

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAÍSO
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL QUÍMICO

COMPORTAMIENTO DE LA RECUPERACIÓN DE COBRE EN UNA PILA DE LIXIVIACIÓN A CONDICIONES AMBIENTALES EXTREMAS

María Beatriz Zabala Villanueva

Profesor Guía:
Javier Silva Campino

2013

A Dios, ya que sin él no estaría donde estoy, ni habría logrado nada en estos 6 años que estuve estudiando lejos de casa. Él supo poner en mi camino a las personas indicadas: familia, amigos, profesores y futuros colegas, que fueron de gran ayuda tanto para mi formación académica como personal.

Para Él, toda honra y gloria, porque sus promesas son fieles y verdaderas, y porque ha sido mi sustento hasta el día de hoy.

"Mira que te mando que te esfuerces y seas valiente; no temas ni desmayes, porque Jehová tu Dios estará contigo en dondequiera que vayas"
[Josué 1:9].

Resumen

Este proyecto plantea predecir el comportamiento operacional que conllevaría instalar una pila de lixiviación de mineral de cobre que se encuentre ubicada en la parte oriental de la República de Kazajstán, Asia, siendo la mayor preocupación la alta oscilación térmica del ambiente en el cual se encuentra inmerso el proyecto, siendo la mínima en invierno de -40°C hasta 40°C en verano. Primeramente, se identifica que todo sistema de lixiviación minero es afectado por un transporte de masa y de momento en medio poroso, pero además, a nuestro caso en particular debemos añadirle la transferencia de calor, por lo que se procede a construir un modelo matemático que involucre a las tres ecuaciones. Una vez desarrolladas las ecuaciones, se identifican las variables que tienen directa relación con nuestra problemática: la temperatura, y se analiza el cómo y cuánto varía cada una de ellas en un rango de operación de la solución lixivante desde 7.4°C (temperatura de operación en invierno), 10°C , 20°C , 25°C (temperatura de operación en verano), 30°C hasta los 40°C que serán temperaturas de estudio. Luego se procede a obtener resultados ejecutando con todas las variables encontradas el software Comsol Multiphysics 4.3, que es un software específico para todo lo que es el flujo de fluidos, concluyéndose que es posible operar la pila de lixiviación en esta localidad bajo las condiciones de temperaturas ambientales mencionadas, ya que el normal funcionamiento en la disolución y extracción de cobre no se ve afectado. De igual manera, se entrega un breve análisis económico donde se indica que dentro un rango de $\pm 5^{\circ}\text{C}$ es posible calentar o enfriar (dependiendo de la estación) la temperatura de solución lixivante, manteniendo una buena recuperación de cobre, del orden de 85,49% en invierno subiendo a 10°C , y 70,99% - 88,40% en verano a 20°C y 30°C respectivamente, afectando levemente los costos de operación, disminuyendo el porcentaje de ganancia un 1%, calentando o enfriando la solución según corresponda.

Contenido

1	DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	1
1.1	OBJETIVO GENERAL	2
1.2	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	2
2	FUNDAMENTOS DE LA LIXIVIACIÓN	3
2.1	GENERALIDADES	3
2.2	ASPECTOS DE TRANSPORTE	8
2.2.1	Efecto del Estado de división del sólido	9
2.2.2	Efecto de la Concentración del reactante	10
2.2.3	Efecto de la Temperatura	10
2.3	MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN	14
2.3.1	Lixiviación IN SITU	15
2.3.2	Lixiviación en Botaderos	16
2.3.3	Lixiviación en Pilas	16
2.3.4	Lixiviación por Percolación o en Bateas	20
2.3.5	Lixiviación por Agitación	21
3	AUSENCO CHILE LTDA	23
3.1	HISTORIA	23
3.2	SERVICIOS Y UNIDADES DE NEGOCIO	24
4	DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO	25
4.1	ACERCA DE KAZAKHMYS	25
4.2	PROCESO DEL MINERAL EN KAZAKHMYS	29
4.2.1	Extracción	29
4.2.2	Concentración	29
4.2.3	Fundición	30
4.2.4	Refinación	30
4.3	PROYECTOS EN CRECIMIENTO DE KAZAKHMYS	33
4.4	GENERALIDADES PROYECTO AKTOGAY	33
4.4.1	Alcances y Objetivos del Proyecto	33
4.4.2	Ubicación del Proyecto	34
4.4.3	Sismicidad	35
4.4.4	Condiciones climáticas	35
4.5	DISCIPLINA DE PROCESOS PROYECTO AKTOGAY	36
4.5.1	Características del mineral	36
4.5.2	Descripción de la Planta	37

4.6	DESCRIPCIÓN DE LA PILA DE LIXIVIACIÓN.	38
4.6.1	Distribución de las área del Proyecto	39
5	MODELACIÓN MATEMÁTICA	40
5.1	BALANCE DE MASA	40
5.2	BALANCE DE MOMENTO	42
5.3	BALANCE DE ENERGÍA	44
5.4	RESUMEN MODELACIÓN MATEMÁTICA	45
5.5	PARÁMETROS DEL MODELO	45
5.5.1	Entalpía de Reacción (ΔH):	46
5.5.2	Velocidad de reacción (r_i):	47
5.5.3	Calor específico (C_p):	48
5.5.4	Conductividad térmica (k):	48
5.5.5	Coeficiente de Difusión (D):	48
5.5.6	Viscosidad (μ):	48
5.5.7	Densidad (ρ):	48
6	ESTRATEGIA DE RESOLUCIÓN	49
7	RESULTADOS CON COMSOL MULTIPHYSICS	50
7.1	A LAS TEMPERATURAS DE OPERACIÓN DEL PROYECTO	50
7.1.1	Periodo invernal	50
7.1.2	Periodo Estival	51
7.2	DIFERENTES TEMPERATURAS DE SOLUCIÓN PARA PERIODO INVERNAL	52
7.2.1	Recuperación de Cobre	52
7.2.2	Consumo de Ácido	54
7.3	DIFERENTES TEMPERATURAS DE SOLUCIÓN PARA PERIODO ESTIVAL	56
7.3.1	Recuperación de Cobre	56
7.3.2	Consumo de Ácido	58
7.4	RESUMEN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS	60
7.4.1	Recuperación de Cobre para periodo invernal y estival	60
7.4.2	Consumo de Ácido para periodo invernal y estival	61
8	ANÁLISIS ECÓNOMICO	63
8.1	PERIODO INVERNAL	64
8.2	PERIODO ESTIVAL	64
9	CONCLUSIONES	66
10	BIBLIOGRAFÍA	69

Figuras

Figura 2-1: Velocidad de disolución de óxidos de cobre con H ₂ SO ₄ diluido.....	10
Figura 2-2: Métodos de Lixiviación.	15
Figura 3-1: Distribución de la ganancia total de la empresa en el año 2011, aportado por Minerals & Metals. (*MENA: Medio Oriente y África del Norte).....	23
Figura 3-2: Unidades de negocio de Ausenco.	24
Figura 4-1: Ubicación de las minas y concentradores en las regiones de Kazajstán.	25
Figura 4-2: Mapa de la Ubicación del Proyecto Aktogay.	35
Figura 4-3:Diagrama de bloques del proceso del proyecto Aktogay.	37
Figura 4-4:Plano distributivo del Proyecto Aktogay.....	39
Figura 5-1: Diagrama de volumen de control.	40
Figura 6-1: Físicas que aborda el Software.	49
Figura 7-1: Recuperación de Cobre a temperatura de Operación en periodo invernal.	50
Figura 7-2: Consumo de Ácido a temperatura de Operación en periodo invernal.....	51
Figura 7-3: Recuperación de Cobre a temperatura de Operación en periodo estival.....	51
Figura 7-4: Consumo Acido a temperatura de Operación en periodo estival.	52
Figura 7-5: Recuperación de Cobre a 10°C de solución en periodo invernal.	52
Figura 7-6: Recuperación de Cobre a 20°C de solución en periodo invernal.	53
Figura 7-7: Recuperación de Cobre a 30°C de solución en periodo invernal.	53
Figura 7-8: Recuperación de Cobre a 40°C de solución en periodo invernal.	54
Figura 7-9: Consumo de Ácido a 10°C de solución en periodo invernal.	54
Figura 7-10: Consumo de Ácido a 20°C de solución en periodo invernal.	55
Figura 7-11: Consumo de Ácido a 30°C de solución en periodo invernal.	55
Figura 7-12: Consumo de Ácido a 40°C de solución en periodo invernal.	56
Figura 7-13: Recuperación de Cobre a 10°C de solución en periodo estival.	56
Figura 7-14: Recuperación de Cobre a 20°C de solución en periodo estival.	57
Figura 7-15: Recuperación de Cobre a 30°C de solución en periodo estival.	57
Figura 7-16: Recuperación de Cobre a 40°C de solución en periodo estival.	58
Figura 7-17: Consumo de Ácido a 10°C de solución en periodo estival.	58
Figura 7-18: Consumo de Ácido a 20°C de solución en periodo estival.	59
Figura 7-19: Consumo de Ácido a 30°C de solución en periodo estival.	59
Figura 7-20: Consumo de Ácido a 40°C de solución en periodo estival.	60
Figura 10-1: Perfil térmico del módulo a temperatura de operación en periodo invernal.....	73
Figura 10-2: Contorno térmico del módulo a 10°C en periodo invernal.	73
Figura 10-3: Perfil térmico del módulo a 30°C en periodo invernal.	74

Figura 10-4: Contorno térmico del módulo a 40°C en periodo invernal.	74
---	----

Tablas

Tabla 2-1: Solubilidades de minerales de Cobre puros.	8
Tabla 2-2: Velocidades de Disolución de las principales especies de cobre, a 25 °C, con una solución de ácido sulfúrico diluido, ordenadas según sus cinéticas relativas.....	12
Tabla 2-3: Criterios de elección de sistemas de riego.	17
Tabla 2-4: Aspectos comparativos de tipos de pilas.....	19
Tabla 2-5: Comparación de los distintos métodos de Lixiviación en Minerales de Cu.	22
Tabla 4-1: Producción total anual entre los años 2009-2010 en Zhezkazgan Región.....	26
Tabla 4-2: Producción total anual entre los años 2009-2010 en Región Central.....	26
Tabla 4-3: Producción total anual entre los años 2009-2010 en Región Este.....	27
Tabla 4-4: Producción anual de Energía entre los años 2010 y 2011 en Minera Kazakhmys	28
Tabla 4-5: Producción anual de Cobre entre los años 2010 y 2011 en Minera Kazakhmys.	32
Tabla 4-6: Producción anual de los Subproductos entre los años 2010 y 2011 en Minera Kazakhmys.	32
Tabla 4-7: Información de la Ubicación del Proyecto.....	34
Tabla 4-8: Temperaturas extremas del sitio para diseño.....	36
Tabla 4-9: Vientos según estación del año.....	36
Tabla 4-10: Parámetro de diseño de la Pila ROM.....	38
Tabla 8-1: Parámetros para el análisis económico.....	63
Tabla 8-2: Recuperación de Cobre v/s Consumo de ácido con su respectivo costo para periodo invernal.	64
Tabla 8-3: Recuperación de Cobre v/s Consumo de ácido con su respectivo costo para periodo estival.	64
Tabla 9-1: Porcentaje de ganancia calentando la solución lixivante en invierno.	67
Tabla 9-2: Porcentaje de ganancia enfriando/calentando la solución lixivante en verano.	67

Gráficos

Gráfico 5-1: Reacción de Malaquita con Ácido Sulfúrico a diferentes temperaturas.	46
Gráfico 5-2: Obtención de datos para encontrar de la energía de Activación.....	47
Gráfico 7-1: Recuperación de Cobre para ambas extremas ambientales y a diferentes temperaturas de solución.....	60

Gráfico 7-2: Consumo de Ácido para ambas extremas ambientales y a diferentes temperaturas de solución.....	61
Gráfico 8-1: Ganancia a temperatura de operación invernal v/s ganancia al calentar la solución.	65
Gráfico 8-2: Ganancia a temperatura de operación estival v/s ganancia al enfriar/calentar la solución. ..	65

Anexos

- Anexo1 – Informe de Pruebas Metalúrgicas (extracto)**
- Anexo2 – Balance Térmico Aktogay (extracto)**
- Anexo3 – Perfil Térmico del módulo en invierno**

NOMENCLATURA

LX	:	Proceso de Lixiviación
SX	:	Proceso de Extracción por solvente.
EW	:	Proceso de Electro-obtención
OBL	:	Óxidos de Baja Ley.
ROM	:	Run of Mine.
PLS	:	Pregnant Leach Solution
HDPE	:	High Density Polyethylene (polietileno de alta densidad)
Pond	:	Piscinas
CuT	:	Cobre total
RF	:	Refinado
CCL	:	Mínima capa de arcilla compactado
LDPE	:	Low Density Polyethylene (Polietileno de baja densidad)
msnm	:	Metros sobre el nivel del mar
°C	:	Grados Celsius
kPa	:	kilo pascales
m	:	metro
m ³	:	metro cúbico
m ²	:	metro cuadrado
lt	:	Litro
hr	:	Hora
ton	:	Toneladas
gr	:	gramos
kg	:	kilo gramo

Eh	:	potencial
kton	:	Kilo tonelada
GWh	:	Giga Wattios-hora
MW	:	Mega Wattios
kWh	:	Kilo Wattios-hora
KZT	:	Kazakhstani Tenge
MTon	:	Mega toneladas
MOz	:	Mega onza
g	:	grado
km	:	kilómetros
s ²	:	segundos cuadrado
mm	:	milímetros
cm	:	centímetros
pulg	:	pulgadas
s	:	segundos
φ	:	diámetro
tpd	:	Toneladas por días
d	:	día
MM\$:	Millones de pesos

1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Se desarrollará un modelo que sea capaz de predecir el comportamiento y caracterizar una pila de lixiviación de cobre que se encuentra sometida a condiciones térmicas extremas del ambiente.

Debido a la amplia oscilación térmica a la que se encuentra sometida la pila de lixiviación en la provincia de Ayagoz, tanto diariamente como en época estival, siendo estas temperaturas que van desde los 40°C hasta los -40°C, el modelo deberá considerar, entre otros parámetros, el efecto del congelamiento y de una alta tasa de evaporación en la pila, esto implicará una revisión del plan de la mina, el plan de apilamiento de la pila, el diseño básico de ingeniería de procesos, balance de materiales y la hoja de flujo del proceso para asegurar que el desarrollo de ingeniería de detalle cumple con los objetivos del proyecto de construcción de una planta hidrometalúrgica para producir 25,000 tpd de cátodos de cobre.

La importancia de resolver esta problemática radica en que si bien existen modernos software que han implementado estas tecnologías para poder conocer la tendencia que tendrían los fluidos recolectados en el fondo de la pila, se desarrollan modelos para cada tipo de situación, ya que no es posible hacer una modelación estándar, debido a que existen parámetros que afectan de distintas maneras el proceso; y es por ello que en este caso particular la amplia oscilación térmica que se presenta en la provincia de Ayagoz puede afectar de manera directa a la pila de lixiviación, peligrando el normal funcionamiento durante el proceso de producción de cobre.

Es por ello que esta memoria tiene como objetivo enfocarse en cómo se ve afectada la lixiviación bajo condiciones extremas de temperatura, para así disminuir el trecho entre lo teórico y lo realmente sucedido a lo largo del proceso.

Este modelo será simulado y validado utilizando datos experimentales del sistema de estudio.

1.1 Objetivo General

Determinar si el amplio intervalo térmico de las condiciones ambientales en las cuales se encuentra inmersa la pila de lixiviación en la provincia de Ayagoz afecta en la disolución y extracción de cobre.

1.2 Objetivos Específicos

- Analizar las condiciones ambientales que pueden afectar el comportamiento de una pila de lixiviación.
- Identificar los parámetros del proceso y analizar el efecto que tienen las variables ambientales en ellos.
- Modelar y simular el comportamiento de la pila de lixiviación.
- Analizar el comportamiento de la pila a condiciones extremas mediante software.

2 FUNDAMENTOS DE LA LIXIVIACIÓN

Conceptos básicos:

Mena: Minerales localizados en las minas que puedan ser extraídos y reportar asimismo interés económico, los cuales constituyen entre un 5 y 10% del volumen total de la roca. Corresponden a minerales sulfurados y oxidados, que contienen el elemento de interés, por ejemplo cobre, molibdeno, zinc, etc.^[1]

Ganga: Minerales sin valor económico y que acompañan a los que contienen los elementos metálicos que se recuperan en el proceso industrial. Son los minerales, generalmente silicatos, que forman la roca y su alteración (cuarzo, feldspatos, micas, arcillas, etc.), los que ocupan entre el 90 y 95% del volumen total de la roca.^[1]

Pátina: Capa de óxido de color verdoso que, por la acción de la humedad, se forma en los objetos de metal, especialmente en los de bronce y cobre.^[4]

Ley de Cobre: Es el porcentaje de cobre que encierra una determinada muestra.^[1]

Yacimiento Porfídico de cobre: Tipo de yacimiento de gran tamaño y baja ley, originado por el emplazamiento de un cuerpo intrusivo a gran temperatura en la corteza terrestre. La mineralización se encuentra distribuida en toda la roca en forma diseminada (partículas) y en estructuras (vetas, fracturas y fallas). Generalmente tiene contenidos entre 0,3% y 2,5% de cobre total y tonelajes que entre 200 y 5.000 millones de toneladas.^[1]

Ley de corte: (cut off grade) Corresponde a la ley más baja (0.2% a 2.5%Cu) que puede tener un cuerpo mineralizado para ser extraído con beneficio económico. Todo el material que tiene un contenido de cobre sobre la ley de corte se clasifica como mineral y es enviado a la planta para ser procesado, en tanto que el resto, que tiene un contenido de cobre más bajo, se considera estéril o lastre y debe ser enviado a botaderos.^[1]

2.1 Generalidades

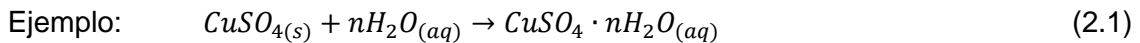
Lixiviación (*leaching* en inglés), operación unitaria fundamental de la hidrometalurgia, es una etapa de disolución selectiva de los metales desde lo sólidos que los contienen mediante una solución acuosa. En ella intervienen, además del material sólido de origen, un agente lixivante (disolvente) que normalmente está disuelto en la solución acuosa; y ocasionalmente un agente externo que actúa como oxidante o reductor y participa en la

disolución del metal de interés mediante un cambio en los potenciales de óxido-reducción (potencial redox) de la solución lixiviante.^[2]

Dentro de los solventes o lixiviantes más comunes que se utilizan para la lixiviación, podemos encontrar:

- El agua

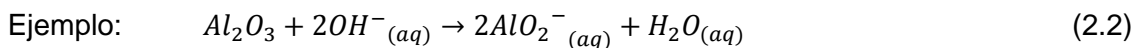
Se utiliza cuando la especie de valor es altamente soluble como lo son los sulfatos de cobre, el salitre y las calcinas de tuestas sulfatantes.



En la naturaleza es difícil encontrar yacimientos con minerales de este tipo, pero la mena puede ser sometida a algún proceso previo que transforme los minerales a sales solubles en agua (Productos de tostación por ejemplo), donde encontramos sulfato férrico usado en la lixiviación de minerales sulfurados de cobre; carbonato de sodio para lixiviar minerales de uranio; cianuro de sodio o potasio para lixiviación de minerales de oro y/o plata.

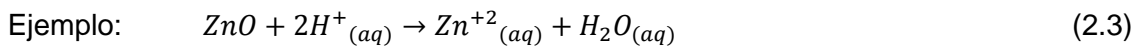
- Bases o álcalis

Se utiliza el Hidróxido de sodio para menas de aluminio; hidróxido de amonio para menas de cobre y níquel o concentrados de cobre.



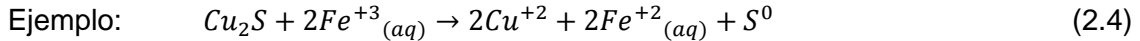
- Ácidos

Ácido Sulfúrico, Nítrico y Clorhídrico. El Ácido Sulfúrico es el disolvente o lixivante que más se emplea en la lixiviación de minerales de oxidados de cobre, debido principalmente a su relativo bajo costo, facilidad para su almacenamiento y transporte, relativa selectividad, posibilidad de regeneración y relativa gran disponibilidad. Se aplica a gran parte de los óxidos metálicos existentes en la naturaleza.

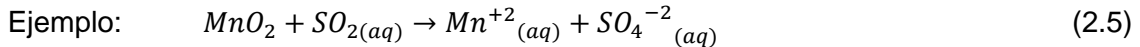


- Agentes oxidantes y reductores

Usados generalmente para la lixiviación de especies sulfuradas de cobre y oro tales como el cloro gaseoso.



La lixiviación con reducción se usa con minerales que son más solubles en sus estados de valencia inferiores.



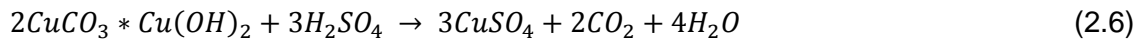
Para escoger el agente lixivante más adecuado, se debe considerar:

- i. Características físicas y químicas del material a lixiviar.
- ii. Costo del Reactivo.
- iii. Acción corrosiva del reactivo.
- iv. La capacidad de regeneración del reactivo, y
- v. Que no provoque problemas de contaminación ambiental.

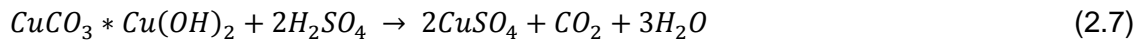
En el caso del cobre se utiliza el ácido sulfúrico para la lixiviación de minerales oxidados, siendo más fácil de disolver los sulfatos (chalcantita) y sulfatos básicos (antlerita y brochantita), los carbonatos (malaquita y azurita), la atacamita y la tenorita. Los silicatos de cobre son los que tienen una velocidad de lixiviación un poco más lenta, tardándose de 1 a 24 hrs, la cuprita en cambio, necesita la presencia de un oxidante para disolverse completamente. La química asociada a los minerales sulfurados de cobre es más compleja que la de los óxidos, ya que se trata de reacciones de óxido-reducción que requieren la presencia de agentes oxidantes para que la reacción ocurra. Sin embargo, la problemática más grave es la velocidad de reacción, que es extremadamente lenta.

A continuación se muestra algunas especies oxidadas de cobre más comunes con su correspondiente reacción de disolución con Ácido Sulfúrico:

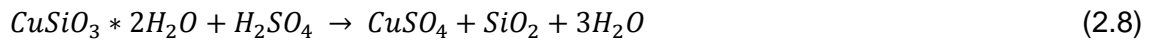
Azurita $[2CuCO_3 * Cu(OH)_2]$; 55,3% Cu



Malaquita $[CuCO_3 * Cu(OH)_2]$; 57,6% Cu



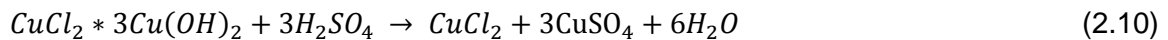
Crisocola $[CuSiO_3 * 2H_2O]$; 36,1% Cu



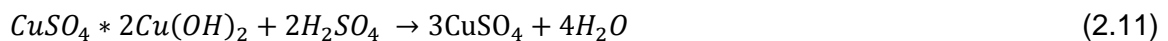
Tenorita $[CuO]$; 79,7% Cu



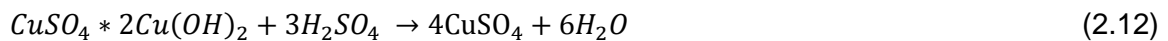
Atacamita $[CuCl_2 * 3Cu(OH)_2]$; 50,5% Cu



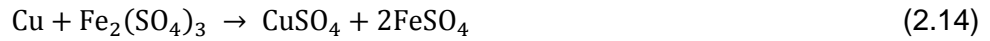
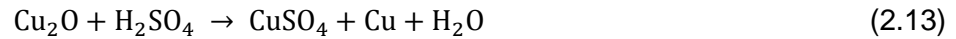
Antlerita $[CuSO_4 * 2Cu(OH)_2]$; 53,8% Cu

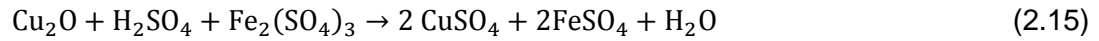


Brochantita $[CuSO_4 * 3Cu(OH)_2]$; 56,2% Cu



Cuprita[Cu₂O] ; 88,8% Cu





En cualquier sistema de lixiviación es inevitable la co-disolución de otros elementos e impurezas, generándose soluciones poli-iónicas que deben ser purificadas antes de recuperar el cobre desde las soluciones.

En la Tabla 2-1, se muestran algunos valores de solubilidades de minerales puros.^[7]

Tabla 2-1: Solubilidades de minerales de Cobre puros.

Mineral	Granulometría	Lixiviante	% E	Tiempo	Temperatura
Azurita	-100 +200	1-5% H ₂ SO ₄	100	1 hr	Ambiente
Tenorita	-100 +200	1% H ₂ SO ₄	98	1 hr	Ambiente
Malaquita	-100 +200	1-5% H ₂ SO ₄	100	1 hr	Ambiente
Crisocola	13,3 mm +3#	5% H ₂ SO ₄	100	30 hr	Ambiente
	-10 +28	5% H ₂ SO ₄	97	6 hr	Ambiente
	-10 +28	1% H ₂ SO ₄	79	60 días	Ambiente
	-10 +28	2% H ₂ SO ₄	98	60 días	Ambiente
	-10 +28	5% H ₂ SO ₄	100	37 días	Ambiente
Cuprita	-10 +28	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	99	3 días	Ambiente
	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	100	1 hr	Ambiente
Calcosita	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	50	1 día	35° C
	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	100	21 días	35° C
	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	50	8 días	23° C
	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	95	8 días	50° C
Bornita	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	95	14 días	Ambiente
	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	45	5 días	23° C
	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	85	3 días	50° C
Covelina	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	35	11 días	35° C
	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	70	13 días	50° C
Calcopirita	-100 +200	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	2	43 días	Ambiente
	-350	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	38	57 días	Ambiente
	-350	Fe ₂ (SO ₄) ₃ ác	44	14 días	50° C

2.2 Aspectos de Transporte

Es de vital importancia conocer la velocidad o cinética de los procesos, pues la idea es lograr un rendimiento óptimo. La información que entrega la cinética permite conocer mecanismos de reacción y, diseñar equipos y procesos. En la lixiviación el estudio cinético es imprescindible, pues generalmente los procesos aplicados son lentos ya que se trabaja a temperatura ambiente o algo poco superior, y las reacciones son de carácter heterogéneo.

El mecanismo de reacción entre un líquido y un sólido involucra las siguientes etapas consecutivas:

- i. Transporte forzado de los reactantes en el líquido hacia la capa límite.
- ii. Difusión de los reactantes a través de la capa límite.
- iii. Difusión de los reactantes a través de los poros de las partículas hacia el centro de reacción.
- iv. Difusión de los reactantes a través de la capa de producto sólido (si es que existe) hacia la superficie de reacción.
- v. Reacción química de los reactantes con el mineral.
- vi. Difusión de los productos disueltos a través de la capa de producto sólido.
- vii. Difusión de los productos a través de la capa de producto sólido (si es que existe) hacia la superficie de la partícula.
- viii. Difusión de los productos a través de la capa límite.
- ix. Transporte forzado de los productos solubles al seno de la solución.^[3]

Entre los factores que influyen sobre la cinética de reacción, se destacan los efectos de:

- Estado de división del sólido (tamaño de la partícula).
- Concentración del reactante.
- Temperatura.

2.2.1 Efecto del Estado de división del sólido

Las reacciones son intermoleculares, por ello los estados gaseosos y líquidos son óptimos para lograr un contacto íntimo entre los reactantes. Con relación a los sólidos, cuanto más pequeñas sean las partículas que intervienen en la reacción, más se favorece su velocidad.

En efecto, al disminuir el tamaño de partícula del sólido aumenta en relación cuadrática la superficie disponible para la reacción. Es decir, una reacción química controlante puede dejar de serlo por este aumento de la superficie útil. A su vez, la difusión también se ve

favorecida al tener más superficie reactiva disponible, dado que se disminuyen los recorridos de los reactantes.

2.2.2 Efecto de la Concentración del reactante

La concentración de los reactantes determina directamente el gradiente de difusión, y de igual manera la difusión de los productos de la reacción en algunas ocasiones son los controlantes del proceso.

Por su parte, la velocidad de la reacción química es directamente proporcional a la concentración del o de los reactantes, elevando el orden de la reacción. Se puede apreciar un ejemplo de ello en la figura 2-1.

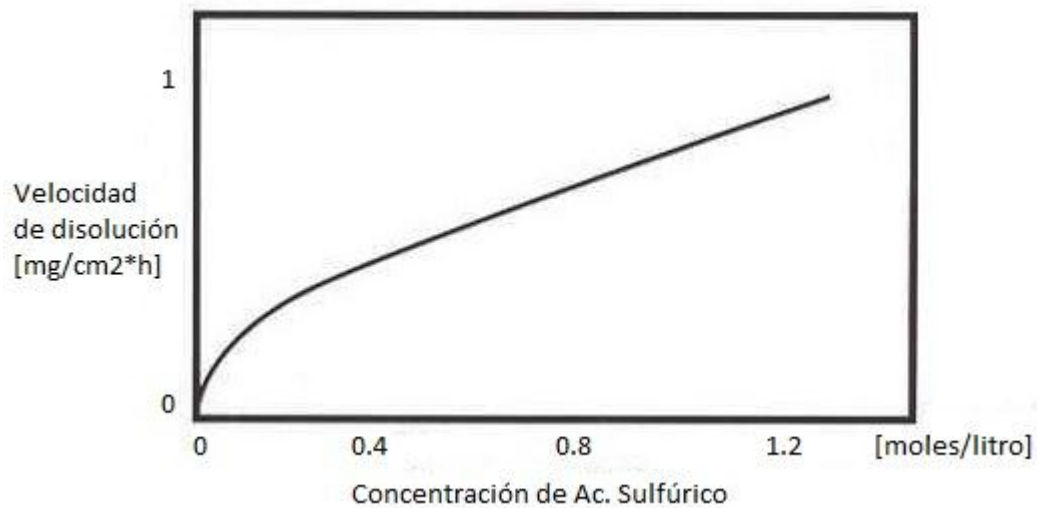


Figura 2-1: Velocidad de disolución de óxidos de cobre con H_2SO_4 diluido.

2.2.3 Efecto de la Temperatura

La aplicación de calor es el procedimiento más efectivo en la mayoría de los casos, de suministrar la energía de activación a las moléculas reaccionantes y, por lo tanto, de aumentar la velocidad de una reacción. Cualitativamente, se puede señalar en forma aproximada que la velocidad de reacción química se duplica con cada incremento de $10^\circ C$ en un sistema.

Existen reacciones que considerando sus estados inicial y final, éstas absorben o liberan energía, como lo es el caso de las reacciones exotérmicas, donde hay un desarrollo neto de energía por parte del sistema, siendo $-\Delta H$. En cambio, las reacciones endotérmicas, la

situación de los productos resultantes puede ser estable solamente porque para retroceder al estado inicial hay que suministrar externamente la energía de activación, siendo ΔH , la cual es necesaria para provocar el cambio.

Desde el punto de vista de la velocidad de disolución, existen diferencias cualitativas de las especies minerales dependiendo de cada zona del yacimiento. Así, las especies más corrientes se pueden agrupar en 5 categorías según su cinética relativa:

- Cinética muy rápida (segundos a minutos)

En esta categoría se encuentran a los sulfatos de cobre, cloruros y carbonatos, los que se disuelven con poca acidez y temperatura ambiente. Los sulfatos son solubles en agua, los cloruros liberan el metal y el cloro con facilidad, los carbonatos reaccionan con violencia, liberando cobre y CO_2 gaseoso.

- Cinética rápida (horas)

En esta categoría están los silicatos de cobre y los óxidos que contienen Cu^{+2} , Fe^{+3} y Mn^{+4} . Para disolverse requieren de una cierta acidez mayor que en el caso anterior. En la naturaleza estas especies se presentan en general como pátinas y en fracturas, las que le permiten mostrar una gran superficie expuesta. La crisocola es de estructura fibrosa y porosa, lo que facilita el acceso a las soluciones. En general, la disolución comprende la ruptura del enlace relativamente débil Cu-O, ya que la facilidad de disolución de un silicato está determinada directamente por la solubilidad de su óxido principal.

- Cinética moderada (días a semanas)

En esta categoría se encuentra el cobre nativo y óxidos reducidos, es decir, que contienen cobre y hierro en su estado cuproso Cu^{+1} y ferroso Fe^{+2} , respectivamente. Requieren de un oxidante para disolverse y son sensibles a la agitación, a la temperatura y a la oxigenación. Estas especies, si bien también presentan fracturas, tienen el inconveniente de requerir un cambio de valencia entregando un electrón adicional (pasando al estado cúprico y/o férrico), para poder disolverse y es sabido que la transferencia de electrones requiere de un paso en el mecanismo cinético adicional porque es más bien retardante.

- Cinética lenta (semanas a meses)

En esta categoría están los sulfuros simples de cobre. La lentitud de este grupo se explica ya que aquí se requiere oxidar el azufre desde el estado sulfuro S^{-2} a sulfato S^{+6} , es decir, implica la remoción de 8 electrones. A ello se puede agregar la remoción de uno o más

electrones adicionales si el cobre está en su forma cuprosa. En síntesis, para disolverse requieren de un oxidante.

- Cinética muy lenta (años)

En esta categoría se encuentran los sulfuros dobles de cobre y hierro, y de cobre y arsénico. Por ejemplo, en el caso de la calcopirita se requiere oxidar de ión cuproso a cúprico y de sulfuro a sulfato, lo que totaliza la transferencia de 17 electrones. En este caso no sólo se requiere de un oxidante, sino que también es frecuente que la disolución sea incompleta.

La información cualitativa de cinética relativa que se acaba de mencionar para los principales minerales de cobre, esta resumida en la tabla 2-2.

Tabla 2-2: Velocidades de Disolución de las principales especies de cobre, a 25 °C, con una solución de ácido sulfúrico diluido, ordenadas según sus cinéticas relativas.

Cinética Relativa	Tiempo de referencia	Especies Minerales de Cobre
Muy Rápida (temperatura ambiente)	Segundos a minutos Disolución es completa	Carbonatos (malaquita, azurita) Sulfatos (chalcantita, brochantita y antlerita) Cloruros (atacamita)
Rápida (requiere mayor acidez)	Horas Disolución es completa	Óxidos cúpricos (tenorita) Silicatos (crisocola y dioplasa)
Moderada (requiere oxidante)	Días a semanas Disolución puede no ser completa	Cobre nativo, óxidos cuprosos(cuprita) y algunos silicatos y óxidos complejos con manganeso (copper wad y pitch)
Lenta (requiere oxidante)	Semanas a meses Disolución puede ser incompleta	Sulfuros simples (calcosina, digenita y covelina)
Muy lenta (requiere oxidante)	Años Disolución es incompleta	Sulfuros complejos (bornita, calcopirita, enargita)

En resumen, las velocidades relativas de disolución (cinética de lixiviación) de las distintas especies minerales de cobre están directamente relacionadas con el número de electrones que se necesita remover para hacer soluble a cada una de esas especies.

Según la cinética de lixiviación, los minerales pueden ser lixiviados por diferentes mecanismos:

- Reacción química.

Los sistemas controlados por reacción química corresponden a los casos más complejos de abordar metalúrgicamente como los minerales sulfurados, que requieren de agentes oxidantes y largos ciclos de lixiviación.

- Difusión a través de lecho poroso.

La crisocola, es un ejemplo de la difusión de los reactivos y productos a través del producto de sílice formado por la reacción, lo que retarda su cinética. La porosidad permite que el líquido penetre a través de los canales formados por los poros dentro del sólido, aumentando así el área activa para la extracción.

- Transferencia de masa.

El mecanismo de transferencia de masa es característico de minerales con mayores cinéticas de disolución (sulfatos, cloruros), en que basta en que exista una irrigación levemente acidulada del lecho para asegurar su disolución, como la atacamita.

La reacción sólido-líquido en el mecanismo de transferencia de masa se puede dividir en las siguientes etapas individuales:

- Transporte de masa en la capa límite.
- Transferencia de masa en productos de capa porosa.

Al inicio del proceso, se produce una rápida extracción de mineral; posteriormente ésta decrece al mínimo posible de obtener para una granulometría dada.

La disminución puede deberse a varias causas como:

- Disminución de la superficie expuesta al ataque químico.
- Disminución de la concentración de reactivos.
- Aumento de la concentración de minerales en la disolución.

Una vez que la solución lixivante llega a la superficie de la pila y del mineral se producen una serie de etapas secuenciales. Fundamentalmente, existe un proceso de difusión y un ataque químico sobre la superficie del mineral.

En la superficie del mineral tienen lugar las siguientes etapas:

- Difusión de los reactivos (agente lixiviante).
- Adsorción de los reactivos sobre la superficie del mineral.
- Reacción química entre los minerales y los reactivos.
- Desorción de los productos de la reacción de la superficie del mineral.
- Difusión de los productos solubles en la solución.^[2]

2.3 Métodos de Lixiviación

Los métodos de lixiviación corresponde a la forma en que se contactan las soluciones lixiviantes con las menas con contenidos metálicos de interés, tratando de obtener el máximo beneficio económico con el mínimo de costos y complicaciones posibles.

En la figura 2-2, se muestra un diagrama donde se señalan los diferentes métodos de Lixiviación, con su proceso unitario asociado, siendo estos métodos los siguientes:

- Lixiviación In Situ.
- Lixiviación en Botaderos o por Lotes (*Dump Leaching*).
- Lixiviación en Pilas (*Heap Leaching*).
- Lixiviación por Percolación o en Bateas (*Vat Leaching*).
- Lixiviación por Agitación.

En esta oportunidad se hará referencia al caso del cobre, aunque los diferentes tipos de lixiviación se puede aplicar en forma muy eficiente a la mayoría de los metales que están contenidos en menas, tales como cobre, zinc y níquel (en minerales sulfurados y oxidados), oro y plata (en forma nativa), aluminio (en óxidos), y las formas minerales de los metales cobalto, zirconio, hafnio, etc.

2.3.1 Lixiviación IN SITU

Lixiviación in situ (o “*en el lugar*”) consiste en la aplicación de soluciones directamente sobre el mineral que está ubicado en el lugar del yacimiento, sin someterlo a labores de extracción minera alguna. Para aplicar este tipo de método se requiere efectuar estudios geológicos, hidrológicos y metalúrgicos. Para el caso del cobre, esta técnica se justifica con reservas por sobre 100 millones de toneladas, aplicable a minerales de muy baja ley (0,5%), los cuales en su beneficio no alcanzan a pagar los costos de explotación minera, obteniéndose una producción aproximada a 20000 ton de cátodos/año, con una recuperación de 50% en 12 años. El tiempo de lixiviación en este caso es de años, ya que intervienen los sulfuros de hierro, el agua, el aire, las bacterias y el tiempo, para transformar dichos sulfuros en sulfato férrico (agente lixivante). Se caracteriza por bajos costos de inversión y de operación, alrededor de 40% a 60% menos que una pila de lixiviación.^[2]

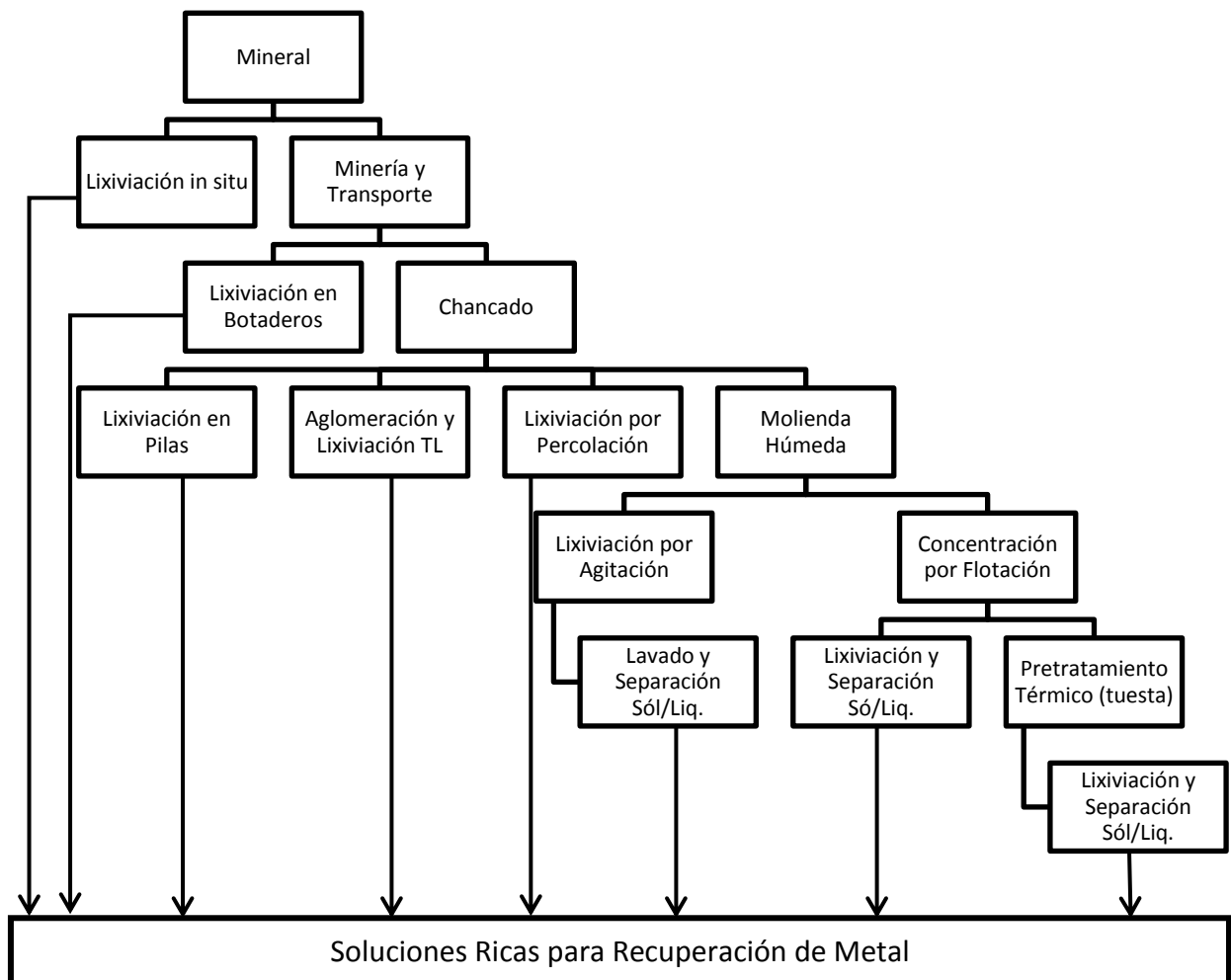


Figura 2-2: Métodos de Lixiviación.

2.3.2 Lixiviación en Botaderos

Cuando el mineral ha sido extraído principalmente de faenas de rajo abierto, las sobrecargas de estériles o mineralizados bajo la ley de corte (menores de 0.4%), se disponen en botaderos de baja permeabilidad, los cuales posteriormente son lixiviados, entonces se adopta el término de lixiviación en Botaderos (o "*dump leaching*"). La mayoría de los botaderos se construyen en áreas adecuadas cerca de la mina.

El tamaño del mineral que se utiliza para el Dump es tal como sale de la mina (ROM = run of mine), salvo que los trozos más grandes se reducen a unos 10 a 20 cm (4 a 8 pulg).

Este tipo de procesos no requiere inversión en Mina, ni tiene costos asociados a transporte, lo que los hace ser proyectos atractivos del punto de vista económico. En el caso del cobre las recuperaciones fluctúan entre 40 a 60% en alrededor de 3 años de operación.

2.3.3 Lixiviación en Pilas

La lixiviación en pilas (o "*heap leaching*") es un proceso hidrometalúrgico que permite obtener cobre, contactando el mineral oxidado proveniente del chancado, con una solución acidulada, llamada refino, produciendo la disolución parcial o total del cobre, con el objetivo de recuperarlo. Este método se aplica a minerales de cobre oxidados de mejor ley que los casos anteriores, reportándose leyes cercanas a 1% para el caso del cobre.

El material extraído de la mina (generalmente a rajo abierto), que contiene minerales oxidados de cobre, es fragmentado mediante chancado primario y secundario (eventualmente terciario), con el objeto de obtener mineral de un tamaño máximo de 1,5 a ¾ pulgadas. Este tamaño es suficiente para dejar expuestos los minerales oxidados de cobre a la infiltración de la solución ácida.

El material chancado es llevado mediante correas transportadoras hacia el lugar donde se formará la pila. En este trayecto el material es sometido a una primera irrigación con una solución de agua y ácido sulfúrico, conocido como proceso de "curado", de manera de iniciar ya en el camino el proceso de sulfatación del cobre contenido en los minerales oxidados, aprovechando el tiempo de contacto mineral-lixiviante, ayudando también de esta manera a disminuir el contenido de finos, permitir la evacuación de gases producto de las reacciones químicas y en el caso del cobre darle una estructura estable a la sílice (en el caso de tratarse de crisocola). En su destino, el mineral es descargado mediante un equipo esparcidor, que lo

va depositando ordenadamente formando un terraplén continuo de 6 a 8 m de altura: la pila de lixiviación.^[1]

Una vez dispuesto el mineral sobre la carpeta lixivante, se procede a lixiviarlo con soluciones de lixivante de una determinada concentración (determinadas previamente en pruebas metalúrgicas) para ir logrando la disolución de la(s) especie(s) útiles, mediante un sistema de riego que se instala sobre la pila, el cual puede ser por goteo y/o aspersión con solución de refino, a una tasa de riego tal que no produzca desmoronamiento de la pila. Estas tasas de riego están en el orden de 5 a 20 l/m³/hr., en un ciclo mínimo de 45 días. La cantidad de días de riego va a depender de la ley de cobre que tenga el mineral y de su calidad física, (granulometría, composición, etc.). La elección del sistema de riego depende principalmente de las condiciones ambientales, velocidades e intensidades de los vientos, tasa de evaporación solar y temperaturas día-noche del medio ambiente. En la tabla 2-3 se caracteriza el tipo de riego de acuerdo a ciertas condiciones operacionales y/o ambientales.

Tabla 2-3: Criterios de elección de sistemas de riego.

Riego por Goteo	Riego por Aspersión
<ol style="list-style-type: none"> 1. Agua como recurso limitante. 2. Si el pH de trabajo no permite precipitación de las durezas del agua. 3. Peligro de congelamiento (menores a 4°C) 4. Régimen de viento fuerte, desde 39 [km/hr] y permanente. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Recurso agua no es limitante. 2. Aguas muy duras y peligro de precipitación de carbonatos. 3. Condiciones climáticas sobre los 0°C. 4. Régimen de viento moderado (menos de 39 [km/hr]) o intermitente a ciertas horas del día. 5. Necesidad de O₂ en la solución.

Una vez finalizado el tiempo de riego, y tras percolar la solución a través de toda la pila, se recolecta la solución rica en cobre (sulfato de cobre), llamada también PLS (Pregnant Leach Solution), y es retirada por un sistema de drenaje a través de canaletas protegidas por un material impermeable de alta densidad (HDPE). El PLS, desemboca en las piscinas desarenadora, las cuales ayudan a eliminar los sólidos en suspensión, luego por rebalse, la solución pasa a las piscinas de PLS (pond de PLS). Las piscinas de PLS están cubiertas con carpetas HDPE, las que permiten que la solución no se contamine, mantenga la temperatura y controle la evaporación, lo que implica, que haya menos contaminación al ambiente.

Finalmente la solución (PLS), con altos contenidos de impurezas, es impulsada por bombas a la planta de extracción por solvente (SX).

Una primera clasificación, define dos tipos básicos de sistemas de lixiviación en pilas:

- Pila permanente (piso desechable): el mineral es depositado en una pila desde la cual no se retirará el ripio una vez completada la lixiviación.
- Pila Renovable o dinámicas (piso reutilizable): se retira el ripio al final de la lixiviación y se reemplaza por mineral fresco.

La decisión acerca del tipo de pila a emplear en un caso particular, tiene un fundamento económico y está basada en el comportamiento metalúrgico del mineral y en los costos de su manipulación. La tabla 2-4 presenta los aspectos comparativos de ambos casos^[7].

El mineral agotado de las pilas que ya cumplió el ciclo de lixiviación, para el caso de pilas dinámicas, es extraído mediante un sistema mecanizado (rotopala) y una secuencia de correas transportadoras que descargan este mineral en los botaderos de ripios. Los ripios son extraídos de las pilas con una humedad de 8% a 10%.

Los ripios son lixiviados con un ciclo de riego de 300 días aproximados, al igual que los óxidos de baja ley (OBL), estos últimos con granulometría ROM.

Las soluciones extraídas de estos dos procesos (ripio, OBL), se mezclan con los refinados provenientes de SX, depositándose en el pozo de Refino. Estas soluciones posteriormente riegan las pilas de lixiviación primaria.

Las variables que afectan la lixiviación en pilas son ^[3]:

- Condiciones de Aglomeración y Curado, cada una de las variables que influye en el curado, repercute en la lixiviación. Por ejemplo, a menor granulometría (bajo los 250 [mm]), mayor y más rápida será la extracción de cobre en esta etapa.

Tabla 2-4: Aspectos comparativos de tipos de pilas

	Permanente	Dinámica
Campo de aplicación	<ol style="list-style-type: none"> 1. Minerales de baja ley (0.2% a 2% Cu). 2. Cinética lenta (desde días a años). 3. Lixiviación secundaria de ripios. 4. Amplio espacio disponible. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Minerales de alta ley (sobre 2% Cu). 2. Cinética rápida (horas). 3. Lixiviación primaria de minerales.
Características generales	<ol style="list-style-type: none"> 1. Pilas altas para lograr una alta densidad de carga de material/m² de pila. Generalmente 5 m o más. 2. Granulometría gruesa, hasta 1500 [mm]. 3. Comúnmente diseñadas para cargas sucesivas de mineral en capas. 4. La altura queda limitada por las necesidades de oxígeno en el interior de la pila. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Pilas relativamente bajas para permitir una rápida carga y descarga de material. Generalmente 2 m. 2. Granulometría más fina, hasta 2 [mm]. 3. La altura queda definida por el sistema de carga y por la concentración de las soluciones a obtener.

- Altura del lecho, está determinada por la permeabilidad del producto después del curado y por la velocidad en que se disuelve el metal de interés. Según esto, siempre es posible encontrar un óptimo de concentración de ácido inicial y flujo alimentado para una altura dada, pero en realidad la altura tiene restricciones de carácter práctico y de inversión. Si se aumenta la altura, dejando constante las demás variables de operación, el líquido que desliza tiene un mayor tiempo de residencia dentro de la pila, por lo que tendrá mayor concentración de cobre en la solución efluente, sin embargo, en contraposición a esto, aumentan las canalizaciones y compactaciones que restan eficiencia al proceso. Además, al trabajar con alturas más grandes existe mayor posibilidad de disolver la ganga, repercutiendo en un mayor consumo de reactivo. En general, la tendencia es a no superar los 8 metros por cada nivel.

- Flux, es la velocidad a que se desplaza la solución lixivante, a través, de un lecho poroso, desde 3 a 9 [l/h/m²]. El flujo específico depende de las cualidades físico-químicas del lecho aglomerado y está ligado con la concentración de ácido sulfúrico en la alimentación. Cuando el flujo aumenta, disminuye el tiempo de residencia en el reactor y el líquido deslizante tiene menor contacto con los aglomerados. Cuando el flujo disminuye, aumenta el tiempo de residencia en el reactor y el líquido deslizante tiene mayor tiempo de contacto con el sólido. Su influencia es notoria en los primeros días de lixiviación.
- Concentración y Dosificación de ácido sulfúrico, la concentración de ácido sulfúrico (entre 4% y 10%) es el que otorga la capacidad de carga a la solución lixivante, a mayor concentración de ácido sulfúrico, disminuye el pH y aumenta la disolución del sulfato de cobre y se sulfata el cobre remanente. Este ácido inyectado en la alimentación se va consumiendo en el recorrido a través de la pila, este consumo de ácido se debe a reacciones químicas tanto con la ganga como con restos de cobre que no reaccionaron en la etapa de curado, provocando un aumento del pH, que a su vez puede provocar la precipitación de sales. La dosificación de ácido en esta etapa queda determinada por la combinación óptima del flujo y la concentración alimentada.
- Tiempo de Lixiviación, queda determinado por la extracción que se desea y la cinética de extracción, llegando a ser de 30 a 90 días.

2.3.4 Lixiviación por Percolación o en Bateas

Actualmente y desde hace un tiempo, este tipo de lixiviación sólo tiene un carácter histórico, no por ser menos eficiente que la lixiviación en Pilas, sino que por el nivel de inversiones que implica, además de contar con una operación más compleja. Este tipo de lixiviación, se realiza en estanques o bateas las que generalmente son de concreto reforzado, madera, acero inoxidable, fierro o fibra de vidrio, y es utilizada para minerales de tamaño de chancado intermedio (1/2" a 1/4"), los cuales son triturados en seco. En cada estanque el mineral es cubierto por una solución lixivante; ésta se deja recircular en el estanque durante un cierto tiempo (tiempo de contacto) y finalmente se drena (en un sistema batch) o se hace avanzar (en un sistema continuo) para pasar a un estanque adyacente.

2.3.5 Lixiviación por Agitación

El tratamiento de finos por percolación o pilas resulta deficiente debido al bajo porcentaje de porosidad de la carga, que son precisamente las vías por donde el líquido escurre a la vez que lixivía, es por eso que para el caso de trabajar con minerales muy finos se utiliza la técnica de agitar la carga en forma de pulpa, manteniendo las partículas en suspensión en el seno del lixivante mismo.

La lixiviación por agitación se practica en estanques cilíndricos de madera, metal, fibra de vidrio y acero inoxidable, recubiertos con gaulo, resinas epóxicas u otros materiales para evitar la corrosión. El fondo de los estanques puede ser plano o cónico, siendo este último tipo más ventajoso por cuanto ayuda a que todas las partículas permanezcan en suspensión. Para evitar esta sedimentación y a su vez evitar el efecto del vórtice, se instalan deflectores o baffles en la parte interior del reactor, siendo su número generalmente de 4 a 6.

Con respecto a la agitación, esta se logra de dos maneras:

- Mecánica: por hélices, paletas o turbinas.
- Neumática: por air-lift o sistemas pachuca (reactores).

Como se puede apreciar, existen diversos mecanismos de lixiviar el mineral, debiéndose discriminar y elegir cual método es el más adecuado para los requerimientos. En la tabla 2-5 se puede apreciar una comparación de los métodos de lixiviación ^[8].

Tabla 2-5: Comparación de los distintos métodos de Lixiviación en Minerales de Cu.

Rangos de Aplicación	Métodos Alternativos de Lixiviación			
	En Botaderos	En Pilas	Por Percolación	Por Agitación
Ley de los Minerales	Muy bajas leyes, bajo 1%	Leyes bajas a medias, 1-2%	Leyes medias a altas, 1-2%	Leyes altas, sobre 2%
Tonelaje Tratado ton/día	Grandes tonelajes	Grande a pequeño	está limitado, por instalaciones existentes	Limitado por molienda
Inversiones de Capital	Menores	Medianas	Media a alta	más bien altas
Granulometría	ROM, máximo 40"	Chancado hasta muy fino, 1/4" a 2"	Chancado medio a fino, 1/4" a 3/4"	Molienda fina en húmedo, 65# a 200#
Recuperaciones	40 a 60%	70 a 85%	70 a 85%	80 95%
Tiempos de Tratamiento	de 1 a varios años	1 a varios meses	de 1 a 2 semanas	de 6 a 24 hrs
Calidad de Soluciones	Diluidas (1 a 2 g/l)	Diluidas a medias (2 a 7 g/l)	Concentradas (10 a 20 g/l)	Medianas (5 a 15 g/l)
Problemas Principales de su aplicación	Recuperación incompleta	Recuperación es función del tipo de mineralización	Bloqueo por finos/arcillas	Molienda es cara
	Reprecipitación Fe y Cu	Requiere de grandes áreas	Mayor inversión inicial	Lavado o filtrado en contracorriente
	Canalizaciones	Canalizaciones	Personal entrenado	Suele requerir más agua
	Pérdidas de evaporación	Reprecipitaciones por pH	Manejo de materiales	Tranque de relaves
	Perdidas por infiltración	Evaporación puede ser alta	Necesidad de control permanente	Inversión es alta
	Soluciones son diluidas			Control sofisticado: proceso es rápido

3 AUSENCO CHILE LTDA

3.1 Historia

Ausenco es un conjunto de empresas conformado por: Ausenco PSI, Ausenco Sandwell y Ausenco Vector. En los países a los que llega, por ejemplo Chile, funciona a través de la fusión de dos empresas de ingeniería ya existentes: PSI y Vector Chile, con lo que logra instalarse de manera rápida al tener el personal necesario para empezar a operar como un todo en corto tiempo.

Nace en el año 1991 como una pequeña firma de prestación de servicios de ingeniería al sector minero en Brisbane, Australia. Ya en 2001 se adjudica su primer proyecto fuera de Australia en Tanzania. En 2002 los inversionistas realizan el aporte inicial de fondos como inversionistas institucionales. Desde allí a evolucionado y expandido sus operaciones en diez y nueve países, entregando soluciones de ingeniería en todo el ciclo de vida de los proyectos adjudicados desde la ingeniería conceptual a la optimización de los proyectos.

La empresa en el año 2011 obtuvo ganancias que ascienden a los US\$5.134.000, de los cuales la gerencia de Minerals & Metals entrega US\$ 2.870.000 los que se reparten en las distintas regiones como se muestra en la figura 3-1.

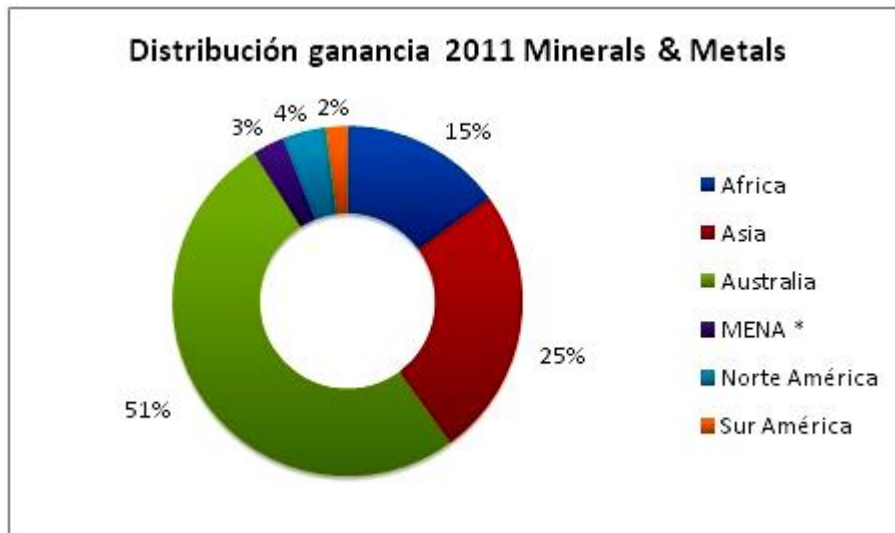


Figura 3-1: Distribución de la ganancia total de la empresa en el año 2011, aportado por Minerals & Metals. (*MENA: Medio Oriente y África del Norte).

En América del Sur el ingreso es obtenido de proyectos mineros, tanto desde la formulación completa de algún proyecto a innovaciones y mejoras de procesos actuales. Con respecto a los años 2010 y 2009, el ingreso aportado por Minerals & Metals ha aumentado en un 30,7%, crecimiento explicado por la expansión de las operaciones de la empresa en el mundo.

3.2 Servicios y unidades de negocio

La empresa presta servicio de asesoría de ingeniería para proyectos existentes y nuevos, siendo tanto en el ámbito de Energías (Energías Alternativas, Transporte de Energía y Generación de Energía), Medio Ambiente y Sustentabilidad (Test de Materiales, Manejo de Recursos Hídricos, Instalaciones Mineras, entre otros) Metales & Minerales (Servicios de Ingeniería, de Procedimientos y de documentación Técnica, Optimización de Empresa, entre otros), Infraestructura de Procesos y Manejo de Programas (de Operación y Mantenimiento y Servicios de Formulación de Manejo de Programas), como se muestra en la figura 3-2.

Ausenco presta servicios no permanentes a variadas empresas en los países en los que opera, por ende precisar la cantidad e identificar a cada cliente se hace poco realista debido a que estos van cambiando en el tiempo. Los clientes principalmente corresponden a empresas mineras, como por ejemplo en Chile: CODELCO, BHP Billiton, Anglo American, entre otros.

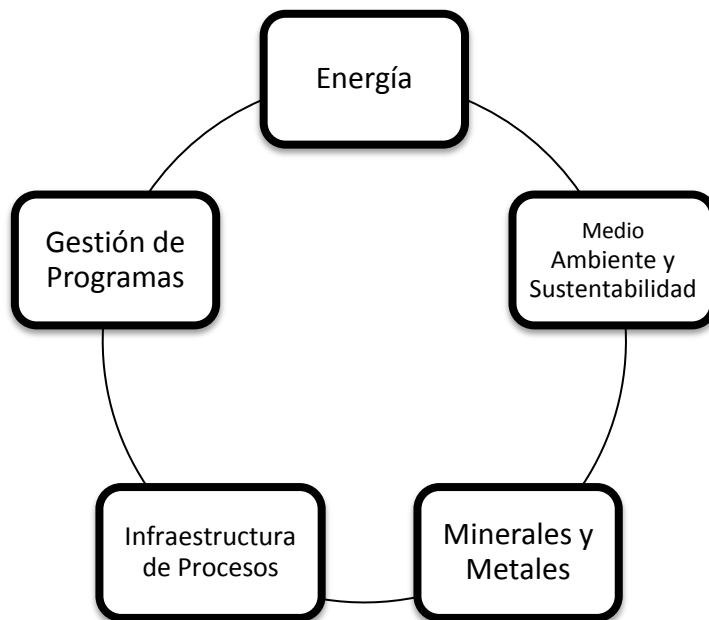


Figura 3-2: Unidades de negocio de Ausenco.

4 DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

4.1 Acerca de Kazakhmys

Kazakhmys, empresa minera internacional centrada en la producción de cobre, aunque también produce y vende cantidades significativas de Zinc, Plata y Oro como subproductos y a su vez opera plantas de carbón. Se fundó en 1930 en el complejo de fundición de cobre Balkhash en Kazajstán, Asia.

Los proyectos están totalmente integrados, lo que no sólo les da un control completo de todas las etapas del proceso de producción de cobre, sino que ha contribuido a que sea uno de los productores de cobre del mundo de más bajo costo con la flexibilidad de trabajar con muchos clientes diferentes, siendo el responsable del 90% de todo el cobre que se produce en Kazajstán. Su ubicación en Kazajstán también significa que están en una posición ideal para satisfacer las demandas de los mercados más grandes del mundo.

Kazakhmys opera minas y concentradores en tres regiones, las que se pueden observar en la figura 4-1:



Figura 4-1: Ubicación de las minas y concentradores en las regiones de Kazajstán.

- **Zhezkazgan Región:** Se encuentran las mayores mineras y concentradoras, aportando alrededor del 70% del mineral extraído del grupo. La región se compone de 7 minas y 3 concentradores, observándose su producción anual en la tabla 4-1.
 - Mina North es a rajo abierto.
 - 6 minas subterráneas: South, Stepnopy, East, West, Annensky y Zhomart.
 - 3 concentradores: Zhezkazgan No. 1 y No. 2; y Satpayev, que producen concentrados de cobre a partir del mineral extraído de la región.

Tabla 4-1: Producción total anual entre los años 2009-2010 en Zhezkazgan Región.

Producción	Año 2009	Año 2010
Mineral Extraído (kton)	23.779	23.309
Promedio (%)	0,87	0,82
Concentrado de Cobre (kton)	181	170

- **Región Central:** Aporta alrededor del 15% del mineral extraído del grupo (ver tabla 4-2), y consta de 4 minas y 3 concentradores. Se formó en el año 2011 de la combinación de la región de Karaganda y el Complejo Balkhash.
 - 3 minas subterráneas: Shatyrcul, Sayak y Nurkazgan Occidental.
 - Mina Abyz es a rajo abierto.
 - 3 concentradores: Balkhash, Karagaily y Nurkazgan.

Tabla 4-2: Producción total anual entre los años 2009-2010 en Región Central.

Producción	Año 2009	Año 2010
Mineral Extraído (kton)	4.172	5.016
Promedio (%)	1,13	1,10
Concentrado de Cobre (kton)	61	69

- **Región Este:** aporta alrededor del 14% del mineral extraído de grupo, y consta de 6 minas subterráneas y 4 concentradores, viéndose su producción anual en la tabla 4-3.
 - 6 minas subterráneas: Orlovsky, Belousovsky, Irtysky, Nikolayevsky, Yubileyno Snegirikhinsky y Artemyevsky.

- 4 concentradores: Orlovsky, Belousovsky, Berezovsky, Nikolayevsky.

Tabla 4-3: Producción total anual entre los años 2009-2010 en Región Este.

Producción	Año 2009	Año 2010
Mineral Extraído (kton)	4.458	4.610
Promedio (%)	2,89	2,48
Concentrado de Cobre (kton)	108	86

Kazakhmys a su vez opera 4 centrales eléctricas de carbón y plantas de calefacción en las regiones central y Zhezkazgan, donde generan la energía necesaria para autoabastecerse y un excedente para el mercado comercial correspondiendo al 20% de la cuota del mercado, siendo de esta manera el mayor proveedor de energía doméstica en Kazajstán.

- Ekibastuz GRES-1: Es la planta eléctrica más grande de Kazajstán, de los cuales el 50% es de propiedad de Kazakhmys. La energía generada se vende principalmente a los usuarios industriales en Kazajstán en contratos a corto plazo, siendo alrededor del 10% a Rusia.
- Alimentación en cautividad: 3 plantas eléctricas para su uso interno que suministran calor y electricidad y 2 minas de carbón. En el 2011 alrededor del 60% de la producción se utilizó internamente y el resto fue vendido a terceros.

En la tabla 4-4 se puede observar la producción de energía anual durante los años 2010 y 2011.

Tabla 4-4: Producción anual de Energía entre los años 2010 y 2011 en Minera Kazakhmys

Producción	Unidad	Año 2010	Año 2011
Ekibastuz GRES-1			
Potencia neta generada	GWh	11.065	12.697
Capacidad de red máxima neta	MW	2.171	2.199
Tarifa Eléctrica*	KZT/kWh	4,49	5,38
Estaciones en cautividad			
Potencia neta generada	GWh	5.589	5.578
Capacidad de red máxima neta	MW	868	857
Ventas internas	GWh	3.477	3.197
Ventas externas	GWh	2.112	2.381
Tarifa Eléctrica*	KZT/kWh	2,70	3,50

* En el año 2012, 1KZT (Kazakhstani Tenge) = \$ 3,27 chilenos ^[6].

4.2 Proceso del mineral en Kazakhmys

Kazakhmys opera 17 minas, la mayoría son subterráneas, mientras que algunos son a rajo abierto, las cuales suelen contener los minerales de sulfuro y los subproductos que varían entre cada una de ellas. Los principales subproductos son el zinc, plata y oro. Cada paso en el proceso se centra en la eliminación de cantidades cada vez mayores de los materiales no deseados, convirtiendo el mineral de sulfuro en metales acabados.

Dentro del proceso realizado al mineral, se pueden distinguir 4 áreas:

4.2.1 Extracción

- Minerales de sulfuro se toman de las minas subterráneas o a cielo abierto mediante uso de explosivos y perforación.
- Palas de gran tamaño recolectar el mineral y lo cargan en camiones de transporte, los que llevan el mineral a las trituradoras primarias. La trituración primaria puede tener lugar en la mina para simplificar el transporte.

4.2.2 Concentración

- El mineral se procesa a través de una serie de chancadores y se mezcla con agua. Esto produce mineral finamente molido en forma de una pasta o suspensión.
- La suspensión se mezcla con diversos reactivos químicos que pueden identificar y recubrir las partículas minerales específicas.
- Se le añade un líquido para ayudar al proceso de separación.
- Esta suspensión se procesa y se recupera todos los componentes valiosos del mineral, tales como zinc, cobre y metales preciosos.
- En la primera etapa del proceso de flotación (flotación granel), la suspensión (con reactivos) se bombea a los tanques de flotación y se inyecta con aire para crear burbujas. Todas las partículas de sulfuro se adhieren a la superficie de las burbujas, dirigiéndose a la superficie para ser retirado.
- En la segunda etapa de flotación (flotación selectiva), los minerales valiosos se separan unos de otros mediante la adición de compuestos químicos especiales, los que dependen del tipo de mineral que se esté extrayendo. Estos compuestos fuerzan a un mineral para adherirse a la superficie de las burbujas y otros minerales para permanecer inactivo.

- Al tiempo en que las burbujas condensan, el agua es drenada, creándose por separado concentrados de Cobre y Zinc, que contienen 20 - 35% de cobre, con diversos sulfuros de cobre y hierro, y pequeñas concentraciones de otros materiales, incluyendo el Oro y Plata, ellos contienen 40 - 45% de Zinc con otros elementos asociados.

4.2.3 Fundición

- El concentrado de cobre y un material de sílice conocido como fundente se alimentan a un horno Vanyukov (acepta material de hasta 10 % de humedad y tamaños de 50 mm.). Se opera con una inyección de oxígeno enriquecida en la Fundición de Balkhash y un horno eléctrico 6-en-línea en fundición de Zhezkazgan.
- El concentrado y el flujo a fundir, hacen una mezcla, que comprende cobre, hierro y azufre que se asienta en la parte inferior del horno. El resto del hierro se combina químicamente con el fundente para formar una escoria, que se pueden separar.
- Parte del azufre en el concentrado se combina con oxígeno y forma el gas de escape. Este comprende dióxido de azufre, oxígeno, agua y nitrógeno. La mayor parte del dióxido de azufre es capturada en la forma de ácido sulfúrico. El ácido sulfúrico se puede neutralizar o vendido por una amplia gama de aplicaciones.
- El material restante, contiene 40-60% en peso de cobre.
- El material fundido se transfirió a un recipiente de fusión llamado convertidor. Aquí, el flujo de sílice adicional y chorro de aire se añaden para eliminar el hierro y azufre.
- El material fundido resultante se denomina “cobre blíster” y contiene alrededor de 99% en peso de cobre.

4.2.4 Refinación

- El cobre blister se transfiere a un horno de refinación. Se sopla aire en el cobre fundido para oxidar parte del cobre y la mayoría de las impurezas. Un flujo de carbonato de sodio se añade a eliminar las trazas de arsénico y antimonio.
- Cobre oxidado se reduce utilizando el aceite combustible para producir 99,5% de cobre puro. Esta se vierte en moldes para formar grandes placas de cobre llamados “ánodos”.

- Los ánodos son cargados en el tanque polímero de hormigón. Al lado de cada ánodo, una hoja delgada de cobre, conocido como un cátodo. Una corriente eléctrica pasa a través de las placas - el ánodo es el electrodo positivo y el cátodo actúa como un electrodo negativo.
- Los tanques se llenan con una solución ácida de sulfato de cobre, que actúa como un conductor eléctrico entre el ánodo y el cátodo. El cobre se disuelve desde el ánodo y se deposita en el cátodo. Durante aproximadamente dos semanas, el cobre puro se forma sobre los cátodos de los ánodos.
- A medida que el cobre se deposita sobre los cátodos, las impurezas restantes (limos) caen al fondo del tanque. Estos contienen oro y plata.
- Los cátodos son retirados de la cisterna, y será de alrededor de 99.95 - 99.99% de cobre. Los limos se llevan a la refinería de metales preciosos, mediante correas transportadoras.

Se puede observar que dentro de los procesos que realiza Kazakhmys no se hizo mención a la Lixiviación, que es el tema a abordar en esta memoria, y es debido a que Kazakhmys desea innovar en sus procesos, abriendo su campo de operación, es por eso que esta pila de Lixiviación sería su primera incursión en la rama de la Hidrometalurgia.

A su vez, Kazakhmys tiene una organización, llamada MKM que produce productos de la refinación de cobre, donde son fabricados y vendidos, varios pre-terminados y/o semiterminados, así como también productos de aleación de cobre. Con sede en Hettstedt, Alemania, MKM se centra en tres áreas de productos: productos de alambre, productos planos (bandas, placas y hojas), y los tubos y barras. A través de su equipo de ventas en todo el mundo, principalmente la empresa vende estos productos a los clientes en la construcción, automotoras, aeronáuticas y a la industria de la ingeniería en general.

En las tablas 4-5 y 4-6 se puede observar los logros de producción durante los años 2010 y 2011, destacándose la fortaleza de su negocio hoy en día.

Tabla 4-5: Producción anual de Cobre entre los años 2010 y 2011 en Minera Kazakhmys.

Producción	Unidad	Año 2010	Año 2011
Extracción del mineral	Mton	32.935	33.432
Ley de Cobre promedio	%	1,09	1,01
Concentrado de cobre	Mton	337,9	304,9
Cátodos de Cobre equivalente	Mton	306,0	300,5
Alambre de Cobre	Mton	35,0	32,0

Tabla 4-6: Producción anual de los Subproductos entre los años 2010 y 2011 en Minera Kazakhmys.

Producción	Unidad	Año 2010	Año 2011
Concentrado de Zinc	Mton	167,3	139,6
Promedio de Mineral de Zinc	%	4,58	3,55
Plata	MOz	14.127	13.137
Grado promedio de Plata	g/ton	20,06	17,69
Oro	MOz	169,6	150,8
Grado promedio de Oro	g/ton	0,73	0,66

4.3 Proyectos en crecimiento de Kazakhmys

El 2011 fue un año clave para Kazakhmys, ya que se adoptaron medidas significativas para el desarrollo de sus proyectos en crecimiento. Tienen la intención de aumentar su producción en más del 50% en los próximos seis años, y los proyectos más importantes son Bozshakol y Aktogay, los que serán claves para alcanzar esa meta.

- Bozshakol: La mina proporcionará la transformación equivalente en crecimiento de un tercio de la producción actual, entregando una producción de cobre anual estimado en 75 kton en más de 40 años, y dará empleo a unas 1.500 personas. El mineral contiene valiosos subproductos de oro y molibdeno.
- Aktogay: Es el segundo gran proyecto en crecimiento que se encuentra en el este de Kazajstán ^[5].

4.4 Generalidades Proyecto Aktogay

Ausenco Chile Ltda, luego de haber preparado el Estudio de Ingeniería Básica del Proyecto Óxidos de Aktogay para Kazakhmys, proceden a efectuar la Ingeniería de Detalle del proyecto para su próxima construcción, donde se incluye el desarrollo del ROM Dump Leach para la planta de Oxido de Aktogay. El servicio de Ingeniería Básica, consiste en el diseño del ROM Dump Leach, incluyendo el análisis de la estabilidad, movimientos de tierra, el apilamiento y el plan de riego, sistemas de revestimiento, drenaje y recolección de la solución, la canalización de la solución hacia los estanques de proceso, el sistema de irrigación de la solución y la instrumentación requerida. También incluye una revisión del proceso y el punto de vista operativo para el diseño bajo las condiciones climáticas extremas en las cuales se encuentra inserto el proyecto.

4.4.1 Alcances y Objetivos del Proyecto

El objetivo general de este proyecto es desarrollar el diseño del ROM Dump Leach para la descarga permanente de lixiviación con una capacidad nominal de 120.500.000 toneladas por un período de 10 años.

Los aspectos principales son:

- Definir la ubicación de la pila de lixiviación mediante un criterio de diseño para minimizar el volumen de movimiento de tierras y disminuir la distancia hacia lámina;

- Proponer un diseño geométrico para el campo de tierra y de la ubicación elegida;
- Desarrollo del mineral apilado y sistemas de riego;
- Una evaluación técnica global del proyecto (ingeniería básica), que incluye los derechos civiles, tuberías, electricidad, instrumentación y disciplina de procesos; y
- Proporcionar recomendaciones técnicas para la construcción y explotación del vertedero de LX en condiciones meteorológicas extremas.

4.4.2 Ubicación del Proyecto

Aktogay se encuentra en la parte oriental de la República de Kazajstán. El municipio al cual pertenece, está situado a 25 km al suroeste del proyecto.

En la tabla 4-7 se describe en mayor detalle la ubicación del proyecto y en la figura 4-2 se puede observar su ubicación geográfica.

Tabla 4-7: Información de la Ubicación del Proyecto.

País	Kazajstán.
Capital	Astana.
Provincia	Ayagoz Region of Sepimalatinsk Oblast.
Capital de la Provincia	Ayagoz.
Principales ciudades cercanas	Ayagoz – 150 km Al Norteste. Balkhash – 440 km al Oeste UstKamenogorsk – 400 km al Norteste. Almaty – 470 km al Suroeste. Karaganda – 740 km al Noroeste.
Coordenadas del sitio	46° 57' N, 79° 58' E.
Altura del sitio (sobre el nivel del mar)	440 [m].



Figura 4-2: Mapa de la Ubicación del Proyecto Aktogay.

4.4.3 Sismicidad

El proyecto se encuentra dentro de una zona sísmica, clasificándose su actividad de baja a moderada. El evento sísmico más cercano tuvo una magnitud de 3,3, escala Richter a unos 4 km desde el sitio del epicentro. El hecho ocurrió el 26 de agosto de 2008.

El USGS (United States Geological Survey), ha estimado que el valor máximo de aceleración (PGA, Peak Ground Acceleration) en él está en el rango de 0.8 m/s^2 a 1.6 m/s^2 .

4.4.4 Condiciones climáticas

Un clima continental y seco que prevalece en el este de Kazajstán, con vientos fuertes y un nivel generalmente bajo de las precipitaciones. Las temperaturas de verano (ver tabla 4-8) son influenciadas por los vientos secos y cálidos que soplan desde los desiertos de Asia central. En invierno las temperaturas son influenciadas por las corrientes de aire frío provenientes del Océano Ártico, que pueden durar hasta cinco meses.

Domina el clima con viento en la región y la dirección del viento predominante es del suroeste. Los vientos más fuertes (ver tabla 4-9) se producen durante los meses de primavera (marzo a mayo), a diferencia de los meses de invierno (diciembre a febrero), que son moderados.

Tabla 4-8: Temperaturas extremas del sitio para diseño.

Máxima extrema para diseño, °C	40 (Agosto)
Mínima extrema para diseño, °C	-40 (Enero)

Tabla 4-9: Vientos según estación del año.

Invierno (Diciembre – Febrero)	
Rango de velocidad de vientos fuertes, m/s	8.8 – 11 (Suroeste en Enero, Noreste en Febrero)
Primavera (Marzo – Mayo)	
Rango de velocidad de vientos fuertes, m/s	5.7 – 8.8 (Noreste)
Verano (Junio – Agosto)	
Rango de velocidad de vientos fuertes, m/s	5.7 – 8.8 (Oeste a Suroeste)
Otoño (Septiembre – Noviembre)	
Rango de velocidad de vientos fuertes, m/s	Sobre 11 (Suroeste)

4.5 Disciplina de Procesos Proyecto Aktogay

El recurso de óxido se compone de 120,5 millones de toneladas de mineral con un promedio de 0,37% de cobre total (CuT) utilizando una ley de corte de 0,20% CuT.

El método de extracción que se utilizará será convencional, de rajo abierto con un sistema de camión y pala. El flujo promedio anual de óxido a la planta será de 12 Mton.

Los óxidos de cobre de la mina ROM serán tratado mediante lixiviación en pilas. La solución de lixiviación de cobre ROM recolectada se llevará a SX y EW para producir cátodos de alta pureza.

4.5.1 Características del mineral

El mineral de óxido de cobre es de grado bajo, con un 0,37% CuT.

Los principales minerales de cobre son de óxido de crisocola, aktogayite, atacamita, malaquita y cuprita.

La mineralización de óxido se produce a una profundidad de 25 m, y va disminuyendo en función de la profundidad.

4.5.2 Descripción de la Planta

La planta industrial de lixiviación ROM va a tratar mineral de óxido a través de una ROM permanente, una planta de extracción por solventes y una planta de electro-obtención.

En la figura 4-3, se muestra un diagrama de bloques del proyecto Aktogay para la pila de lixiviación ROM y sus estanques.

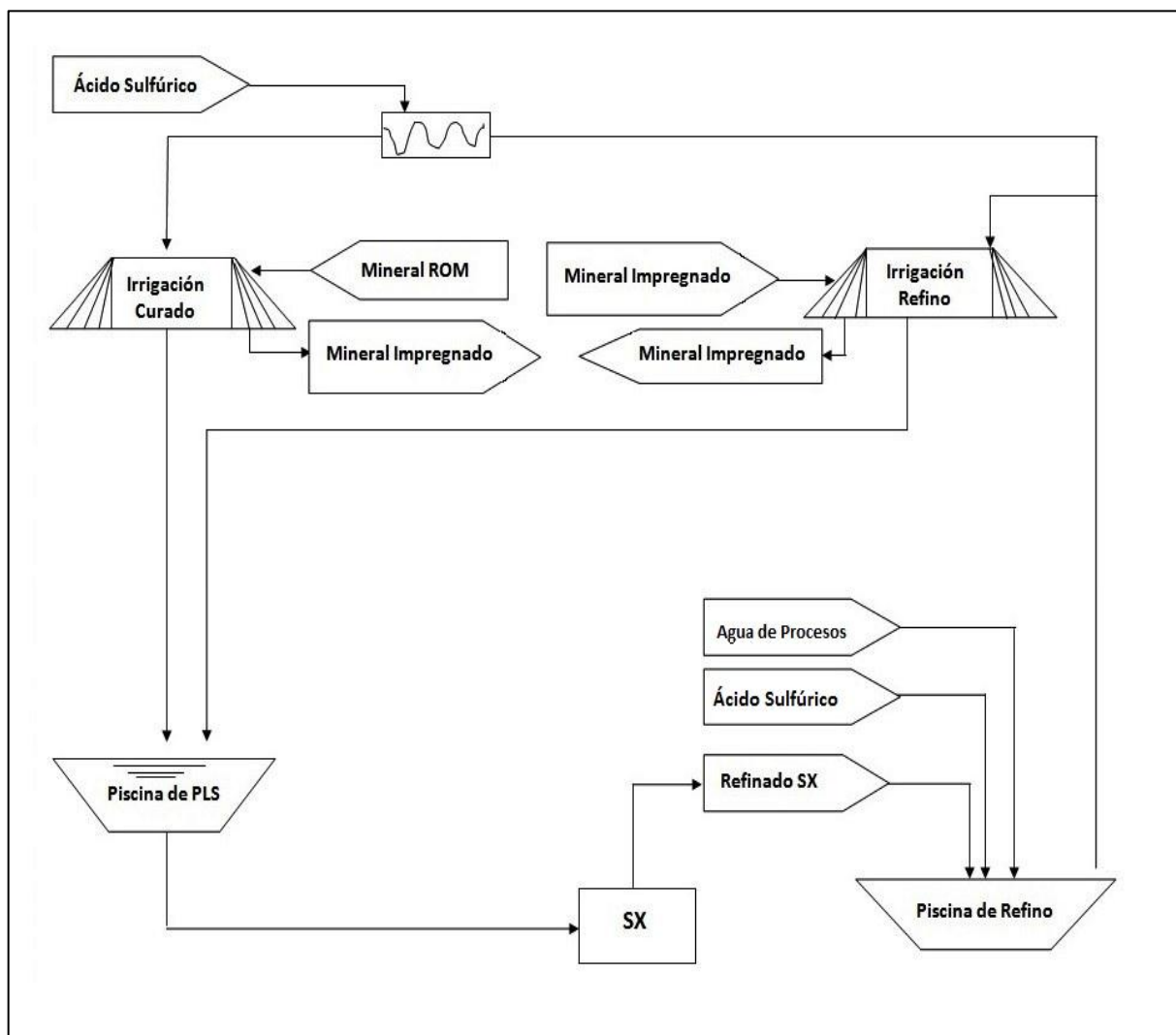


Figura 4-3: Diagrama de bloques del proceso del proyecto Aktogay.

4.6 Descripción de la Pila de Lixiviación.

En la tabla 4-10 se pueden observar los parámetros de diseño para la pila ROM y su botadero y en la figura 4-4 se puede observar un plano de la distribución del proyecto.

Tabla 4-10: Parámetro de diseño de la Pila ROM.

Parámetro	Unidad	Valor
Operación de la Pila	-	Permanente
Área de la pila de Lixiviación	m ²	1 486 861
Capacidad Total	ton	120 808 105
Densidad del mineral de diseño	ton/m ³	1.6
Permeabilidad del Mineral	m/s	2 x 10 ⁻⁷
Caudal de riego – Nominal	l/h/m ²	6
Temperatura de operación de la solución lixivante en invierno	°C	7.4
Temperatura de operación de la solución lixivante en verano	°C	25
Número de fases	-	2
Número de niveles	-	5
Altura promedio del 1 st nivel	m	13
Nivel de altura (2 nd to 5 th nivel)	m	13
Altura al ultimo nivel	m	65
Número de celdas	-	1 st – 2 nd Nivel: 18 3 rd – 4 th Nivel: 17 5 th Nivel: 16
Número de módulos por celda	-	6-9
Largo módulo de riego – Nominal	m	110
Ancho módulo de riego – Nominal	m	110
Tiempo del ciclo de lixiviación:		
Extracción de minerales de la Superficie		1
Instalación de tuberías		4
Curado con ácido	días	3
Tiempo de lixiviación – Nominal		110
Tiempo de lixiviación – Máxima		140
Remoción de tuberías y drenaje		7
Total Irrigación	días	143
Total Irrigación hasta el drenaje	días	155

4.6.1 Distribución de las área del Proyecto

La ubicación de la pila de lixiviación es en la provincia de Oblast, tiene una elevación de 350 msnm y se definió con el fin de minimizar el volumen de movimiento de tierras, disminuir la distancia a lamina y la búsqueda de una alternativa en áreas donde las referencias indican que no hubo presencia de nivel freático poco profundo.

La pila de lixiviación tiene una capacidad nominal para procesar 120.8 millones de toneladas de mineral oxidado, con una altura total máxima de 65 m durante su vida útil de 10 años, y está situado al sureste de la mina y al este de las instalaciones del área de proceso (véase Figura 4-4).

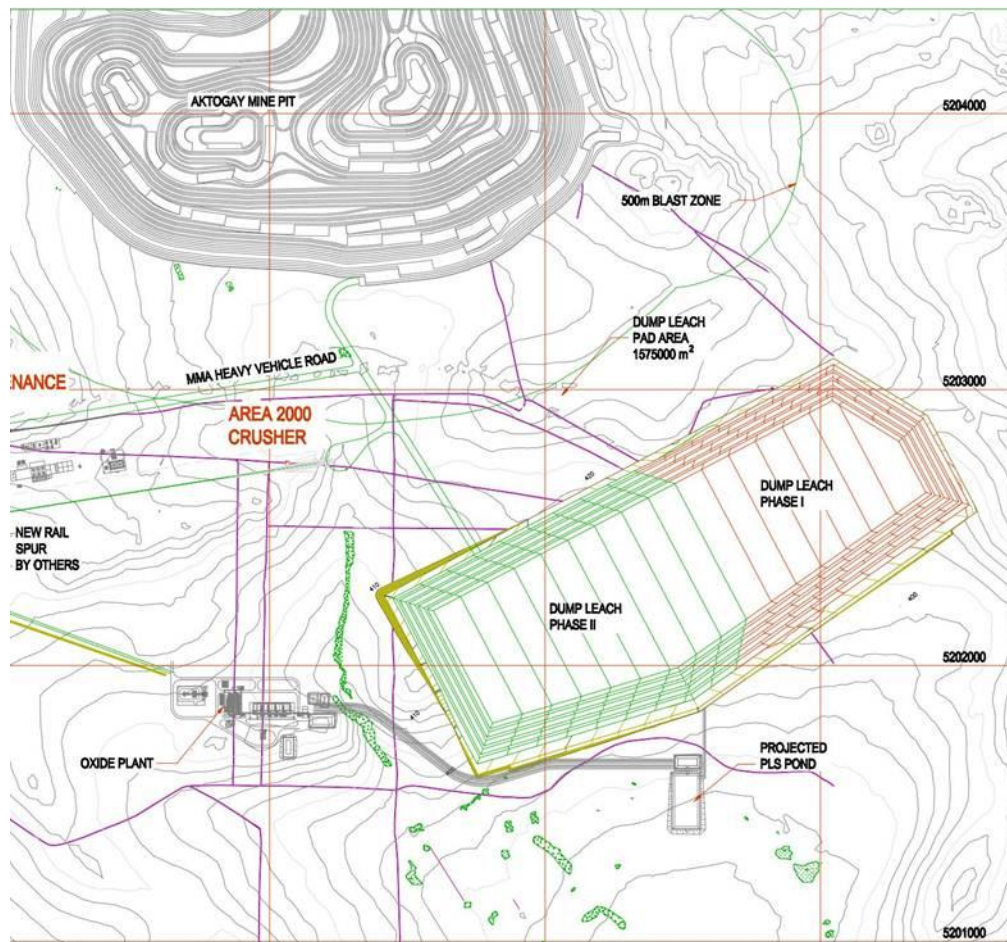


Figura 4-4: Plano distributivo del Proyecto Aktogay.

5 MODELACIÓN MATEMÁTICA

5.1 Balance de Masa

Para un elemento de volumen $\Delta x \Delta y \Delta z$:

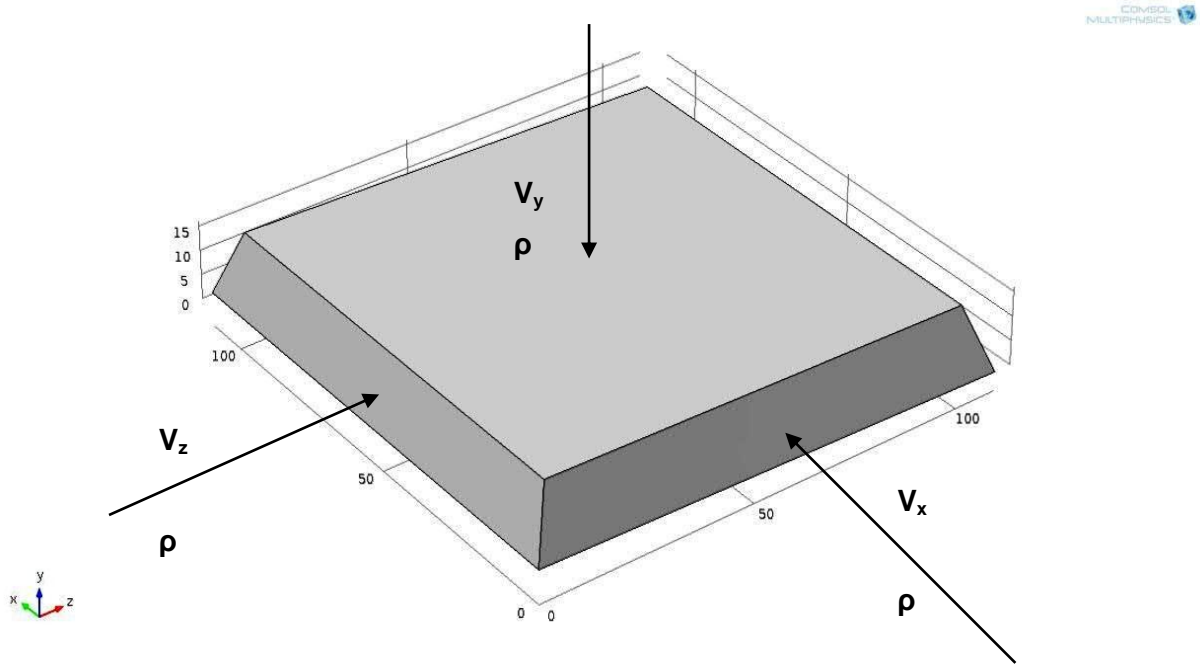


Figura 5-1: Diagrama de volumen de control.

Se puede escribir el balance de masa de esta forma:

$$\left[\begin{array}{l} \text{La masa} \\ \text{que Entra} \end{array} \right] - \left[\begin{array}{l} \text{La masa} \\ \text{que Sale} \end{array} \right] = \left[\begin{array}{l} \text{La masa} \\ \text{que se Acumula} \end{array} \right] \pm \left[\begin{array}{l} \text{La masa} \\ \text{que Reacciona} \end{array} \right]$$

Considerando que existen dos tipos de difusión de la solución lixivante; una a nivel macroscópico y otra difusión a nivel molecular, según una ecuación simple de rendimiento, un balance de masa que se le puede realizar a la pila, quedaría de la siguiente manera:

$$\text{Entra}_{\text{difusión}} - \text{Sale}_{\text{difusión}} + \text{Entra}_{\text{difusión molecular}} - \text{Sale}_{\text{difusión molecular}} = \text{Acumula} \pm \text{Reacciona}$$

Como es conocida la velocidad (v) a la cual fluye la solución lixiviante a través de la pila, al igual que la densidad (ρ) de la misma, podemos obtener su flujo másico y remplazando en los tres ejes señalados en la figura 5-1, se obtiene:

$$\begin{aligned} & \rho_x \cdot v_x \cdot \Delta y \cdot \Delta z + \rho_y \cdot v_y \cdot \Delta x \cdot \Delta z + \rho_z \cdot v_z \cdot \Delta x \cdot \Delta y - \rho_{x+\Delta x} \cdot v_{x+\Delta x} \cdot \Delta y \cdot \Delta z - \rho_{y+\Delta y} \cdot v_{y+\Delta y} \cdot \Delta x \cdot \Delta z - \\ & \rho_{z+\Delta z} \cdot v_{z+\Delta z} \cdot \Delta x \cdot \Delta y + D \frac{\partial \rho_x}{\partial x} \cdot \Delta y \cdot \Delta z + D \frac{\partial \rho_y}{\partial y} \cdot \Delta x \cdot \Delta z + D \frac{\partial \rho_z}{\partial z} \cdot \Delta x \cdot \Delta y - D \frac{\partial \rho_{x+\Delta x}}{\partial x} \cdot \Delta y \cdot \Delta z - D \frac{\partial \rho_{y+\Delta y}}{\partial y} \cdot \Delta x \cdot \\ & \Delta z - D \frac{\partial \rho_{z+\Delta z}}{\partial z} \cdot \Delta x \cdot \Delta y = \frac{\partial \rho}{\partial t} \cdot \Delta x \cdot \Delta y \cdot \Delta z + r_i \cdot \Delta x \cdot \Delta y \cdot \Delta z \end{aligned} \quad (5.1)$$

Si se divide toda la ecuación 5.1 por Δx Δy Δz, el resultado es:

$$\begin{aligned} & \frac{\rho_x \cdot v_x}{\Delta x} + \frac{\rho_y \cdot v_y}{\Delta y} + \frac{\rho_z \cdot v_z}{\Delta z} - \frac{\rho_{x+\Delta x} \cdot v_{x+\Delta x}}{\Delta x} - \frac{\rho_{y+\Delta y} \cdot v_{y+\Delta y}}{\Delta y} - \frac{\rho_{z+\Delta z} \cdot v_{z+\Delta z}}{\Delta z} + \frac{D \frac{\partial \rho_x}{\partial x}}{\Delta x} + \frac{D \frac{\partial \rho_y}{\partial y}}{\Delta y} + \frac{D \frac{\partial \rho_z}{\partial z}}{\Delta z} - \frac{D \frac{\partial \rho_{x+\Delta x}}{\partial x}}{\Delta x} - \frac{D \frac{\partial \rho_{y+\Delta y}}{\partial y}}{\Delta y} - \\ & \frac{D \frac{\partial \rho_{z+\Delta z}}{\partial z}}{\Delta z} = \frac{\partial \rho}{\partial t} + r_i \end{aligned} \quad (5.2)$$

Agrupando términos semejantes, la ecuación 5.2 se reduce a:

$$\frac{\rho_x \cdot v_x - \rho_{x+\Delta x} \cdot v_{x+\Delta x}}{\Delta x} + \frac{\rho_y \cdot v_y - \rho_{y+\Delta y} \cdot v_{y+\Delta y}}{\Delta y} + \frac{\rho_z \cdot v_z - \rho_{z+\Delta z} \cdot v_{z+\Delta z}}{\Delta z} + D \cdot \left(\frac{\frac{\partial \rho_x}{\partial x} - \frac{\partial \rho_{x+\Delta x}}{\partial x}}{\Delta x} + \frac{\frac{\partial \rho_y}{\partial y} - \frac{\partial \rho_{y+\Delta y}}{\partial y}}{\Delta y} + \frac{\frac{\partial \rho_z}{\partial z} - \frac{\partial \rho_{z+\Delta z}}{\partial z}}{\Delta z} \right) = \frac{\partial \rho}{\partial t} + r_i \quad (5.3)$$

donde r_i es la velocidad de reacción y D el coeficiente de difusión.

Considerando que:

- el flujo por difusión a nivel macroscópico que existe a lo largo de la pila de lixiviación es principalmente unidireccional, es decir hacia abajo, los flujos en los ejes "x" y "z" son prácticamente despreciables, por lo tanto dichos términos se eliminan,
- el flujo por difusión molecular en los ejes "x" y "z" es la misma en cuanto a valores absolutos, y que

- haciendo que el diferencial del volumen ($\Delta x \Delta y \Delta z$) tiende a cero, la ecuación 5.3 queda:

$$D \cdot \left(\frac{\partial^2 \rho_x}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \rho_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \rho_z}{\partial z^2} \right) + \frac{\partial(\rho_y \cdot v_y)}{\partial y} = \frac{\partial \rho}{\partial t} + r_i \quad (5.4)$$

Correspondiendo así la ecuación 5.4 al Balance de Masa de la Pila de Lixiviación.

Las condiciones iniciales que se utilizará son $C_{H_2SO_4}=1263,16$ [mol/m³] y $C_{Cu}=172,34$ [mol/m³], y la condición de frontera será hasta que se termine el primero de los componentes.

5.2 Balance de Momento

Desde la ecuación de continuidad, se puede hacer el balance de momento para el mismo volumen de la figura 5-1, considerando que^[13]:

$$\left[\begin{array}{c} \text{Velocidad de} \\ \text{acumulación de} \\ \text{momento} \end{array} \right] = \left[\begin{array}{c} \text{Velocidad del} \\ \text{momento} \\ \text{de entrada} \end{array} \right] - \left[\begin{array}{c} \text{Velocidad del} \\ \text{momento} \\ \text{de salida} \end{array} \right] + \left[\begin{array}{c} \text{Fuerzas generadas} \\ \text{que actúan en el} \\ \text{sistema} \end{array} \right]$$

quedando la ecuación general:

$$\frac{\partial}{\partial t} \rho v = -[\nabla \cdot \rho v v] - \nabla P - [\nabla \cdot \tau] + \rho g \quad (5.5)$$

siendo τ tensión. Como estamos trabajando en estado estacionario y consideramos la densidad del fluido, presión del sistema (P) y la gravedad (g) constante, los términos $\frac{\partial}{\partial t} \rho v = \nabla P = \rho g = 0$, siendo la ecuación general para el balance de momento en nuestro caso:

$$\rho[\nabla \cdot v v] = -[\nabla \cdot \tau] \quad (5.6)$$

Desarrollando la gradiente para la ecuación 5.6, tomando en cuenta sólo el eje "y" de nuestro volumen de control, ya que el movimiento del fluido es de manera gravitacional, la ecuación queda:

$$\rho \left[\frac{\partial}{\partial x} v_x v_y + \frac{\partial}{\partial y} v_y v_y + \frac{\partial}{\partial z} v_z v_y \right] = - \left[\frac{\partial}{\partial x} \tau_{xy} + \frac{\partial}{\partial y} \tau_{yy} + \frac{\partial}{\partial z} \tau_{zy} \right] \quad (5.7)$$

La ecuación 5.7 expresada en términos de la gradiente de velocidad y de las propiedades del fluido, es decir, expresada en términos de la viscosidad, se debe reemplazar:

$$\tau_{xy} = -\mu \left(\frac{\partial v_y}{\partial x} + \frac{\partial v_x}{\partial y} \right) \quad (5.8)$$

$$\tau_{yy} = -2\mu \frac{\partial v_y}{\partial y} + \frac{2}{3}\mu(\nabla \cdot v) \quad (5.9)$$

$$\tau_{zy} = -\mu \left(\frac{\partial v_z}{\partial y} + \frac{\partial v_y}{\partial z} \right) \quad (5.10)$$

por lo tanto, reemplazando las ecuaciones 5.8, 5.9 y 5.10, la ecuación 5.7 queda:

$$\begin{aligned} \rho \left[\frac{\partial}{\partial x} v_x v_y + \frac{\partial}{\partial y} v_y v_y + \frac{\partial}{\partial z} v_z v_y \right] \\ = - \left[\frac{\partial}{\partial x} \left[-\mu \left(\frac{\partial v_y}{\partial x} + \frac{\partial v_x}{\partial y} \right) \right] + \frac{\partial}{\partial y} \left[-2\mu \frac{\partial v_y}{\partial y} + \frac{2}{3}\mu(\nabla \cdot v) \right] + \frac{\partial}{\partial z} \left[-\mu \left(\frac{\partial v_z}{\partial y} + \frac{\partial v_y}{\partial z} \right) \right] \right] \end{aligned} \quad (5.11)$$

Desarrollando las derivadas, 5 términos se van, al igual que $(\nabla \cdot v) = 0$, ya que estamos trabajando a densidad y viscosidad contante debido a que con la variación de temperatura sus variaciones son despreciables, quedando la ecuación 5.11:

$$\rho v_y \frac{\partial v_y}{\partial y} = \mu \left[\frac{\partial^2 v_y}{\partial x^2} + 2 \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial z^2} \right] \quad (5.12)$$

Desglosando completando cada termino de la ecuación 5.12, ésta queda:

$$\rho v_y \frac{\partial v_y}{\partial y} = \mu \left[\frac{\partial^2 v_y}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial z^2} \right] \quad (5.13)$$

Como sabemos que $(\nabla^2 \cdot v) = \frac{\partial^2 v_y}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial z^2}$, y anteriormente indicamos que $(\nabla \cdot v) = 0$, por lo tanto $(\nabla^2 \cdot v) = \frac{\partial^2 v_y}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 v_y}{\partial z^2} = 0$, resultado la ecuación 5.13:

$$\rho v_y \frac{\partial v_y}{\partial y} = \mu \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} \quad (5.14)$$

$$v_y \cdot \frac{\partial v_y}{\partial y} = \frac{\mu}{\rho} \cdot \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} \quad (5.15)$$

La ecuación 5.15 corresponde al Balance de Momento de la Pila de Lixiviación, siendo las condiciones de frontera en $y=13$ [m], donde v_y , ρ y μ son conocidos.

5.3 Balance de Energía

Para el balance de Energía, considerando que desde lo alto de la pila la solución lixivante caerá reaccionando con el mineral generando calor ($\Delta H_r \cdot r_i$), que existe transferencia por convección y que además existe transferencia de calor por conducción en los tres ejes, siendo el calor de entrada menos el de salida para un sólo eje:

$$\frac{dQ}{dt} = k \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} dx \quad (5.16)$$

por lo tanto, el calor para nuestro volumen de control queda simbolizado por la ecuación:

$$Cp \cdot \frac{\partial(T \cdot \rho)}{\partial t} = k \cdot \left(\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) + \Delta H_r \cdot r_i \quad (5.17)$$

$$Cp \cdot \left(\frac{\rho \cdot \partial T}{\partial t} + \frac{T \cdot \partial \rho}{\partial t} \right) = k \cdot \left(\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) + \Delta H_r \cdot r_i \quad (5.18)$$

donde Cp es el calor específico, k la conductividad térmica, ΔH_r la entalpía de reacción y T la temperatura. La ecuación 5.18 corresponde al Balance de Energía de la Pila de Lixiviación, siendo sus condiciones iniciales:

En, $x=0$ ó $x=L$

$Z=0$ para todo $x \rightarrow T = T_{\text{ambiente}}$

Entendiéndose que x es el ancho y z el largo de la pila llegando ambos hasta los 110 m (véase figura 5-1).

Para, $t=0 \rightarrow T = \text{constante}$

Para las condiciones de frontera, suponiendo que el calor transferido por conducción es igual al calor transferido por convección, igualando la ecuación de la Ley de Newton con la ecuación de la Ley de Fourier, donde A es el área de transferencia y h el coeficiente de convección, las condiciones de frontera son las siguientes:

Cuando,

$$k \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} \Big|_{x=0} = h \cdot A \cdot (T|_{x=0} - T_{amb}) \quad (5.19)$$

Y cuando,

$$k \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} \Big|_{x=L} = h \cdot A \cdot (T|_{x=L} - T_{amb}) \quad (5.20)$$

5.4 Resumen Modelación Matemática

Resumiendo la modelación matemática desarrollada, las ecuaciones de interés que nos entregan información a cerca de variables que tienen participación en el proceso, son las siguientes:

- **Balance de Masa**

$$D \cdot \left(\frac{\partial^2 \rho_x}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \rho_y}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \rho_z}{\partial z^2} \right) + \frac{\partial(\rho_y \cdot v_y)}{\partial y} = \frac{\partial \rho}{\partial t} + r_i \quad (5.4)$$

- **Balance de Momento**

$$v_y \cdot \frac{\partial v_y}{\partial y} = \frac{\mu}{\rho} \cdot \frac{\partial^2 v_y}{\partial y^2} \quad (5.15)$$

- **Balance de Energía**

$$Cp \left(\frac{\rho \cdot \partial T}{\partial t} + \frac{T \cdot \partial \rho}{\partial t} \right) = k \cdot \left(\frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) + \Delta H_r \cdot r_i \quad (5.18)$$

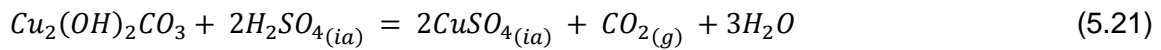
5.5 Parámetros del modelo

De las ecuaciones 5.4, 5.15 y 5.18 se puede observar que hay variables que dependen de manera directa de la temperatura, siendo nuestra problemática para esta investigación, es por ello que se debe averiguar el comportamiento de cada una de las variables dentro del amplio intervalo de temperatura de operación (-40°C a 40°C)^{[2], [9]}.

5.5.1 Entalpía de Reacción (ΔH):

Del informe de pruebas metalúrgicas realizadas al mineral a lixiviar (ver anexo 1), se obtiene que el mineral tiene Diorita y Vulcanita. Para efectos de cálculos, se excluirá la litología de la Vulcanita, ya que en las pruebas se observa una contrariedad en los resultados, infiriéndose que se pudo producir una mala manipulación de dichos datos.

En la Diorita, se observa que posee una mineralogía de Crisocola y Malaquita, pero se desconoce qué porcentaje del mineral corresponde a cada una, y como según bibliografía la Crisocola es similar a la Malaquita, para efectos de cálculos se utilizará la fórmula de la Malaquita, siendo su reacción con el Ácido Sulfúrico:



Utilizando el Software HSC, dentro del rango de temperatura de -40 a 40 [°C], se obtuvo el gráfico 5-1:

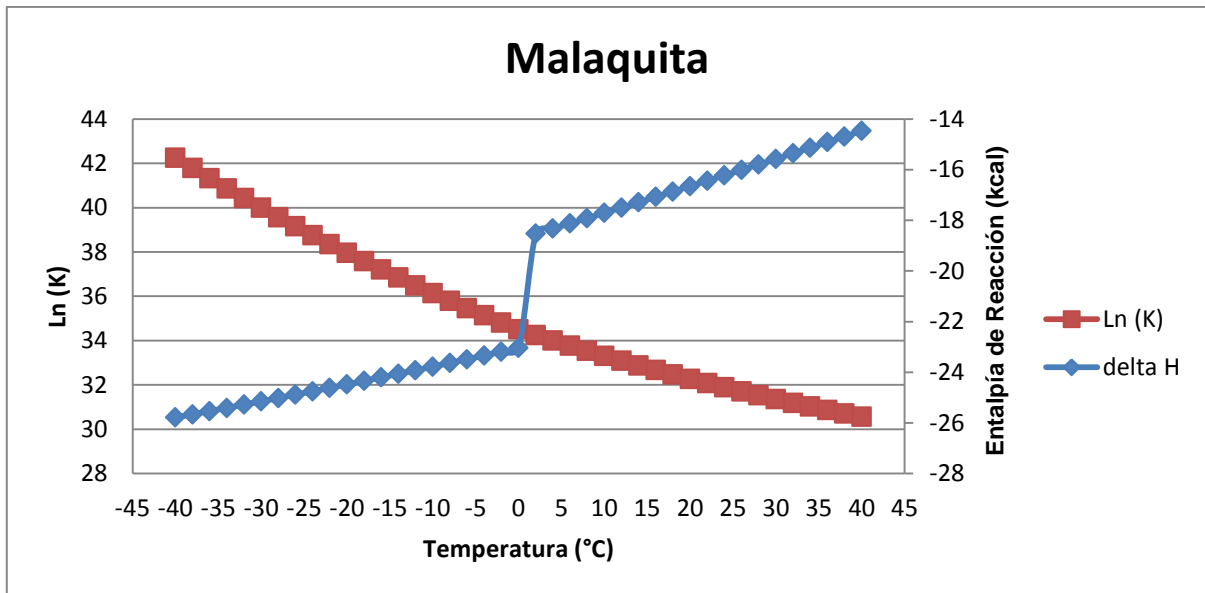


Gráfico 5-1: Reacción de Malaquita con Ácido Sulfúrico a diferentes temperaturas.

Desde gráfica se puede observar que la entalpía de la reacción tiene una tendencia ascendente, observándose un salto en el intervalo de temperatura de 0 a 5 [°C], explicándose ya que el Acido Sulfúrico se encuentra congelado a menos de 4.4 [°C].

Con los datos obtenidos de $\ln(K)$ en conjunto con la inversa de la Temperatura, se puede hacer una nueva gráfica 5-2, obteniéndose la pendiente de la recta, siendo esta E_a/R , que corresponde a la energía de activación de la reacción dividido por la constante de los gases.

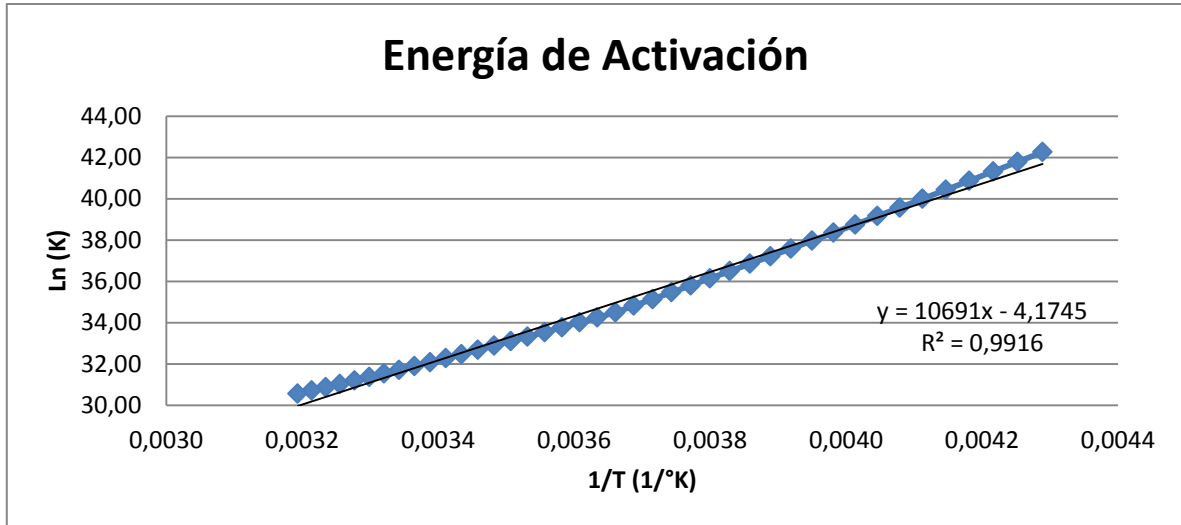


Gráfico 5-2: Obtención de datos para encontrar de la energía de Activación.

$$\frac{E_a}{R} = 10691 \rightarrow E_a = 21,243.02 \left[\frac{\text{cal}}{\text{mol}} \right] \quad (5.22)$$

$$E_a = 88.88 \left[\frac{\text{KJ}}{\text{mol}} \right] \quad (5.23)$$

como el valor de E_a es mayor a 40 [KJ/mol] (valor parámetro desde bibliografía)^[2], la reacción posee un Control Químico.

5.5.2 Velocidad de reacción (r_i):

Se consideró una cinética de segundo orden,

$$r_i = k \cdot c_{H_2SO_4} \cdot c_{Cu} \quad (5.24)$$

porque es necesario considerar el consumo de ácido y la cantidad de cobre que se obtendrá del mineral, siendo estos valores $C_{H_2SO_4}=1263,16$ [mol/m³] y $C_{Cu}=172,34$ [mol/m³].

Utilizando la ecuación de Arrhenius para obtener la constante de velocidad (k),

$$k = A \cdot e^{\frac{-E_a}{R \cdot T}} \quad (5.25)$$

como ya es conocido E_a , R que es la constante de los gases y T que es nuestra variable, debemos determinar el valor de A , que es el factor de frecuencia independiente de la temperatura. El valor de A se obtiene del mismo gráfico 5-2, donde $\ln A$ es la ordenada en el origen, siendo este valor -4,175.

5.5.3 Calor específico (C_p):

Considerando que la solución lixivante es levemente ácida, se ocupó valores como si fuera agua pura en el intervalo de temperatura de trabajo, por lo tanto es variable.

Para el caso del mineral, se utilizó $386 \text{ [J/}^\circ\text{K*kg]}^{[7]}$ constante, que es un valor del Cobre puro.

5.5.4 Conductividad térmica (k):

Desde informe de Balance Térmico Aktogay realizado por la empresa Ausenco (ver anexo 2), se obtiene que el valor constante para el coeficiente de conductividad del mineral es $0.946 \text{ [kcal/hr*m}^\circ\text{C]}$ y al igual que en el caso anterior, para la solución lixivante se utilizaron valores de conductividad térmica como si fuera agua pura en el intervalo de temperatura.

5.5.5 Coeficiente de Difusión (D):

Desde bibliografía^[2], se indica que el coeficiente de difusión para sistemas acuosos a temperatura ambiente varía entre 0.5 a $2.0 \times 10^{-5} \text{ [cm}^2\text{/s]}$, usándose un promedio constante de $1.25 \times 10^{-5} \text{ [cm}^2\text{/s]}$. En cuanto al ión cuproso, $D_{Cu} = 0.6 \times 10^{-5} \text{ [m}^2\text{/d]}$.

5.5.6 Viscosidad (μ):

El valor para la viscosidad de la solución lixivante, será la misma del agua pura a las diferentes temperaturas.

5.5.7 Densidad (ρ):

Desde informe de Criterios de diseño del proceso para Aktogay realizado por la empresa Ausenco, se obtiene que el valor constante para la densidad del mineral es de $1600 \text{ [Kg/m}^3\text{]}$ y para la solución lixivante se utilizaron valores de conductividad térmica como si fuera agua pura en el intervalo de temperatura.

6 ESTRATEGIA DE RESOLUCIÓN

Una vez claro el comportamiento de cada una de las variables ante el amplio rango térmico de nuestro modelo, se procede a utilizar el software Comsol Multiphysics 4.3, que es una plataforma que simula una serie de interfaces físicas predefinidas para aplicaciones que van desde flujo de fluidos, transferencia de calor, mecánica estructural, electrostática, entre otras disciplinas, las que se pueden observar en la figura 6-1.

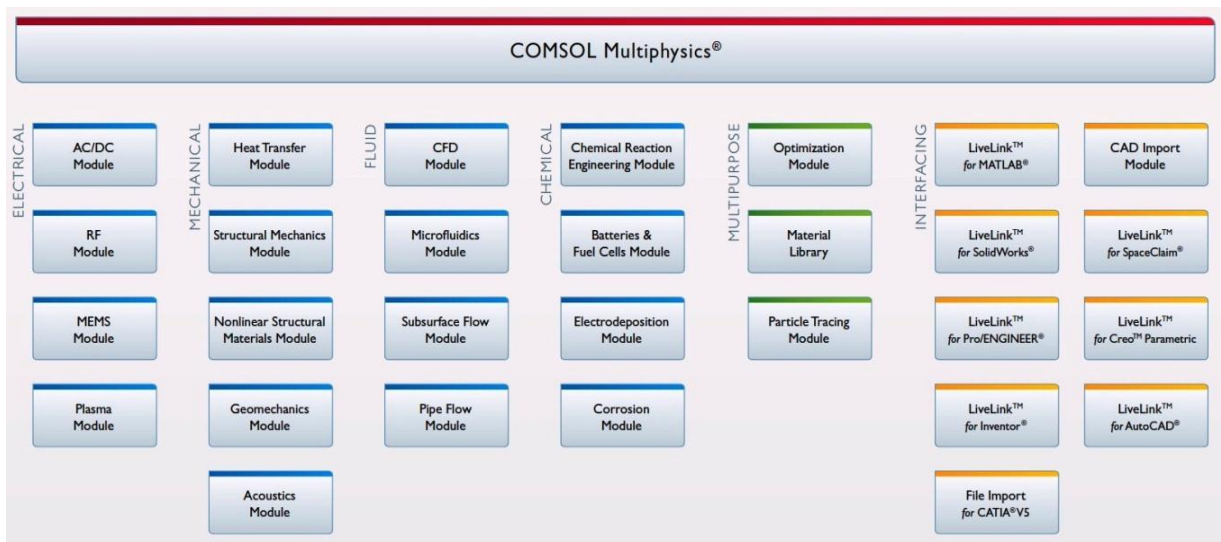


Figura 6-1: Físicas que aborda el Software.

Primero se procede a seleccionar las físicas que son acordes a las ecuaciones 5.4, 5.15 y 5.18, siendo estas: Transport of Diluted Species, Darcy's Law y Heat Transfer in Porous Media, luego se indica que se trabajará en estado estacionario, se determinan la geometría que tendrá la pila de lixiviación en la que se operará según los parámetros indicados en el capítulo 3.6, para finalmente ingresar los datos de las variables tanto para la solución lixivante como para el mineral.

7 RESULTADOS CON COMSOL MULTIPHYSICS

Una vez ingresado todos los parámetros del proyecto al software, se procede a ejecutarlo a las temperaturas de operación de la solución lixiviante, 7.4°C en invierno y 25°C en verano, para luego compararlo a los mismo dos intervalos de temperatura más extremos (-40°C y 40°C) del medio ambiente y variando a su vez las temperatura de la solución lixiviante desde 10, 20, 30 hasta 40°C, para un estado estacionario y haciendo el análisis a un módulo de riego de un piso de la pila de lixiviación.

7.1 A las temperaturas de operación del proyecto

7.1.1 Periodo invernal

En las figuras 7-1 y 7-2 se observa la recuperación de Cobre y el consumo de ácido para la extrema ambiental de -40°C y 7.4°C para la temperatura de la solución.

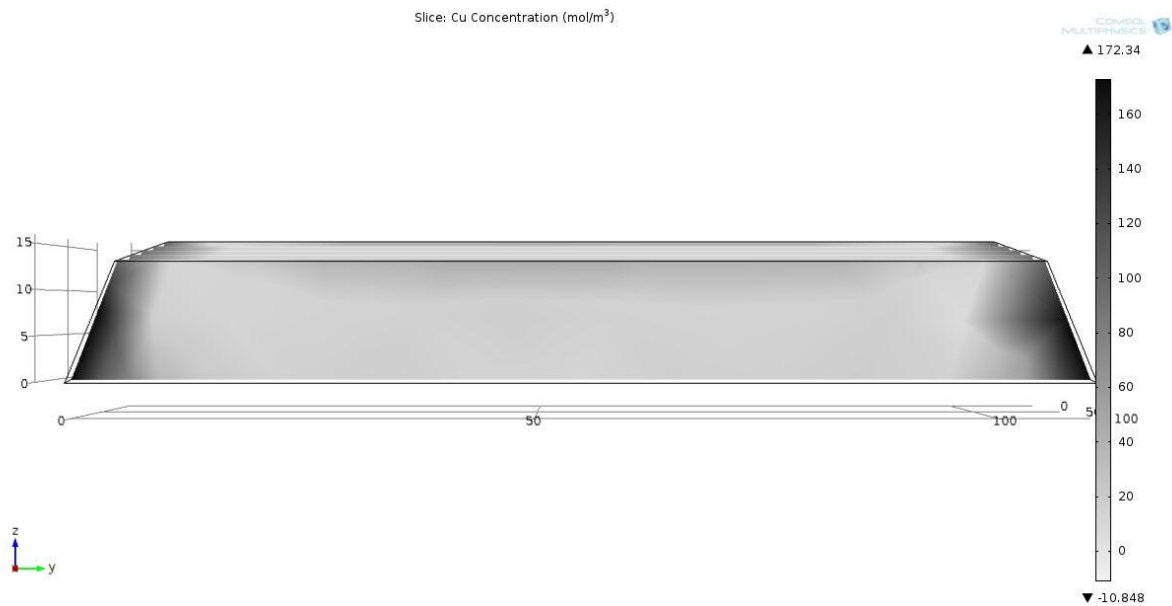


Figura 7-1: Recuperación de Cobre a temperatura de Operación en periodo invernal.

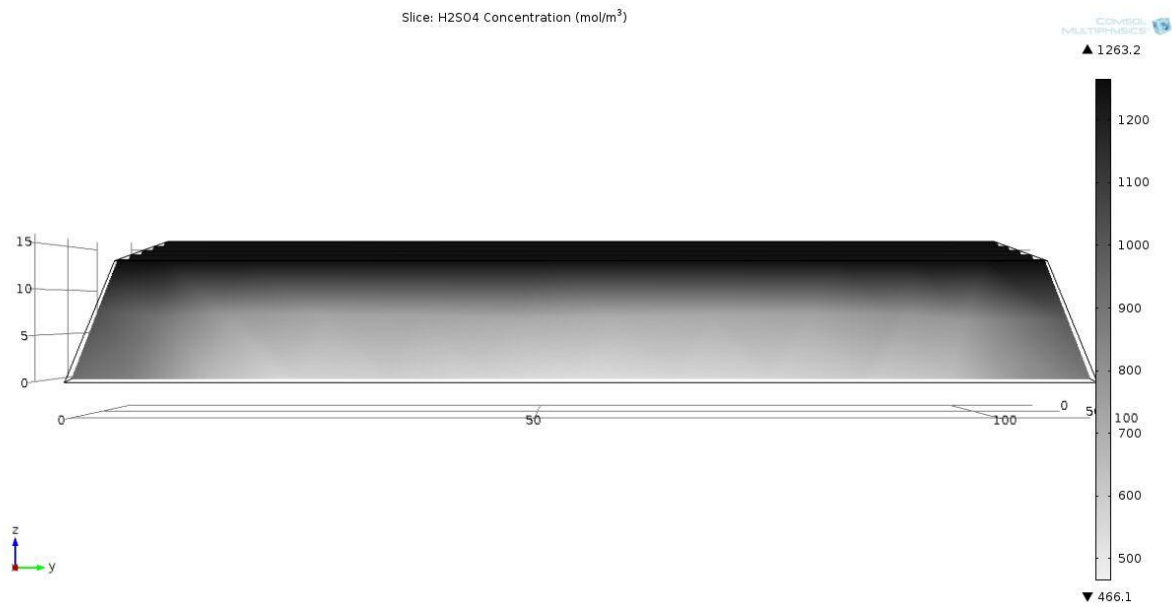


Figura 7-2: Consumo de Ácido a temperatura de Operación en periodo invernal

7.1.2 Periodo Estival

En las figuras 7-3 y 7-4 se observa la recuperación de Cobre y el consumo de ácido para la extrema ambiental de 40°C y 25°C para la temperatura de la solución.

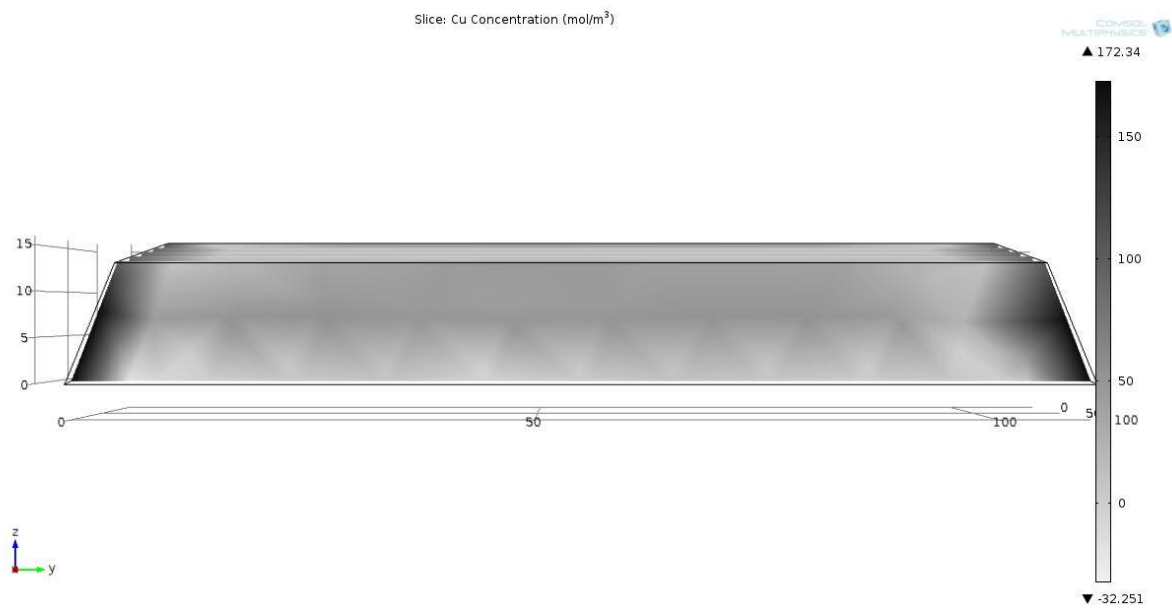


Figura 7-3: Recuperación de Cobre a temperatura de Operación en periodo estival

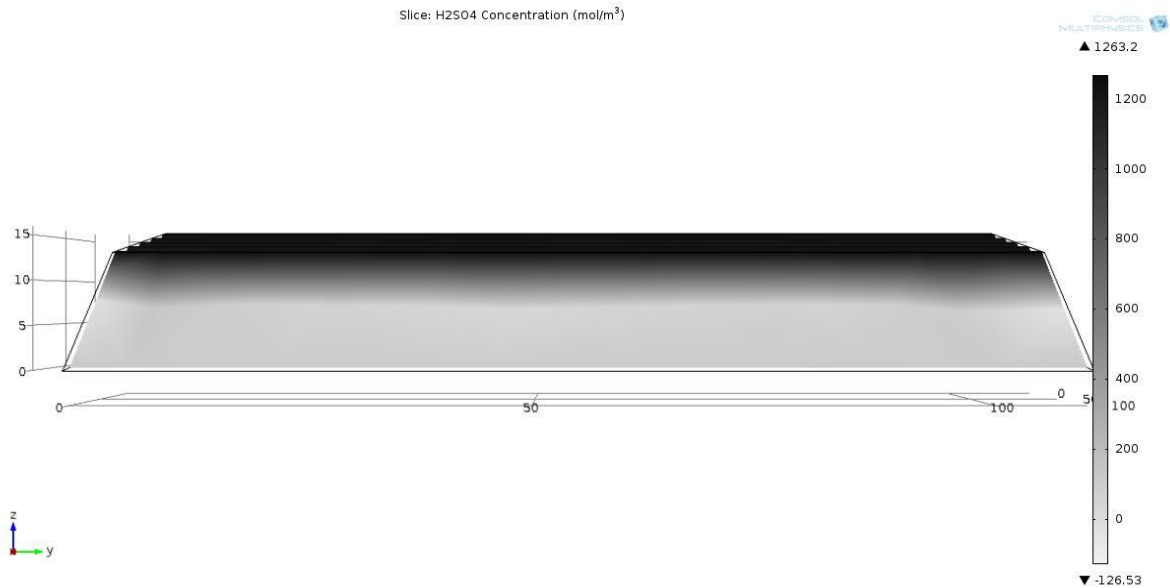


Figura 7-4: Consumo Acido a temperatura de Operación en periodo estival

7.2 Diferentes temperaturas de solución para periodo invernal

Para obtener los resultados en el periodo invernal se contempló una temperatura extrema fija para el ambiente de -40°C .

7.2.1 Recuperación de Cobre

En las figuras 7-5, 7-6, 7-7 y 7-8 se observa la recuperación de Cobre para las cuatro diferentes temperaturas de la solución.

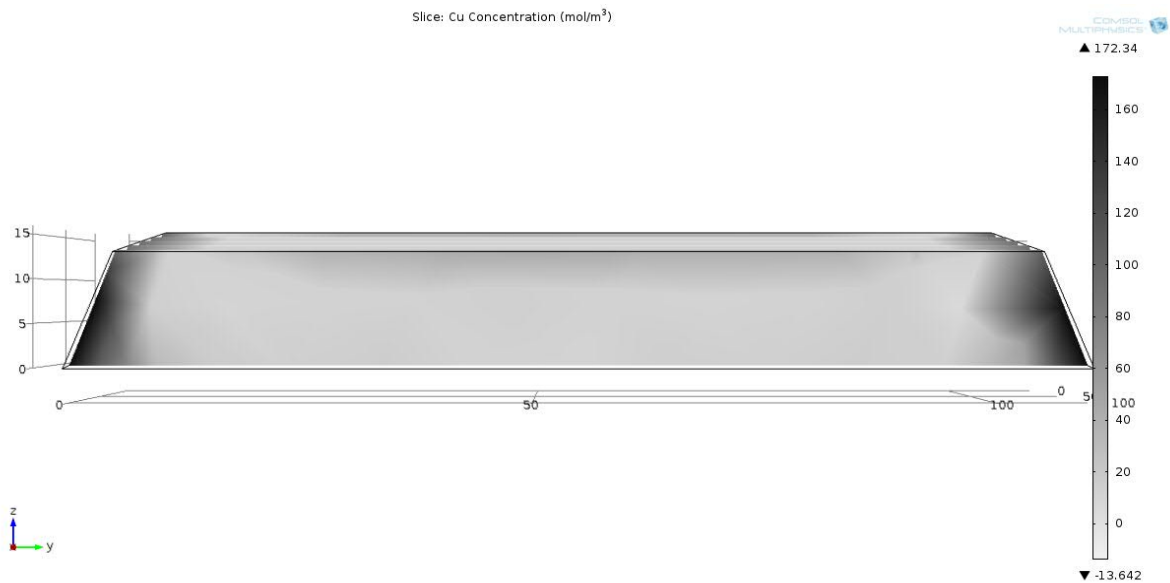


Figura 7-5: Recuperación de Cobre a 10°C de solución en periodo invernal.

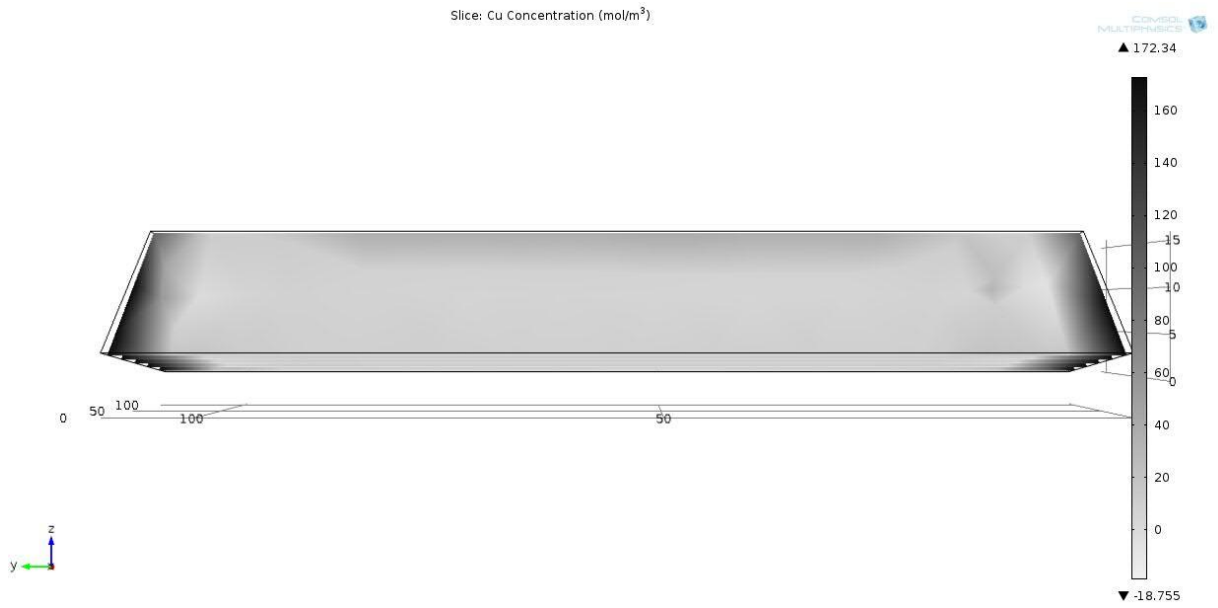


Figura 7-6: Recuperación de Cobre a 20°C de solución en periodo invernal.

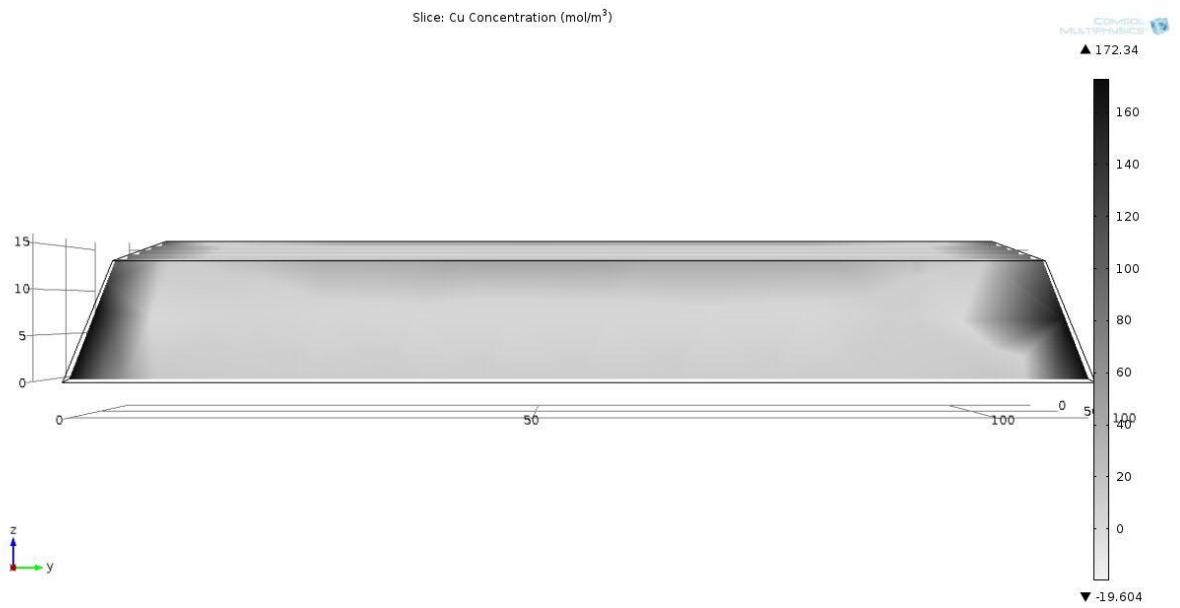


Figura 7-7: Recuperación de Cobre a 30°C de solución en periodo invernal.

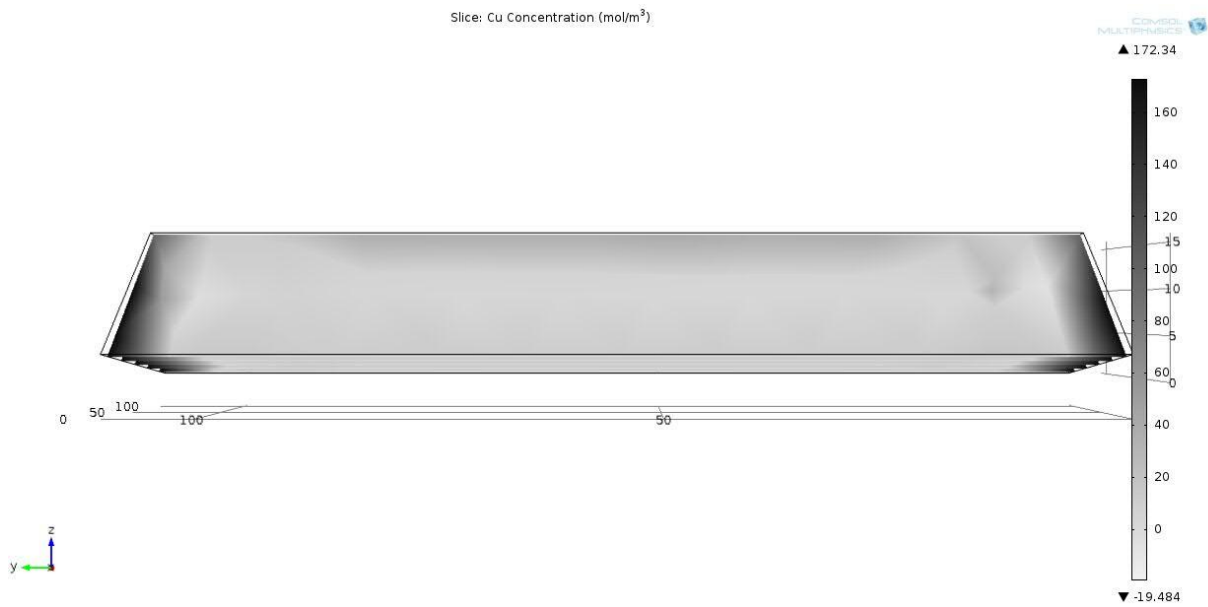


Figura 7-8: Recuperación de Cobre a 40°C de solución en periodo invernal.

7.2.2 Consumo de Ácido

En las figuras 7-9, 7-10, 7-11 y 7-12 se observa el consumo de Ácido para las cuatro diferentes temperaturas de la solución.



Figura 7-9: Consumo de Ácido a 10°C de solución en periodo invernal.

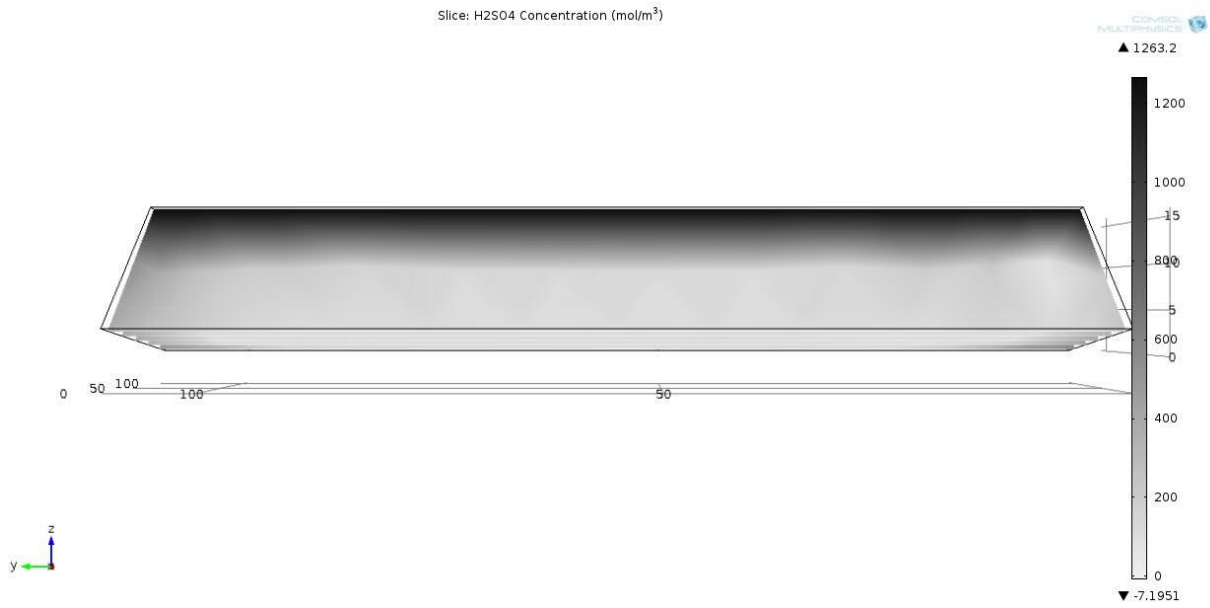


Figura 7-10: Consumo de Ácido a 20°C de solución en periodo invernal.

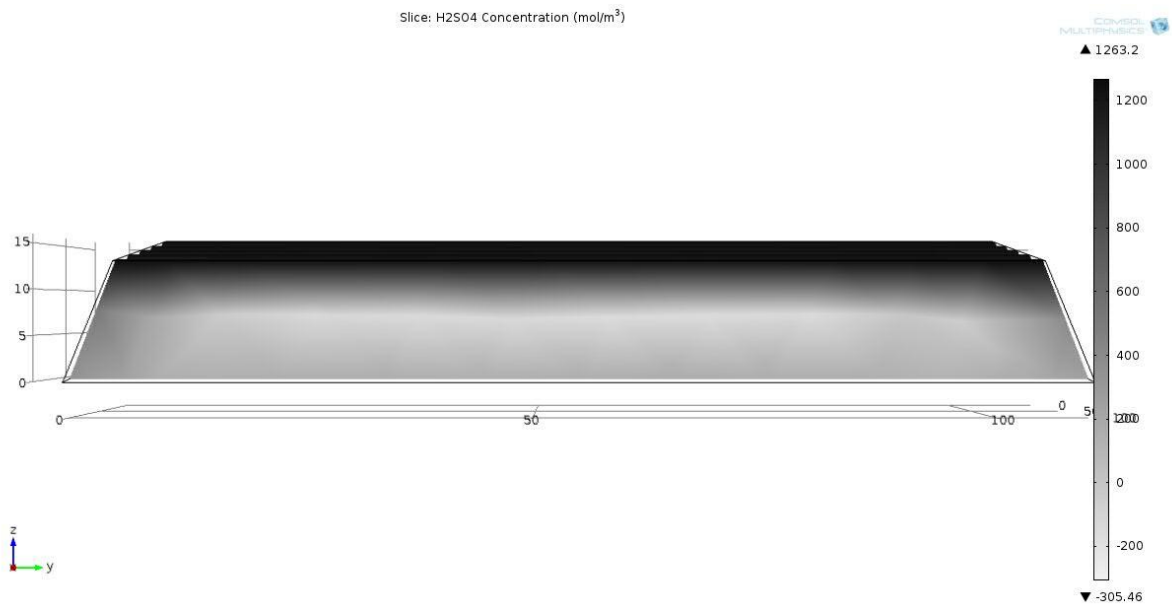


Figura 7-11: Consumo de Ácido a 30°C de solución en periodo invernal.



Figura 7-12: Consumo de Ácido a 40°C de solución en periodo invernal.

7.3 Diferentes temperaturas de solución para periodo estival

Para obtener los resultados en el periodo estival se contempló una temperatura extrema fija para el ambiente de 40°C.

7.3.1 Recuperación de Cobre

En las figuras 7-13, 7-14, 7-15 y 7-16 se observa la recuperación de Cobre para las cuatro diferentes temperaturas de la solución.

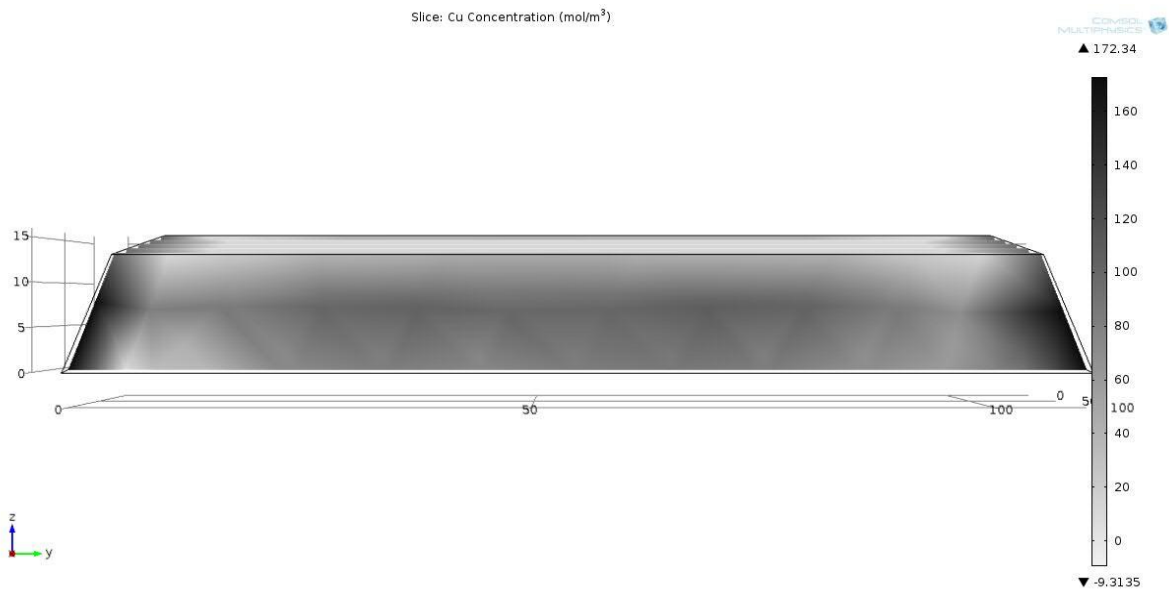


Figura 7-13: Recuperación de Cobre a 10°C de solución en periodo estival.

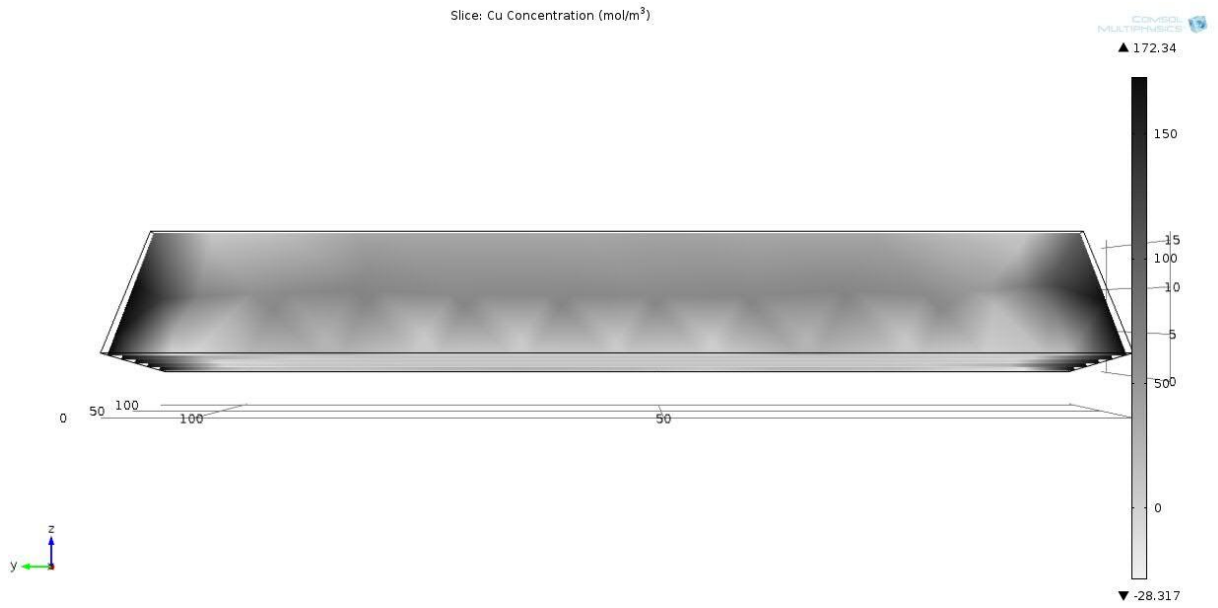


Figura 7-14: Recuperación de Cobre a 20°C de solución en periodo estival.

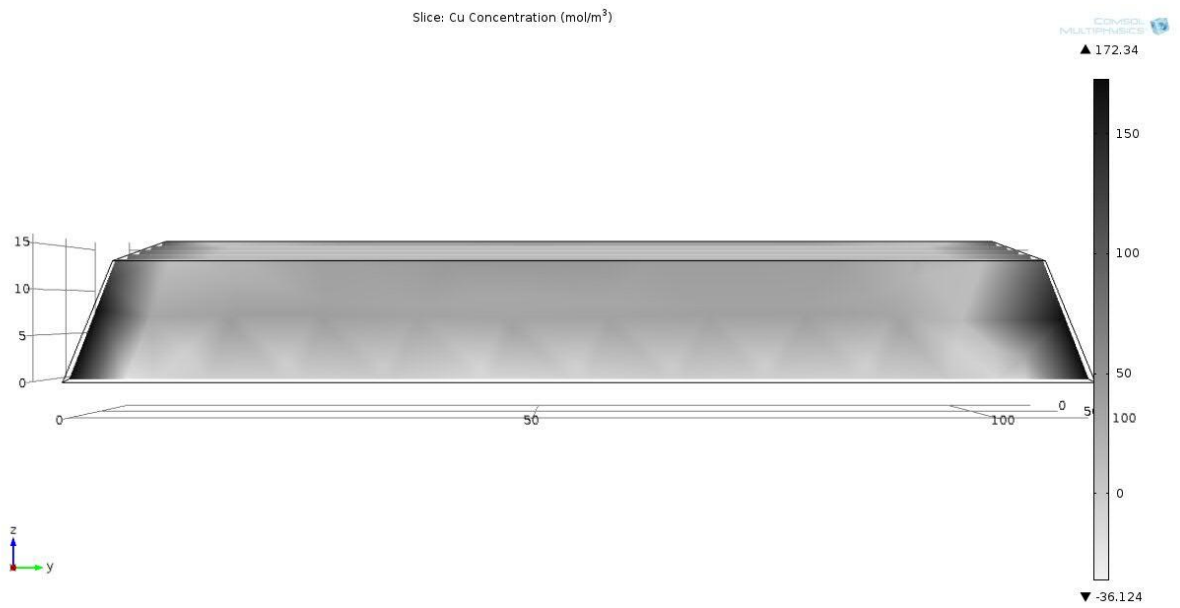


Figura 7-15: Recuperación de Cobre a 30°C de solución en periodo estival.

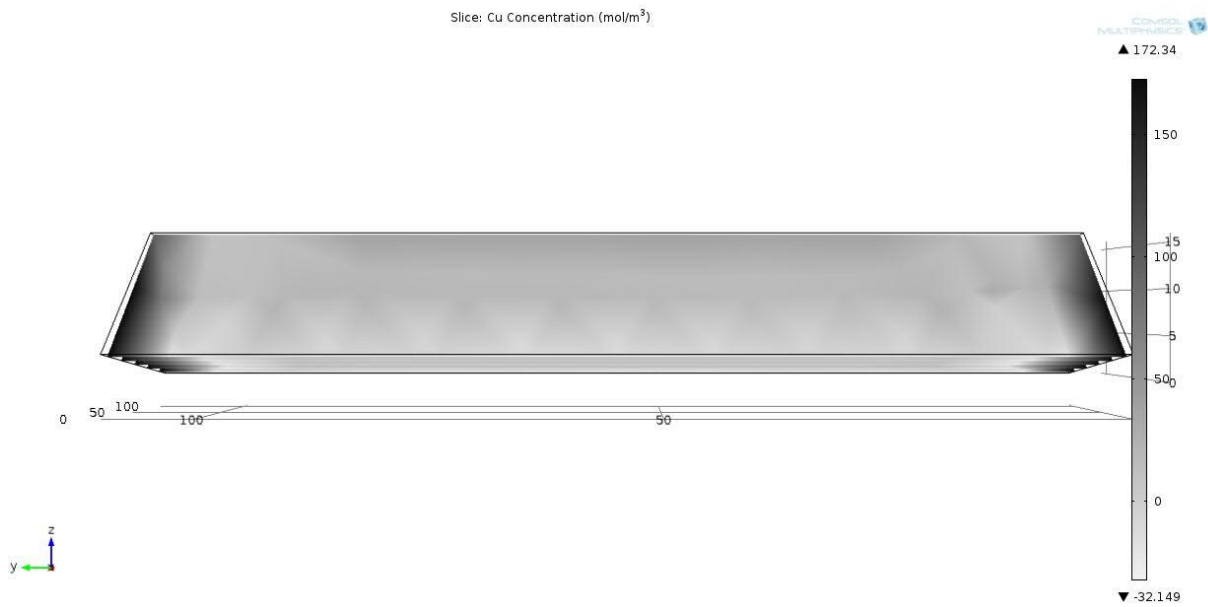


Figura 7-16: Recuperación de Cobre a 40°C de solución en periodo estival.

7.3.2 Consumo de Ácido

En las figuras 7-17, 7-18, 7-19 y 7-20 se observa el consumo de Ácido para las cuatro diferentes temperaturas de la solución.

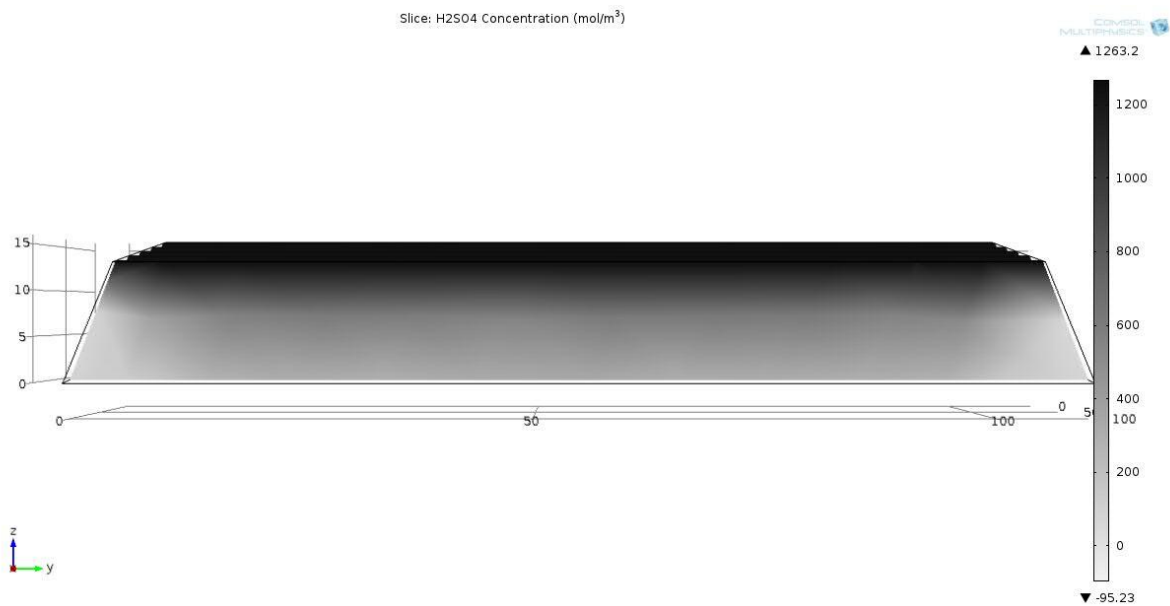


Figura 7-17: Consumo de Ácido a 10°C de solución en periodo estival.

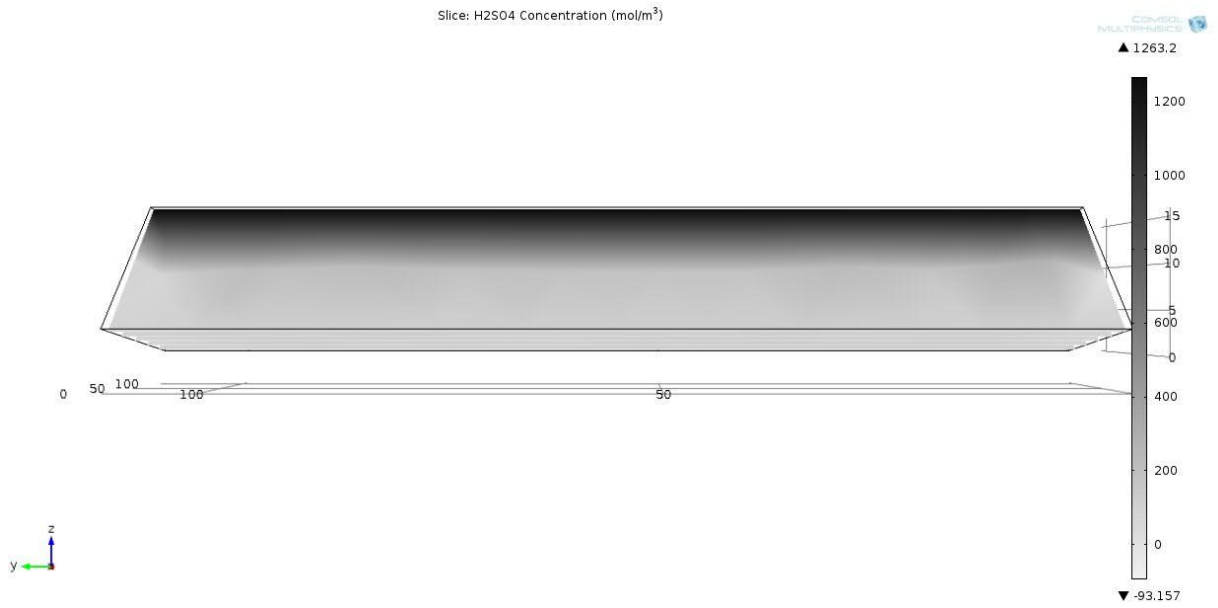


Figura 7-18: Consumo de Ácido a 20°C de solución en periodo estival.

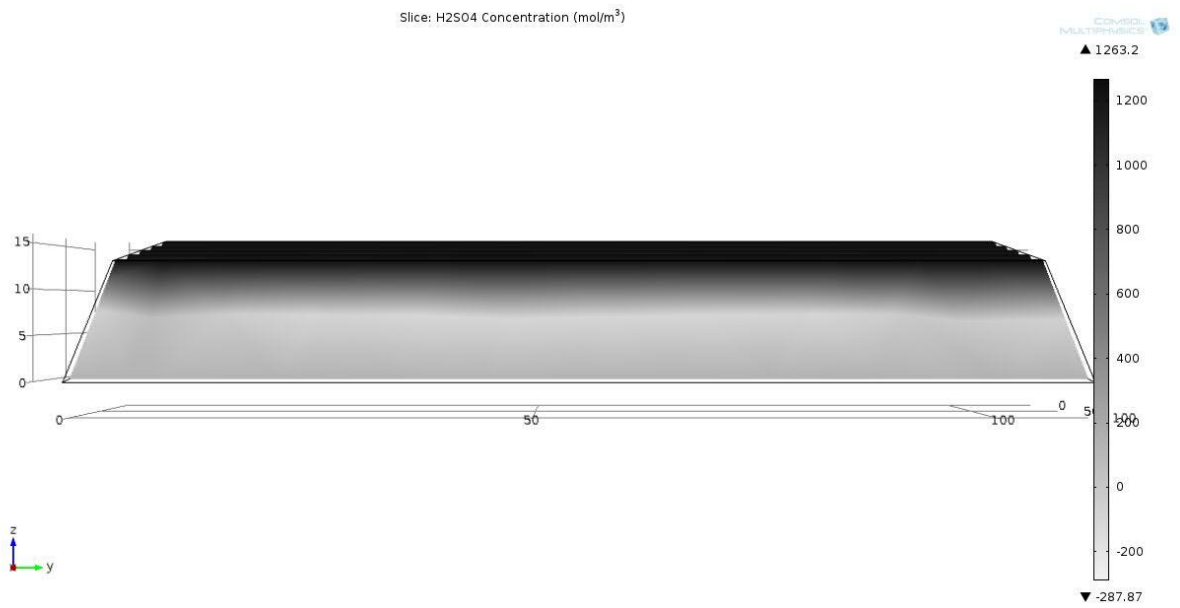


Figura 7-19: Consumo de Ácido a 30°C de solución en periodo estival.

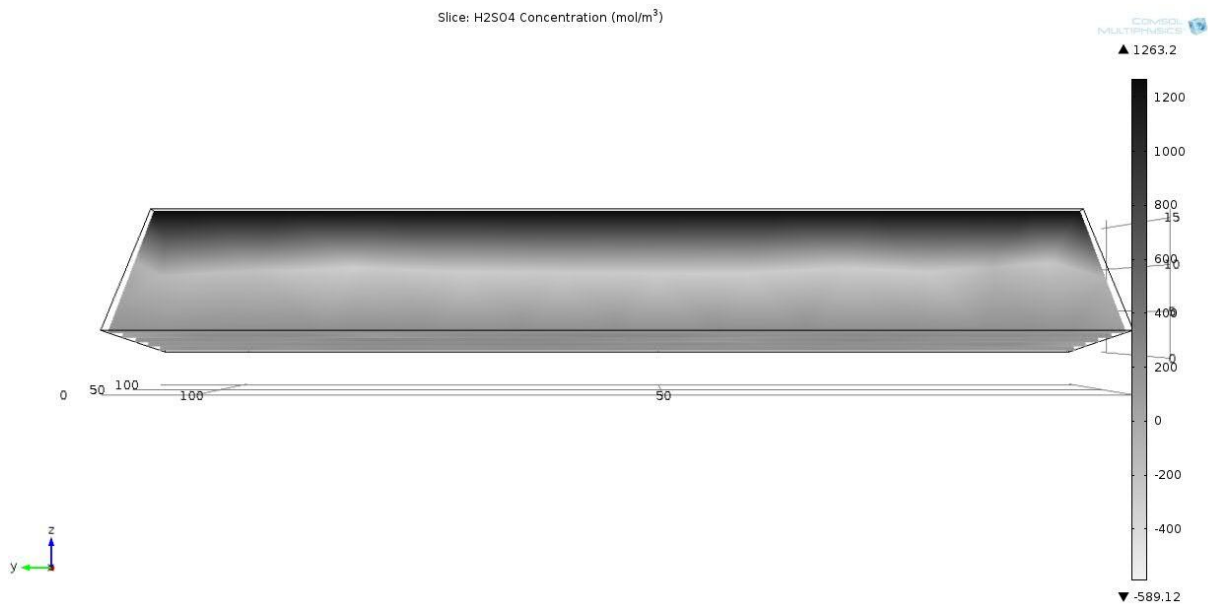


Figura 7-20: Consumo de Ácido a 40°C de solución en periodo estival.

7.4 Resumen y análisis de resultados

7.4.1 Recuperación de Cobre para periodo invernal y estival

En el gráfico 7-1 se observa la influencia que tiene el efecto de la temperatura de la solución lixiviante en la recuperación de cobre para las diferentes extremas de temperatura ambiental.

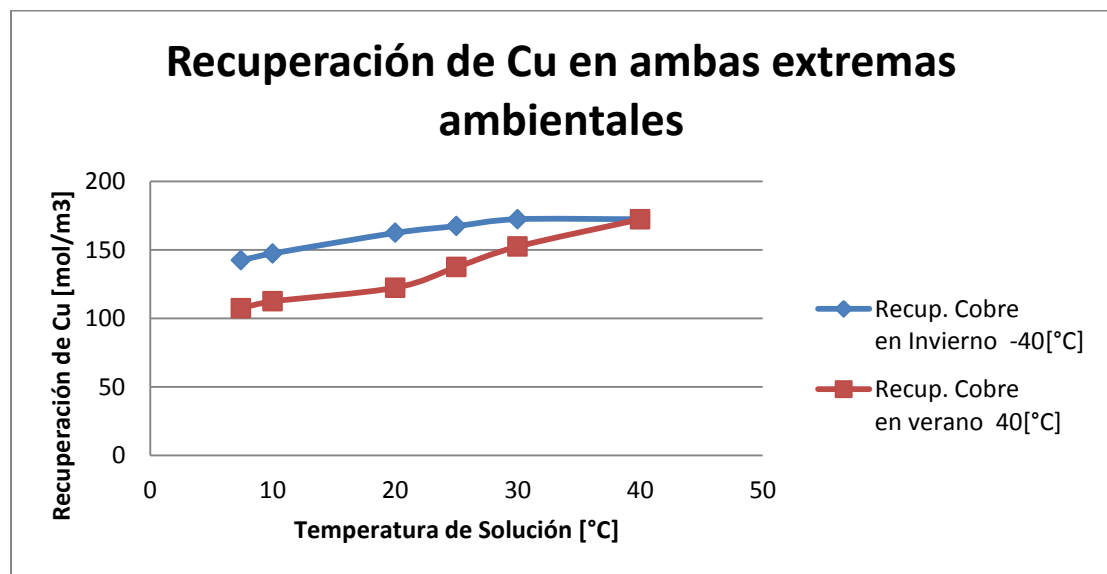


Gráfico 7-1: Recuperación de Cobre para ambas extremas ambientales y a diferentes temperaturas de solución.

De los resultados obtenidos con el software Comsol Multiphysics 4.3, en todas las figuras donde se muestra la recuperación de cobre tanto para periodo invernal como estival, se puede ver que en el contorno de todo el módulo existe mayor concentración de cobre, el cual no es recuperado y eso se debe, a que por los extremos no pasa solución lixiviante producto de la inclinación que tiene el módulo y porque la solución sigue un movimiento gravitacional.

De igual manera se puede apreciar en la gráfica 7-1 que en invierno a temperaturas de 10°C, 20°C, 25°C y 30°C de solución, existe mayor recuperación de cobre que en verano.

7.4.2 Consumo de Ácido para periodo invernal y estival

En el gráfico 7-2 se observa la influencia que tiene el efecto de la temperatura de la solución lixiviante en el consumo de ácido para las diferentes extremas de temperatura ambiental.

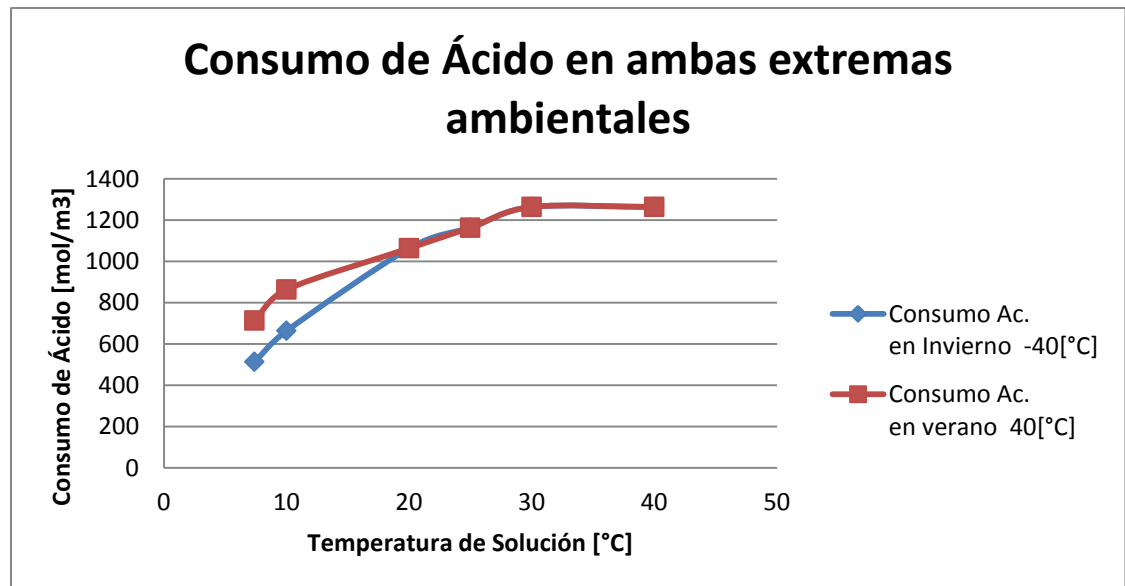


Gráfico 7-2: Consumo de Ácido para ambas extremas ambientales y a diferentes temperaturas de solución.

Desde gráfica 7-2 se observa que el consumo de ácido es menor en invierno sólo para las temperaturas mínimas (7.4 y 10°C), ya que después, para temperaturas superiores su consumo tanto en periodo invernal como estival es el mismo.

Cabe destacar, que al igual que el cobre que no es recuperado por todo el borde de la pila de lixiviación, para periodo invernal si pasara solución lixiviante por el contorno del módulo,

ésta se congelaría debido a la baja temperatura que presenta el medio ambiente en esta época, la cual penetra por convección a través del viento por los espacios entre cada trozo de mineral, pero como el mineral posee baja conductividad se produce un manto térmico que funciona como aislación para el interior del módulo, provocando que la solución en su interior no se congele. Ejemplos de dicho manto se puede observar en el anexo 3, donde se muestra el perfil térmico y contorno de temperatura que presenta el módulo para las diferentes temperaturas en periodo invernal.

8 ANÁLISIS ECÓNOMICO

De acuerdo a los resultados, como se observa que existe una diferencia en la recuperación de cobre y en el consumo de ácido con las variaciones en la temperatura de la solución lixivante, se procede a analizar cuál es la temperatura de solución donde se obtiene mayor recuperación de cobre y menos consumo de ácido o, si es efectivo calentar previamente la solución lixivante antes de ser rociada sobre el mineral, lo que conllevaría un aumento en el costo de operación y considerar si éste es justificado.

Tabla 8-1: Parámetros para el análisis económico.

Parámetro	Unidad	Valor
Temperatura de operación solución Lixivante en Invierno	°C	7.4
Temperatura de operación solución Lixivante en Verano	°C	25
Área de flujo para un módulo de riego	m ²	12100
Altura del módulo	m	13
Flujo inicial en la superficie de la pila	m ³ /h	72.6
Tiempo de lixiviación nominal	d	110
Cp solución lixivante	J/Kg/°K	Variable con la T°
Densidad solución lixivante	Kg/m ³	1200
Valor kW/h según la CNE a Noviembre 2012	\$	45.199
Valor m ³ solución lixivante ^[12]	\$	677.52
Valor Kg Cu ^[11]	\$	3785.09
Valor US\$ a Diciembre 2012 ^[10]	\$	477.13

8.1 Periodo invernal

Tabla 8-2: Recuperación de Cobre v/s Consumo de acido con su respectivo costo para periodo invernal.

T _{sol.} [°C]	Recup. Cu [Kg/m ³]	% Recup. Cu	Recup. Cu total en el módulo [Kg]	MM\$ Cu	Consumo Ac. [Kg/m ³]	% Consumo de Ác.	Consumo Ac. Total en el Modulo [Kg]	\$ Acido	Ganancia MM\$	MM\$ para Calentar la solución	Ganancia calentando la solución MM\$
7.4	9.05	82.59%	1,424,009.22	5,390	9.24	40.63%	1453074.48	820,411	5,389	0	5,389
10	9.37	85.49%	1,474,030.62	5,579	11.94	52.50%	1877784.48	1,060,204	5,578	31	5,358
20	10.32	94.20%	1,624,094.82	6,147	19.14	84.17%	3010344.48	1,699,652	6,145	152	5,237
25	10.64	97.10%	1,674,116.22	6,336	20.94	92.08%	3293484.48	1,859,514	6,334	212	5,176
30	10.96	100.00%	1,724,137.62	6,526	22.74	100.00%	3576624.48	2,019,376	6,524	273	5,116
40	10.96	100.00%	1,724,137.62	6,526	22.74	100.00%	3576624.48	2,019,376	6,524	395	4,994

8.2 Periodo estival

Tabla 8-3: Recuperación de Cobre v/s Consumo de acido con su respectivo costo para periodo estival.

T _{sol.} [°C]	Recup. Cu [Kg/m ³]	% Recup. Cu	Recup. Cobre total en el módulo [Kg]	MM\$ Cu	Consumo Ac. [Kg/m ³]	% Consumo de Ác.	Consumo Ac. Total en el modulo [Kg]	\$ Acido	Ganancia MM\$	MM\$ para Enfriar / Calentar la solución	Ganancia calentando la solución MM\$
10	7.14	65.19%	1,123,880.82	4,253	15.54	68.33%	2444064.48	1,379,928	4,252	181	5,018
20	7.78	70.99%	1,223,923.62	4,632	19.14	84.17%	3010344.48	1,699,652	4,630	60	5,138
25	8.73	79.69%	1,373,987.82	5,200	20.94	92.08%	3293484.48	1,859,514	5,198	0	5,199
30	9.69	88.40%	1,524,052.02	5,768	22.74	100.00%	3576624.48	2,019,376	5,766	60	5,138
40	10.96	100.00%	1,724,137.62	6,526	22.74	100.00%	3576624.48	2,019,376	6,524	182	5,017

De acuerdo a las tablas 8-2 y 8-3, se desarrollaron los gráficos 8-1 y 8-2 , donde se puede apreciar el beneficio económico que se obtiene de la relación entre Recuperación de Cobre versus el Consumo de Acido, cuando es calentada o enfriada la solución desde las respectivas temperaturas de solución para cada periodo.

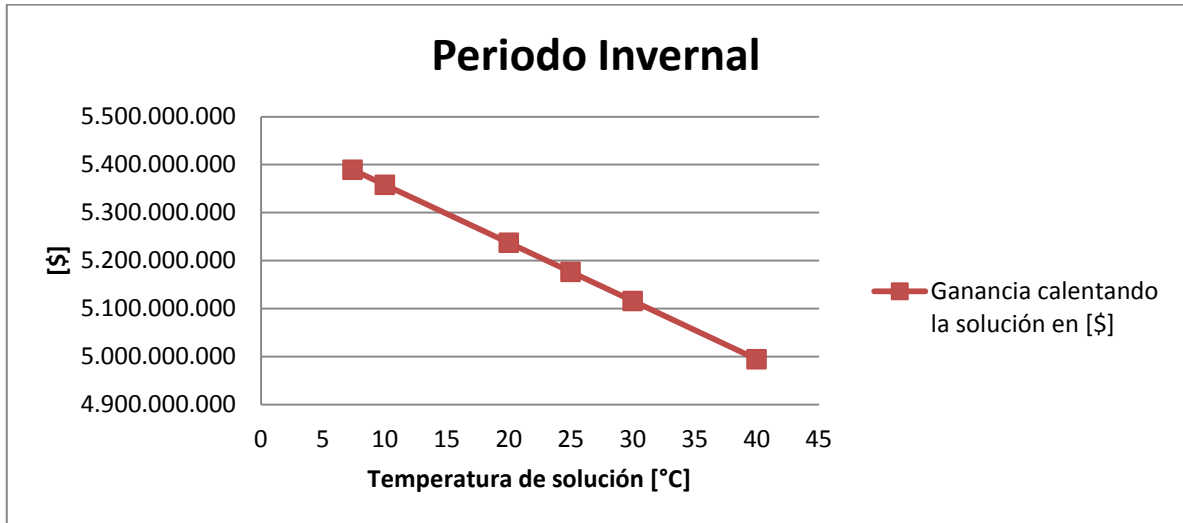


Gráfico 8-1: Ganancia a temperatura de operación invernal v/s ganancia al calentar la solución.

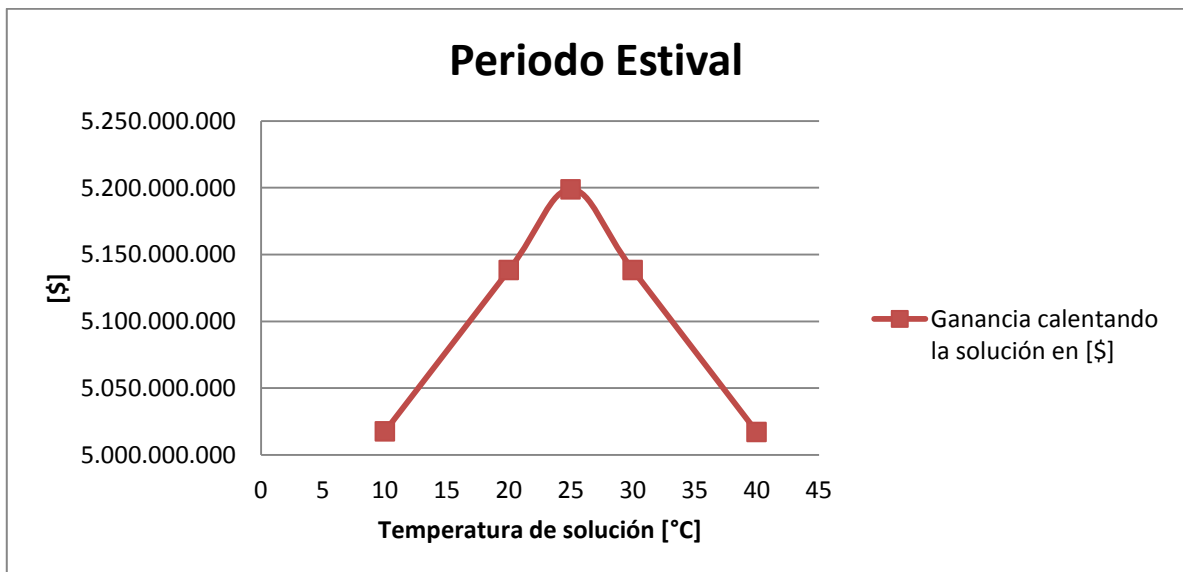


Gráfico 8-2: Ganancia a temperatura de operación estival v/s ganancia al enfriar/calentar la solución.

9 CONCLUSIONES

Este proyecto ha permitido predecir el comportamiento operacional que conlleva el instalar una pila de lixiviación de mineral de cobre ubicada en la provincia de Ayagoz, Asia, siendo la mayor preocupación la alta oscilación térmica del ambiente en el cual se encuentra inmerso el proyecto.

El previo análisis de los parámetros que influían en el modelamiento térmico, ayudo a poder establecer cuales serian las variables que afectan en gran manera el proceso, destacándose que el hecho de que la conductividad térmica del mineral a tratar sea tan baja ($0.946[\text{kcal/hr}\cdot\text{m}\cdot^{\circ}\text{C}]$), permite el correcto funcionamiento de la pila de lixiviación, evitando que la solución acidulada se congele, ya que actúa como un ente aislante por todo el contorno de la pila (véase anexo 3), impidiendo el tener que incorporar al proceso un manto plástico que cubra todo la pila, más conocido como Termofilm, ayudando a disminuir los costos de operación.

La utilización del software Comsol Multiphysics 4.3 ha permitido simular aceptablemente el comportamiento de la pila, ya que entrega resultados que son esperados para cualquier proceso de lixiviación, aunque por supuesto no hay que ignorar que como todo software posee un margen de error.

En cuanto a los resultados obtenido, se puede apreciar en la gráfica 7-1 que en invierno a temperaturas de 10°C , 20°C , 25°C y 30°C de solución, existe mayor recuperación de cobre que en verano.

Desde la gráfica 7-2 se observa que el consumo de ácido es menor en invierno sólo para las temperaturas mínimas (7.4°C y 10°C), ya que después, para temperaturas superiores su consumo tanto en periodo invernal como estival es el mismo, infiriéndose que como se estaría operando a muy bajas temperaturas de solución y a eso sumarle que la temperatura ambiental es baja, afecta en la disolución del mineral ya que la velocidad de reacción se vería disminuida.

De la tabla 8-2, se puede obtener el porcentaje de ganancia que se logra calentando la solución en comparación con su temperatura de operación en periodo invernal (7.4°C), datos que son posibles de observar en la tabla 9-1, recomendándose no calentar la solución

lixivante ya que se producen pérdidas económicas, debido a que es demasiada la energía necesaria para calentar la solución y la recuperación de cobre no es compensable. A menos que ante una alta demanda de cobre en una situación dada, se podría llegar a calentar hasta los 10°C ya que es mínimo el porcentaje de pérdida (1%) y por oferta-demanda se podrían aumentar los valores de venta del cobre, cubriéndose fácilmente el porcentaje de pérdida.

Tabla 9-1: Porcentaje de ganancia calentando la solución lixivante en invierno.

T [°C]	%
7.4	0
10	-1
20	-3
25	-4
30	-5
40	-7

A diferencia del periodo invernal, en verano se observa que existen pérdidas económicas si se pensara en calentar o enfriar la solución desde su temperatura de operación (25°C), siendo éstas desde el orden del 1% a 3% (véase tabla 9-2). No obstante, al igual que en periodo invernal, ante una alta demanda de cobre, sería posible calentar la solución lixivante hasta los 30°C o enfriar la solución hasta los 20°C ya que el porcentaje de pérdida es del 1%.

Tabla 9-2: Porcentaje de ganancia enfriando/calentando la solución lixivante en verano.

T [°C]	%
10	-3
20	-1
25	0
30	-1
40	-3

Como sugerencia, sería interesante ver la posibilidad de integrar un sistema para calentar o enfriar la solución lixivante (dependiendo de la estación en la cual se encuentre), que sea operado con energías renovables, como por ejemplo aprovechando la velocidad de los

vientos (ver tabla 4-9), la inclinación de los rayos solares, entre otras posibilidades que se podrían encontrar en la región de operación.

Otro punto a sugerir, sería recomendable enterrar el sistema de riego a una profundidad mínima de 0.5 [m], para evitar que la solución lixiviante se congele, ayudando además a proteger las cañerías ante los cambios bruscos de temperatura en las diferentes estaciones del año, prolongando la vida útil de éstas.

En conclusión:

- ✓ La baja conductividad del mineral ayuda a que el proceso sea factible y que no se congele la solución para realizar la lixiviación.
- ✓ No calentar a más de 10°C la solución lixiviante en periodo invernal, sino se producen pérdidas económicas.
- ✓ En periodo de verano, es posible calentar o enfriar la solución lixiviante en un intervalo de $\pm 5^{\circ}\text{C}$, desde su temperatura de operación, para que el proyecto no vea disminuidas en un gran porcentaje sus ganancias.

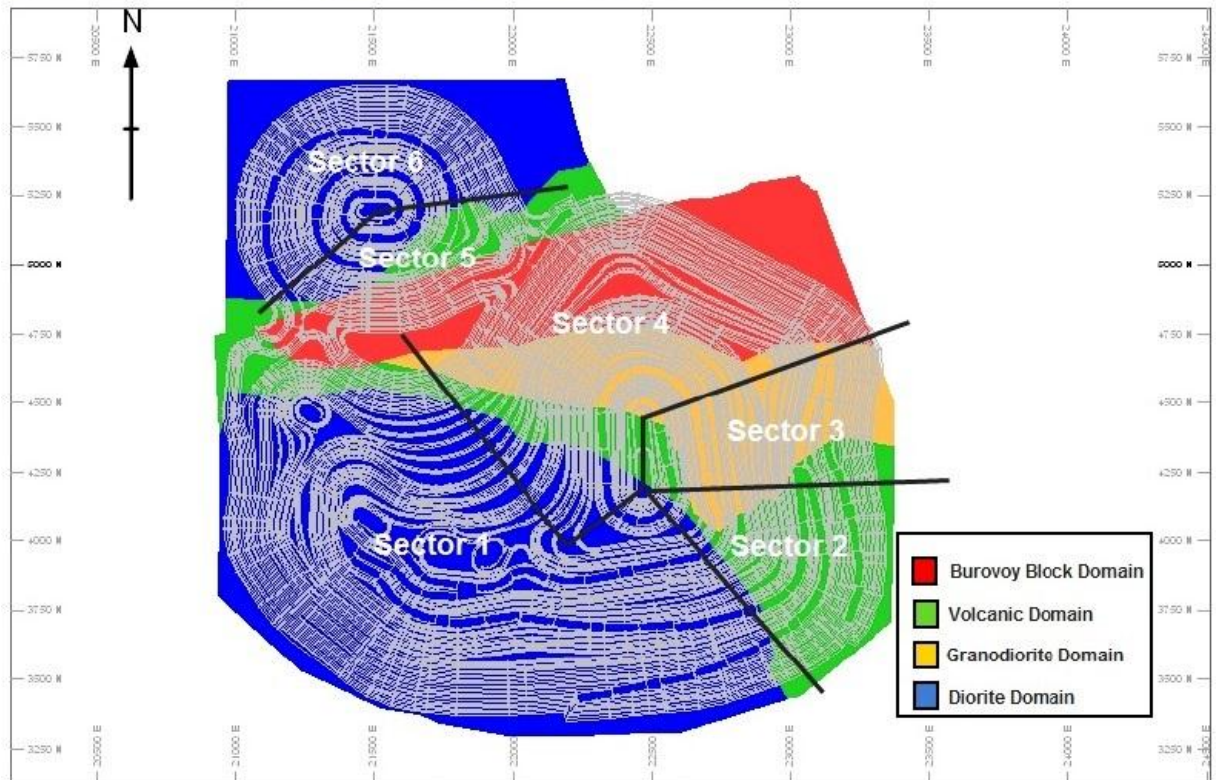
10 BIBLIOGRAFÍA

- [1] *Proceso Productivo*. Consultado el 20/04/2012 en <https://www.codelcoeduca.cl/proceso/exploracion/exploracion.asp>.
- [2] Domic, Esteban. "*Hidrometalurgia, Fundamentos, Procesos Y Aplicaciones*".
- [3] Bernd, Schulz. Departamento Ingeniería Metalúrgica USACH, Cap. 14.
- [4] *Online Language Dictionaries*. Consultado el 20/04/2012 en <http://www.wordreference.com/definicion/p%C3%A1gina>.
- [5] *Empresa Minera Kazakhmys*. Consultado el 03/05/2012 en <http://www.kazakhmys.com/>.
- [6] *Convertidor de divisa*. Consultado el 04/05/2012 en http://es.coinmill.com/KZT_calculator.html#KZT=1.
- [7] Programa de Magister en Ciencias de la ingeniería. "*Hidrometalurgia*". Capítulo 1 y 2. Facultad de Ingeniería Universidad de Antofagasta.
- [8] Benavente, O. *Hidrometalurgia I, Universidad Católica del Norte*. Consultado el 24/07/2012 en <http://es.scribd.com/doc/39872456/42/Agitacion-neumatica>.
- [9] Informes varios Proyecto Aktogay. Ausenco Chile Ltda.
- [10] Banco Central de Chile. "*Tipo de cambio: Dólar observado y acuerdo*". Consultado el 03/06/2013 en <http://si3.bcentral.cl/Siete/secure/cuadros/arboles.aspx>
- [11] Comisión Chilena de Cobre. "*Precio de los metales: Precio del Cobre (anual)*". Consultado el 03/06/2013 en <http://www.cochilco.cl/estadisticas/precio-metales.asp>
- [12] Superintendencia de Servicios Sanitarios. "*Tarifas vigentes*". consultado el 03/06/2013 en <http://www.siss.gob.cl/577/w3-propertyvalue-3512.html>
- [13] Byron, Stewart, Lightfoot. "*Transport Phenomena*". Department of Chemical Engineering University of Wisconsin. John Wiley & Sons. 1960.

Anexo1 – Informe de Pruebas Metalúrgicas (extracto)

KAZAKHMYS PROJECT LLC
Aktogay Feasibility Study - 2012

Figure 2.3 Six Design Sectors for Slope Configuration



Recursos Geológicos y Minerales

El depósito Aktogay está centrado en el macizo intrusivo Koldar, el cual está ubicado en la formación media baja del Keregetas carbonífero de rocas andesíticas a dacitas volcánicas y sedimentos tipo Molasse. La intrusión está situada en la parte Este de la cinta vulcano plutónica, la cual se extiende a lo largo del margen Norte del lago Balkhash y contiene diversos depósitos de cobre porfíricos incluyendo Kounrad y Sayak.

Basados en evidencia geológica y geofísicas, el macizo intrusivo es un lacolito compuesto predominantemente de dioritas y granodioritas, con la formación de Keregetas cubriendo los costados, particularmente el lado sureste. La parte expuesta de la intrusión va desde Oeste a Este por 17 km y cubre un área de 75 m².

Los datos geofísicos indican que el lacolito se extiende sobre un área de 216 km², a una profundidad de 1 a 2 km por debajo de su parte expuesta apical y su canal de alimentación principal, que se encuentra al NW del depósito, y se extiende hasta una profundidad de por lo menos 4.7 km. La profundidad de la disección según diversas estimaciones es de 500 a 800 m.

El óxido de Aktogay se compone de diversas rocas volcánicas e intrusivas con películas, con incrustaciones y acumulaciones botroidales de crisocola, malaquita, brochantita y otros minerales de cobre secundario a lo largo de las fisuras y huecos, que cubre un área de 1.77 Km², con un espesor medio de 27 m con un rango de 11,5 a 50 m.

Los recursos involucrados por especie son los siguientes :

Host Rock Domain	Cut Off Grade (% Cu)	Tonnage ('000)	Cu (%)	Proportion (%)
Volcanite	0.2	43,400	0.34	35
Diorite	0.2	60,500	0.38	49
Granodiorite	0.2	18,000	0.35	15
Other (breccias, fault rocks)	0.2	1,300	0.42	1
Total		123,200	0.36	100

Anexo2 – Balance Térmico Aktogay (extracto)

KAZAKHMYS
AKTOGAY OXIDE DUMP PROJECT

D-ENG-B-02100-02018-001

Las condiciones de diseño se pueden apreciar en la Tabla 2-6:

Tabla 2-6: Condiciones de Diseño.

Parameter	Description	Value	Unit
T_s	Temperatura Ambiente Invierno	-41.1	°C
T_s	Temperatura Ambiente Verano	42.4	°C
k_s	Coficiente de conductividad térmica Mineral	1.1	W/m°K
D_f	Diámetro Interno Cañería	774	mm
D_c	Diámetro Externo Cañería	900	mm
k_c	Coficiente de conductividad térmica Cañería	0.4	W/m°K
T_f	Temperatura Fluido	18	°C
	% de llenado de la cañería	47.69	%
v_f	Velocidad del Fluido	2.67	m/s
Q_f	Caudal Fluido	0.599	m ³ /s
ρ_f	Densidad Fluido	1200	kg/m ³
C_{p_f}	Calor específico fluido	4.18	J/kg°C
L	Longitud de la cañería	220	m

Anexo3 – Perfil Térmico del módulo en invierno

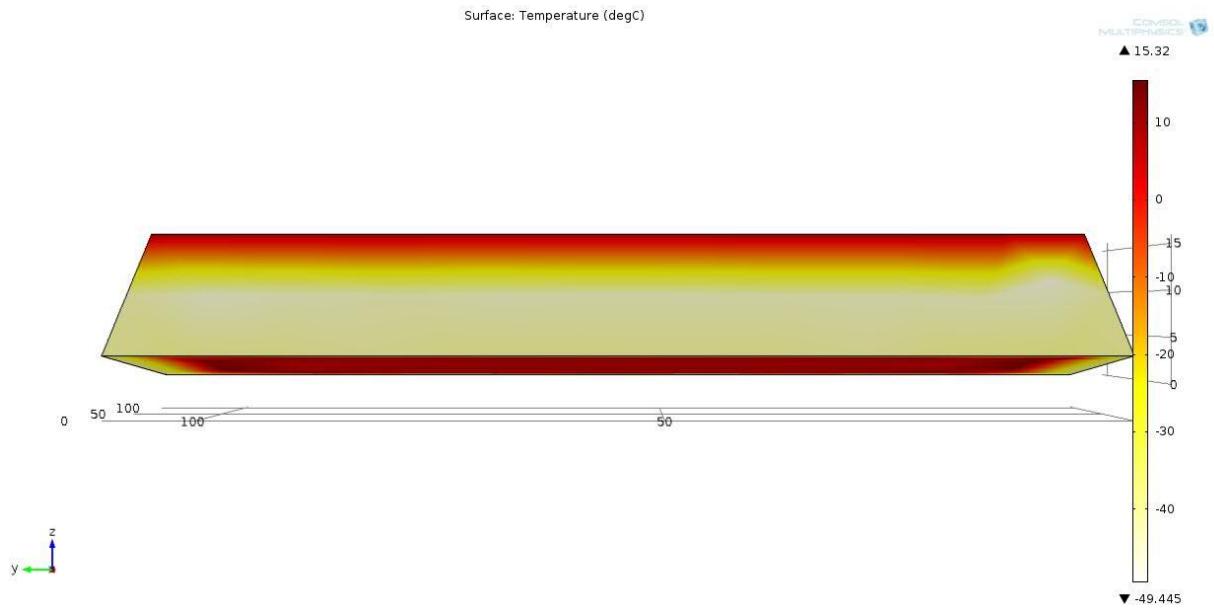


Figura 10-1: Perfil térmico del módulo a temperatura de operación en periodo invernal.

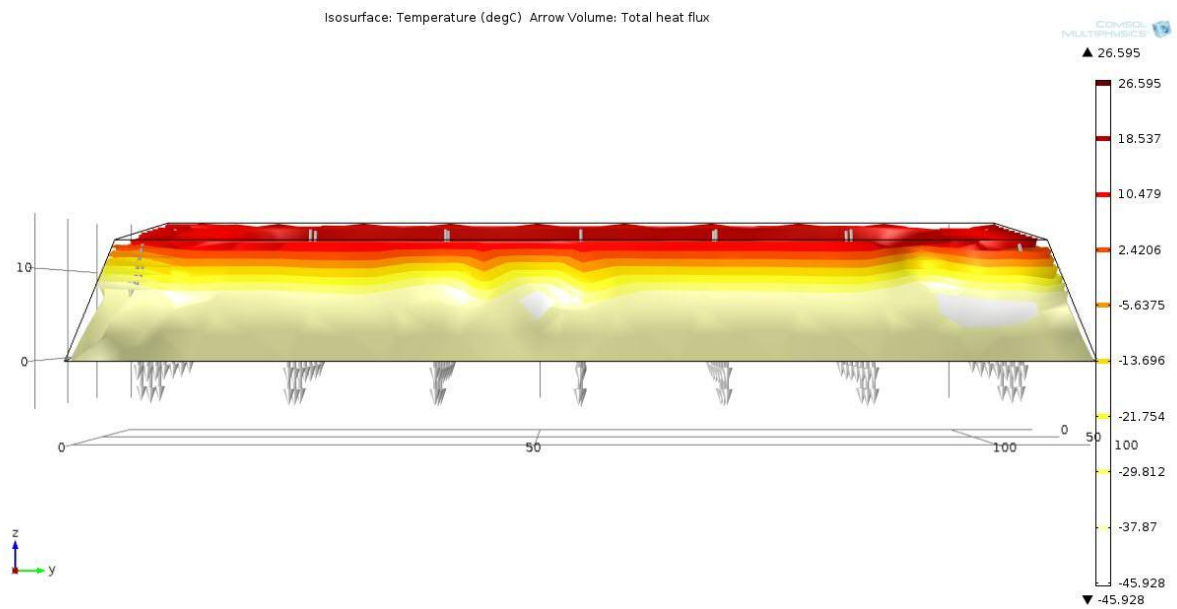


Figura 10-2: Contorno térmico del módulo a 10°C en periodo invernal.

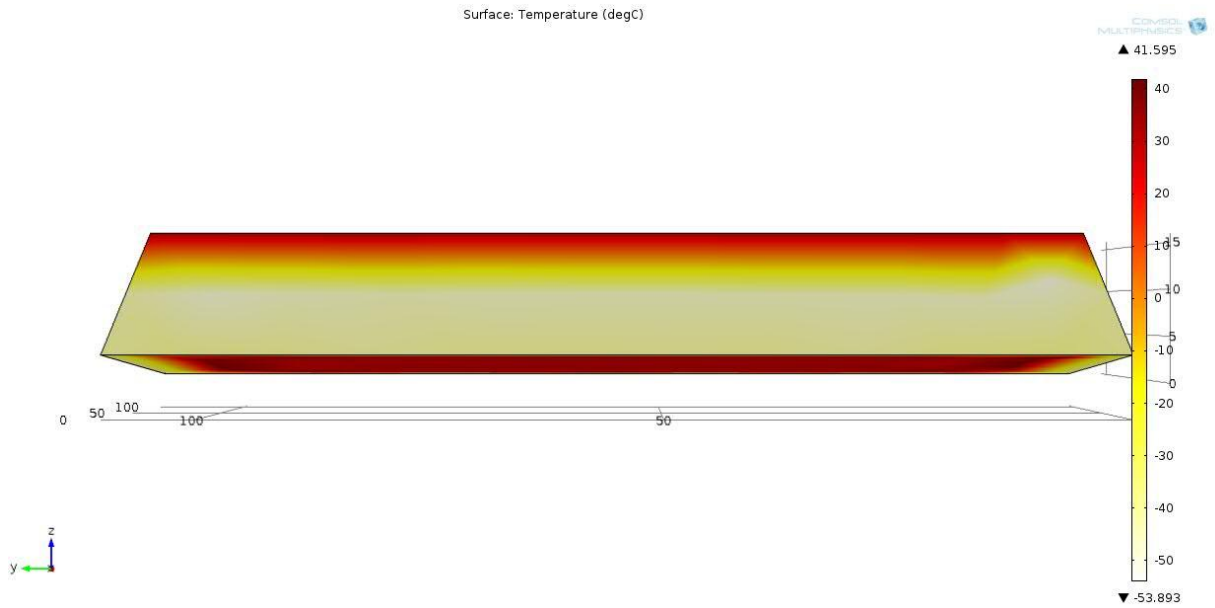


Figura 10-3: Perfil térmico del módulo a 30°C en periodo invernal.

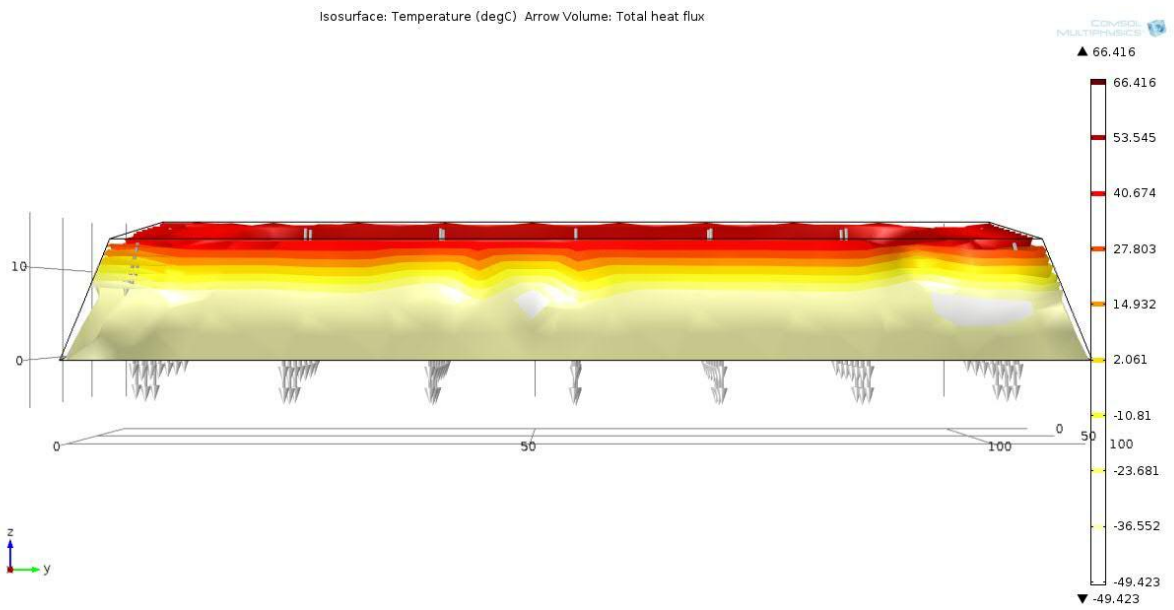


Figura 10-4: Contorno térmico del módulo a 40°C en periodo invernal.