto al total, tal como se observa en la tabla 8.

Tabla 8. Cabo base para estimación de recuperación final de cobre.

Caso Base Estimación Recuperación Final de Cobre			
	Fracción [%]	k [1/min]	Rinf [%]
Muestra 1	60	0,10	85
Muestra 2	25	0,03	60
Muestra 3	15	0,01	15

Dada la tabla anterior, se observa que la muestra uno presentará una mayor recuperación, mientras que la muestra tres una menor, principalmente por los valores de sus parámetros.

La figura 26 muestra los resultados obtenidos por la modelación del proceso, con un tiempo total de 160 minutos, mientras que la figura 27 muestra la recuperación total de cobre sumando las tres muestras.

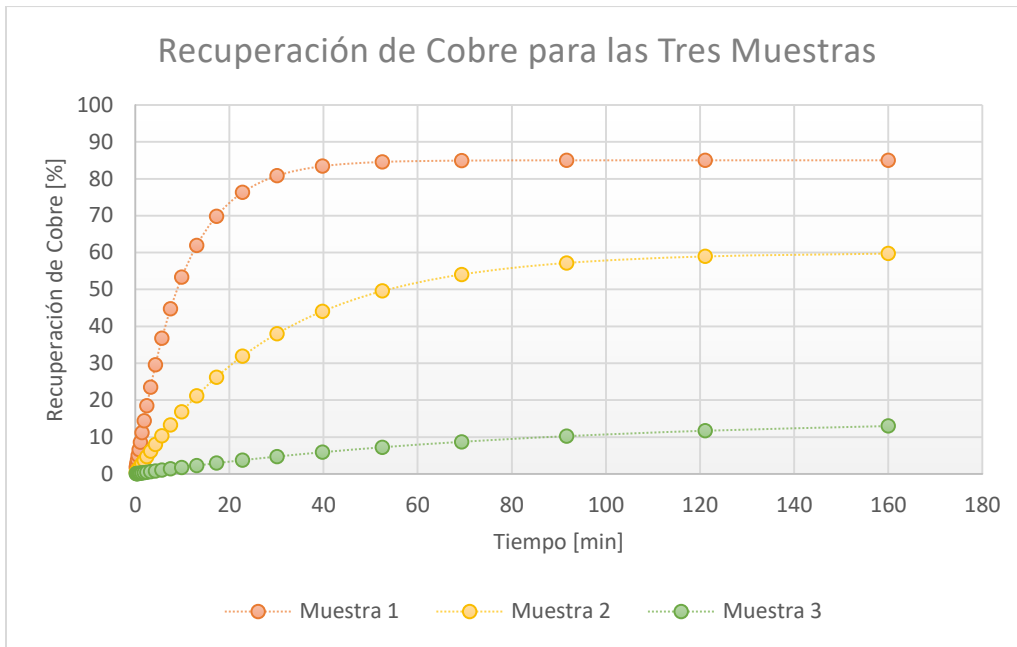


Figura 26. Recuperación de cobre para las tres muestras.

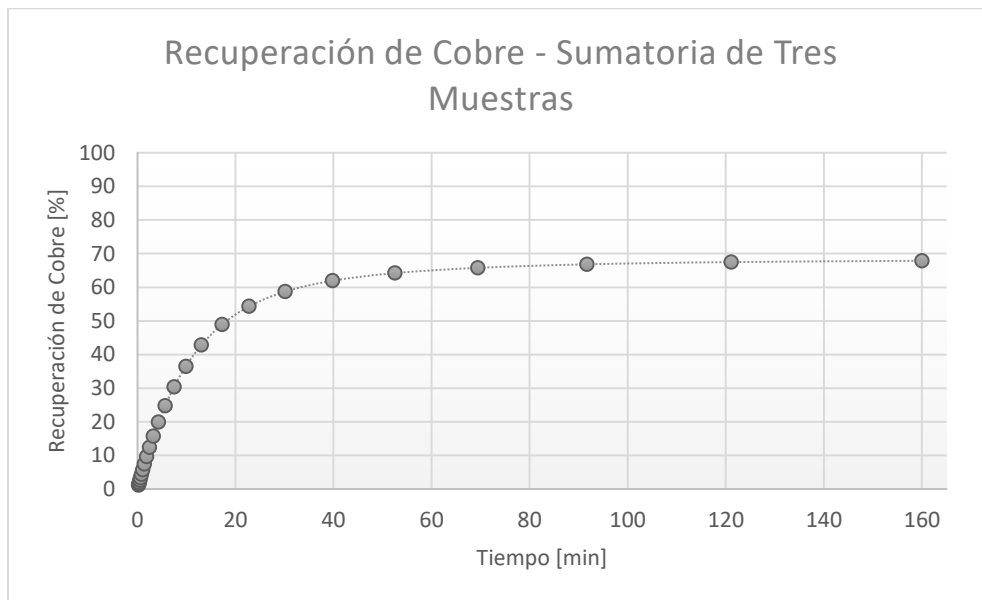


Figura 27. Recuperación de cobre al sumar las tres muestras.

Por lo tanto, se tiene una recuperación final de cobre de 68,2%. Considerando lo anterior y una ley de 4% de cobre, alto debido a los porcentajes que se manejan en la pequeña minería, se obtienen los resultados de la tabla 9.

*Tabla 9. Cantidad de cobre por año.*

Cantidad de Cobre por Año		
Variable	Valor	Unidad
Días por Año	300	Días
Horas por Día	11	Horas
Horas por Año	3300	Horas
Ciclos por Año	300	Ciclos
Mineral por Ciclo	199	Kg
Mineral por Año	59648	Kg
Ley Cu	4%	%
Cobre por Año	2386	Kg
Recuperación	68%	%
Cobre Obtenido	1622	Kg

Finalmente, la cantidad de cobre que se obtiene por año es de 1.622 kilogramos por equipo.

## **CAPITULO 5. Evaluación Económica**

---

En el presente capítulo se detalla la inversión y costos variables que presenta el equipo modular, determinado por la evaluación técnica previamente realizada. Se evalúa la factibilidad del proyecto para un determinado número de equipos modulares, analizando casos con y sin financiamiento, además de la presencia de ingresos no operacionales mediante fondos.

Posteriormente, a dicho resultado se analizará la sensibilidad de los criterios económicos en función del precio de venta de cobre.

### **5.1. Mercado Objetivo**

En la introducción del presente trabajo, se mencionó que la pequeña minería, en cuanto a volúmenes de producción, presenta 96.000 toneladas métricas de cobre. El sub sector que abarca el proyecto se refiere al cobre rechazado por parte de ENAMI a los pequeños mineros principalmente por dos factores principales. El primero se refiere al contenido de arsénico que posee el cobre y el segundo, a las bajas leyes de cobre de los minerales extraídos por la pequeña minería.

Para propósitos de cálculo, se estima que el porcentaje rechazado por parte de ENAMI es del 5% con respecto al total entregado, mientras que el mercado a considerar de dicho sector será de 1%. Los datos obtenidos se observan en la tabla 10.

Tabla 10. Sector de mercado del proyecto.

Sector de Mercado - Pequeña Minería		
Variable	Valor	Unidad
Producción al Año	96000	Toneladas
Porcentaje Rechazo	5%	%
Masa Cobre Rechazada	5053	Toneladas
Porcentaje Sector	1%	%
Masa Cobre Sector	51	Toneladas
	50526	Kg
Masa de Cobre por Instalación	1622	Kg
N° de Instalaciones	31	-

Por lo tanto, para un número de instalaciones de 31, se tiene que la cantidad total de cobre para cubrir dicho porcentaje del sector será una producción de 51 toneladas métricas de cobre fino al año.

## 5.2. Criterios de Evaluación Económica

El criterio de la evaluación para la evaluación económica será la recuperación de la inversión al tercer año, es decir, cuando el valor actual neto (VAN) tenga un valor de cero. El precio obtenido en la evaluación será comparado con el precio histórico y actual del cobre en Chile (Ver Anexo III).

La tasa de descuento, para los casos con o sin financiamiento será del 12%, mientras que al recibir ingresos no operacionales dicha tasa será de un 7%, al ser un proyecto con fin social.

La depreciación utilizada en los equipos será mediante depreciación lineal.

### 5.3. Resumen Presupuesto de Inversiones para Alternativas Propuestas

A continuación se detalla la lista de activos depreciables e intangibles para la propuesta seleccionada.

Tabla 11. Listado de inversión en activos depreciables.

Inversión en Activos Depreciables						
Equipos	Cantidad	Porcentaje	Precio Unitario	Precio Por Equipo	Precio Proyecto	
Humectador de Microgrietas	10	Unidades	20%	\$ 150.000	\$ 1.500.000	\$ 46.714.046
Reactor LOOP	1	Unidades	4%	\$ 300.000	\$ 300.000	\$ 9.342.809
Separador Sólido - Líquido	1	Unidades	7%	\$ 500.000	\$ 500.000	\$ 15.571.349
Celdas EW	1	Unidades	7%	\$ 500.000	\$ 500.000	\$ 15.571.349
Equipo de Ozono	1	Unidades	1%	\$ 100.000	\$ 100.000	\$ 3.114.270
Compresor	1	Unidades	4%	\$ 300.000	\$ 300.000	\$ 9.342.809
Celdas Fotovoltaicas + Sistema	1	Unidades	41%	\$ 3.066.259	\$ 3.066.259	\$ 95.491.566
Sistema Automatización	1	Unidades	16%	\$ 1.200.000	\$ 1.200.000	\$ 37.371.237
TOTAL					\$ 7.466.259	\$232.519.436

Tabla 12. Listado de inversión en intangibles.

Inversión en Intangibles			
Inversión	Porcentaje	Precio por Equipo	Precio Proyecto
Mano de Obra Construcción	87%	\$ 746.626	\$23.251.944
Seguros	9%	\$ 74.663	\$ 2.325.194
Patentes y Licencias	4%	\$ 37.331	\$ 1.162.597
TOTAL		\$ 858.620	\$26.739.735

La mayor inversión para el equipo modular son las celdas fotovoltaicas y sus componentes secundarios, con cerca del 41% respecto al total de inversión, seguido por el humectador a presión con 20%. La alta inversión en las celdas fotovoltaicas, en este caso solar, coincide con la gran inversión que requieren otros tipos de energías renovables no convencionales en

Chile (Ahlers & Arellano, 2010) y que significa la piedra de tope al momento de la recuperación de la inversión.

Por otro lado, para los activos intangibles, la mayor parte de la inversión se lo lleva la mano de obra para la construcción y montaje de los equipos, con un 87%.

La tabla 13 muestra los costos variables asociados a la implementación del sistema modular, principalmente en la compra de insumos para el proceso.

*Tabla 13. Listado de costos variables.*

Costos Variables	
Variable	Por Año
Volumen Agua [L]	7.058.824
Precio Unitario Agua [\$/m <sup>3</sup> ]	\$ 500
Costo Agua [\$]	\$ 3.529.412
Volumen Ácido Sulfúrico [L]	201.911
Precio Unitario Ácido Sulfúrico [\$/L]	\$ 1.000
Costo Ácido Sulfúrico [\$]	\$ 201.911.428
Costo Variable Total [\$]	\$ 205.440.840

El costo variable más significativos en cuanto a insumos corresponde al ácido sulfúrico. A pesar de poseer solo un volumen de 201.911 litros de dicho componente, su costo con respecto al total representa cerca del 98,28%.

## **5.4. Flujos de Caja**

### **5.4.1. Flujo de Caja Puro y Con Financiamiento**

La figura 28 muestra un resumen del precio obtenido mediante evaluación económica en función del porcentaje de financiamiento mediante crédito.

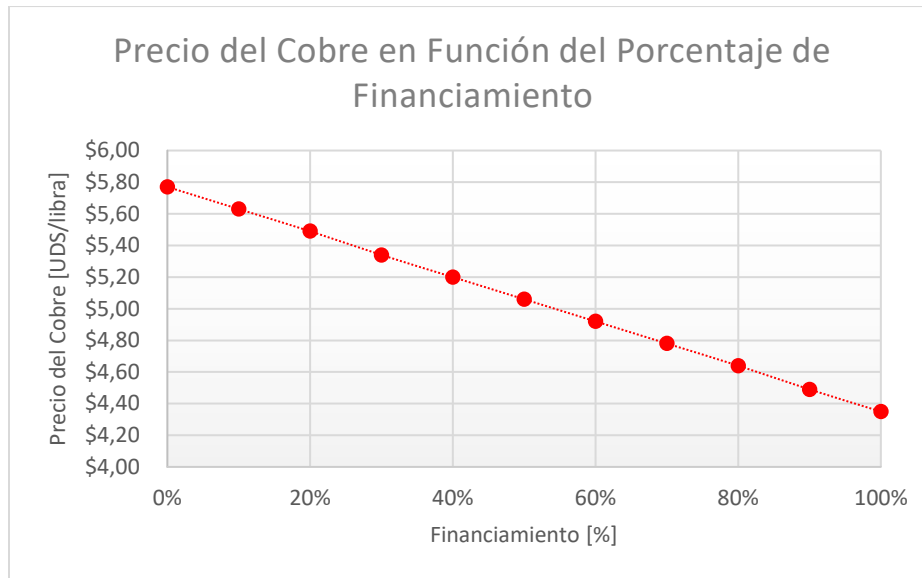


Figura 28. Variación del precio de cobre en función del financiamiento.

El proyecto sin financiamiento presenta un precio de mercado de 5,77 dólares por libra de cobre, precio alejado de la situación histórica. Por otro lado, para el caso de financiamiento al 100% mediante crédito, se tiene un precio de 4,35 dólares por libra, igualmente alejado del precio de mercado.

Por consiguiente, la opción de financiamiento mediante crédito no es factible y se requiere de ingresos no operacionales para que el proyecto sea rentable

### 5.3.2. Caso con Ingresos No Operacionales

Para el flujo de caja con ingreso no operacional mediante fondos del Estado o privado, se fijará un precio de mercado de 2 dólares por libra de cobre, ya que dicho valor es un precio crítico. Además, al ser un proyecto financiado por el Estado o privados con un fin social, se utilizó una tasa de descuento del 7%.

La tabla 14 muestra los resultados obtenidos según los criterios de evaluación.

Tabla 14. Resultados flujo de caja con ingresos no operacionales.

Variable	Valor
Ingreso No Operacional	\$ 2.201.964.427
Precio	\$ 2,00
VAN	\$ -
TIR	27,56%
Payback	-1,34836E+13

Por lo tanto, con un precio de 2 dólares por libra de cobre, se debe tener un ingreso no operacional anual de \$2.201.964.427 pesos chilenos, lo cual es equivalente a 3,5 millones de dólares al año. Cualquier ingreso mayor al señalado, hace que el proyecto sea rentable.

Finalmente, con un aporte 2,5 mil millones de pesos chilenos, se obtienen los siguientes indicadores económicos.

Tabla 15. Resultados flujo de caja del proyecto.

Variable	Valor
Ingreso No Operacional	\$ 2.500.000.000
Precio	\$ 2,00
VAN	\$ 689.673.570
TIR	33,46%
Payback	0,665

El flujo actualizado acumulado para el caso más rentable del proyecto se observa en la figura.

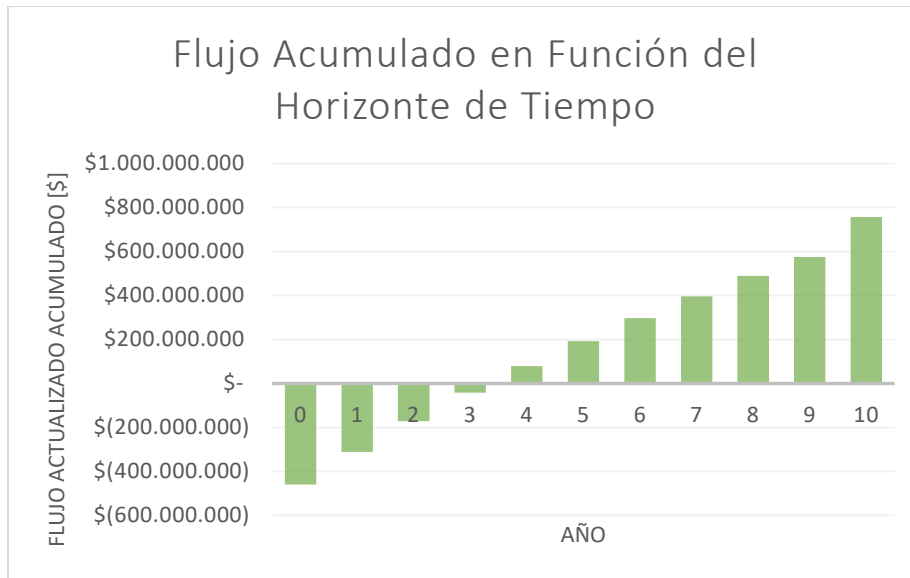


Figura 29. Flujo actualizado acumulado en el horizonte de tiempo.

## 5.4. Análisis de Sensibilidad

El presente análisis muestra que tanto influyen los posibles precios de mercado del cobre en Chile, en los indicadores económicos (VAN, TIR y Payback).

Se considerará un ingreso no operacional de \$2.500.000.000 (alrededor de 3,5 millones de dólares), distribuidos en 10 años y sin financiamiento mediante crédito para la inversión inicial en activos depreciables e intangibles.

La figura 30 muestra el análisis de sensibilidad del valor actual neto de la evaluación económica del equipo modular para el caso más favorable.

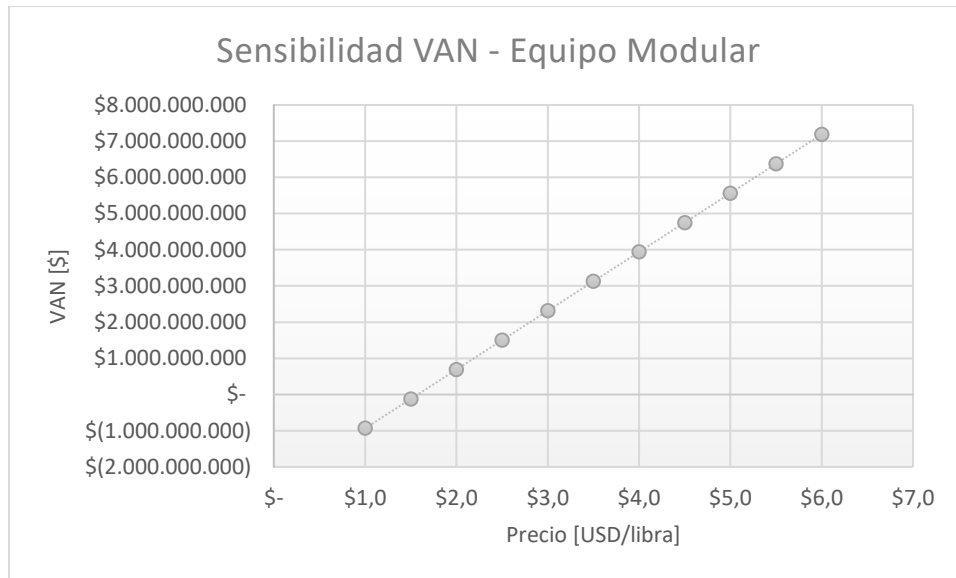
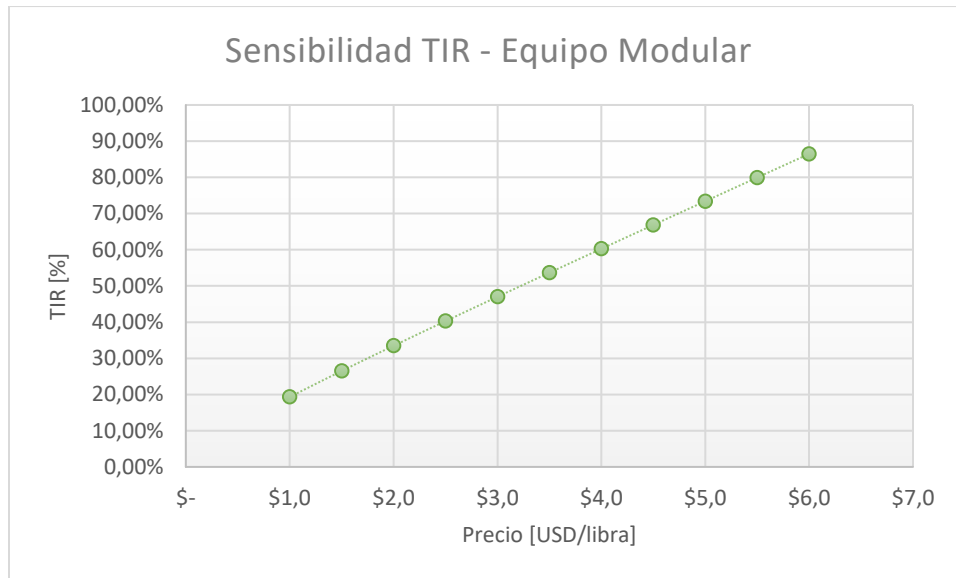


Figura 30. Análisis de sensibilidad VAN.

El valor actual neto es favorable para el rango establecido entre 2 a 6 dólares por libra de cobre, por lo que las fluctuaciones del cobre en ese rango no afectan al proyecto. Un precio muy bajo como 1,0 dólares por libra, entrega un escenario desfavorable de VAN \$-934.256.801.

La figura 31 muestra el análisis de sensibilidad de la tasa interna de retorno de la evaluación económica del equipo modular para el caso más favorable.



*Figura 31. Análisis de sensibilidad TIR.*

La tasa interna de retorno es positiva y mayor a 15% en todo el rango de precio analizado, por lo que se asegura el retorno de la inversión en los plazos establecidos. Además, en todos los casos, es mayor a la tasa de descuento presente en la evaluación.

La figura 32 muestra el análisis de sensibilidad del payback de la evaluación económica del equipo modular para el caso más favorable.

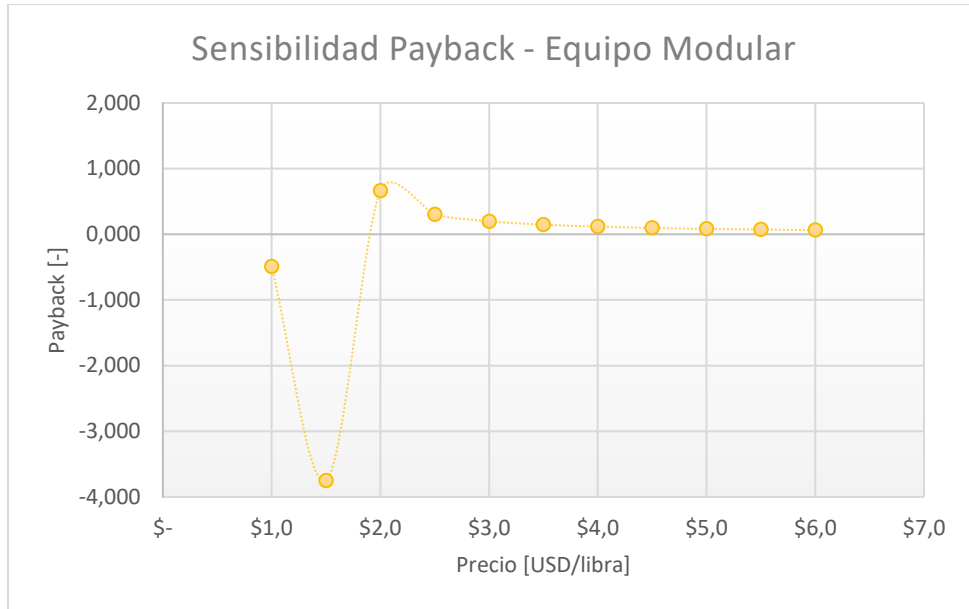


Figura 32. Análisis de sensibilidad Payback.

Para el caso de 2 dólares por libra de cobre, se tiene una recuperación de la inversión en un plazo de recuperación de 0,665. Los casos ideales para este tipo de proyectos, referidos a energías renovables no convencionales, el plazo de recuperación debe ser valores más bajos, por lo que un escenario ideal para el proyecto es de 6 dólares por libra de cobre o mayor. Sin embargo, cabe señalar que en todos los casos sobre 2 dólares por libra de cobre son factibles, ya que los valores del Payback son inferiores a 1.

## Conclusiones y Recomendaciones

---

Desde el punto de vista de las experiencias realizadas en el humectador de grietas, no existen diferencias significativas que respalden fehacientemente la mejora al problema planteado. Sin embargo, mediante análisis de diferencia en los promedios y al observar los graficos tanto de los últimos datos como de todos los datos, se muestra una diferencia en los modelos ajustados.

Nuevas experiencias, ya sea con un aumento de la presión del sistema podrían observarse mayores diferencias en la concentración. El mayor obstáculo para dicha variable es el material de la columna, en este caso de PVC hidráulico, de tal manera que el ácido sulfúrico no deteriore el equipo.

Mayores presiones se pueden alcanzar en autoclaves de acero inoxidable, pero no sería efectivo al momento de implementar el proyecto por la naturaleza acida de la solución. Una solución para futuras entregas se encuentra la utilización de polímeros de alta densidad, como el HDPE, de tal manera que se puedan alcanzar presiones por encima de los 200 psi.

Por otro lado, otro aspecto importante en cuanto a las experiencias es la toma de muestra, específicamente por el volumen de las mismas. Al trabajar con volúmenes bajos (100 mL) y porcentaje de cobre menor al 1%, la sensibilidad en la toma de muestra es mayor, es decir, cualquier pérdida de material al trasvasijar u otra alteración al medio perjudica la cantidad de cobre en cada una de las muestras, y por ende, afecta al tratamiento estadístico posterior. Además, por tratarse de volúmenes bajos de solución, las alícuotas se deben realizar en bajas cantidades para no afectar la solución lixiviada.

Para trabajos futuros, es ideal trabajar con mayores volúmenes por batch, por ejemplo de 500 mL, manteniendo el tamaño de alícuotas en esta experiencia (3 mL) y a su vez, mejorar tanto la extracción de la muestra como el número de muestras por proceso realizado, para así poder tener un desarrollo estadístico más preciso.

Finalmente para el trabajo realizado en laboratorio, se sugiere trabajar con mineral de mayor tamaño al mostrado en el presente documento, para así observar mayores diferencias de la humectación de micro grietas en el proceso.

En base a los resultados obtenidos por la evaluación económica con el equipo modular descrito anteriormente, se obtiene que solo es factible mediante ingresos no operacionales cercanos a los \$100.000.000, distribuido en los 10 años de horizonte de tiempo y con financiamiento del 50% de la inversión inicial mediante crédito. Es decir, dicho ingreso no operacional, es necesario para solventar los costos variables asociados al proyecto y la recuperación de la inversión inicial bajo los criterios establecidos.

La evaluación económica, sin ingresos operacionales, tiene como piedra de tope dos aspectos principales. El primero es la implementación de energías renovables no convencionales al equipo modular, donde dicho ítem representa más de la mitad de la inversión y encarece el proyecto, retrasando el retorno de la inversión y aumentando el precio de venta del cobre, dejando los precios fuera de mercado.

La primera solución al observar este problema, es reemplazar la energía renovable no convencional en una convencional y así garantizar la continuidad del proceso. Sin embargo, si esto se ejecuta, no sería factible ya que el fin último del proyecto es aportar a los pequeños mineros (artesanales) en la independencia de sus procesos y estos yacimientos, al ser generalmente alejados de zonas urbanas, difícilmente presente conectividad del servicio eléctrico, por lo que se pierde el fin del proyecto. No se encuentra como solución viable.

Una solución más viable es reemplazar el tipo de energía renovable no convencional por otra del mismo tipo y que impere en las zonas de Norte Chico de Chile, como por ejemplo la energía eólica.

El segundo aspecto que desfavorece la evaluación económica sin ingresos operacionales es el tipo de proceso, en este caso, batch. Al ser un proceso batch, se presentan periodos muertos donde la mayoría de los equipos no se están utilizando y, por ende, existe una baja en la producción del producto. Bajo las condiciones del proceso, manteniendo una ley alta del mineral extraído del 4%, solo se obtiene por año 1.622 kg de cobre al año, lo cual es muy bajo y hace aumentar el precio de venta.

Solución al problema sería pasar desde un proceso batch a uno continuo. Esto implica un aumento en la inversión inicial, principalmente en la compra de bombas para la impulsión de la solución o pulpa a lixiviar y nuevos accesorios a los equipos. Un aumento en la cantidad de equipos que requieran energía, también implica un aumento en la inversión inicial de paneles fotovoltaicos, ítem que representa más de la mitad de la inversión inicial.

En definitiva, el presente trabajo muestra que existen diferencias entre usar o no presión en el sistema al momento de lixiviar cobre, pero requiere de una mayor precisión, descartando cualquier tipo de externalidades que afecten tanto la toma de muestras como el proceso en sí. Y en cuanto a la evaluación económica, la solución más factible es tener al menos un subsidio o fondos estatales o privados de \$100.000.000 y así poder implementar el proyecto, pero solo para un equipo modular. Al hablar a escala comercial, con la implementación de 31 equipos modulares, este ingreso no operacional aumenta a 2.500 millones de pesos, lo cual se torna difícil recibir aportes estatales o incluso de privados.

## **Alternativa a Experiencias Futuras**

Como se mencionó anteriormente, tanto el volumen del humectador a presión como la cantidad de carga dentro del equipo influyen en los resultados obtenidos.

Para futuras experiencias, se utilizará una tubería de PVC hidráulico de mayor volumen con 4 pulgadas de diámetro y 0,75 metros de altura, ocupando un volumen total de 6,08 litros. Considerando un llenado de mineral idéntico al empleado en las experiencias del presente documento, se requiere 0,75 kg de mineral y 81,5 mL de ácido sulfúrico por cada batch a realizar, por lo que, considerando la realización de 12 experiencias, se necesitarían mínimo 20 kg de dicho sulfurado de cobre y 2 litros de ácido sulfúrico al 98%.

La figura 33 muestra el prototipo de columna a utilizar.



*Figura 33. Columna para futuras experiencias.*

En cuanto a la posterior lixiviación agitada, dado que el volumen utilizado es de un poco más de 3 litros, se requiere cambiar tanto el estanque como el tipo de agitación. Se utilizará un balde de pintura de 1 galón (3,78 litros), mientras que la agitación se realizará con agitación mecánica mediante impeller o hélice.

Otro aspecto importante, para un mayor análisis de las diferencias entre usar o no presión en el proceso, es aumentar el tamaño de las partículas en el mineral, ya que, como se observó en la tabla 1, un mayor tamaño de mineral implica generalmente un mayor tamaño de poros o grietas, y de esa forma se visualizaría mejor las diferencias planteadas.

Los métodos empleados serán idénticos a los empleados en el capítulo 2 del presente trabajo.

## Bibliografía

---

- Ahlers, M., & Arellano, A. (2010). *Estudio de Tecnologías de Generación ERNC*. Pontificia Universidad Católica de Chile, Departamento de Ingeniería Eléctrica, Santiago.
- Akcil, A. (2002). A preliminary reasearch on acid pressure leaching of pyritic copper ore in Kure Copper Mine, Turkey. *Minerals Engineering*, 1193 - 1197.
- BangGood. (2017). *220V 3.5G Commercial Industrial Ozone Generator Air Purifier Mold Mildew Odor Eliminator*. Recuperado el 30 de Octubre de 2017, de [https://www.banggood.com/220V-3\\_5G-Commercial-Industrial-Ozone-Generator-Air-Purifier-Mold-Mildew-Odor-Eliminator-p-1089105.html?rmmds=search&cur\\_warehouse=CN](https://www.banggood.com/220V-3_5G-Commercial-Industrial-Ozone-Generator-Air-Purifier-Mold-Mildew-Odor-Eliminator-p-1089105.html?rmmds=search&cur_warehouse=CN)
- Barlett, R. W. (1998). *Solution Mining: Leaching and Fluid Recovery of Materials*. New York: Routledge.
- Chisti, M., & Moo-Young, M. (5 de Junio de 1987). Airlift Reactors: Characteristics, Applications and Design Considerations. *Chem Eng. Comm.*, 60, 195-242.
- CODELCO. (02 de Enero de 2017). *Diccionario Minero*. Recuperado el 24 de Octubre de 2017, de [https://www.codelcoeduca.cl/glosario/glosario\\_e.asp](https://www.codelcoeduca.cl/glosario/glosario_e.asp)
- Comisión Chilena del Cobre. (24 de Octubre de 2017). *Precio de los Metales: Precios del Cobre Refinado*. Recuperado el 24 de Octubre de 2017, de <https://www.cochilco.cl/Paginas/Estadisticas/Bases%20de%20Datos/Precio-de-los-Metales.aspx>
- Comisión Chilena del Cobre. (28 de Julio de 2017). *Producción Chilena de Cobre*. Obtenido de <http://www.cochilco.cl:4040/boletin-web/pages/tabla16/buscar.jsf>
- Debernardi, G., & Carlesi Jara, C. (21 de Septiembre de 2011). Chemical-Electrochemical Approaches to the Study Passivation of Chalcopyrite. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review: An International Journal*, 34(1), 10-41.

- Espinoza Salas, C. (2015). *Lixiviación de Digenita en un Medio Férrico-Cloruro como Alternativa en el Tratamiento de Sulfuros de Cobre*. Valparaiso: Universidad Católica de Valparaiso.
- Fagerstrom, C. (2015). *Copper mining in Chile and its electric power demand*. Universidad de Ciencias Aplicadas NOVA, Departamento de Ingeniería Mecánica y Producción, Vasa.
- Fujii T. Lab. (03 de Octubre de 2017). *Research Topics 2009: Micro pump-valve system based by on-chip electroosmotic pumps*. Obtenido de <http://www.microfluidics.iis.u-tokyo.ac.jp/r09001.html>
- Guevara Broggi, I. (30 de Octubre de 2015). *Lixiviación en Pilas*. Recuperado el 15 de Octubre de 2017, de <https://hydrometallurgyperu.wordpress.com/lixiviacion-en-pilas/>
- Guiachetti Torres, D. (2011). *Consumo de Ácido Sulfúrico y Cinética de Lixiviación de un Mineral Oxidado de Cobre*. Memoria, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Química y Biotecnología, Santiago.
- Memoria Chilena. (28 de Julio de 2017). *La industria salitrera (1880-1930)*. Obtenido de <http://www.memoriachilena.cl/602/w3-article-3309.html>
- Memoria Chilena. (28 de Julio de 2017). *Origen de la Gran Minería del Cobre (1904-1930)*. Obtenido de <http://www.memoriachilena.cl/602/w3-article-3632.html>
- Padilla, R., Vega, D., & Ruiz, M. (2002). Cinética de la Lixiviación de Calcopirita Sulfurizada. *CONAMET/SAM-Simposio Materia*.
- Padilla, R., Vega, D., & Ruiz, M. (9 de Enero de 2007). Pressure leaching of sulfidized chalcopyrite in sulfuric acid-oxygen media. *Hidrometallurgy*, 86, 80 - 88.
- Paul, R. (2009). *Development in the Hydrometallurgical Processing of Base Metals and Uranium*. Council for Mineral Technology.

- Quintanilla Perez, P. (2016). *Análisis del Efecto de Presión y Porosidad en Lixiviación Controlada por Difusión*. Valparaíso: Universidad Técnica Federico Santa María.
- Solis-Marcial, O., & Lapidus, G. (2016). *Efecto de la Temperatura y Flujo de Ozono en la Lixiviación de Calcopirita en Presencia de Solventes Orgánicos*. Universidad Autónoma Metropolitana, Departamento de Ingeniería de Procesos e Hidráulica, Iztapalapa.
- SONAMI. (2014). *Caracterización de la Pequeña y Mediana Minería en Chile*. Santiago de Chile.
- Turkmen, Y., & Kaya, E. (2009). Acidified Ferric Chloride Leaching of a Chalcopyrite Concentrate. *The Journal of Ore Dressing*, 11(22).
- Universidad Santiago de Chile. (2017). *Apuntes de Electrometalurgia*. Apuntes, Universidad de Santiago de Chile, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Santiago.
- Valenzuela, J., Romero, L., Acuña, C., & Cánovas, M. (13 de Abril de 2016). Electroosmotic drainage, a pilot application for extracting trapped capillary liquid in copper leaching. *Hydrometallurgy*, 163, 148-155.
- Valenzuela, P., Matamala, L., & Videla, Á. (2015). *Reducción del consumo energético en plantas de electro-obtención de Cobre utilizando aleaciones de Titanio recubiertos en óxidos metálicos*. Universidad Católica de Chile, Departamento de Ingeniería de Minería, Santiago de Chile.
- Wang, X., Cheng, C., Wang, S., & Liu, S. (2009). Electroosmotic pumps and their applications in microfluidic systems. *Microfluid Nanofluidics*, 145-162.
- Xu, B., Zhong, H., & Jiang, T. (Febrero de 2012). An investigation of oxygen pressure acid leaching of Gacun complex Cu-Pb bulk concentrate. *Rare Metals*, 31, 96.

## Anexos

---

### Anexo I: Set de Últimos Datos Experimentales

Tabla 16. Listado de últimos datos control con corrección.

Todos los Datos - Con Corrección - Control

Muestra	Tiempo [min]	Concentración [mg/L]
Control R1	30	93,15
Control R2	30	92,62
Control R1	60	102,75
Control R2	60	95,32
Control R1	90	111,18
Control R2	90	99,2
Control R1	120	111,81
Control R2	120	105,65

Tabla 17. Listado de últimos datos a 45 psi con corrección

Ultimos Datos - Con Corrección - 45 psi

Muestra	Tiempo [min]	Concentración [mg/L]
10min - R1	30	89,4
20min - R1	30	89,2
20min - R2	30	98,7
30min - R1	40	89,2
30min - R2	40	98,7
10min - R1	60	99,3
20min - R2	60	107,1
30min - R2	60	107,1
10min - R1	90	107,7
20min - R1	90	108,7
20min - R2	90	106,3
30min - R1	90	108,7
30min - R2	90	106,3
10min - R1	120	109,3
20min - R1	120	109,7
20min - R2	120	108,8
30min - R1	120	109,7
30min - R2	120	108,8

## Anexo II: Set de Todos los Datos Experimentales

Tabla 18. Listado de todos los datos control con corrección

Todos los Datos - Con Corrección - Control		
Muestra	Tiempo [min]	Concentración [mg/L]
Control - R1,2	5	79,72
Control - R2,2	5	83,72
Control - R1,2	20	90,93
Control - R2,2	20	92,8
Control - R1,1	25	54,68
Control - R2,1	25	66,42
Control - R1,1	27,5	51,13
Control - R1,4	30	93,15
Control - R2,4	30	92,62
Control - R2,1	30	68,72
Control - R1,1	35	66,32
Control - R2,1	35	84,23
Control - R1,2	40	96,85
Control - R2,2	40	97,22
Control - R1,1	50	68,23
Control - R2,1	50	76,32
Control - R1,4	60	102,75
Control - R2,4	60	95,32
Control - R2,2	60	99,77
Control - R1,1	70	86,78
Control - R2,1	70	96,67
Control - R1,1	85	95,38
Control - R2,1	85	95,95
Control - R1,4	90	111,18
Control - R1,2	90	111,07
Control - R2,2	90	108,15
Control - R1,1	115	99,1
Control - R1,4	120	111,81
Control - R2,4	120	105,65
Control - R2,2	120	103,77

Tabla 19. Listado de todos los datos a 45 psi con corrección

Todos los Datos - Con Corrección - 45 psi		
Muestra	Tiempo [min]	Concentración [mg/L]
10min - R1,1	25	90,18
10min - R1,1	27,5	90,3
10min - R1,1	30	90,83
10min - R1,1	35	93,08
10min - R1,1	50	94,57
10min - R1,1	70	97,48
10min - R1,1	85	98,62
10min - R1,1	115	107,7
10min - R1,2	23	83,83
10min - R1,2	33	77,32
10min - R1,2	43	79,08
10min - R1,2	63	87,82
10min - R1,2	93	85,27
10min - R1,4	30	89,4
10min - R1,4	60	99,3
10min - R1,4	90	107,7
10min - R1,4	120	109,3
10min - R2,1	25	71,25
10min - R2,1	35	83,63
10min - R2,1	50	88,78
10min - R2,1	70	91,2
10min - R2,1	85	101,12
10min - R2,2	23	87,77
10min - R2,2	33	92,3
10min - R2,2	43	97,6
10min - R2,2	63	104,25
10min - R2,2	93	108,35
10min - R2,2	120	112,25
20min - R1,4	30	89,2
20min - R1,4	90	108,7
20min - R1,4	120	109,7
20min - R2,4	30	98,7
20min - R2,4	60	107,1
20min - R2,4	90	106,3
20min - R2,4	120	108,8
30min - R1,4	40	89,2
30min - R1,4	90	108,7
30min - R1,4	120	109,7
30min - R2,4	40	98,7
30min - R2,4	60	107,1
30min - R2,4	90	106,3
30min - R2,4	120	108,8

### Anexo III: Precio Histórico del Cobre en Chile

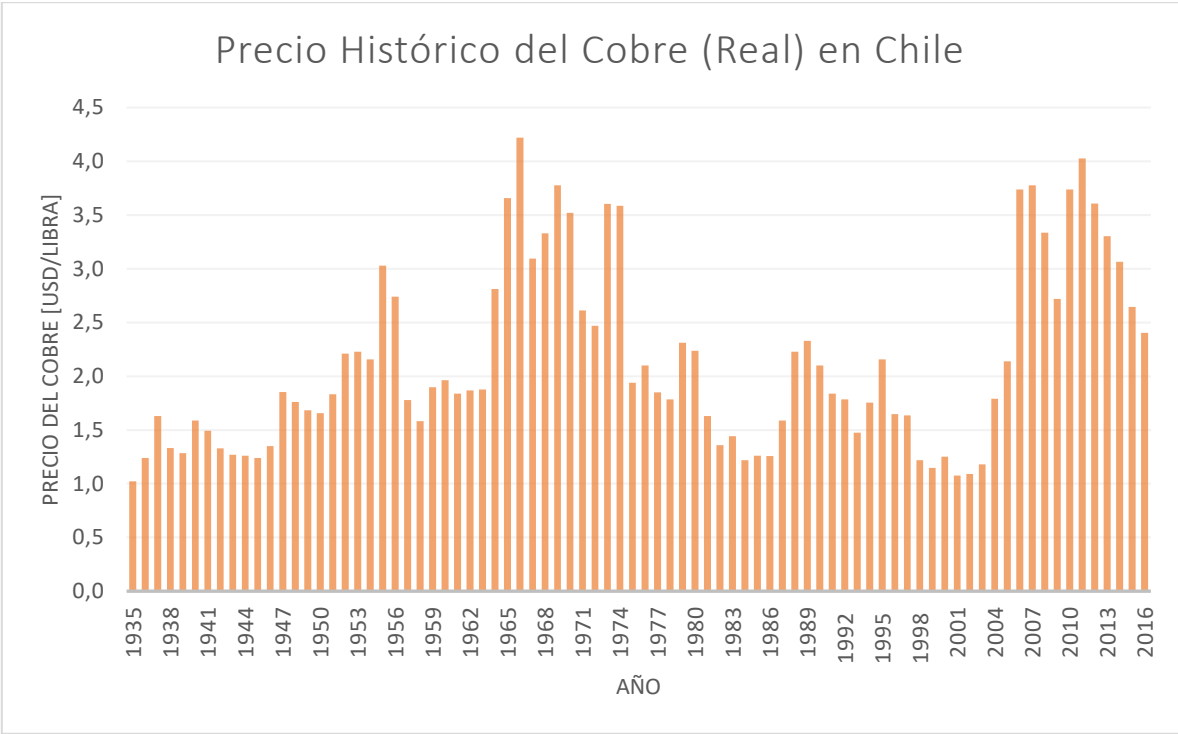


Figura 34. Precio histórico del cobre en Chile.

(Comisión Chilena del Cobre, 2017)

# Anexo IV: Flujo de Caja Sin Financiamiento

Tabla 20. Flujo de caja del proyecto sin financiamiento.

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
(+) Ingresos Operacionales		\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047	\$ 404.858.047
(-) Costo Variables		\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840
(=) Margen Bruto		\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207	\$ 199.417.207
(-) Costos Fijos		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Mantenimiento		\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194
(-) Remuneraciones		\$ 373.712.372	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000
(-) Depreciación		\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944
(-) Intereses		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Valor Libro		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Pérdida del Ejercicio Anterior		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Ingresos no Operacionales		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(=) Utilidad antes de Impuestos		\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069	\$ 173.840.069
(-) Impuesto (15%)		\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010	\$ 26.076.010
(=) Utilidad después de impuestos		\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059	\$ 147.764.059
(+) Depreciación		\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944
(-) Intereses		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Inversión en Activos Fijos		\$ 232.519.436	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Valor Residual		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Inversión en Activos no Depreciables		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Inversión en Intangibles		\$ 26.739.735	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Capital de Trabajo		\$ 199.644.755	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Recuperación del Capital de Trabajo		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Crédito LP		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Crédito CP		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Amortización		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(=) Flujo de Caja		\$ -458.903.926	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002	\$ 171.016.002
(=) Flujo actualizado		\$ -458.903.926	\$ 152.692.859	\$ 136.332.910	\$ 121.725.812	\$ 108.683.761	\$ 97.039.072	\$ 86.642.029	\$ 77.358.954	\$ 69.070.495	\$ 61.670.085
(=) Flujo actualizado acumulado		\$ -458.903.926	\$ -306.211.067	\$ -169.878.157	\$ -48.152.344	\$ 60.531.417	\$ 157.570.489	\$ 244.212.518	\$ 321.571.472	\$ 390.641.967	\$ 452.312.052

Prebío \$ 5,77

Tasa de Descuento 12%  
VAN \$  
TIR 36.30%  
Payback #DIV/0!

# Anexo V: Flujo de Caja con 100% Financiamiento

Tabla 21. Flujo de caja del proyecto con 100% financiamiento.

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
(+) Ingresos Operacionales		\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530	\$ 305.467.530
(-) Costo Variables		\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840
(=) Margen Bruto		\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690	\$ 100.026.690
(-) Costos Fijos											
(-) Mantenión		\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194
(-) Remuneraciones		\$ 373.712.372	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000
(-) Depreciación		\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944
(-) Intereses		\$ 64.824.629	\$ 61.631.882	\$ 57.960.223	\$ 53.737.816	\$ 48.882.047	\$ 43.297.913	\$ 36.876.159	\$ 29.491.142	\$ 20.998.373	\$ 11.231.688
(-) Valor Libro											
(-) Pérdida del Ejercicio Anterior											
(+) Ingresos no Operacionales											
(=) Utilidad antes de Impuesto		\$ 9.624.923	\$ 12.817.670	\$ 16.489.329	\$ 20.711.736	\$ 25.567.505	\$ 31.151.639	\$ 37.573.393	\$ 44.958.410	\$ 53.451.179	\$ 63.217.864
(-) Impuesto (15%)		\$ 1.443.739	\$ 1.922.651	\$ 2.473.399	\$ 3.106.760	\$ 3.835.126	\$ 4.672.746	\$ 5.636.009	\$ 6.743.761	\$ 8.017.677	\$ 9.482.680
(=) Utilidad después de Impuesto		\$ 8.181.185	\$ 10.895.020	\$ 14.015.929	\$ 17.604.976	\$ 21.732.379	\$ 26.478.893	\$ 31.937.384	\$ 38.214.648	\$ 45.433.502	\$ 53.735.185
(+) Depreciación		\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944
(-) Intereses											
(-) Inversión en Activos Fijos		\$ 232.519.436									
(+) Valor Residual											
(-) Inversión en Activos no Depreciables											
(-) Inversión en Intangibles		\$ 26.739.735									
(-) Capital de Trabajo		\$ 199.644.755									
(+) Recuperación del Capital de Trabajo											
(+) Crédito LP		\$ 432.164.191									
(+) Crédito CP											
(-) Amortización		\$ 21.284.978	\$ 24.477.724	\$ 28.149.383	\$ 32.371.791	\$ 37.227.559	\$ 42.811.693	\$ 49.233.447	\$ 56.618.464	\$ 65.111.234	\$ 74.877.919
(=) Flujo de Caja		\$ -26.739.735	\$ 10.148.151	\$ 9.669.239	\$ 9.118.490	\$ 8.485.129	\$ 7.756.763	\$ 6.919.143	\$ 5.955.880	\$ 4.848.128	\$ 3.574.212
(=) Flujo actualizado		\$ -26.739.735	\$ 9.060.849	\$ 7.708.258	\$ 6.490.361	\$ 5.392.453	\$ 4.401.396	\$ 3.505.453	\$ 2.694.138	\$ 1.958.077	\$ 1.288.897
(=) Flujo actualizado acumulado		\$ -26.739.735	\$ -17.678.886	\$ -9.970.628	\$ -3.480.267	\$ 1.912.185	\$ 6.313.581	\$ 9.819.035	\$ 12.513.172	\$ 14.471.250	\$ 15.760.147

Tasa de Descuento 12%  
VAN \$ -0  
TIR 41,60%  
Payback -4,61371E+14

Precio \$ 4,35

# Anexo VI: Flujo de Caja con Ingresos No Operacionales

Tabla 22. Flujo de caja del proyecto con ingresos no operacionales.

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
(+) Ingresos Operacionales		\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071	\$ 140.353.071
(-) Costo Variables		\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840	\$ 205.440.840
(=) Margen Bruto		\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769	\$ -65.087.769
(-) Costos Fijos		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Mantenimiento		\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194	\$ 2.325.194
(-) Remuneraciones		\$ 3.737.123	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000	\$ 12.000.000
(-) Depreciación		\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944
(-) Ingresos		\$ 64.824.629	\$ 61.631.882	\$ 57.960.223	\$ 53.737.816	\$ 48.882.047	\$ 43.297.913	\$ 36.876.159	\$ 29.491.142	\$ 20.998.373	\$ 11.231.688
(-) Valor Libro		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Pérdida del Ejercicio Anterior		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Ingresos no Operacionales		\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000	\$ 250.000.000
(=) Utilidad antes de Impuestos		\$ 94.510.465	\$ 97.703.211	\$ 101.374.870	\$ 105.597.277	\$ 110.453.046	\$ 116.037.180	\$ 122.458.934	\$ 129.843.951	\$ 138.336.720	\$ 148.103.405
(-) Impuesto (15%)		\$ 14.176.570	\$ 14.655.482	\$ 15.206.230	\$ 15.839.592	\$ 16.567.957	\$ 17.405.577	\$ 18.368.840	\$ 19.476.593	\$ 20.750.508	\$ 22.215.511
(=) Utilidad después de Impuesto		\$ 80.333.895	\$ 83.047.730	\$ 86.168.639	\$ 89.757.686	\$ 93.885.089	\$ 98.631.603	\$ 104.090.094	\$ 110.367.358	\$ 117.586.212	\$ 125.887.895
(+) Depreciación		\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944	\$ 23.251.944
(-) Ingresos		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Inversión en Activos Fijos		\$ 232.519.436	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Valor Residual		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Inversión en Activos no Depreciables		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Inversión en Intangibles		\$ 26.739.735	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Capital de Trabajo		\$ 199.644.755	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Recuperación del Capital de Trabajo		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Crédito LP		\$ 432.164.191	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(+) Crédito CP		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(-) Amortización		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
(=) Flujo de Caja		\$ -26.739.735	\$ 82.300.861	\$ 81.821.949	\$ 81.271.200	\$ 80.637.839	\$ 79.909.474	\$ 79.071.854	\$ 78.108.590	\$ 77.000.838	\$ 75.726.922
(=) Flujo actualizado		\$ -26.739.735	\$ 76.916.692	\$ 71.466.459	\$ 66.341.508	\$ 61.518.221	\$ 56.974.350	\$ 52.688.915	\$ 48.642.105	\$ 44.815.189	\$ 41.190.428
(=) Flujo actualizado acumulado		\$ -26.739.735	\$ 50.176.957	\$ 121.643.416	\$ 187.984.924	\$ 249.503.145	\$ 306.477.496	\$ 359.166.410	\$ 407.808.515	\$ 452.623.704	\$ 493.814.132

Precio \$ 2.00

Tasa de Descuento 7%  
VAN \$ 2.035.849.788  
TIR 307,17%  
Payback 0,225411486