

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**EVALUACIÓN DE VARIABLES EN EL PROCESO
DE LIXIVIACIÓN DE COBRE EN PILAS PARA
MEJORAR SU EXTRACCIÓN - CUAJONE**

TESIS

Presentada por:

Bach. Edison Kevin Zanabria Quispe

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA – PERÚ

2021

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

EVALUACIÓN DE VARIABLES EN EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE COBRE EN PILAS PARA MEJORAR SU EXTRACCIÓN – CUAJONE

TESIS

Tesis sustentada el 25 de octubre de dos mil diecinueve por el Bachiller Edison Kevin Zanabria Quispe, siendo el jurado calificador integrado por:

PRESIDENTE


.....
Dr. Alberto Sabino Pacheco Pacheco

SECRETARIO


.....
Mgr. Raúl Del Pozo Tello

VOCAL


.....
Ing. Julián Nieto Quispe

ASESOR


.....
Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

Dedicatoria

Dedicado a mi familia, por el apoyo incondicional e inculcarme valores en mi formación profesional y logro de metas y aspiraciones.

A mi futura esposa Mariely, por su apoyo moral y comprensión que necesitaba para mi vida profesional y enfocarme en las metas que planeamos juntos.

A lo mejor de mi vida, mi hijo Mateo, quien con su llegada dio el motivo más grande que tengo, el prepararme para poder serle ayuda en su futuro.

Agradecimiento

En primer término, debo manifestar mi eterna gratitud a mis padres, que inspiraron en todo momento mi desarrollo académico.

Un agradecimiento muy especial a mi querida madre, que siempre ha estado a mi lado, sobre todo cuando más necesité de su apoyo, dándome todo el empuje, amor y comprensión que solo ella sabe entregar.

A la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann y a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales, por su gran contribución en mi formación profesional.

A todas las personas que fueron y son parte de este sueño, que por su apoyo constante conseguiré la determinación de lograr cada una de las metas propuestas en esta vida.

Contenido

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
CONTENIDO	v
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE FIGURAS	x
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN	1

Capítulo I

Planteamiento del Problema

1.1. Descripción del problema	2
1.1.1. Antecedentes del problema	2
1.1.2. Problemática de la investigación	3
1.2. Formulación del problema	3
1.2.1. Planteamiento del problema general	3
1.2.2. Planteamiento del problema específico	4
1.3. Justificación e importancia	4
1.4. Limitaciones de la investigación	4
1.5. Objetivos	4
1.5.1. Objetivo general	4

1.5.2. Objetivos específicos	5
1.6. Hipótesis	5
1.6.1. Hipótesis general	5
1.6.2. Hipótesis específicas	5

Capítulo II

Marco Teórico

2.1. Antecedentes del estudio	6
2.2. Bases teóricas	8
2.2.1. El cobre	8
2.2.2. Minerales de cobre	8
2.2.3. Concepto de hidrometalurgia	10
2.2.4. Concepto de lixiviación	12
2.2.5. Métodos de lixiviación	13
2.2.5.1. Lixiviación in situ.	14
2.2.5.2. Lixiviación en botaderos.	15
2.2.5.3. Lixiviación por agitación	15
2.2.5.4. Lixiviación en pilas	18
2.2.5.5. Preparación del mineral para la lixiviación en pila	23
2.2.5.6. Lixiviación en botaderos	27
2.2.5.7. Lixiviación por percolación o en bateas	28
2.2.6. Agentes lixiviantes	31

2.2.7. Proceso de lixiviación con ácido sulfúrico	32
2.2.8. Cinética de lixiviación	35
2.2.8.1. Tipo de reacciones de lixiviación con ácido sulfúrico	40
2.2.8.2. Purificación y concentración de la solución lixiviada	41
2.2.8.3. Importancia de la ganga	43
2.2.8.4. Influencia en el consumo de ácido	44
2.2.8.5. La solubilidad de la jarosita y la regulación del Eh y pH	46
2.3. Definición de términos	47

Capítulo III

Marco Metodológico

3.1. Tipo y diseño de la investigación	50
3.2. Población y muestra	52
3.3. Operacionalización de variables	56
3.4. Técnicas e instrumentos para recolección de datos	57
3.5. Procesamiento y análisis de datos	57
3.5.1. Materiales, reactivos y equipos	57
3.5.2. Caracterización mineralógica	58
3.5.3. Descripción del proceso	59
3.6. Caracterización química	63
3.7. Minerales de cobre y sus reacciones en la lixiviación	64
3.8. Ganga de minerales	65

3.9. Proceso de chancado	66
3.10. Proceso de aglomeración y carguío	70
3.11. Secuencia del proceso de chancado, aglomerado y acarreo del mineral en Cuajone	72
3.11.1. Equipos asociados al área de chancado, aglomerado y acarreo.	72
3.11.2. Lixiviación	73
3.11.3. Ripios	73
3.11.4. Inventario de PLS	74
3.11.5. Inventario de ILS	75
3.11.6. Transferencia de datos	75

Capítulo IV

Resultados y Discusiones

4.1. Resultados	86
4.2. Discusión	96
CONCLUSIONES	99
RECOMENDACIONES	101
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	102

Índice de Tablas

Tabla 1.	Principales minerales de cobre	9
Tabla 2.	Clasificación de minerales de cobre	10
Tabla 3.	Principales minerales de cobre encontrados en la lixiviación de minerales de cobre	34
Tabla 4.	Principales minerales de silicatos, presentes en la ganga de los yacimientos de cobre porfídico	44
Tabla 5.	Tipo de mineralización	52
Tabla 6.	Reservas de óxidos Cuajone	56
Tabla 7.	Caracterización física	62
Tabla 8.	Análisis químico del mineral oxidado de cobre	63
Tabla 9.	Consumo de ácido en la lixiviación	63
Tabla 10.	Datos metalúrgicos	77
Tabla 11.	Balance estequiométrico y calculado en la etapa de aglomeración	79
Tabla 12.	Distribución de carga y formación de módulos: Módulo N° 645	81
Tabla 13.	Ciclo de lixiviación en la pila de Cuajone	84
Tabla 14.	Datos de percolación de lixiviación en módulo N° 645	86
Tabla 15.	Balance metalúrgico por soluciones	92

Índice de Figuras

Figura 1.	Diferentes métodos de lixiviación	14
Figura 2.	Proceso de lixiviación en pilas, SX, EW.	20
Figura 3.	Transporte de soluciones por canaletas	27
Figura 4.	Lixiviación en botaderos.	28
Figura 5.	Lixiviación por percolación o en bateas.	29
Figura 6.	Proceso de lixiviación en pilas	33
Figura 7.	Extracciones de cobre, para distintas especies mineralógicas de concentrados de cobre, en condiciones similares.	39
Figura 8.	Proceso hidrometalúrgico para recuperar cátodos de cobre.	42
Figura 9.	Datos experimentales de consumos de ácido propios de la ganga para tres tipos de roca - yacimientos de cobre.	45
Figura 10.	Diseño de las pruebas metalúrgicas.	51
Figura 11.	Vista en sección del modelo de mineralización.	55
Figura 12.	Botaderos de óxidos – Cuajone.	59
Figura 13.	Diagrama de flujo de botaderos de óxidos hacia chancado primario.	61

Figura 14.	Etapa de chancado.	69
Figura 15.	Etapa de aglomerado.	71
Figura 16.	Consumo de ácido acumulado con respecto al tiempo.	96
Figura 17.	Extracción de cobre con respecto al tiempo de lixiviación	97

Resumen

Perú es uno de los principales productores de cobre a nivel mundial, dado que hoy en día se está buscando explotar minerales oxidados de baja ley por medio de la lixiviación ácida, se hace necesario tener herramientas para poder comprender los fenómenos que ocurren en las pilas o botaderos, para así poder diseñar un proceso rentable que optimice la recuperación de cobre. Para esto, el presente estudio está relacionado con las variables operativas en el proceso de lixiviación en pilas, de esta forma mejorar la producción de cobre en los pad de lixiviación. Los resultados obtenidos indicaron que los parámetros más influyentes en el proceso de lixiviación son el consumo de ácido, densidad de riego de operación, que afecta tanto al desarrollo de las bacterias como a la cinética de disolución de los óxidos, y la distribución granulométrica, que afecta al transporte de las especies dentro de la pila. Se comprobó el efecto consumo de ácido del mineral en el pad en estudio de la mina Cuajone, es de 37,54 Kg H⁺/t de mineral, el consumo de ácido en el curado del mineral es de 23,2 Kg H⁺/ t mineral. En el mineral lixiviado se puede obtener recuperaciones de % cobre soluble en ácido (CuSAc) > 83 % y de % cobre total (CuT) > 61 %. En el caso de aumentar la tasa de riego hasta 3,13 [L/m²-h], la extracción de cobre llega hasta el 83,93 %.

Palabras clave: Minerales, lixiviación, cinética, curado y recuperación.

Abstract

Peru is one of the main copper producers worldwide, given that today we are seeking to exploit low-grade oxidized minerals through acid leaching, it is necessary to have tools to be able to understand the phenomena that occur in the piles or dumps, in order to design a profitable process that optimizes copper recovery. For this, the present study is related to the operational variables in the heap leaching process, thus improving copper production in the leaching pads. The results obtained indicated that the most influential parameters in the leaching process are acid consumption, operation irrigation density, which affects both the development of bacteria and the dissolution kinetics of oxides, and the granulometric distribution, which affects the transport of species within the pile. The acid consumption effect of the mineral in the pad under study of the Cuajone mine was verified, it is 37,54 Kg H⁺ / t of mineral, the acid consumption in the curing of the mineral is 23,2 Kg H⁺ / t mineral. In leached ore, recoveries of % acid soluble copper (CuSAc) > 83 % and % total copper (CuT) > 61 % can be obtained. In the case of increasing the irrigation rate to 3,13 [L / m²-h], copper extraction reaches 83,93 %.

Keywords: Minerals, leaching, kinetics, curing and recovery

Introducción

El Perú es netamente minero, ya que su economía se basa casi exclusivamente en la explotación mineral. Sin embargo, gracias a la situación económica del país, han ingresado al mercado nuevos capitales, nacionales y extranjeros, interesados en invertir en el sector minero, incrementado la producción de metales. El objetivo de este trabajo, fue el estudio de variables que puedan mejorar la extracción de cobre mediante la lixiviación ácida de un mineral de cobre proveniente del yacimiento de Cuajone. El mineral fue tratado por método de lixiviación en pilas dinámicas. Debido a la composición mineralógica del mineral utilizado, el proceso de lixiviación es el adecuado, razón por la cual los minerales de cobre son muy solubles en ácido sulfúrico diluido.

Capítulo I

Planteamiento del Problema

1.1. Descripción del Problema

1.1.1. *Antecedentes del Problema*

En el proceso de lixiviación, para la recuperación de cobre intervienen muchos factores, un aspecto importante de la cinética del proceso radica en las características mineralógicas, morfológicas y texturales de los minerales. La obtención de soluciones ricas en cobre (PLS), es una de las tecnologías más aplicadas en el mundo y se logra a partir de minerales oxidados o sulfuros de baja ley; estas soluciones se utilizan para obtener cobre electrolítico, considerando antes, la etapa de extracción por solventes. Es por eso que se pretende mejorar u optimizar el proceso de lixiviación de minerales oxidados de cobre el cual permite una buena recuperación.

Además, se va a adentrar en temas como el consumo y cinética de lixiviación, considerando la ganga de mena, cantidad de finos, granulometría del mineral y concentración de la solución lixivante.

1.1.2. Problemática de la Investigación

La problemática de la investigación corresponde al flujo de riego que varía durante el ciclo de lixiviación, que muchas veces está relacionada con la caracterización del mineral de cobre y a la altura de la pila, es necesario tomar importancia para la optimización del proceso y así lograr una mejor extracción de cobre.

El pad de lixiviación de la unidad minera Cuajone, está conformado por mineral netamente de óxidos de cobre el cual es lixiviado con una solución de ácido sulfúrico diluido mediante un sistema de riego por aspersión.

Es necesario mencionar que las bases de las pilas y de las pozas de almacenamiento de solución están impermeabilizadas con geomembrana de alta densidad desde sus inicios; aún hay estudios detallados con respecto al sistema de riego, lo que se plantea evaluar son alternativas de mejoramiento al proceso.

1.2. Formulación del Problema

Ante la problemática se plantea la siguiente interrogante:

1.2.1. Planteamiento del Problema General

¿Cómo la evaluación de variables en las pilas de lixiviación permitirá mejorar la extracción de cobre de los minerales oxidados de cobre en Cuajone?

1.2.2. Planteamiento del Problema Específico

¿Cómo la variación de variables en las pilas de lixiviación de cobre permitirá una mejor extracción de cobre?

1.3. Justificación e Importancia

Este proyecto de investigación se realiza, con el fin de lograr las máximas extracciones de cobre durante el ciclo de lixiviación en los módulos de Cuajone, dando como resultado una mejor extracción de cobre en las soluciones ricas o PLS, y así obtener mayores beneficios económicos. Es importante este trabajo de tesis, ya que pretende manejar parámetros para alcanzar extracciones de cobre adecuadas por medio del proceso de lixiviación ácida.

1.4. Limitaciones de la Investigación

- La investigación se desarrolló en la planta de lixiviación de la unidad minera Cuajone.
- Las variables que se evaluarán, son las designadas exclusivamente a la extracción.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo General

Evaluar las variables en el proceso de lixiviación de cobre en pilas para mejorar su extracción.

1.5.2. Objetivos Específicos

- Estudio del consumo de reactivos.
- Evaluación de la altura de las pilas en el proceso de lixiviación.
- Estudio de la cinética de extracción de cobre.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis General

Con la evaluación de las variables de lixiviación de cobre en pilas, se logra mejorar su extracción.

1.6.2. Hipótesis Específicas

- El estudio de consumo de reactivos permitirá regular cantidades y costos.
- La evaluación de la altura de pila de lixiviación estará relacionada con la extracción de cobre.

Capítulo II

Marco Teórico

2.1. Antecedentes del Estudio

Para el desarrollo de la investigación se tienen los siguientes antecedentes de estudio:

L. Reina Orosco (2009), presenta la tesis “Estudio cinético en la cementación del cobre utilizando metales de electropotenciales altos”, el trabajo está orientado a realizar experimentalmente la precipitación de cobre desde soluciones acuosas que lo contienen mediante la adición de metales de electro potenciales diferentes, estudiando la influencia de algunas variables: temperatura, agitación y área superficial del precipitante.

D. Lovera (2010), investiga a partir de minerales sulfurados de Cobre – Zinc del complejo Marañón de la Cordillera Oriental de los Andes Peruanos, que mediante procesos metalúrgicos integrados se ha obtenido cementos de cobre de buena calidad, lo cual facilita la viabilidad de dar valor tecnológico a los concentrados nacionales de cobre.

Según, Cortez (2012), en su estudio realizado indica que el proyecto se basa en la conformación de una empresa industrial dedicada a la refinación de cobre a partir de mineral oxidado (Cuprita Cu_2O , Malaquita $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$, Crisocola $\text{CuSiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$) utilizando en el proceso productivo

la última tecnología disponible de lixiviación en agitación o pilas , extracción por solventes y electroobtención para obtener un producto con una producción de 360 t/a de cobre catódico de alta calidad física y química, definido en el mercado internacional como "Cátodos High Grade" 99,99 % cobre, iniciando así una industria nacional de obtención de cobre reemplazando de esta forma parte de las importaciones de cobre en el país de Bolivia.

Según Guiachetti (2011), en su estudio de identificar y estudiar los mecanismos involucrados en las cinéticas del consumo de ácido y de disoluciones del cobre de un mineral al variar la concentración de ácido sulfúrico en la lixiviación, se estudió el comportamiento de un mineral oxidado con una ley de 1,2 % de cobre principalmente presente como cuprita (Cu_2O), con un diámetro de partícula entre 0,93 y 1,4 cm.

Por su parte Ortiz (2012) en su trabajo de investigación indica que la lixiviación "En el caso de los minerales oxidados de cobre, no se ha publicado el uso del bisulfato de potasio para recuperar el cobre como sulfato en solución. En este trabajo de tesis, se presenta una propuesta en la que se utilizó una solución de bisulfato de potasio para lixiviar un mineral que contiene silicato de cobre, obteniéndose buenos resultados. Sobre todo, porque el medio ácido que se alcanza sólo permite que el hierro presente en el mineral pase en pequeñas cantidades a solución.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. El cobre

El cobre es un metal de transición con el símbolo químico Cu. El cobre tiene un número atómico de 29 y un peso atómico de 63,546. El cobre se compone de dos isótopos estables que son cobre 63 con 69,17 % y cobre 65 con 30,83 %. El cobre pertenece al grupo 1B de la tabla periódica. El cobre puro tiene una estructura de cara cristalina cúbica centrada que tiene una densidad de 8,96 g/cm³ al grado de 293,15 K. El punto de fusión del cobre es 1356,15 K mientras que el punto de ebullición del cobre es 2840,15 K.

El cobre se encuentra en diversas concentraciones en la litósfera de la tierra, la hidrósfera, atmósfera y pedósfera. Aproximadamente, el 5 % del cobre encontrado en la litósfera se encuentra en las rocas sedimentarias, especialmente en la pizarra, mientras que solo el 0,00004 % en el suelo. El 0,001 % del cobre encontrado en la litósfera puede ser minado bajo condiciones económicas y parte de ella ha sido minada durante siglos (Salem Press, 2013).

2.2.2. Minerales de Cobre

El cobre se combina con elementos para formar una gran variedad de minerales. De estos se han identificado más de 150 especies que contienen cobre pero solo un pequeño número de estos, siendo la

calcopirita (CuFeS_2) el más importante, son de importancia económica. En la tabla 1 se presenta los minerales más importantes desde el punto de vista económico.

Tabla 1
Principales minerales de cobre

Tipo	Minerales comunes	% Cu teórico
Sulfatos minerales primarios	Calcopirita	34,6
	Bornita	63,3
	Calcocita	79,9
Minerales secundarios	Covelita	66,5
	Cobre nativo	Metal
Carbonatos	Malaquita	57,5
	Azurita	55,3
Hidroxi-silicatos	Crisocola	36,2
Hidroxiclорuros	Atacamita	59,5
	Cuprita	88,8
Óxidos	Tenorita	79,9
	Antlerita	53,7
	Brocantita	56,2

Fuente: Davenport, 2002.

Estos se presentan comúnmente en la corteza terrestre como menas de sulfuros y sulfuros complejos, menas oxidadas y en asociaciones con otros sulfuros metálicos, que constituyen los llamados sulfuros complejos, masivos o polimetálicos (Ortiz, 2012).

Tabla 2
Clasificación de minerales de cobre

Pasos del análisis secuencial	Clasificación mineralógica	Clasificación metalúrgica	Clasificación geológica
Cobre soluble en ácido sulfúrico	Óxido de cobre	Lixiviable en ácido sulfúrico	Zona de óxido CusAc/CuT >50 %
Cobre soluble en cianuro de sodio	Sulfuros secundarios	Lixiviable en medio férrico	Zona secundaria: CuSCN o CuR/CuT son todos <50 %
Cobre residual total	Sulfuros primarios	Lixiviable en medio bacterial	Zona Primaria CuR/CuT >50%

Fuente: The sequential copper analysis method geological, 1995.

2.2.3. Concepto de Hidrometalurgia

Según Domic (2001), los procesos hidrometalúrgicos han sufrido un gran desarrollo con la incorporación de tecnologías de lixiviación en botaderos, en pilas e in-situ para minerales de cobre. Además, se prevee el desarrollo de la lixiviación de concentrados de cobre como la próxima etapa a consolidar. Esto se ha debido principalmente al desarrollo comercial del proceso SX-EW desde el año 1968. Constan en general de las siguientes etapas:

- Disolución de cobre por lixiviación.
- Purificación-concentración de solución, por precipitación-intercambio iónico-SX.
- Obtención del metal por EW, electro refinación o reducción con hidrógeno.

Los procesos hidrometalúrgicos involucran soluciones acuosas en las cuales los valores metálicos son lixiviados a partir de minerales, y luego precipitados como metales después que las soluciones hayan sido purificadas. Las etapas directamente concernientes a la separación del metal valioso de los otros metales y de las impurezas del mineral tienen que ver además con procesos de óxido-reducción. La físico-química está relacionada a la interacción entre soluciones y los sólidos. Las reacciones químicas que se efectúan en los procesos hidrometalúrgicos están gobernadas por dos factores:

- Factores termodinámicos: donde se consideran las condiciones de equilibrio y marcha a partir de las condiciones del proceso. Los factores termodinámicos son utilizados para predecir cómo va a cambiar el equilibrio de un sistema cuando se varía la temperatura, presión, pH concentración, etc.

- Factores cinéticos: donde se considera la velocidad de reacción y los mecanismos de la reacción, mediante los cuales la solución y los sólidos se acercan al equilibrio. Son los que determinan, si se puede efectuar, las reacciones, particularmente de la lixiviación, aun cuando sean posibles o favorables desde el punto de vista termodinámico. La lixiviación y precipitación involucran reacciones heterogéneas, las cuales ocurren en la fase sólido-líquido.

La velocidad de reacción depende del tamaño de las partículas, concentración, temperatura y grado de agitación.

Es conveniente estudiar los equilibrios solución-sólido en términos de diagramas potencial-pH que muestran las relaciones de equilibrio para sistemas acuosos determinados por cálculos termodinámicos para las reacciones de hidrólisis y reacciones óxido-reducción para describir sistemas hidrometalúrgicos. (Almonacid y Ricse, 2013).

2.2.4. Concepto de Lixiviación.

Según Domic (2001), el proceso de lixiviación es una etapa fundamental en un proceso hidrometalúrgico, que involucra la disolución del metal a extraer desde una materia prima sólida, en una solución acuosa mediante la acción de agentes químicos. Esta transferencia del metal hacia la fase acuosa, permite la separación del metal contenido en la fase sólida de sus acompañantes no solubles.

En la hidrometalurgia del cobre, dada la variedad de sustancias sólidas que contienen cobre, factibles de beneficiar por lixiviación, complican la extensión de los fundamentos del sistema lixivante (sólidos - agentes extractantes – métodos) (Almonacid y Ricse, 2013).

2.2.5. Métodos de Lixiviación

Según Domic (2001), los métodos de lixiviación corresponden 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 1, 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 por Agitación.
- Lixiviación en Pilas (Heap Leaching)
- Lixiviación en Botaderos
- Lixiviación por Percolación o en Bateas (Vat Leaching).

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

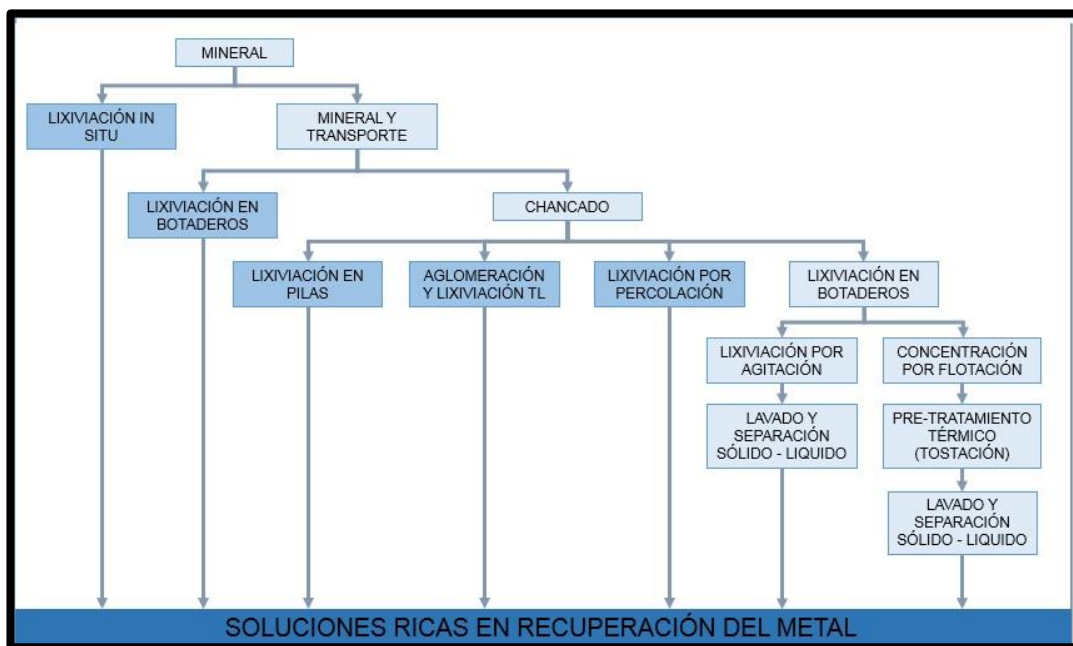


Figura 1. Diferentes métodos de lixiviación.
Fuente: Domic, E. M., (2001)

2.2.5.1. Lixiviación in Situ. La lixiviación in situ comprende el mineral fracturado en el terreno como se encuentra. El mineral puede ser el relave desechado después de la extracción del oro y la plata, o de cualquier otro metal, o el mineral que no puede ser tratado económicamente por métodos de minería convencionales. La lixiviación in situ elimina el minado y el

transporte de grandes cantidades de mineral y remueve los productos de desecho finales. La lixiviación in situ consiste en la inyección de un solvente acuoso a través del mineral. Después de pasar a través del mineral y disolver algunos valores metálicos, la solución impregnada es bombeada para su tratamiento posterior.

2.2.5.2. Lixiviación en Botaderos. La lixiviación en botaderos es usada para extraer valores metálicos de materiales, tal como salen de la mina conteniendo valores metálicos menores que el grado crítico.

El mineral es comúnmente el desecho generado durante la operación de minado a tajo abierto en gran escala. Este mineral es descargado sobre una cancha impermeabilizada, y la solución extractora es esparcida sobre la superficie del botadero y percola a través del mineral por gravedad. La solución impregnada es colectada en una poza de colección y es llevada a un proceso de extracción por solventes o cristalización. Después de completarse el ciclo de lixiviación, el residuo sólido libre del metal es dejado sobre la cancha como relave.

2.2.5.3. Lixiviación por Agitación. La lixiviación por agitación requiere que el mineral esté finamente molido, aumentando el área expuesta. La agitación disminuye el espesor de la capa límite y maximiza el área de la interface gas-líquido. Se utiliza preferentemente para minerales no porosos

o que produzcan muchos finos y especialmente en la disolución de especies que requieren drásticas condiciones de operación (Lingan C., et. 2014). Se aplica a minerales de leyes altas, que justifican la molienda, o bien a concentrados o calcinas de tostación, que por sus menores volúmenes permiten justificar el gasto de una agitación, a cambio de una mayor recuperación y de un menor tiempo de proceso.

La lixiviación por agitación se practica en estanques cilíndricos de madera, metal, fibra de vidrio y acero inoxidable, recubiertos con gaucho, 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. La lixiviación por agitación es la lixiviación rápida de partículas finas (normalmente 90%-75 μm) de concentrados de cobre

oxidado o productos calcinados provenientes del tostador en soluciones concentradas de ácido (50 a 100 kg de H_2SO_4/m^3).

Mientras que la lixiviación in situ, pilas y terreros toma años y la que se realiza en tanques toma días la lixiviación por agitación toma de 2 a 5 horas.

Las razones para esta rápida velocidad de lixiviación son:

- El tamaño fino de las partículas sólidas.
- La rápida saturación de la solución de lixiviación de la superficie de mineral como resultado de la agitación vigorosa.

a) Ventajas de la lixiviación por agitación:

- Se obtienen mayores recuperaciones
- La cinética de extracción es más rápida (horas)
- Es posible una gran automatización
- Se minimizan los problemas de finos

b) Desventajas de la lixiviación por agitación:

- Altos costos de inversión y operación.
- Requiere molienda, clasificación y separación sólido-líquido.

La particularidad del sistema de lixiviación por agitación reside en el hecho que pueden aplicarse diferentes factores que logren aumentar la cinética, como, por ejemplo:

- a) Temperaturas de hasta 523,15 K
- b) Agitación intensa
- c) Presión de gases controlada
- d) Uso de reactivos exóticos y oxidante

2.2.5.4. Lixiviación en Pilas. La lixiviación en pilas corresponde a un proceso mediante el cual se procede a extraer metales por percolación de una solución a través de un lecho o pila de mineral. De este modo se obtiene una solución cargada en metales y otros iones la que es conducida a un proceso de recuperación (Cortez, 2012).

La existencia de finos y lamas en la formación del lecho de lixiviación produce deficiencias en el fluido dinámico al existir migración vertical de finos durante la operación, impidiendo un flujo uniforme de la solución. La segregación de finos, originada en el montaje de la pila o bien durante la operación, define áreas ciegas entre tamaños gruesos disminuyendo la percolación y conduciendo el flujo de solución por zonas de fácil acceso o canalización.

El proceso más empleado para enfrentar el problema de permeabilidad originado por los finos, es la aglomeración. El proceso de aglomeración consiste, en esencia, en la adhesión de partículas finas a las más gruesas que actúan como núcleos. Para que se produzca la unión de partículas, es necesaria la acción de un agente aglomerante o aglutinante.

En el caso de lixiviación de cobre en pilas, el aglomerante utilizado es el agua junto al ácido sulfúrico (Adicionalmente en algunos casos se utilizan aditivos que permitan mejorar las características del glómero). La adición de ácido permite la incorporación de una parte del agente lixivante en la aglomeración y también para mejorar las características del glómero. La incorporación de ácido concentrado en la aglomeración define asimismo un proceso adicional llamado curado ácido (Cortez, 2012).

En la etapa de curado se produce la sulfatación de los óxidos y algunos sulfuros al reaccionar con el ácido sulfúrico concentrado. Estas reacciones se ven favorecidas con el aumento de temperatura que se produce en el sistema de acuerdo con la hidrólisis del ácido sulfúrico, por lo cual es recomendable que sean adicionados el ácido y el agua en forma separada. El curado se completa con una etapa de reposo de uno a tres días que asegura la reacción del ácido presente, para luego comenzar la lixiviación del mineral.

Una vez aglomerado el mineral, se construye la pila, asegurándose que la disposición del material sea homogénea y se deja reposar por algunos días. Este período de reposo se denomina curado y permite la sulfatación de los óxidos existentes. Luego, la pila es irrigada con la solución lixivante por sistemas de aspersion o goteo, utilizando tasas de irrigación desde 5 a 40 L/hr-m². En el caso de minerales oxidados,

normalmente la irrigación es continua; en cambio para minerales mixtos o sulfurados se utiliza un sistema de irrigación intermitente para lograr una concentración más alta de cobre en la solución efluente, utilizando un menor volumen de solución.

Si en la operación se utiliza un circuito cerrado de solución, esta es continuamente recirculada entre las etapas de recuperación de cobre (por ejemplo, una secuencia de extracción por solvente y electro recuperación) y en la pila. Esto tiene ventajas, desde el punto de vista, de la cantidad de soluciones que es necesario manejar y del consumo neto de ácido. Un sistema de operación típica en este sentido se muestra en la figura 2.

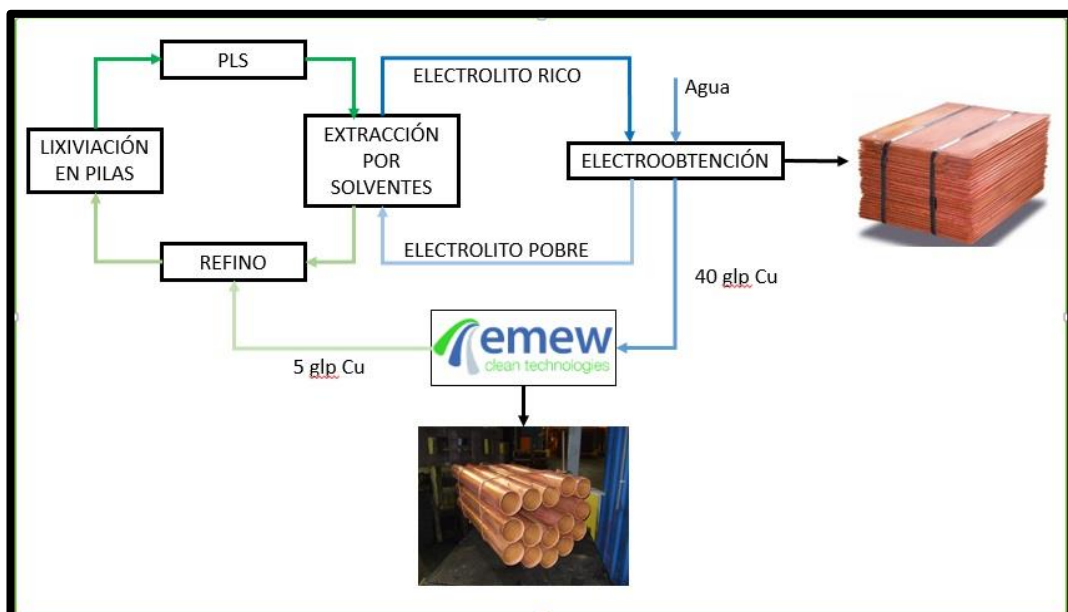


Figura 2. Proceso de lixiviación en pilas, SX, EW.
Fuente: <https://es.emew.com/purga-en-proceso-sx-ew>

La altura que debe tener la pila es un factor de decisión importante y su elección depende de la permeabilidad de la pila, la aireación del sistema y la concentración esperada de la solución. Algunas veces, las pilas de menor tamaño tienen mayor recuperación, sin embargo, se necesita mayor área de pila, lo cual es importante cuando la disponibilidad de terrenos es limitada. Adicionalmente dependiendo de los equipos utilizados y la estabilidad del talud, se establecen límites a la altura de la pila que es posible lograr (Cortez, 2012).

De acuerdo con su modo de operación, existen dos tipos de pilas:

- **Pila Dinámica:** denominadas también de tipo "on-off", en las que el mineral se remueve, se envía a un botadero después de la lixiviación y la base de la pila se puede reutilizar. Para las pilas dinámicas, se puede elegir cualquier configuración que sea aceptable para la operación de los equipos de carga y descarga, pero generalmente, se prefiere un rectángulo alargado. En el caso particular de las operaciones mayores, que presentan cierta rigidez con los equipos de transferencia de minerales, se ha preferido una configuración rectangular doble (dos rectángulos paralelos y adyacentes) con semicírculos en los extremos, donde se forma la pista de giro de los equipos de carguío y de descarga.

- **Pila Estática:** en las que las nuevas pilas se cargan sobre las anteriores, aprovechando o no la impermeabilización existente. La configuración de una pila existente puede tener cualquier geometría, según las disponibilidades de espacio de cada lugar. Pero cuando no hay restricciones topográficas, normalmente se usa una configuración rectangular, en la que una nueva capa solo se podrá colocar cuando haya concluido la lixiviación de la capa inferior que se debe cubrir. Para el carguío del material se utiliza una variedad de sistemas según el tamaño de las instalaciones de cada faena. En el caso de faenas pequeñas que van desde 300 a 2000 t/día, hasta 5000 y 10 000 t/día, se usan sistemas de camiones y apiladores de correa autopropulsados, evitando el uso de cargadores frontales, ya que destruyen los aglomerados. Este sistema de carguío se puede aplicar a pilas dinámicas y estáticas.

En faenas mayores, que van desde 10 000 hasta 50 000 t/día, se usan correas modulares articuladas (grasshoppers) que terminan en un apilador de correa o "stacker". En este caso la operación puede ser realizada con pilas dinámicas o permanentes, sin restricción.

Para los modos de operación mencionados, se debe combinar con alguno de los métodos de construcción siguientes:

- **Pila permanente:** En esta configuración, el mineral se deposita en la instalación y una vez terminado el ciclo de tratamiento este permanece, pudiéndose utilizar como base para acopiar otra pila sobre él o simplemente es abandonado.
- **Pila renovable:** En este caso, se carga el mineral en la pila y luego de ser tratado, los rípios son retirados para ser dispuestos en un botadero, siendo reemplazados por mineral fresco. Se debe notar que una pila dinámica siempre será renovable.

Otros factores que influyen sobre el funcionamiento de la pila, y por ende deben ser eficientemente manejados, son el flujo de irrigación y la composición de las soluciones de lixiviación a utilizar. Esta solución, se debe recordar, contiene a los agentes lixiviantes que atacarán el mineral y en forma posterior actuará como medio de transporte de los productos de la reacción en particular de la especie metálica de interés (Cortez, 2012).

2.2.5.5. Preparación del Mineral para la Lixiviación en Pila.

a) Chancado. El material extraído de la mina (generalmente a tajo abierto), que contiene minerales oxidados de cobre, es fragmentado mediante chancado primario y secundario (eventualmente terciario), con el objeto de obtener un material mineralizado de un tamaño máximo de 19,05 a 38,1 mm. Este tamaño es suficiente para dejar expuestos los minerales oxidados de cobre a la infiltración de la solución ácida (Eduardo, 2015).

b) Formación de la Pila. 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 el proceso de sulfatación del cobre contenido en los minerales oxidados. En su destino, el mineral es descargado mediante un equipo esparcidor gigantesco, que lo va depositando ordenadamente formando un terraplén continuo de 6 a 8 m de altura: la pila de lixiviación. Sobre esta pila se instala un sistema de riego por goteo y aspersores que van cubriendo toda el área expuesta. Bajo las pilas de material a lixiviar se instala previamente una membrana impermeable sobre la cual se dispone un sistema de drenaje (tuberías ranuradas) que permiten recoger las soluciones que se infiltran a través del material (Eduardo, 2015).

c) Sistema de Riego. A través del sistema de riego por goteo y de los aspersores, se vierte lentamente una solución ácida de agua con ácido sulfúrico en la superficie de las pilas. Esta solución se infiltra en la pila hasta su base, actuando rápidamente. La solución disuelve el cobre contenido en los minerales oxidados, formando una solución de sulfato de cobre, la que es recogida por el sistema de drenaje y llevada fuera del sector de las pilas en canaletas impermeabilizadas. El riego de las pilas, es decir, la lixiviación, se mantiene por 45 a 60 días, después de lo cual

se supone que se ha agotado casi completamente la cantidad de cobre lixiviable. El material restante o ripio es transportado mediante correas a botaderos donde se podría reiniciar un segundo proceso de lixiviación para extraer el resto de cobre.

De la lixiviación, se obtienen soluciones de sulfato de cobre (CuSO_4) con concentraciones de hasta 9 gramos por litro denominadas PLS, que son llevadas a diversos estanques donde se limpian, eliminándose las partículas sólidas que pudieran haber sido arrastradas. Estas soluciones de sulfato de cobre limpias son llevadas a la planta de extracción por solventes (Eduardo, 2015).

d) *Recolección de Soluciones.* Al costado de cada pila se encuentran las canaletas de recolección de las soluciones. Estas canaletas están divididas en dos secciones para poder conducir por gravedad, separada e independientemente, las soluciones ricas-pobres; el mineral lixiviado, aglomerado fresco y las soluciones recogidas son llevadas primero a piscinas desarenadoras, para ser clarificadas y desde allí fluyen a diferentes piscinas según la calidad de la solución:

- Piscina de solución rica (PLS), que tiene una dimensión tal que permite conocer el tiempo de retención de la solución.
- Piscina de solución intermedia (ILS), que se utiliza para regar y generar así PLS, según corresponda.

En la base de las pilas se instalan membranas impermeables (geomembranas de origen sintético), fabricadas de un material variante del polietileno, que permite interceptar las soluciones que escurren desde lo alto de la pila y conducir las a las canaletas de recolección. Sobre las membranas se instalan cañerías perforadas de drenaje y una cubierta de grava drenante.

El control de la permeabilidad de la pila, es fundamental para evitar las fugas. Además de las membranas o láminas de impermeabilización de polietileno, éstas pueden ser fabricadas de los materiales arcillosos compactados que se encuentran en el propio terreno o a partir del suelo del patio, el que se debe mejorar con aditivos químicos o minerales.

El diseño de la alternativa más conveniente de membrana o sistema de sellado, es un desafío importante de la ingeniería y no debe hacerse sólo por criterios económicos o de permeabilidad, sino por otros factores como durabilidad, picado, resistencia a la corrosión y otras condiciones ambientales que deben requerir experiencia y conocimiento previo. Se pueden disponer de membranas o sellados simples, dobles o triples, de acuerdo con el número de capas impermeables o membranas de igual o diferente tipo que se hayan utilizado.



Figura 3. Transporte de soluciones por canaletas
Fuente: Surco Álvarez, Marco (2012)

2.2.5.6. Lixiviación en Botaderos. Cuando el mineral ha sido extraído principalmente de faenas de tajo 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 (Zabala, 2013).

El tamaño del mineral que se utiliza para el dump es tal como sale de la mina (ROM = run of mine), salvo los trozos más grandes que se reducen a unos 10 a 20 cm. 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 (Zabala, 2013).



Figura 4. Lixiviación en botaderos.

Fuente: <https://es.scribd.com/presentation/359991263/Pow>

2.2.5.7. 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 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 (12,7 mm a 6,35 mm), los cuales son triturados en seco.

En cada estanque, el mineral es cubierto por una solución lixiviante; 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 (Zabala, 2013).



Figura 5. Lixiviación por percolación o en bateas

Fuente: <https://es.scribd.com/document/327356852/Lixiviacion-en-Bateas>

Proceso de Lixiviación en Bateas.

Primer Paso. Los grupos proceden al chancado de mineral tipo óxidos, en el cual quedan a una granulometría de 0,635 centímetros de diámetro aproximadamente.

Segundo Paso. Los grupos proceden a harnear el material para eliminar los finos, los cuales son estériles a la solución ácida.

Tercer Paso. Los grupos con su material limpio de finos, proceden a colocar el mineral en bateas de PVC (unos 5 kilos de mineral por grupos).

Cuarto Paso. A la batea de PVC se le agrega la solución ácida (50 cm³ de ácido sulfúrico por un litro de agua). La solución ácida debe sobrepasar en nivel del mineral por unos 5 cm. Dejar reposar el material por una semana.

Quinto Paso. La solución ácida actúa sobre el mineral y disuelve todo el cobre tipo óxido en la batea de PVC, el cual queda de color verde por estar con impurezas, cuyo nombre es sulfato de cobre (CuSO₄). Esta solución de sulfato de cobre es drenada a unos bidones para su posterior tratamiento.

Sexto Paso. Los grupos proceden a purificar la solución de sulfato de cobre por medio de filtración, usando embudos con papel filtros. Obteniendo sulfato de cobre de color azul (puro).

Séptimo Paso. Los grupos ponen el sulfato de cobre purificado en bateas de PVC y proceden a poner unos 400 gramos de chatarra de hierro. En este momento se produce el contacto inicial de la solución, la cual comienza con la cementación del cobre hacia la chatarra. Se deja actuar por una semana. En este lapso se producirá la precipitación del cobre al fondo de la batea de PVC.

Octavo Paso. Los grupos proceden a drenar el sulfato de hierro y retiran la chatarra de la batea. En el fondo de la batea está aconchado el

precipitado de cobre, el cual es sacado en su totalidad y puesto en palanganas de acero para su posterior secado en las estufas eléctricas.

Noveno Paso. Los grupos proceden a sacar el precipitado totalmente seco de las estufas y con imanes eliminan cualquier chatarra de hierro que les quede.

Décimo Paso. El producto obtenido de este proyecto es un precipitado de cobre con un 40 % de pureza aproximadamente.

2.2.6. Agentes Lixiviantes

Existe una serie de variables que influyen decisivamente en la elección del agente lixivante ideal para cada operación, como la naturaleza del mineral o concentrado a lixiviar y deben tener algunas de las siguientes características:

- a) Que sea selectivo, es decir, que disuelva en forma efectiva el metal que se pretende recuperar y que sea prácticamente inerte con los demás componentes del mineral o concentrado.
- b) Que la concentración del agente lixivante no sea muy alta y que reaccione disolviendo los valores metálicos a la temperatura ambiente.
- c) Los valores metálicos disueltos que se encuentran en fase acuosa, puedan recuperarse fácilmente precipitándoles, con un reactivo químico o por precipitación electrolítica.

- d) Que sea barato.
- e) Que no sea tóxico.
- f) Que sea regenerable.

Los agentes lixiviantes más utilizados:

- Agua, aire, peróxido de hidrógeno
- Disoluciones de sales en agua (sulfato férrico, cloruro férrico, cloruro de sodio, cianuro sódico, tío sulfato).

Los ácidos:

- Ácido sulfúrico
- Ácido clorhídrico
- Ácido nítrico

Las bases:

- Hidróxido de sodio
- Hidróxido de amonio

2.2.7. Proceso de Lixiviación con Ácido Sulfúrico

La lixiviación ácida es uno de los procesos ampliamente utilizados para la extracción de cobre metálico de complejos minerales de cobre oxidados. La lixiviación en pilas de minerales metálicos es utilizada, especialmente en la industria del cobre, donde se han producido muchos millones de toneladas de cátodos de cobre utilizando extracción por solventes y electro obtención de una manera más barata.

En su método más simple, el proceso de lixiviación en pilas consiste en construir un gran montón de mineral triturado e irrigar la superficie del montón con una solución de ácido. A medida que el ácido penetra a través del montón, disuelve el metal en el mineral que percola como una solución. La solución impregnada se recolecta en la parte inferior del montón, generalmente sobre unas mantas impermeables, y bombeado para un tratamiento posterior usando varios procesos químicos dictados por el metal que es recuperado y los constituyentes químicos del mineral. A continuación, la figura 6 muestra un simple esbozo del proceso de lixiviación en pilas.

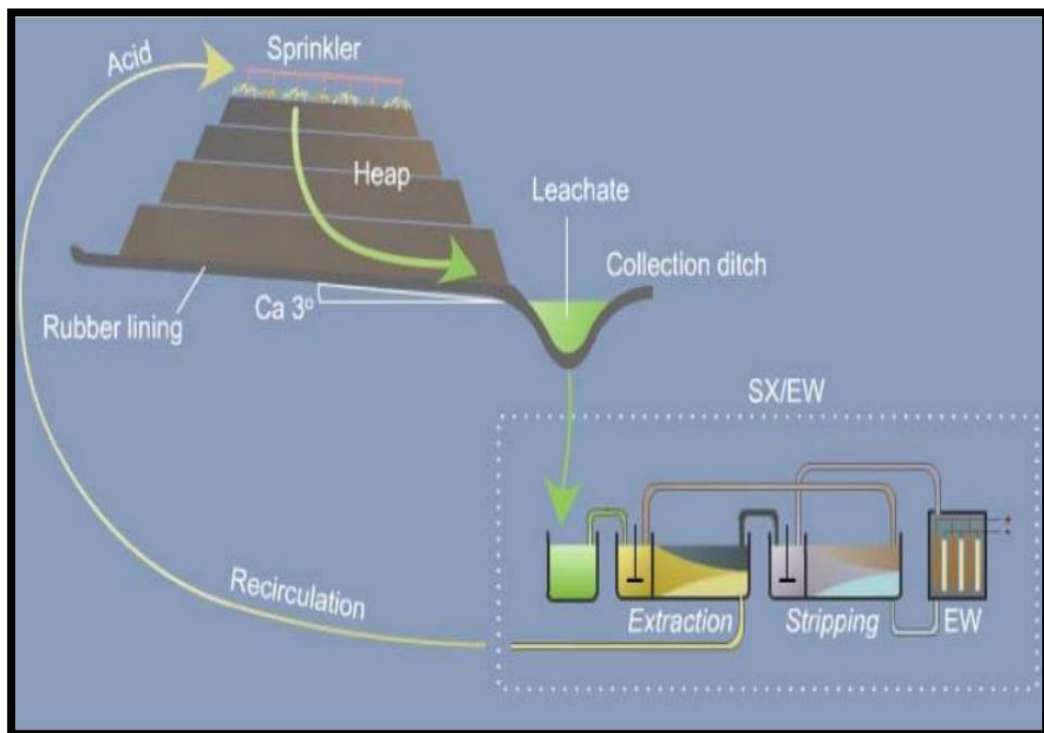


Figura 6. Proceso de lixiviación en pilas.
Fuente: Vest, 2009

Existe una extensa literatura sobre el proceso de lixiviación ácida para minerales refractarios, especialmente para minerales de cobre oxidados, debido a su complejidad para aplicaciones de flotación por espuma. A continuación, la tabla 3 muestra la lista de minerales de cobre encontrados, durante la lixiviación de minerales de cobre, en el orden de susceptibilidad a la lixiviación.

Tabla 3

Principales minerales de cobre encontrados en la lixiviación de minerales de cobre

Minerales de cobre	Fórmula
Malaquita	$\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$
Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$
Cuprita	Cu_2O
Crisocola	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
Calcosina	Cu_2S
Covelita	CuS
Bornita	Cu_5FeS_4
Calcopirita	CuFeS_2

Fuente: EMIRHAN, 2014

Durante los procesos de lixiviación con ácido sulfúrico, es importante optimizar el proceso total de acuerdo con los tiempos de reacción.

2.2.8. Cinética de Lixiviación

–**Velocidad de Reacción.** A continuación, conviene pasar a definir la “velocidad de reacción” que para una reacción cualquiera, como la variación del número de moléculas de los reaccionantes, es decir, corresponde a una disminución (-) o bien la variación del número de moléculas del producto de la reacción, es decir, si se trata de un aumento en ambos casos en función del tiempo.

$$v = - dNr/dt = + dNp/dt \quad [1]$$

Para los casos en que el volumen se mantiene constante, eso puede expresarse en la forma de concentraciones.

$$v = - dCr/dt = + dCp/dt \quad [2]$$

En muchos casos, la velocidad de reacción, v también puede expresarse como el producto de las concentraciones de los reactivos C_1 y C_2 , y los exponentes m y n , son denominados “orden de la reacción”. Con respecto a los reactivos 1 y 2 respectivamente.

$$v = k \cdot C_1^m \cdot C_2^n \quad [3]$$

A su vez $(n + m)$ representan el “orden global de la reacción” y puede ser un número entero o fraccionario, positivo o negativo. La constante de proporcionalidad (k), es llamada “constante de velocidad de la reacción”. Su valor varía con la temperatura, de acuerdo a la “Ecuación de Arrhenius”.

$$K = A * e^{-Ea/RT} \quad [4]$$

Dicha ecuación también puede expresarse en término logarítmico:

$$\text{Log}_{10} k = -Ea/ (2,30*RT) + \text{constante} \quad [5]$$

O bien en términos diferenciales:

$$d\ln k/dT = Ea/RT^2 \quad [6]$$

Donde:

- k = Constante de velocidad de reacción
- R = Constante de los gases (1,987 cal/K*mol)
- Ea = Energía de activación (Kcal/mol)
- A = Constante o factor de frecuencia, representa el número de colisiones.
- T = Temperatura en grados Kelvin.

- **Reacciones de Primer Orden.** Como ya se mencionó anteriormente, para los casos en que una reacción o transformación, ocurra en una misma fase, estaremos hablando de una cinética homogénea. Por ejemplo, este será el caso de dos sustancias disueltas en un líquido (A y B) los “reactantes”, que reaccionan produciendo otra sustancia (C) que es el “producto de la reacción”, que también estará disuelta en el mismo líquido.

Si se tiene, por ejemplo: $A + B \rightarrow C$, reacción que ocurre en todo el reactor, en condiciones homogéneas de concentración de cada uno de los dos compuestos según se apreciará en las futuras ecuaciones, si la reacción no depende de la concentración de la especie B, la velocidad sería:

$$v = -d [A]/dt = k_1 [A] \quad [7]$$

La cinética de lixiviación según Domic (2001) se clasifica en cinética: muy rápida, rápida, moderada, lenta, muy lenta.

a) *Cinética muy Rápida.* Se encuentran los sulfatos de cobre, cloruros y carbonatos. Todos ellos se disuelven con muy poca acidez y a temperatura ambiente. Los sulfatos son solubles en agua sola; los cloruros liberan el metal y el cloro con facilidad; los carbonatos reaccionan con violencia, liberando el cobre y CO_2 gaseoso.

b) *Cinética Rápida.* 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, por lo que muestran una gran superficie expuesta; a su vez, la crisocola es de estructura fibrosa y porosa, lo que facilita el acceso de las soluciones; en general, la disolución comprende la ruptura del relativamente débil enlace

Cu-O, ya que es sabido que la facilidad de disolución de un silicato está directamente determinada por la solubilidad de su óxido principal.

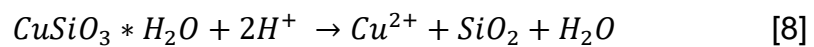
c) Cinética Moderada. En la categoría de cinética moderada se encuentran el cobre nativo y los óxidos "reducidos", es decir, que contienen el cobre y el hierro en los estados cuproso Cu^{+1} y ferroso Fe^{2+} , respectivamente. Para disolverse requieren de un oxidante y son sensibles a la agitación, a la temperatura y a la oxigenación. Si bien estas especies también tienden a ocurrir en fracturas, presentan el inconveniente de requerir un cambio de valencia - o sea deben entregar un electrón adicional - pasando al estado cúprico y/o férrico para poder disolverse, y es sabido que la transferencia de electrones constituye siempre un paso cinético adicional y, por consiguiente, más bien retardante.

d) Cinética Lenta. En la siguiente categoría de cinética lenta 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 el retiro de 8 electrones. A ello se puede agregar la transferencia de uno o más electrones adicionales si el cobre está en su forma cuprosa. En síntesis, para disolverse requieren de un oxidante.

e) Cinética muy Lenta. En la categoría de cinética muy lenta 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 el cuproso a cúprico

y el sulfuro a sulfato, lo que totaliza la transferencia de 17 electrones. En este caso no solo se requiere de un oxidante, sino que también es frecuente que la disolución sea incompleta y se detenga después de alcanzar un cierto nivel.

En la práctica industrial, en el caso de la lixiviación de los minerales oxidados de cobre, la fuerza activadora es proporcionada por la existencia y por la cantidad disponible de iones de hidrógeno presentes en la solución lixivante. Por ejemplo, para la crisocola se tiene:



$$\Delta G_{\text{reacción}} = \Delta G^0 + 2,303 RTR(\log \text{Cu}^{2+} - 2\log \text{H}^+) \quad [9]$$

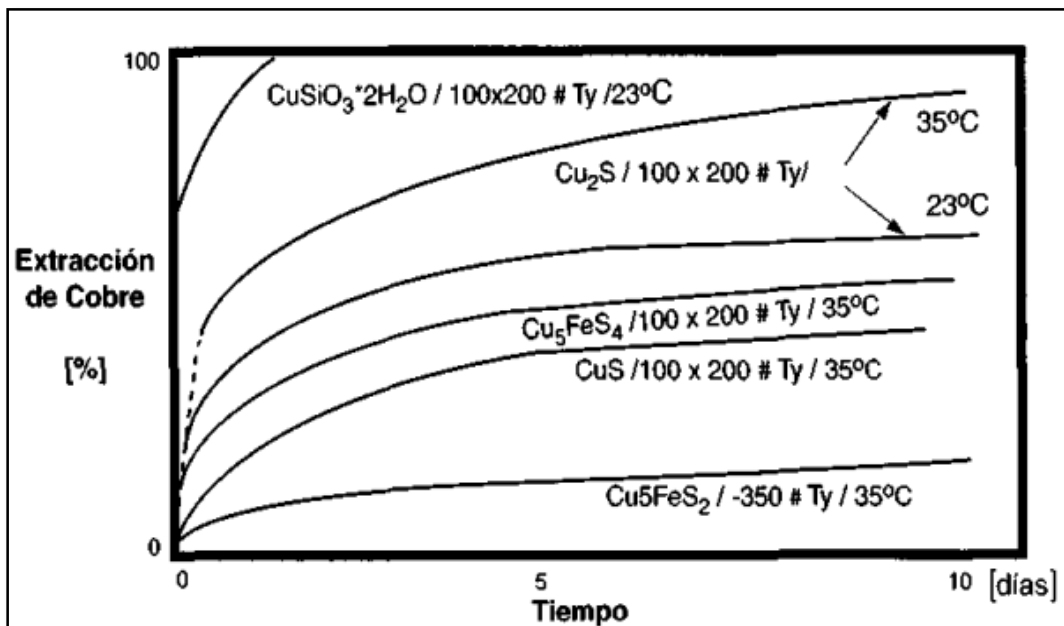


Figura 7. Extracciones de cobre experimentales en función del tiempo, para distintas especies mineralógicas de concentrados de cobre, en condiciones similares
Fuente: Domic, 2001.

2.2.8.1. Tipo de Reacciones de Lixiviación con Ácido Sulfúrico. En este estudio, se considera las siguientes reacciones que se encuentran comúnmente en los procesos de lixiviación con ácido sulfúrico.

a) Reacciones Rápidas

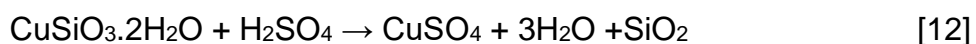
Óxido de cobre:



Malaquita:

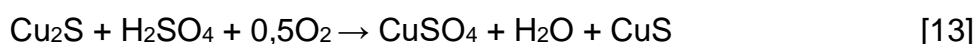


Crisocola:



b) Reacciones Medianas

Calcosina:

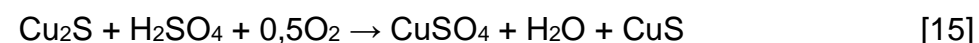


Bornita:



c) Reacciones Lentas (que requieren oxidación de sulfuro)

Calcosina:

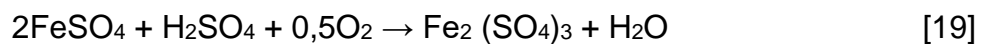
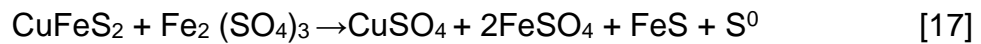


Bornita:



d) Reacciones Lentas (que requieren oxidación de sulfuro)

Calcopirita:



Habbache (2009) trabajó en el enriquecimiento de minerales de cobre oxidados por ácido proceso de lixiviación diferentes soluciones ácidas que son ácido clorhídrico, sulfúrico ácido, ácido nítrico y ácido cítrico, se utilizaron para examinar los efectos de diferentes parámetros tales como la velocidad de agitación, la temperatura y las concentraciones de ácido.

2.2.8.2. Purificación y Concentración de la Solución Lixiviada.

En el proceso de purificación o de concentración, existen dos fases en contacto (líquido - sólido o líquido - líquido). Almirón (2016) señala el siguiente:

- Purificación: si la impureza va a la otra fase.
- Concentración: si el elemento deseado va a la otra fase.

Los procesos de purificación y/o concentración son muy variados y dependen de:

- La naturaleza del elemento deseado
- Las impurezas presentes en la solución
- El tipo de proceso de recuperación

- El grado de pureza deseado para el producto final.

Los procesos de purificación y/o concentración se pueden dividir en varias categorías:

- Hidrólisis
- Cementación
- Precipitación de un compuesto específico
- Extracción por solventes
- Resinas de intercambio iónico.

Al evaluar un proceso de separación, los criterios son la selectividad de la separación, la recuperación (o grado de remoción) y el consumo de reactivos o de energía), estos tres parámetros están intercorrelacionados y se necesita hacer la evaluación económica del proceso que se desea utilizar. Almirón (2016).

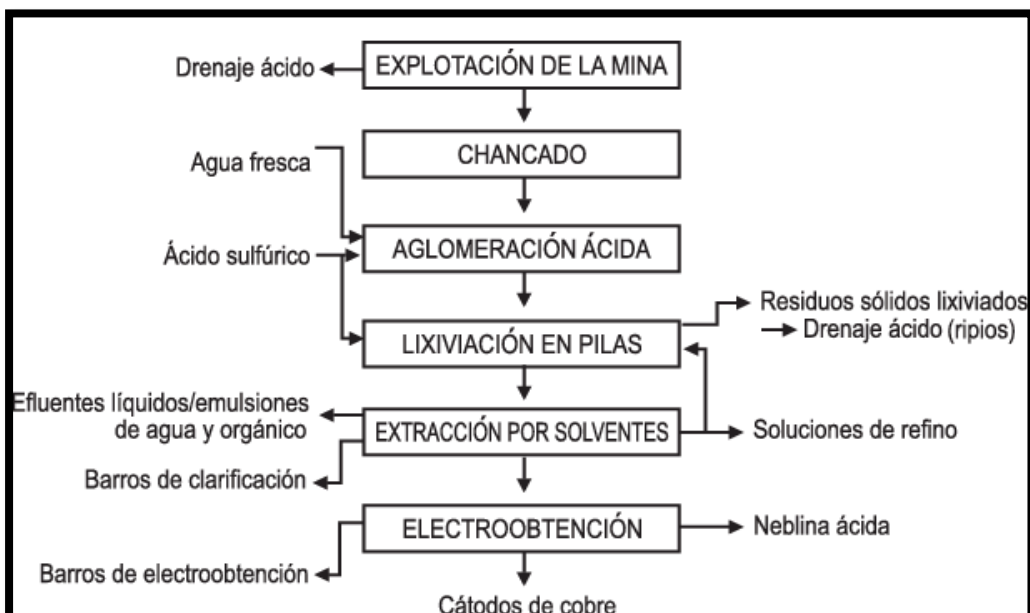


Figura 8. Proceso hidrometalúrgico para recuperar cátodos de cobre

Fuente: https://www.researchgate.net/figure/Figura-N-2-Proceso-hidrometalurgico-para-recuperar-catodos-decobre_fig2_237348179

2.2.8.3. Importancia de la Ganga. La ganga que envuelve (o acompaña) a los minerales de cobre puede evitar que éstos se lixivien, consumir más reactivo o disminuir la velocidad de la lixiviación. También existe el caso en que la ganga está muy alterada y extremadamente descompuesta, presentando gran cantidad de arcillas, entre las cuales existen algunas que actúan con propiedades de intercambio iónico, volviendo a atrapar el cobre recién disuelto. Este fenómeno se conoce con el término en inglés “*preg-robbing*”. Por otra parte, hay elementos que causan problemas en el proceso de recuperación del cobre (Domic, 2001).

Para evitar la lixiviación de los minerales de cobre es suficiente que existan minerales de ganga con una mayor cinética de lixiviación y/o cantidad. En general, los minerales de la ganga de los yacimientos porfíricos de cobre están en más de un 95 % constituidos por especies silicatadas.

Además, la sílice, en cualquiera de sus formas, constituye parte esencial de la corteza terrestre en más de un 98 % de su composición sólida. Consecuentemente, su comportamiento en soluciones ácidas será determinante en los resultados del proceso de lixiviación que se intenta emprender. Las principales especies minerales de silicatos presentes en la ganga, de estos yacimientos, se presentan en la tabla 4.

Tabla 4.

Principales minerales de silicatos, presentes en la ganga de los yacimientos de cobre porfídico.

Especie mineralógica	Composición más común para este especie de silicato
Cuarzo	SiO ₂
Ortoclasa	KAlSi ₃ O ₈
Plagioclasa sódica	NaAlSi ₃ O ₈
Plagioclasa potásica	CaAl ₂ Si ₂ O ₈
Caolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄
Pirofilita	Al ₂ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₂
Actinilita	Ca ₂ (Mg,Fe ²⁺) ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂
Miscovita	KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂

Fuente: Domic, 2001

Otras especies minerales que también a menudo forman parte de la ganga en estos yacimientos, son:

- Los carbonatos, como, por ejemplo, la calcita (CaCO₃)
- Los sulfatos típicamente representados por el yeso (CaSO₄.2H₂O) y la anhidrita (CaSO₄)
- Los óxidos e hidróxidos de hierro, entre los cuales destacan: la magnetita (Fe₃O₄), la hematita (Fe₂O₃), la especularita (Fe₂O₃), la limonita (FeO(OH). nH₂O) y la goetita (FeO(OH))

2.2.8.4. Influencia en el Consumo de Ácido. El consumo de reactivo lixivante está en función de la cantidad de especies que reaccionan con él y de la velocidad con la que lo hacen. Si un mineral de ganga reacciona

más rápido que los minerales de cobre y, además se encuentra en mayor cantidad, entonces este limita la lixiviación del cobre. Como ya se mencionó, las especies silicatadas son las más abundantes; por lo tanto, es práctico saber esto como una regla general (Domic, 2001).

- Las menas de cobre hospedadas en roca de basalto y diabasa presentan un consumo de ácido alto.
- Las menas compuestas de monzonita, andesita y granito consumen cantidades moderadas de ácido.
- Las menas hospedadas en una matriz de alteración cuarzo-sericita, consumen pequeñas proporciones de ácido. Las menas ubicadas en arenisca de cuarzo casi no consumen ácido alguno. En la Figura 9 se muestra los valores de consumo de ácido propios de la ganga, para tres tipos de roca habituales, en yacimientos de cobre.

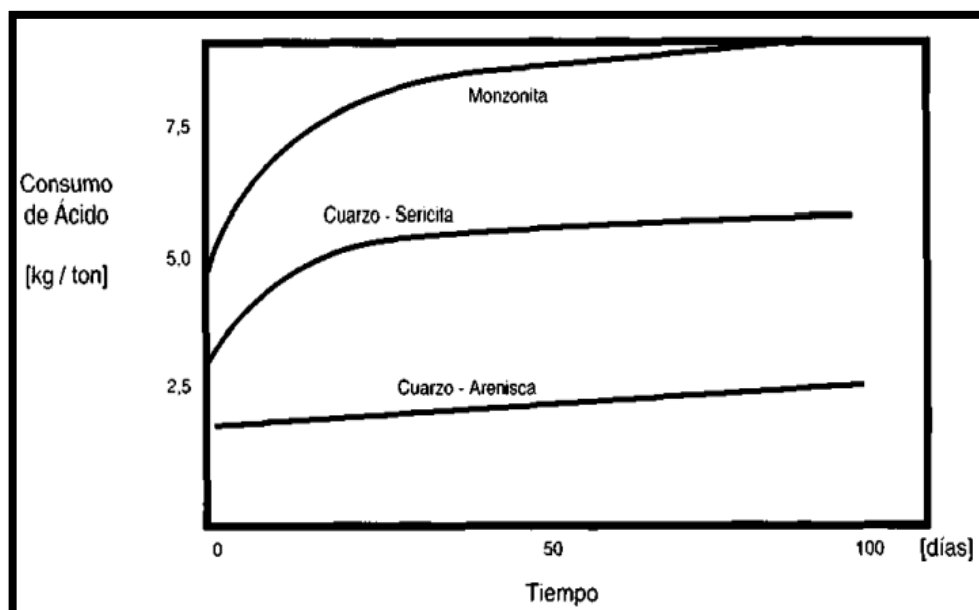


Figura 9. Datos experimentales de consumos de ácido propios de la ganga para tres tipos de roca habituales en yacimientos de cobre.
Fuente: Domic, 2001

2.2.8.5. La Solubilidad de la Jarosita y la Regulación del Eh y pH

La cantidad de cobre que se disuelve por unidad de área depende en gran medida de la cantidad de hierro férrico en el lixivante. Con este lixivante, la precipitación de la jarosita es pronunciada. Esto es acompañado por la expansión y agrietamiento de la superficie reactante en particular, si los minerales de la ganga contienen mucha caolinita y/o sericita. La precipitación de la jarosita y la consecuente expansión y agrietamiento aumentan la disolución del cobre, debido a las nuevas superficies expuestas del mineral de cobre. Sin embargo, esto no es universal y puede resultar una disminución de la disolución del cobre debido a que probablemente el precipitado de jarosita actúa como una barrera de difusión. (Canteford, 1985).

2.3. Definición de Términos

Yacimiento. Formación en la que está presente una concentración estadísticamente anómala de minerales presentes en la corteza terrestre o litosfera.

Pórfido cuprífero. Yacimientos de gran tonelaje y de baja ley que se originan por el emplazamiento de un cuerpo intrusivo en la corteza terrestre, en condiciones de gran temperatura.

Ganga. Material que se descarta al obtener la parte valiosa dentro del mineral.

Cuarteo. Partir o dividir una muestra en cuartos o partes.

Ley de cobre. Es el porcentaje de cobre que encierra una determinada muestra.

Ley de mineral. Se refiere a la concentración de oro, plata, cobre, estaño, presente en las rocas y en el material mineralizado de un yacimiento.

Análisis granulométrico. Gráfica en escala logarítmica que muestra la medición y gradación que se lleva a cabo de los granos de una muestra, representando la abundancia de los correspondientes a cada uno de los tamaños previstos por una escala granulométrica.

Pilas de lixiviación: Acumuladores de material mineralizado.

Finos. Material proveniente del chancado, que produce impermeabilización de la pila por su baja granulometría.

Aglomeración. Pre tratamiento al proceso en el que se mezclan, un mineral, un líquido y aditivos que, sometidos a un movimiento de rodadura, reducen la agregación de las fracciones finas generando partículas de mayor tamaño.

Glómero. Aglomerados uniformes formados a partir de la aportación de reactivos líquidos en mezcla con mineral en movimiento de rodadura.

Curado ácido. Consiste en agregar ácido concentrado durante el proceso de lixiviación. Es un pre tratamiento químico que mejora la respuesta de disolución de cobre e inhibe la disolución de la sílice.

Efluentes. Líquido que procede de una planta industrial. Solución que drena de un lecho columnar.

Eh-pH. Potencial de una reacción en función de la variación de pH de la misma reacción.

Lixiviación. Proceso hidrometalúrgico mediante el cual se provoca la disolución de un elemento desde el mineral que lo contiene para ser recuperado en etapas posteriores.

Razón de lixiviación. Criterio de diseño del proceso de lixiviación. Corresponde al volumen lixiviado por toneladas de mineral apilado. Su unidad se expresa en m³/t.

PLS. Solución cargada que percola de la etapa de lixiviación y que ha sido enriquecida por la disolución del cobre desde el mineral.

ILS. Solución intermedia obtenida del riego de la pila con refino, la cual se recircula para regar nuevamente la pila obteniéndose así soluciones cargadas de cobre o PLS.

Recuperación. Fracción de cobre contenido en ripio versus cobre contenido en la alimentación.

Refino. Solución empobrecida de cobre luego del proceso de extracción por solventes y que es enviada de vuelta a las pilas para integrarse al proceso de lixiviación.

Ripio. Residuo sólido que queda del proceso de lixiviación.

Tasa de riego. Corresponde al volumen de solución de riego por unidad de tiempo y área regada en una pila. Su unidad se expresa en L/m²h.

Capítulo III

Marco Metodológico

3.1. Tipo y Diseño de la Investigación

Los procesos químicos en la lixiviación en Cuajone y las operaciones son descritos en la Figura 10, estas son las etapas previas a considerar antes de la etapa de lixiviación en el pad, el estudio comprende en la última etapa mencionada, donde se considera las variables operativas del proceso de lixiviación en pilas, como es el sistema de riego y ciclo de solución lixiviada (PLS de Cuajone). Estas pruebas metalúrgicas se desarrollaron entre los meses de junio y agosto del 2017. El diseño de pruebas se centra en el pad de lixiviación.

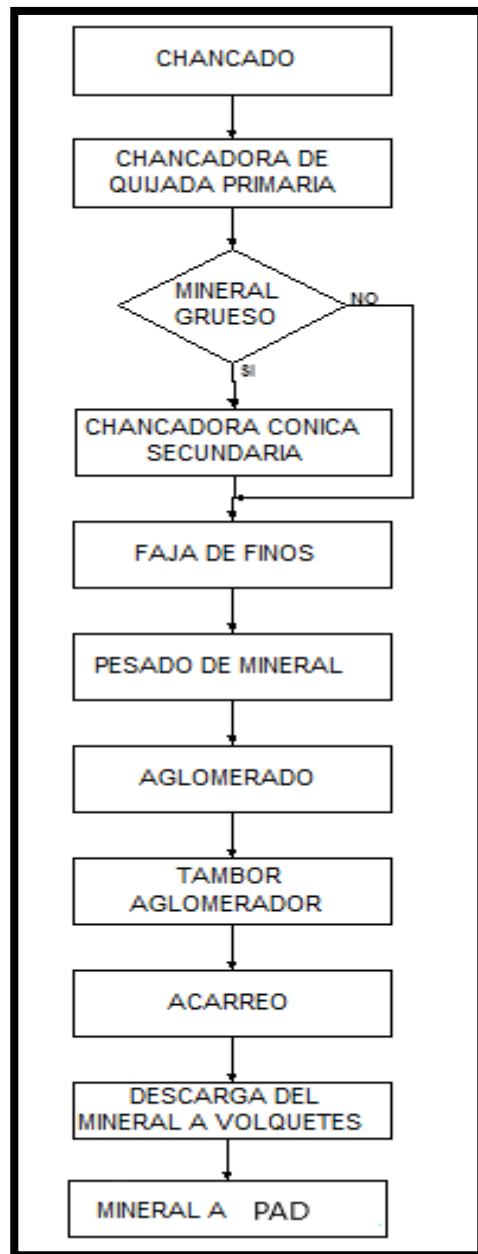


Figura 10. Diseño de las pruebas metalúrgicas.
Fuente: Elaboración propia, 2019.

3.2. Población y Muestra

El cuerpo mineralizado de cobre, en el centro minero de Cuajone, es mayor a 0,4 %; presenta una mineralización regular, homogénea y tiene una mineralogía simple. Abarca una extensión aproximada de 2 300 m de longitud por 900 m de ancho, alargada con una dirección noreste - sureste.

La diferencia de las zonas mineralizadas, está definida principalmente por los minerales predominantes que se encuentran en cada una de ellas y la relación del índice de solubilidad ácida, cianurada e insoluble.

El mineral en estudio se considera de las pilas de lixiviación de la unidad minera Cuajone.

Tabla 5
Tipo de mineralización

Muestra	Litología	Alteración	Minerales	Textura	Paragénesis
GE26 – 10 -79 (A Y B)	Roca	Silicificación	Pirita	Rellenos de espacios vacíos y de reemplazamientos	1. Pirita
	Filoniana	intensa	Bornita Esfalerita Calcopirita tennantita		2. Esfalerita y calcopirita 3. Molibdenita 4. Calcopirita II 5. Bornita I 6. Tennantita 7. Calcopirita III 8. Galena 9. Bornita II 10. Calcocita I 11. Calcocita II

Fuente: Área de Geología - mina Cuajone

Las siguientes zonas de minerales que se presentan en Cuajone son:

a) Zona Lixiviada

Actualmente esta zona se restringe hacia el lado sur alto de la mina en riolita porfirítica y hacia el lado noreste en la andesita intrusiva, pudiéndose encontrar en contacto directo debajo de las zonas volcánicas. Su mineralogía es simple, constituida por óxidos de hierro (limonita, hematinas) y óxidos de manganeso (pirolusita).

b) Zona de Óxidos

Esta zona se forma debido a las percolaciones de aguas subterráneas que contienen cobre en solución, se encuentran condiciones de cambio de pH, el cual resulta en precipitaciones de óxidos, hidróxidos, carbonatos y silicatos de cobre.

c) La Mineralogía de la Zona Oxidada

Consiste en crisocola, malaquita, calcantita, cobre nativo, cuprita y tenorita.

d) Zona Enriquecida

La zona enriquecida en Cuajone es definida, mineralógicamente, por la predominancia de sulfuros secundarios sobre las formas de mineralización económica. La mineralogía la constituye la chalcocita, la digenita y la covelita, y en menor cantidad, la presencia de molibdenita y pirita. En las zonas en que la pirita tuvo un recubrimiento de minerales secundarios (digenita), este mineral representa un problema en los

concentrados puesto que la cubierta de digenita hace flotar a la pirita, ocasionando una menor ley de concentrado.

e) Zona de Transición

El paso de la zona enriquecida a la zona primaria, no es definido, teniéndose entre ambas una amplia zona transicional caracterizada principalmente por la presencia de pirita, calcopirita y en menor proporción la presencia de calcosita y bornita. La potencia aproximada es de 190 metros y tanto su base como su tope tienen una forma ondulada gradacional en contacto con los sulfuros enriquecidos y la zona primaria.

f) Zona Primaria

Zona que está escasamente expuesta en Cuajone, la mineralogía está compuesta principalmente por pirita, calcopirita con menos bornita en venillas y finamente diseminadas dentro de un stock principal de latita porfirítica. Dentro de la zona de brechas más profundas se puede encontrar trazos de enargita, esfalerita, galena.

g) Mineralización de molibdeno

La ley promedio de molibdeno para el yacimiento es 0,020% y ocurre como un sulfuro de molibdenita, ya sea en forma cristalizada en venillas de cuarzo, en forma de pátina en las fracturas de las rocas y finamente diseminado visible al microscopio. El molibdeno no tiene un zoneamiento

de óxidos, enriquecidos, transicional y primario tal como ocurre con el cobre. El molibdeno es inmóvil en pH ácido.

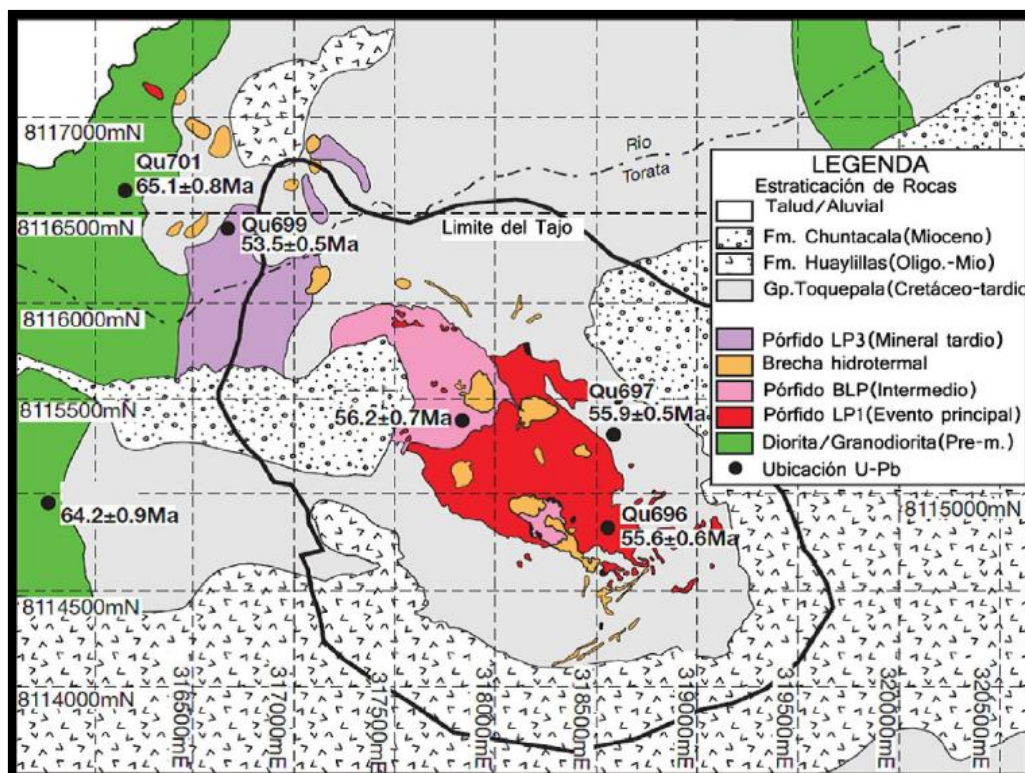


Figura 11. Vista en sección del modelo de mineralización
Fuente: Área de Geología - mina Cuajone

Los distintos tipos de materiales a transportar, son sulfuros de baja ley menores a 0,4 % en cobre depositados en botaderos y los óxidos son llevados a planta de lixiviación con leyes aproximadas de 0,439 % de cobre para la construcción del pad, la pila de lixiviación en estudio consta de 109 784 toneladas de mineral oxidado de cobre.

Tabla 6
Reservas de óxidos Cuajone

STOCK	Mineral, t		Reservas de óxidos						
			Cu	IS Ac	IS CN	IS Total	Ley de Corte	Humedad	Finos m100
			Total	%	%	%	%	%	%
3475	3576720	3376424	0,8	53,478	11,786	65,26	0,400	5,60	22,30
3460 S	586100	562656	0,612	65,52	9,31	74,83	0,354	4,00	11,20
3430 S	728880	699725	0,702	41,85	7,80	49,65	0,496	4,00	17,60
3421 S	3775087	3624084	0,759	69,77	13,82	83,59	0,324	4,00	21,20
3505 S	1790785	1719154	0,412	58,30	20,40	78,70	0,345	4,00	17,70
3505 N	8682591	8231096	0,440	57,90	19,70	77,60	0,349	5,20	20,50
3420 S	5783	5407	1,490	50,00	25,00	75,00	0,363	6,50	25,00
TOTAL	19145946	18218545	0,580	59,096	16,353	75,449	0,359	4,839	20,311

Fuente: Área de Geología - Mina Cuajone.

3.3. Operacionalización de Variables

Variables	Indicadores	Medición
Independiente X: Evaluación de variables del proceso	➤ Tamaño de partícula	µm
	➤ Concentración del agente lixivante	g/L
	➤ Tiempo de lixiviación	día
Dependiente Y: Extracción de cobre	➤ Ley del mineral	%
	➤ Concentración	mol/L
	➤ Extracción	%

Fuente: Elaboración propia.

3.4. Técnicas e Instrumentos para Recolección de Datos

Son miles de toneladas de mineral que se trasladan a planta de lixiviación por día, el mineral pasa por varias etapas, primero logrando la granulometría adecuada en el circuito de chancado donde son triturados, aglomerados y depositados en los pad's.

3.5. Procesamiento y Análisis de Datos

3.5.1. Materiales, Reactivos y Equipos

Los materiales, reactivos y equipos que se emplearon para el desarrollo del presente trabajo son:

Materiales

- Matraces de 250 ml
- Fiolas de 500 y 1000 ml
- Pipetas de 5 y 10 ml
- Vasos de precipitado de 1000 ml

Reactivos

- Hidróxido de sodio
- Ácido clorhídrico
- Carbonato de sodio

Reactivos para la lixiviación

- Ácido Sulfúrico

Equipos

- Adsorción atómica
- Chancadora
- Molino
- Juego de mallas
- Ro Tap

3.5.2. Caracterización Mineralógica

El depósito es un pórfido de cobre con una mineralización de latita porfirítica y andesita intrusiva; teniendo una ley promedio, a junio del año 2012, de 0,636 % Cu y un índice de trabajo de 17,36 kW-h/t. La última ampliación de la planta fue con el molino de bolas marca Polysius de 4,191 m x 5,2832 m con 3 000 HP.

El tajo de la unidad minera Cuajone mide 2 500 m. de largo, 2 100 m de ancho y 800 m de profundidad. Cuenta con reservas de 1 883 millones de toneladas de mineral de cobre. El pad de lixiviación de la unidad minera Cuajone, está conformado por mineral netamente de óxidos de cobre, el cual es lixiviado con una solución de ácido sulfúrico diluido mediante un sistema de riego por aspersion. Es necesario mencionar que las bases de

las pilas y de las pozas de almacenamiento de solución están impermeabilizadas con geomembrana de alta densidad.

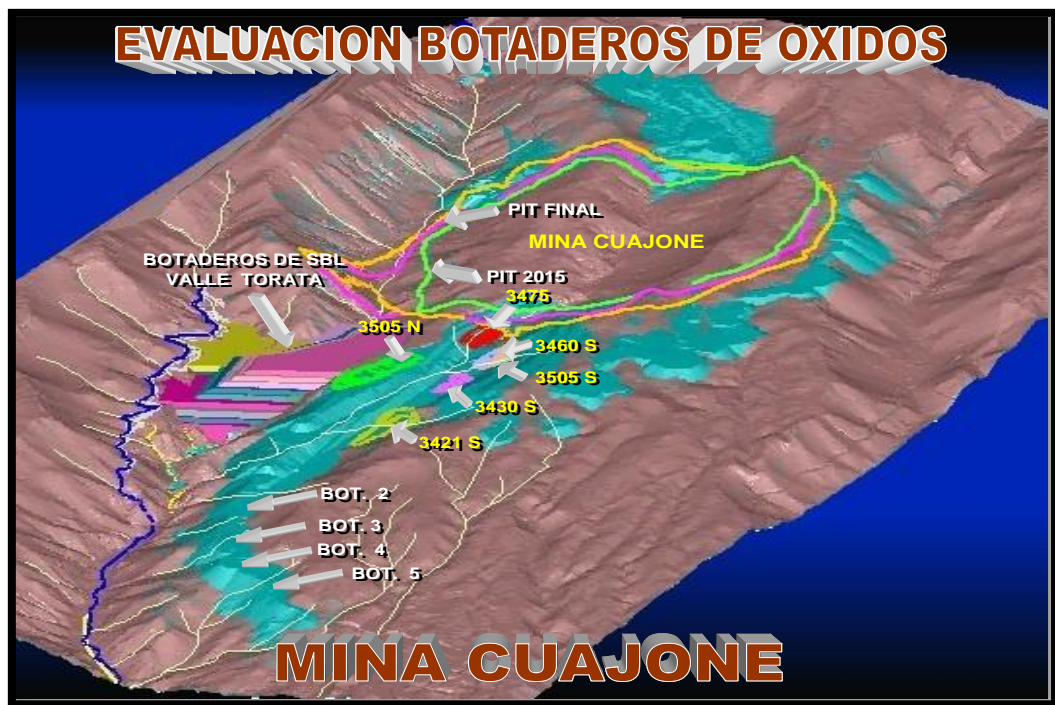


Figura 12. Botaderos de óxidos – Cujone.
Fuente: Área de Geología - Mina Cujone

3.5.3. Descripción del Proceso

Mediante Resolución 090-2009-MEM-DGMN, se autoriza la construcción e instalación de la ampliación de capacidad instalada en la concesión de beneficio "planta de lixiviación Cujone" de 2100 a 3100 t/día, se establece el cumplimiento de los siguientes compromisos:

Los parámetros geométricos del pad de lixiviación y pozas de la planta de lixiviación Cujone son:

Máxima altura de apilamiento	= 5,0 metros
Altura de banqueta típica	= 2,5 metros
Cota máxima de crecimiento área 1	= 3 520 m.s.n.m.
Cota máxima de crecimiento área 1	= 3 535 m.s.n.m.
Pendiente del talud de apilamiento	= 3 H:1V
Ancho de las banquetas	= 30 metros
Densidad ROM in situ	= 19 KN/m ³
Ciclo de lixiviación	= 60 días
Capacidad autorizada	= 3 100 t/día

Sistema de revestimiento con geomembrana (SST) de HDPE de 2,0 mm en la parte superior y una geomembrana (DST) de HDPE de 1,5 mm en la inferior. El proceso de chancado de Cuajone trata de 250 a 300 t/h de mineral de cobre oxidado con una ley de 0,84 % de cobre total y un 70 % de cobre soluble, luego de esta etapa, el mineral es transportado mediante fajas a un tambor rotatorio en el cual el mineral es tratado con ácido sulfúrico concentrado para producir aglomerado. El aglomerado es descargado a una faja para que ésta transporte la mezcla a los volquetes y lo descarguen a las canchas impermeabilizadas para realizar la lixiviación con ácido sulfúrico diluido. Los principales minerales de cobre son la

crisocola ($\text{CuO}\cdot\text{SiO}_2\cdot 2\text{H}_2\text{O}$) y malaquita ($\text{CuCO}_3\cdot\text{Cu}(\text{OH})_2$) ambos con lixiviación relativamente rápida.

El ciclo estándar de lixiviación de Cuajone es de 72 días, consistiendo en carguío, curado, lixiviación y drenaje; la solución ácida recupera el 60 % de cobre total contenido en el mineral.

Como producto de la lixiviación se obtiene el PLS (solución impregnada de cobre) que es enviado por gravedad a través de una tubería de 20,32 centímetros hacia el reservorio colector de Cuajone en Quebrada Cimarrona, para luego ser bombeado 8 km. hacia la poza de alimentación de la planta de extracción por solventes ubicada en Toquepala a un flujo de 330 gpm. ($75 \text{ m}^3/\text{h}$). Este cobre representa el 10 % del total alimentado a la planta de SX-EW (extracción por solventes y electrodeposición).

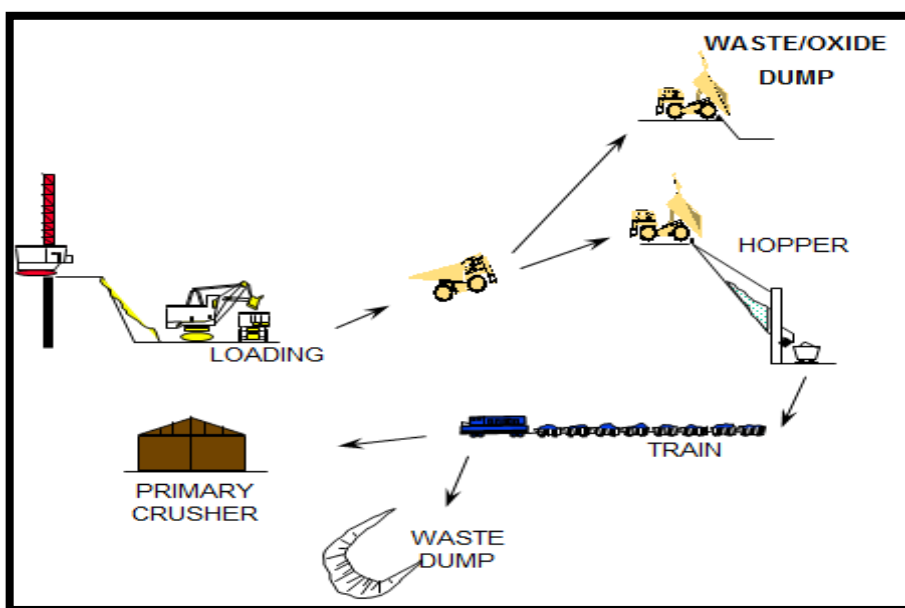


Figura 13. Diagrama de flujo de botaderos de óxidos hacia chancado primario. Fuente: Área de Geología - Mina Cuajone.

En la planta de lixiviación Cuajone se tiene 1 chancadora de quijadas primaria y 1 chancadora cónica secundaria HP 500, siendo 390 t/h la capacidad de diseño para el procesamiento de los óxidos de Cuajone. Adicionalmente, se cuenta con 1 tambor aglomerador, 2 cargadores frontales y 2 camiones de 240 toneladas de capacidad para el traslado de mineral aglomerado a las pilas de lixiviación.

El cobre en solución que produce la planta de lixiviación Cuajone se envía por gravedad a la planta de lixiviación Toquepala a través de una tubería de 8 pulgadas de diámetro ubicada al costado y a lo largo de la línea férrea entre Cuajone y Toquepala.

La poza de PLS tiene una capacidad de 3000 m³, el dique de la poza es de 40 m de largo, 10 m altura, el ancho de corona de 6 m y talud 2H: 1V. La poza de control de avenidas tiene una capacidad de 13 200 m³, el dique de la poza es de 57,5 m de largo, 12 m de altura, ancho de la corona de 6 m y talud 2H: 1V.

Tabla 7
Caracterización física

Humedad (%)	Ácido Estequiométrico (%)	Granulometría	Densidad de riego (L/h-m ²)
4,12	48	-m 1/2 "	3,13

Fuente: Elaboración propia.

La caracterización física consiste en la determinación de parámetros físicos relevantes y está integrada por el peso específico del mineral, que se realizó acorde al protocolo para peso específico del mineral la cual es 2,6 y La humedad natural del mineral es de 2,9.

3.6. Caracterización Química

Se determinan contenidos de cobre total, cobre soluble y hierro total solo para el análisis de cabeza total, además se considera análisis químico para soluciones de riego y efluentes.

Tabla 8

Análisis químico del mineral oxidado de cobre

Cobre Total (%)	Cobre Soluble (%)	Hierro Total (%)	CO ₃ (%)
0,48	0,28	4,50	2,67

Fuente: Elaboración propia

Tabla 9

Consumo de ácido en la lixiviación

	Ratio de consumo	
	H ₂ SO ₄ kg/t	Agua L/t
Mineral -m ¾" 92%	35,91	76
Mineral -m 1 1/2" 92%	26,18	70

Fuente: Elaboración propia

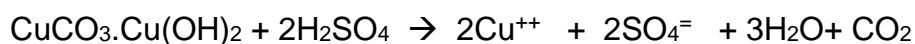
3.7. Minerales de Cobre y sus Reacciones en la Lixiviación

Los principales minerales de cobre de Cuajone son la crisocola ($\text{CuO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) y la malaquita ($\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$). La crisocola, un hidroxisilicato con una estructura cristalina abierta, se lixivia relativamente rápido en ácido sulfúrico (H_2SO_4) de acuerdo a la siguiente reacción:



Cu^{++} es el símbolo para el ion cúprico, el principal estado del cobre, cuando este se disuelve en solución. Los iones en solución pueden tener cargas positivas, tales como el ion cúprico (Cu^{++}), o cargas negativas, tales como el ion sulfato (SO_4^-).

Al igual que la crisocola, la malaquita se lixivia bastante rápido en ácido sulfúrico. La reacción química para este proceso de lixiviación es:



Esta ecuación muestra el cobre y los iones sulfato en solución y la producción de algo de dióxido de carbono así como también agua. El agua, los iones Cu^{++} y los iones SO_4^- fluyen con la solución de lixiviación a la poza de colección del PLS, el dióxido de carbono pasa a la atmósfera.

3.8. Ganga de Minerales

Los minerales de cobre ocupan una pequeña porción del total de volumen de roca en Cuajone. La mayor porción de la roca contiene varios complejos de aluminio – silicatos, que es el desmonte o ganga del mineral. En algunos minerales de cobre, la ganga incluye substanciales cantidades de uno o más minerales de calcio, tales como la calcita (CaCO_3), que reacciona y consume ácido sulfúrico. Afortunadamente, la mayoría de la ganga de los minerales de Cuajone y Toquepala son relativamente inertes al ácido sulfúrico, así que la totalidad del consumo de ácido es favorable.

La descripción de los procesos unitarios asociados con la planta de lixiviación Cuajone se ha subdividido en las siguientes secciones:

Proceso de chancado aglomeración y acarreo.

- Proceso de chancado
- Proceso de aglomeración y acarreo.

Proceso de lixiviación y manejo de PLS

- Procesos de lixiviación
- Manejo de PLS.

Instalaciones complementarias.

- Sistema de ácido sulfúrico.
- Sistema de agua de proceso.
- Sistema de aire comprimido.

En cada uno de los cuales se describe los equipos asociados al sistema.

3.9. Proceso de Chancado

El circuito de chancado existente es un circuito de dos etapas con la segunda etapa operando en circuito cerrado con una zaranda vibratoria.

El proceso de chancado de Cuajone trata de 225 a 259 t/h de mineral de cobre oxidado con una ley de 0,700 – 0,800 % de cobre total y 50 – 60 % de cobre soluble.

El mineral extraído de la mina (ROM) es trasladado por volquetes desde el stock pile (pila de almacenamiento de mineral oxidado) de la mina de Cuajone a la planta de chancado ubicada al este de la concentradora. Los volquetes depositan el mineral en un área de almacenamiento que tiene una capacidad de aproximadamente 80 000 toneladas.

Un cargador frontal remueve el mineral desde la pila y lo deposita sobre una parrilla fija. El mineral que atraviesa la parrilla cae dentro de la tolva. El mineral de mayor tamaño (+ 500 mm) es retenido por el grizzly de la tolva de paso y es triturado por una excavadora con martillo hidráulico. La capacidad de tratamiento es de 4 500 – 5 000 toneladas/día.

Los trozos menores de 500 mm son clasificados y separados en otro grizzly o parrilla del alimentador vibratorio, con abertura de 75 mm.

El mineral que pasa a través de las barras clasificadoras (trozos menores a 75 mm) va directamente a la faja transportadora de descarga de la chancadora primaria. El mineral que es demasiado grande para pasar por la parrilla del alimentador vibratorio (trozos mayores a 75 mm), se alimenta a la chancadora primaria. La chancadora primaria es de quijada con eje excéntrico, de marca Kue Ken y modelo 120, tipo Blake con set de 100 mm.

El producto de la chancadora de quijadas y el pasante de la parrilla vibratoria descargan en la faja transportadora N° 1. La faja de descarga de la chancadora primaria deposita el mineral sobre la faja que alimenta a la zaranda de la chancadora secundaria (faja transportadora N° 2).

La faja de alimentación a la zaranda vibratoria 8' X 20', descarga mineral sobre ésta, clasificando el material en dos niveles, la malla superior con aberturas de 25 X 57 mm y la inferior de 17 x 50 mm. El producto grueso descarga a la faja transportadora N° 3, que a su vez descarga a una tolva intermedia, del cual mediante la faja alimentadora N° 4 se alimenta a la chancadora secundaria Nordberg HP 500, del tipo cónico, con set de 19-22 mm, ésta trabaja en circuito cerrado con la zaranda vibratoria. El producto

fino de la zaranda descarga en la faja transportadora N° 5. Este material pasante es el producto final del chancado.

Un detector de metales instalado en la faja transportadora N° 3 previene la introducción de desechos metálicos, impidiendo su ingreso dentro de la chancadora secundaria. El detector de metales está interconectado con el motor de faja. Cuando un metal es detectado sobre la faja, esta se detiene automáticamente. El operador debe retirar el metal y resetear el detector de metales antes de reiniciar el funcionamiento de la faja.

La chancadora secundaria tiene un sistema de lubricación y con el motor de la chancadora están interconectados, para asegurar que la chancadora no sea dañada por un flujo bajo de aceite o presión. Además, un interruptor de alta temperatura en el retorno de aceite para lubricación, activa un enfriador de aire para aceite para prevenir sobrecalentamientos del aceite de lubricación.

La chancadora secundaria descarga material sobre la faja de descarga de la chancadora primaria y recicla este material a la zaranda vibratoria alimentadora de la chancadora secundaria.

La faja transportadora de finos clasificados recibe el mineral pasante tamizado de la zaranda vibratoria de doble piso. La faja transportadora de

finos clasificados alimenta el mineral a un sistemas de fajas que a su vez alimentan al tambor aglomerador.

En la zona de chancado, se cuenta con dos sistemas para la eliminación de polvos, uno de los cuales comprende la zona del hopper, chancadora primaria y secundaria, mediante el Dust Supresor System y el otro sistema mecánico del Dust Collector que comprende la zona de la zaranda vibratoria.



Figura 14. Etapa de chancado

Fuente: Southern Perú Cooper Corporation – Cuajone.

3.10. Proceso de Aglomeración y Carguío

Luego de una etapa de chancado, el mineral es transportado mediante las fajas al tambor aglomerador. Una balanza de faja pesa el mineral que pasa en la faja transportadora y monitorea la velocidad de paso del mineral. El peso del mineral determina la cantidad de reactivo aglomerante para ser añadido en el tambor de aglomeración. Aglomeración significa la unión por ligamento.

El proceso de aglomeración es necesario para prevenir la presencia de material fino en la solución de lixiviación y posibles canalizaciones en la pila de lixiviación. Si la pila de lixiviación se canaliza, la extracción de cobre recae. Si no se consigue aglomerar los finos, pueden bloquearse algunas partes de la pila de lixiviación y además causar empozamientos de PLS. Estos problemas adicionales contribuyen a aumentar los costos de operación y disminuir la extracción de cobre, la humedad al final de la aglomeración debe ser de 8 a 8,5 %.

Usando el peso del mineral, el PLC calcula la señal de salida apropiada para el controlador de velocidad de bombeo, que resulta en la cantidad apropiada de reactivo aglomerante que está siendo adicionado al mineral. Inmediatamente después de ser pesado el mineral es descargado al tambor aglomerador y allí se le añade, mediante quenas, ácido sulfúrico concentrado y agua.

El tambor trabaja en forma continua y al girar mezcla estos elementos con el mineral lo más homogéneamente posible.

En total, 70 % de la cantidad estequiométrica de ácido necesario para la lixiviación es añadido al mineral en el tambor.

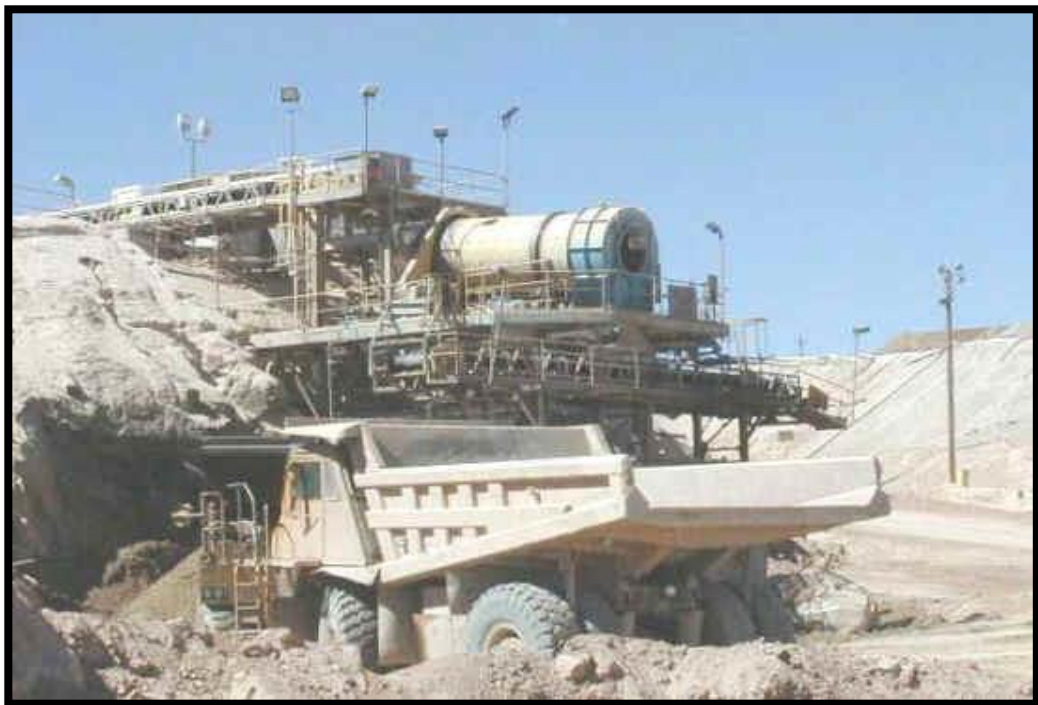


Figura 15. Etapa de aglomerado
Fuente: Southern Copper Cuajone

Estequiometría significa la cantidad química hallada según cálculos.

La adición de agua es de 80 Kg/t.

Una vez mezclados los dos elementos, el mineral es descargado del tambor aglomerador hacia la faja transportadora N° 8, para luego ser enviado a los volquetes de 240 toneladas. Esta faja tiene dos sentidos de

giro para cargar el mineral en función de la posición del volquete que ha de ser cargado.

3.11. Secuencia del Proceso de Chancado, Aglomerado y Acarreo del Mineral en Cuajone

3.11.1. Equipos Asociados al Área de Chancado, Aglomerado y Acarreo.

A continuación describiremos algunos equipos importantes en el área de chancado, transporte y aglomeración:

- Alimentador vibratorio
- Chancadora de quijada
- Faja transportadora típica
- Zaranda vibratoria de doble piso
- Detector de metales típico
- Electromagneto
- Muestreador
- Chancadora cónica
- Sistema colector de polvo
- Arreglo típico de una balanza de faja
- Tambor aglomerador
- Camión de acarreo de aglomerado de 240 toneladas.
- Cargador frontal.

3.11.2. Lixiviación

El tonelaje de mineral aglomerado es transportado a los pad, para cumplir con el ciclo de lixiviación por módulo, el mineral en lixiviación, es sometido bajo riego. Cuando la pila está en riego, el control metalúrgico se realiza vía líquida, es decir por mediciones de leyes de PLS y flujos de percolación calculados, dichas muestras líquidas son enviadas en forma diaria por el TPF en lixiviación al laboratorio químico de concentradora, los resultados de los análisis de éstas muestras son registrados por el laboratorio en la hoja excel “ Muestras de módulos“, al cual se tiene acceso de “Solo lectura”, el TPF en lixiviación registra la información de flujos y ensayos químicos de las soluciones de percolación de cada módulo en el reporte “balance metalúrgico por soluciones”.

3.11.3. Ripios

Una vez que ha concluido el ciclo de lixiviación de un determinado módulo y luego de transcurrido un tiempo prudencial de drenaje, se procede a muestrear ripios de los módulos. Las muestras son preparadas y enviadas al laboratorio químico de concentradora para la determinación de los contenidos metálicos respectivos por ensayos químicos. El laboratorio químico de concentradora reporta los resultados de los análisis en la hoja excel “Ripios” a la cual se tiene acceso de “Solo lectura”.

El TPF en lixiviación, con la información de ley del mineral de cabeza y la del ripio, obtiene la extracción real del módulo, dicha información la registra en el reporte "Extracciones por ripios". El responsable de la revisión de la información ingresada y reportada por el TPF en lixiviación es el jefe de lixiviación Cuajone.

3.11.4. Inventario de PLS

El PLS es el producto final de la planta de lixiviación Cuajone, resulta de regar los módulos a un determinado flujo de riego, dándonos como resultado un volumen menor de solución de percolación debido básicamente a las pérdidas por evaporación de la solución de riego por aspersion (de 10 a 20 %), cualquier excedente de percolación de PLS es almacenado temporalmente en las pozas de colección y retención. Las pozas son muestreadas diariamente por el TPF en lixiviación y las muestras son enviadas al laboratorio químico de concentradora para su respectivo análisis; los resultados son reportados por el laboratorio en las hojas electrónicas "Envío" y "Retención" al cual se tiene acceso de solo lectura. El TPF en lixiviación toma también la medición de los niveles de pozas teniendo en consideración la lectura de una regla calibrada de acuerdo a la cubicación de la poza. Los niveles de poza y los resultados de análisis químicos son registrados en forma diaria por el TPF en lixiviación en el reporte de "Análisis puntuales". El jefe de lixiviación Cuajone reporta en el

cierre de mes la cantidad de cobre en pozas en el registro “Inventario de soluciones”, también es responsable de la revisión de la información ingresada por el TPF en lixiviación.

3.11.5. Inventario de ILS

Las soluciones de percolación de los módulos pobres y parte de los módulos intermedios son recirculadas a las pilas frescas, a dicha solución se la denomina recirculación o ILS. Por lo general la poza de colección de la fase 1 es utilizada para almacenar el ILS que luego será recirculado, pero en la fase 2 se tiene un sistema de tuberías que permiten redireccionar las soluciones pobres a un tanque de ILS, el cual es luego recirculado al pad. El nivel de poza también se determina por medio de una regla calibrada de acuerdo a la cubicación del reservorio.

3.11.6. Transferencia de Datos

Se efectúa una determinación del contenido metálico de los materiales en inventario en forma periódica. El dato del mineral acarreado y procesado es ingresado por el jefe de lixiviación Cuajone, por tener responsabilidades de control metalúrgico en el reporte Infomine. La información que se ingresa al SRP (Sistema de producción) correspondiente a Cuajone, se ingresa en forma diaria y mensual (Reporte diario de producción), (Reporte mensual SRP) y es responsabilidad del supervisor de costos y estadística, esta información es la siguiente:

- Mineral oxidado de cobre chancado
- Ley de cobre oxidado

Adicionalmente se ingresa PLS transferido a Toquepala, ley de cobre en PLS Cuajone, transferencia PLS Cuajone (diariamente), humedad, días operativos, transferencia cobre por día, consumo de ácido Cuajone, cátodos LESDE Cuajone. (mensualmente).

Tabla 10

Datos metalúrgicos del módulo N°645

CHANCADO														
DIAS	FECHA	Mineral		Granulometría			Ensayos químicos							
		Hum. %	Real Tm	- 1/2 " %	.100 m %	Cu _{tot} %	CuSAc %	I.S.A. %	CuSCN %	I.S.CN. %	I.S. %	CO ₃ ⁼ %	Fe _{total} %	Fe _{oxid} %
1	27-May	3,29	1791,398	83,97	20,13	0,343	0,227	66,18	0,032	9,33	75,51	3,560	5,470	1,230
2	28-May	3,78	5018,680	83,19	16,76	0,384	0,261	67,97	0,055	14,32	82,29	4,080	4,220	1,640
3	29-May	4,56	4189,234	82,26	17,29	0,354	0,259	73,16	0,025	7,06	80,23	4,860	4,900	1,790
4	30-May	4,17	2470,859	81,13	17,01	0,387	0,236	60,98	0,039	10,08	71,06	2,650	4,520	1,190
5	31-May													
6	1-Jun													
7	2-Jun	4,63	5465,653	83,47	15,45	0,333	0,184	55,26	0,042	12,61	67,87	2,430	4,050	1,010
8	3-Jun	5,37	4282,307	84,73	15,27	0,625	0,475	76,00	0,064	10,24	86,24	2,380	3,670	0,820
9	4-Jun	5,44	4282,154	84,71	14,13	0,406	0,280	68,97	0,036	8,87	77,83	1,930	4,290	0,940
10	5-Jun	2,34	1900,081	83,53	15,62	0,606	0,411	67,82	0,072	11,88	79,70	2,560	4,010	1,010
11	6-Jun	3,70	2837,939	83,52	16,45	0,401	0,257	64,09	0,041	10,22	74,31	2,740	3,780	0,820
12	7-Jun													
13	8-Jun	4,91	3553,295	82,02	18,40	0,318	0,217	68,24	0,022	6,92	75,16	3,890	4,280	1,470
14	9-Jun	4,68	2578,074	84,04	16,01	0,351	0,207	58,97	0,040	11,40	70,37	2,200	4,570	1,310
15	10-Jun	3,57	2779,293	85,78	17,61	0,399	0,240	60,15	0,050	12,53	72,68	2,900	4,540	0,920
16	11-Jun	3,57	4809,711	84,06	14,51	0,490	0,313	63,88	0,041	8,37	72,24	3,030	3,690	1,220
17	12-Jun	4,42	3944,055	84,52	16,17	0,401	0,224	55,86	0,030	7,48	63,34	1,400	4,200	0,780
18	13-Jun	4,26	4348,398	84,10	17,63	0,505	0,309	61,19	0,062	12,28	73,47	2,990	4,210	0,940

CONTINUACIÓN DE LA TABLA

19	14-Jun													
20	15-Jun	4.77	2177.168	83.06	16.93	0.420	0.242	57,62	0,044	10,48	68,10	2,260	4,490	0,740
21	16-Jun	4.62	4721.785	82.63	15.05	0.407	0.266	65,36	0,045	11,06	76,41	2,990	4,530	1,010
22	17-Jun	3,71	2873,113	83,07	17,13	0,437	0,290	66,36	0,058	13,27	79,63	1,960	4,120	0,950
23	18-Jun	4,36	3638,719	81,54	16,42	0,460	0,262	56,96	0,056	12,17	69,13	1,960	4,310	0,700
24	19-Jun	3,57	5256,348	83,05	17,55	0,471	0,309	65,61	0,052	11,04	76,65	2,900	5,160	1,010
25	20-Jun	4,51	3262,207	81,81	14,93	0,503	0,292	58,05	0,066	13,12	71,17	2,020	4,900	0,670
26	21-Jun													
27	22-Jun	4,23	3853,887	84,14	19,10	0,439	0,272	61,96	0,042	9,57	71,53	2,560	4,390	0,810
28	23-Jun	5,22	1515,344	81,89	14,13	0,612	0,374	61,11	0,049	8,01	69,12	2,410	5,360	0,840
29	24-Jun	4,10	4289,375	82,15	17,75	0,477	0,264	55,35	0,050	10,48	65,83	1,930	5,260	0,690
30	25-Jun	4,50	2903,320	81,58	16,44	0,420	0,223	53,10	0,045	10,71	63,81	2,260	3,890	0,770
31	26-Jun	3,96	1877,008	83,09	19,99	0,614	0,375	61,07	0,047	7,65	68,73	2,930	5,860	1,010
32	27-Jun	1,89	2581,438	84,45	17,66	0,450	0,311	69,11	0,034	7,56	76,67	3,290	5,400	1,580
33	28-Jun													
34	29-Jun	3,34	1970,469	82,36	16,63	0,484	0,274	56,61	0,062	12,81	69,42	1,660	5,260	0,690
35	30-Jun	2,79	1433,883	83,59	17,87	0,422	0,248	58,77	0,053	12,56	71,33	2,200	4,690	0,830
36	1-Jul	3,84	4264,586	82,51	17,75	0,423	0,248	58,63	0,049	11,58	70,21	2,140	4,620	0,670
37	2-Jul	3,22	2107,551	83,52	14,32	0,467	0,284	60,81	0,050	10,71	71,52	2,710	4,950	0,890
38	3-Jul	3,37	2278,856	83,69	14,14	0,456	0,294	64,47	0,037	8,11	72,59	2,320	4,880	1,120
MÓDULO 645		4,124	105256,189	83,25	16,563	0,439	0,277	62,8	0,046	10,53	73,32	2,673	4,502	1,016

Fuente: Datos tomados de la planta de lixiviación Cuajone

Tabla 11*Balance estequiométrico y calculado en la etapa de aglomeración*

Dias	Fecha	Aglomeración					
		Humedad final	Ácido ratio	Ratio H+ estequiométrico	H+ adicionado al tambor	H+ Calculado	H+ Estequiométrico real
		%	Kg/tm	Kg/ton	tm	tm	%
1	27-May	6,06	14,99	61,52	26,86	110,21	24,37
2	28-May	6,61	22,25	70,52	111,65	353,93	31,54
3	29-May	6,56	21,73	83,21	91,04	348,57	26,12
4	30-May	5,73	26,61	46,83	65,76	115,71	56,83
5	31-May						
6	1-Jun						
7	2-Jun	5,55	24,97	42,44	136,47	231,98	58,83
8	3-Jun	6,59	24,80	46,11	106,21	197,45	53,79
9	4-Jun	5,82	24,93	35,77	106,76	153,18	69,70
10	5-Jun	5,81	25,03	48,06	47,57	91,31	52,09
11	6-Jun	5,57	24,88	48,62	70,62	137,98	51,18
12	7-Jun						
13	8-Jun	6,06	24,99	66,75	88,80	237,18	37,44
14	9-Jun	6,12	24,87	39,05	64,12	100,67	63,69
15	10-Jun	6,12	25,12	50,97	69,81	141,65	49,29
16	11-Jun	6,13	25,21	54,21	121,25	260,73	46,51
17	12-Jun	6,13	25,15	26,27	99,21	103,61	95,76

CONTINUACIÓN DE LA TABLA

18	13-Jun	6,00	24,21	53,50	105,25	232,62	45,25
19	14-Jun						
20	15-Jun	5,66	19,92	40,56	43,36	88,32	49,10
21	16-Jun	5,62	16,66	52,83	78,66	249,47	31,53
22	17-Jun	5,68	14,95	36,41	42,95	104,62	41,05
23	18-Jun	5,65	18,83	35,98	68,50	130,93	52,32
24	19-Jun	5,62	19,99	52,03	105,06	273,48	38,42
25	20-Jun	5,64	27,26	37,42	88,93	122,08	72,85
26	21-Jun						
27	22-Jun	5,60	25,07	45,92	96,60	176,96	54,59
28	23-Jun	5,64	25,11	45,04	38,05	68,26	55,74
29	24-Jun	5,62	25,13	35,52	107,78	152,38	70,73
30	25-Jun	5,64	22,01	40,27	63,91	116,92	54,66
31	26-Jun	5,66	20,08	53,53	37,69	100,48	37,51
32	27-Jun	5,65	20,00	58,42	51,62	150,80	34,23
33	28-Jun						
34	29-Jun	5,63	25,01	31,28	49,28	61,63	79,96
35	30-Jun	5,27	24,91	39,68	35,72	56,90	62,78
36	1-Jul	5,62	25,00	38,70	106,64	165,04	64,61
37	2-Jul	4,98	25,73	48,55	54,23	102,31	53,00
38	3-Jul	5,65	24,90	42,34	56,75	96,49	58,81
MÓDULO 645		5,848	23,15	47,82	2437	5034	48,41

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12

Distribución de carga y formación de módulos: Módulo N° 645

MINERAL DE CABEZA						1	2
Fecha	Mineral t	Cu Total %	Cu S Ac %	Cu S CN %	CO3 %	48	46
160	142	Ton/asp				6799,86	6516,53
27-may	1791,40	0,343%	0,227%	0,032%	3,560%	1,791	
28-may	5018,68	0,384%	0,261%	0,055%	4,080%	5,019	
29-may	4189,23	0,354%	0,259%	0,025%	4,860%		4,189
30-may	2470,86	0,387%	0,236%	0,039%	2,650%		2,321
31-may							
01-jun							
02-jun	5465,65	0,333%	0,184%	0,042%	2,430%		
03-jun	4282,31	0,625%	0,475%	0,064%	2,380%		
04-jun	4282,15	0,406%	0,280%	0,036%	1,930%		
05-jun	1900,08	0,606%	0,411%	0,072%	2,560%		
06-jun	2837,94	0,401%	0,257%	0,041%	2,740%		
07-jun							
08-jun	3553,29	0,318%	0,217%	0,022%	3,890%		
09-jun	2578,07	0,351%	0,207%	0,040%	2,200%		
10-jun	2779,29	0,399%	0,240%	0,050%	2,900%		
11-jun	4809,71	0,490%	0,313%	0,041%	3,030%		
12-jun	3944,05	0,401%	0,224%	0,030%	1,400%		
13-jun	4348,40	0,505%	0,309%	0,062%	2,990%		
14-jun							
15-jun	2177,17	0,420%	0,242%	0,044%	2,260%		
16-jun	4721,79	0,407%	0,266%	0,045%	2,990%		
17-jun	2873,11	0,437%	0,290%	0,058%	1,960%		
18-jun	3638,72	0,460%	0,262%	0,056%	1,960%		
19-jun	5256,35	0,471%	0,309%	0,052%	2,900%		
20-jun	3262,21	0,503%	0,292%	0,066%	2,020%		
21-jun							
22-jun	3853,89	0,439%	0,272%	0,042%	2,560%		
23-jun	1515,34	0,612%	0,374%	0,049%	2,410%		
24-jun	4289,38	0,477%	0,264%	0,050%	1,930%		
25-jun	2903,32	0,420%	0,223%	0,045%	2,260%		
26-jun	1877,01	0,614%	0,375%	0,047%	2,930%		
27-jun	2581,44	0,450%	0,311%	0,034%	3,290%		
28-jun							
29-jun	1970,47	0,484%	0,274%	0,062%	1,660%		
30-jun	1433,88	0,422%	0,248%	0,053%	2,200%		
01-jul	4264,59	0,423%	0,248%	0,049%	2,140%		
02-jul	2107,55	0,467%	0,284%	0,050%	2,710%		
03-jul	2278,86	0,456%	0,294%	0,037%	2,320%		
Total	105256,19	0,439%	0,277%	0,046%	2,673%	6,810,1	6,510,1

Continuación de la tabla al lado derecho

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
CO3 %	48	46	45	44	41	39	40	45	49	58	57	48	38	28	35	47	35
	6799,86	6516,53	6374,87	6233,21	5808,22	5524,89	5666,55	6374,87	6941,53	8216,50	8074,84	6799,86	5383,22	3966,59	4958,23	6658,20	4958,23
3,560%	1,791																
4,080%	5,019																
4,860%		4,189															
2,650%		2,321	150														
2,430%			5,466														
2,380%			782	3,500													
1,930%				2,702	1,580												
2,560%					1,900												
2,740%						2,338	500										
3,890%								3,553									
2,200%							1,478	1,100									
2,900%								2,779									
3,030%								1,780	3,030								
1,400%									3,344	600							
2,990%										4,348							
2,260%										1,977	200						
2,990%											4,722						
1,960%											2,873						
1,960%											450						
2,900%												3,189					
2,020%												4,856	400				
													3,262				
														3,334	520		
2,560%															1,515		
2,410%															3,339		
1,930%																950	
2,260%																2,903	
2,930%																100	1,777
3,290%																	2,581
1,660%																600	1,370
2,200%																	1,434
2,140%																	3,865
2,710%																	
2,320%																	
2,673%	6,810,1	6,510,1	6,398	6,202	5,818	5,531	5,659	6,374	6,926	8,245	8,045	6,996	5,375	3,953	4,958	6,669	4,786
CuT	0,373%	0,366%	0,370%	0,530%	0,469%	0,334%	0,418%	0,443%	0,472%	0,421%	0,467%	0,471%	0,511%	0,439%	0,513%	0,435%	0,458%
CuS Ac	0,252%	0,251%	0,221%	0,390%	0,314%	0,218%	0,257%	0,266%	0,283%	0,274%	0,290%	0,283%	0,296%	0,237%	0,329%	0,253%	0,286%
CuS CN	0,049%	0,030%	0,045%	0,052%	0,050%	0,029%	0,045%	0,035%	0,054%	0,050%	0,054%	0,054%	0,049%	0,046%	0,042%	0,053%	0,044%
CO3	3,943%	4,072%	2,429%	2,184%	2,461%	3,334%	2,805%	2,175%	2,644%	2,557%	2,527%	2,328%	2,126%	2,198%	2,964%	2,054%	2,477%

Continuación de tabla al lado derecho

Módulo N° 645 Fase II

# Strip	N° de Aspersores por Strip				TOTAL	Flujo Aprox m ³ /h
	L1	L2	L3	L4		
1	16	16	16		48	4,54
2	15	15	16		46	4,35
3	15	15	15		45	4,26
4	15	15	14		44	4,16
5	14	14	13		41	3,88
6	13	13	13		39	3,69
7	14	13	13		40	3,78
8	15	15	15		45	4,26
9	17	16	16		49	4,64
10	20	19	19		58	5,49
11	19	19	19		57	5,39
12	16	16	16		48	4,54
13	12	13	13		38	3,59
14	9	9	10		28	2,65
15	12	12	11		35	3,31
16	15	16	16		47	4,45
17	12	12	11		35	3,31

Fuente: Datos tomados de la planta de lixiviación Cuajone

Tabla 13*Ciclo de lixiviación en la pila de Cuajone*

MÓDULO Nº 645 Fase II		Carguío		Lixiviación		Humectación días	Lixiviación	Flujo de Riego m ³ /h
		Inicio	fin	Inicio	fin			
Strip	1	27-May	28-May	1-Jun		2	62	4,54
Strip	2	29-May	30-May	2-Jun		2	62	4,35
Strip	3	2-Jun	3-Jun	3-Jun		2	62	4,26
Strip	4	3-Jun	4-Jun	5-Jun		2	75	4,16
Strip	5	4-Jun	6-Jun	6-Jun		2	75	3,88
Strip	6	6-Jun	9-Jun	9-Jun		2	75	3,69
Strip	7	9-Jun	11-Jun	12-Jun		2	75	3,78
Strip	8	11-Jun	12-Jun	13-Jun		2	75	4,26
Strip	9	12-Jun	15-Jun	16-Jun		2	75	4,64
Strip	10	15-Jun	18-Jun	18-Jun		2	75	5,49
Strip	11	18-Jun	19-Jun	20-Jun		2	73	5,39
Strip	12	19-Jun	22-Jun	23-Jun		2	70	4,54
Strip	13	22-Jun	24-Jun	25-Jun		2	68	3,59
Strip	14	24-Jun	25-Jun	26-Jun		2	67	2,65
Strip	15	26-Jun	29-Jun	2-Jul		2	61	3,31
Strip	16	29-Jun	1-Jul	3-Jul		2	61	4,45
Strip	17	1-Jul	3-Jul	3-Jul		2	61	3,31
Total							1172	70,29

Continuación de la tabla al lado derecho

Tonelaje	Cu Total	CuSAc	CuS CN	I.S.T	I.S.A	CO ₃	Área
t	%	%	%	%	%	%	m ²
6810	0,373	0,252	0,049	80,652	67,54	3,943	1452
6510	0,366	0,251	0,030	76,768	68,57	4,072	1392
6398	0,370	0,221	0,045	71,741	59,68	2,429	1361
6202	0,530	0,390	0,052	83,432	73,65	2,184	1331
5818	0,469	0,314	0,050	77,413	66,81	2,461	1240
5531	0,334	0,218	0,029	73,723	65,19	3,334	1180
5659	0,418	0,257	0,045	72,144	61,33	2,805	1210
6374	0,443	0,266	0,035	68,020	60,07	2,175	1361
6926	0,472	0,283	0,054	71,355	59,89	2,644	1482
8245	0,421	0,274	0,050	76,943	65,03	2,557	1755
8045	0,467	0,290	0,054	73,709	62,23	2,527	1724
6996	0,471	0,283	0,054	71,643	60,22	2,328	1452
5375	0,511	0,296	0,049	67,411	57,84	2,126	1150
3953	0,439	0,237	0,046	64,511	53,97	2,198	847
4958	0,513	0,329	0,042	72,434	64,24	2,964	1059
6669	0,435	0,253	0,053	70,264	58,20	2,054	1422
4786	0,458	0,286	0,044	71,925	62,38	2,477	1059
105256							22476

Fuente : Elaboración propia.

Capítulo IV

Resultados y Discusiones

4.1. Resultados

Tabla 14

Datos de percolación de lixiviación módulo N° 645

Día	Fecha	SOLUCIÓN DE RIEGO							PERCOLACIÓN						
		Flujo Riego	Tiempo	Riego		Vol Total	Cobre en Riego	Ácido en Riego	Flujo PLS	Leyes				Vol Total	Ácido Libre
				Cu ²⁺	H ⁺					Cu ²⁺	H ⁺	Fe _T	Fe ⁺²		
m ³ /h	h	gpl	gpl	m ³	t	t	m ³ /h	gpl	gpl	gpl	gpl	m ³	t		
1															
2	1-Jun	4,54	24	13,40	108,96	0,00	1,46	3,86					92,62	0,00	
3	2-Jun	8,89	24	18,20	213,36	0,00	3,88	7,56	8,28	6,93			181,36	1,26	
4	3-Jun	13,15	24	15,34	315,60	0,00	4,84	11,18	10,15	7,13			268,26	1,91	
5	4-Jun	17,31	24	15,26	415,44	0,00	6,34	14,71	12,02	7,32			353,12	2,58	

6	5-Jun	21,19	24	16,95	508,56	0,00	8,62	18,01	11,74	5,94	432,28	2,57
7	6-Jun	21,19	24	20,17	508,56	0,00	10,26	18,01	11,45	4,55	432,28	1,97
8	7-Jun	21,19	24	17,09	508,56	0,00	8,69	18,01	11,21	4,36	432,28	1,88
9	8-Jun	21,19	24	16,40	508,56	0,00	8,34	18,01	10,96	4,16	432,28	1,80
10	9-Jun	24,88	24	15,49	597,12		9,25	21,15	9,93	3,37	507,55	1,71
11	10-Jun	24,88	24	14,33	597,12		8,56	21,15	8,89	2,57	507,55	1,30
12	11-Jun	24,88	24	15,58	597,12		9,30	21,15	8,45	4,26	507,55	2,16
13	12-Jun	32,92	24	14,70	790,08		11,62	27,98	8,00	5,94	671,57	3,99
14	13-Jun	32,92	24	18,39	790,08		14,53	27,98	8,59	5,54	671,57	3,72
15	14-Jun	32,92	24	16,50	790,08		13,04	27,98	9,18	5,14	671,57	3,45
16	15-Jun	32,92	24	13,88	790,08		10,97	27,98	9,04	4,45	671,57	2,99
17	16-Jun	43,04	24	14,36	1032,96		14,83	36,58	8,89	3,76	878,02	3,30
18	17-Jun	43,04	24	13,88	1032,96		14,34	36,58	8,10	2,97	878,02	2,61
19	18-Jun	43,04	24	15,39	1032,96		15,90	36,58	7,31	2,18	878,02	1,91
20	19-Jun	43,04	24	16,34	1032,96		16,88	36,58	6,67	2,58	878,02	2,26
21	20-Jun	48,44	24	16,49	1162,56		19,17	41,17	6,02	2,97	988,18	2,93
22	21-Jun	48,44	24	18,17	1162,56		21,13	41,17	5,92	2,77	988,18	2,74
23	22-Jun	48,44	24	17,35	1162,56		20,17	41,17	6,32	1,78	988,18	1,76
24	23-Jun	48,44	24	15,45	1162,56		17,97	41,17	5,83	2,48	988,18	2,45
25	24-Jun	56,57	24	15,05	1357,68		20,43	48,08	5,33	3,17	1154,03	3,66

Continuación de la tabla

26	25-Jun	56,57	24	15,05	1357,68	20,43	48,08	4,91	2,87	1154,03	3,31
27	26-Jun	56,57	24	14,73	1357,68	20,00	48,08	4,49	2,57	1154,03	2,97
28	27-Jun	59,22	24	16,46	1421,28	23,39	50,34	4,69	2,38	1208,09	2,87
29	28-Jun	59,22	24	18,10	1421,28	25,72	50,34	4,89	2,18	1208,09	2,63
30	29-Jun	59,22	24	15,33	1421,28	21,80	50,34	4,97	2,58	1208,09	3,11
31	30-Jun	59,22	24	14,07	1421,28	19,99	50,34	5,05	2,97	1208,09	3,59
32	1-Jul	59,22	24	16,21	1421,28	23,04	50,34	4,75	2,97	1208,09	3,59
33	2-Jul	70,29	24	16,16	1686,96	27,27	59,75	4,45	2,97	1433,92	4,26
34	3-Jul	70,29	24	13,77	1686,96	23,23	59,75	3,91	2,97	1433,92	4,26
35	4-Jul	70,29	24	15,88	1686,96	26,78	59,75	3,36	2,97	1433,92	4,26
36	5-Jul	70,29	24	16,91	1686,96	28,52	59,75	3,36	2,43	1433,92	3,48
37	6-Jul	70,29	24	14,46	1686,96	24,39	59,75	3,36	1,88	1433,92	2,70
38	7-Jul	70,29	24	16,55	1686,96	27,92	59,75	3,26	2,82	1433,92	4,04
39	8-Jul	70,29	24	14,77	1686,96	24,92	59,75	3,16	3,76	1433,92	5,39
40	9-Jul	70,29	24	15,84	1686,96	26,72	59,75	2,86	2,97	1433,92	4,26
41	10-Jul	70,29	24	15,25	1686,96	25,73	59,75	2,55	2,18	1433,92	3,13
42	11-Jul	70,29	24	18,45	1686,96	31,12	59,75	2,55	1,79	1433,92	2,56
43	12-Jul	70,29	24	16,64	1686,96	28,07	59,75	2,55	1,39	1433,92	1,99
44	13-Jul	70,29	24	14,21	1686,96	23,98	59,75	2,50	1,09	1433,92	1,56

Continuación de la tabla

45	14-Jul	70,29	24	15,42	1686,96	26,02	59,75	2,45	0,79	1433,92	1,13
46	15-Jul	70,29	24	17,40	1686,96	29,35	59,75	2,20	1,49	1433,92	2,13
47	16-Jul	70,29	24	15,26	1686,96	25,74	59,75	1,94	2,18	1433,92	3,13
48	17-Jul	70,29	24	15,27	1686,96	25,76	59,75	1,89	2,38	1433,92	3,41
49	18-Jul	70,29	24	18,41	1686,96	31,05	59,75	1,83	2,57	1433,92	3,69
50	19-Jul	70,29	24	18,82	1686,96	31,74	59,75	1,43	3,26	1433,92	4,67
51	20-Jul	70,29	24	16,67	1686,96	28,13	59,75	1,28	3,07	1433,92	4,39
52	21-Jul	70,29	24	13,02	1686,96	21,97	59,75	1,12	2,87	1433,92	4,12
53	22-Jul	70,29	24	13,43	1686,96	22,66	59,75	1,12	2,87	1433,92	4,12
54	23-Jul	70,29	24	14,04	1686,96	23,69	59,75	1,12	2,87	1433,92	4,12
55	24-Jul	70,29	24	14,88	1686,96	25,10	59,75	1,12	2,87	1433,92	4,12
56	25-Jul	70,29	24	17,00	1686,96	28,68	59,75	1,22	2,82	1433,92	4,04
57	26-Jul	70,29	24	16,48	1686,96	27,81	59,75	1,32	2,77	1433,92	3,97
58	27-Jul	70,29	24	14,35	1686,96	24,21	59,75	1,45	3,56	1433,92	5,10
59	28-Jul	70,29	24	15,34	1686,96	25,88	59,75	1,38	3,07	1433,92	4,39
60	29-Jul	70,29	24	16,41	1686,96	27,68	59,75	1,31	2,57	1433,92	3,69
61	30-Jul	70,29	24	16,48	1686,96	27,80	59,75	1,29	2,43	1433,92	3,48
62	31-Jul	70,29	24	16,72	1686,96	28,21	59,75	1,26	2,28	1433,92	3,27
63	1-Aug	57,14	24	16,64	1371,36	22,82	48,57	1,17	2,57	1165,66	3,00

Continuación de la tabla

64	2-Aug	57,14	24	17,50	1371,36	24,00	48,57	1,17	2,57	1165,66	3,00
65	3-Aug	57,14	24	16,75	1371,36	22,97	48,57	1,17	2,57	1165,66	3,00
66	4-Aug	57,14	24	16,36	1371,36	22,43	48,57	1,17	2,57	1165,66	3,00
67	5-Aug	57,14	24	14,24	1371,36	19,53	48,57	1,22	1,98	1165,66	2,31
68	6-Aug	57,14	24	16,45	1371,36	22,55	48,57	1,26	1,39	1165,66	1,62
69	7-Aug	57,14	24	17,27	1371,36	23,69	48,57	1,22	2,43	1165,66	2,83
70	8-Aug	57,14	24	13,06	1371,36	17,92	48,57	1,17	3,46	1165,66	4,03
71	9-Aug	57,14	24	18,54	1371,36	25,43	48,57	1,17	2,67	1165,66	3,11
72	10-Aug	57,14	24	15,98	1371,36	21,92	48,57	1,12	2,57	1165,66	3,00
73	11-Aug	49,10	24	13,79	1178,40	16,26	41,74	1,19	2,72	1001,64	2,72
74	12-Aug	49,10	24	17,46	1178,40	20,58	41,74	1,26	2,87	1001,64	2,87
75	13-Aug	49,10	24	16,61	1178,40	19,57	41,74	1,12	3,96	1001,64	3,97
76	14-Aug	49,10	24	19,41	1178,40	22,88	41,74	1,09	3,07	1001,64	3,08
77	15-Aug	41,63	24	16,06	999,12	16,04	35,39	1,06	2,18	849,25	1,85
78	16-Aug	41,63	24	13,37	999,12	13,36	35,39	1,07	2,48	849,25	2,10
79	17-Aug	41,63	24	15,66	999,12	15,65	35,39	1,07	2,77	849,25	2,35
80	18-Aug	41,63	24	14,31	999,12	14,30	35,39	1,10	2,87	849,25	2,44
81	19-Aug	41,63	24	16,00	999,12	15,98	35,39	1,12	2,97	849,25	2,52
82	20-Aug	41,63	24	17,04	999,12	17,03	35,39	0,98	2,67	849,25	2,27

Continuación de la tabla

83	21-Aug	41,63	24	16,09	999,12	16,08	35,39	0,84	2,37	849,25	2,01	
84	22-Aug	41,63	24	19,25	999,12	19,24	35,39	0,84	2,37	849,25	2,01	
85	23-Aug	27,25	24	19,01	654,00	12,43	23,16	0,82	2,67	555,90	1,48	
86	24-Aug	27,25	24	19,60	654,00	12,82	23,16	0,79	2,97	555,90	1,65	
87	25-Aug	27,25	24	17,60	654,00	11,51	23,16	0,79	2,97	555,90	1,65	
88	26-Aug	27,25	24	19,28	654,00	12,61	23,16	0,79	2,97	555,90	1,65	
89	27-Aug	27,25	24	18,04	654,00	11,80	23,16	0,79	2,97	555,90	1,65	
90	28-Aug	27,25	24	16,72	654,00	10,93	23,16	0,79	2,97	555,90	1,65	
91	29-Aug	27,25	24	15,71	654,00	10,27	23,16	1,09	4,12	555,90	2,29	
92	30-Aug	27,25	24	17,15	654,00	11,22	23,16	1,38	5,26	555,90	2,92	
93	31-Aug	27,25	24	13,95	654,00	9,13	23,16	1,06	4,41	555,90	2,45	
94	1-Sep							0,74	3,56	0,00	0,00	
			2208	16,12	110916	0.00	1777,91	3928,27	3,59	3,08	94278	264,30

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15

Balance metalúrgico por soluciones

DIA	FECHA	Consumo de ácido				Extracción de cobre					
		Parcial		Acum		Contenido		Cu Total		Cu Soluble Total	
		t	t	kg/t	kg/kg	t	t	%	%	%	%
1											
2	1-Jun	1,46	2439,30	23,17		0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
3	2-Jun	2,63	2441,93	23,20	1626,19	1,50	1,50	0,32	0,32	0,44	0,44
4	3-Jun	2,93	2444,86	23,23	578,74	2,72	4,22	0,59	0,91	0,80	1,24
5	4-Jun	3,76	2448,61	23,26	289,13	4,24	8,47	0,92	1,83	1,25	2,49
6	5-Jun	6,05	2454,67	23,32	181,27	5,07	13,54	1,10	2,93	1,49	3,99
7	6-Jun	8,29	2462,96	23,40	133,20	4,95	18,49	1,07	4,00	1,46	5,44
8	7-Jun	6,81	2469,77	23,46	105,84	4,84	23,33	1,05	5,05	1,43	6,87
9	8-Jun	6,54	2476,31	23,53	88,21	4,74	28,07	1,02	6,07	1,39	8,26
10	9-Jun	7,54	2483,86	23,60	75,02	5,04	33,11	1,09	7,16	1,48	9,74
11	10-Jun	7,25	2491,11	23,67	66,21	4,51	37,62	0,98	8,13	1,33	11,07
12	11-Jun	7,14	2498,25	23,73	59,61	4,29	41,91	0,93	9,06	1,26	12,33
13	12-Jun	7,63	2505,88	23,81	53,00	5,37	47,28	1,16	10,22	1,58	13,91
14	13-Jun	10,81	2516,68	23,91	47,44	5,77	53,05	1,25	11,47	1,70	15,61
15	14-Jun	9,59	2526,27	24,00	42,66	6,16	59,21	1,33	12,80	1,81	17,43
16	15-Jun	7,98	2534,25	24,08	38,82	6,07	65,28	1,31	14,11	1,79	19,21
17	16-Jun	11,53	2545,78	24,19	34,83	7,81	73,09	1,69	15,80	2,30	21,51
18	17-Jun	11,73	2557,51	24,30	31,89	7,11	80,20	1,54	17,34	2,09	23,60
19	18-Jun	13,98	2571,49	24,43	29,69	6,42	86,62	1,39	18,73	1,89	25,49

Continuación de la tabla

20	19-Jun	14,62	2586,11	24,57	27,97	5,85	92,47	1,27	19,99	1,72	27,21
21	20-Jun	16,23	2602,34	24,72	26,44	5,95	98,42	1,29	21,28	1,75	28,96
22	21-Jun	18,39	2620,73	24,90	25,13	5,85	104,27	1,26	22,54	1,72	30,69
23	22-Jun	18,41	2639,14	25,07	23,88	6,25	110,51	1,35	23,89	1,84	32,52
24	23-Jun	15,52	2654,66	25,22	22,83	5,76	116,27	1,24	25,14	1,69	34,22
25	24-Jun	16,77	2671,43	25,38	21,82	6,15	122,42	1,33	26,47	1,81	36,03
26	25-Jun	17,12	2688,55	25,54	20,99	5,67	128,09	1,23	27,69	1,67	37,70
27	26-Jun	17,03	2705,58	25,70	20,30	5,18	133,27	1,12	28,81	1,52	39,22
28	27-Jun	20,52	2726,10	25,90	19,62	5,67	138,94	1,23	30,04	1,67	40,89
29	28-Jun	23,09	2749,19	26,12	18,98	5,91	144,84	1,28	31,32	1,74	42,63
30	29-Jun	18,68	2767,87	26,30	18,35	6,00	150,85	1,30	32,62	1,77	44,39
31	30-Jun	16,40	2784,28	26,45	17,74	6,10	156,95	1,32	33,93	1,80	46,19
32	1-Jul	19,45	2803,73	26,64	17,23	5,74	162,69	1,24	35,18	1,69	47,88
33	2-Jul	23,01	2826,74	26,86	16,72	6,38	169,07	1,38	36,55	1,88	49,76
34	3-Jul	18,98	2845,71	27,04	16,29	5,60	174,67	1,21	37,77	1,65	51,40
35	4-Jul	22,53	2868,24	27,25	15,98	4,82	179,48	1,04	38,81	1,42	52,82
36	5-Jul	25,04	2893,28	27,49	15,70	4,82	184,30	1,04	39,85	1,42	54,24
37	6-Jul	21,69	2914,97	27,69	15,41	4,82	189,12	1,04	40,89	1,42	55,66
38	7-Jul	23,88	2938,85	27,92	15,16	4,67	193,80	1,01	41,90	1,38	57,03
39	8-Jul	19,53	2958,38	28,11	14,92	4,53	198,33	0,98	42,88	1,33	58,37
40	9-Jul	22,46	2980,85	28,32	14,73	4,09	202,42	0,89	43,77	1,20	59,57
41	10-Jul	22,61	3003,45	28,53	14,57	3,66	206,08	0,79	44,56	1,08	60,65
42	11-Jul	28,56	3032,01	28,81	14,46	3,66	209,73	0,79	45,35	1,08	61,72
43	12-Jul	26,08	3058,09	29,05	14,33	3,66	213,39	0,79	46,14	1,08	62,80
44	13-Jul	22,41	3080,50	29,27	14,20	3,58	216,97	0,78	46,91	1,05	63,85
45	14-Jul	24,89	3105,39	29,50	14,08	3,51	220,49	0,76	47,67	1,03	64,89
46	15-Jul	27,23	3132,62	29,76	14,01	3,15	223,63	0,68	48,35	0,93	65,81

Continuación de la tabla

47	16-Jul	22,61	3155,23	29,98	13,94	2,78	226,42	0,60	48,95	0,82	66,63
48	17-Jul	22,35	3177,58	30,19	13,87	2,70	229,12	0,58	49,54	0,80	67,43
49	18-Jul	27,37	3204,95	30,45	13,83	2,62	231,74	0,57	50,11	0,77	68,20
50	19-Jul	27,07	3232,02	30,71	13,82	2,05	233,79	0,44	50,55	0,60	68,80
51	20-Jul	23,73	3255,75	30,93	13,82	1,83	235,62	0,40	50,94	0,54	69,34
52	21-Jul	17,85	3273,60	31,10	13,80	1,61	237,23	0,35	51,29	0,47	69,82
53	22-Jul	18,54	3292,14	31,28	13,78	1,61	238,83	0,35	51,64	0,47	70,29
54	23-Jul	19,57	3311,72	31,46	13,77	1,61	240,44	0,35	51,99	0,47	70,76
55	24-Jul	20,99	3332,70	31,66	13,77	1,61	242,05	0,35	52,33	0,47	71,23
56	25-Jul	24,64	3357,34	31,90	13,77	1,75	243,80	0,38	52,71	0,51	71,75
57	26-Jul	23,84	3381,18	32,12	13,76	1,89	245,69	0,41	53,12	0,56	72,30
58	27-Jul	19,11	3400,29	32,30	13,72	2,08	247,77	0,45	53,57	0,61	72,92
59	28-Jul	21,48	3421,77	32,51	13,70	1,98	249,75	0,43	54,00	0,58	73,50
60	29-Jul	23,99	3445,76	32,74	13,69	1,88	251,62	0,41	54,40	0,55	74,05
61	30-Jul	24,32	3470,08	32,97	13,69	1,84	253,47	0,40	54,80	0,54	74,59
62	31-Jul	24,94	3495,02	33,20	13,69	1,81	255,27	0,39	55,19	0,53	75,13
63	1-Aug	19,82	3514,84	33,39	13,70	1,36	256,64	0,29	55,49	0,40	75,53
64	2-Aug	21,00	3535,85	33,59	13,70	1,36	258,00	0,29	55,78	0,40	75,93
65	3-Aug	19,97	3555,82	33,78	13,71	1,36	259,37	0,29	56,08	0,40	76,33
66	4-Aug	19,43	3575,25	33,97	13,71	1,36	260,73	0,29	56,37	0,40	76,73
67	5-Aug	17,23	3592,48	34,13	13,70	1,42	262,15	0,31	56,68	0,42	77,15
68	6-Aug	20,93	3613,41	34,33	13,71	1,47	263,61	0,32	57,00	0,43	77,58
69	7-Aug	20,86	3634,28	34,53	13,71	1,42	265,03	0,31	57,30	0,42	78,00
70	8-Aug	13,88	3648,16	34,66	13,69	1,36	266,39	0,29	57,60	0,40	78,40
71	9-Aug	22,32	3670,47	34,87	13,71	1,36	267,76	0,29	57,89	0,40	78,80
72	10-Aug	18,92	3689,40	35,05	13,71	1,31	269,06	0,28	58,18	0,38	79,18
73	11-Aug	13,53	3702,93	35,18	13,70	1,19	270,26	0,26	58,43	0,35	79,53

Continuación de la tabla

74	12-Aug	17,70	3720,63	35,35	13,70	1,26	271,52	0,27	58,71	0,37	79,91
75	13-Aug	15,60	3736,23	35,50	13,70	1,12	272,64	0,24	58,95	0,33	80,24
76	14-Aug	19,80	3756,03	35,68	13,72	1,09	273,73	0,24	59,18	0,32	80,56
77	15-Aug	14,19	3770,23	35,82	13,73	0,90	274,63	0,19	59,38	0,26	80,82
78	16-Aug	11,25	3781,48	35,93	13,72	0,90	275,54	0,20	59,57	0,27	81,09
79	17-Aug	13,30	3794,78	36,05	13,73	0,91	276,44	0,20	59,77	0,27	81,36
80	18-Aug	11,86	3806,64	36,17	13,72	0,93	277,37	0,20	59,97	0,27	81,63
81	19-Aug	13,46	3820,10	36,29	13,73	0,95	278,33	0,21	60,18	0,28	81,91
82	20-Aug	14,76	3834,86	36,43	13,74	0,83	279,16	0,18	60,36	0,24	82,15
83	21-Aug	14,06	3848,92	36,57	13,75	0,71	279,87	0,15	60,51	0,21	82,36
84	22-Aug	17,22	3866,14	36,73	13,78	0,71	280,59	0,15	60,67	0,21	82,57
85	23-Aug	10,95	3877,09	36,83	13,80	0,45	281,04	0,10	60,76	0,13	82,71
86	24-Aug	11,17	3888,26	36,94	13,81	0,44	281,48	0,09	60,86	0,13	82,84
87	25-Aug	9,86	3898,12	37,03	13,83	0,44	281,92	0,09	60,95	0,13	82,97
88	26-Aug	10,96	3909,08	37,14	13,84	0,44	282,36	0,09	61,05	0,13	83,10
89	27-Aug	10,15	3919,23	37,24	13,86	0,44	282,79	0,09	61,14	0,13	83,22
90	28-Aug	9,28	3928,51	37,32	13,87	0,44	283,23	0,09	61,24	0,13	83,35
91	29-Aug	7,98	3936,49	37,40	13,87	0,60	283,84	0,13	61,37	0,18	83,53
92	30-Aug	8,29	3944,78	37,48	13,86	0,77	284,60	0,17	61,54	0,23	83,76
93	31-Aug	6,67	3951,46	37,54	13,86	0,59	285,19	0,13	61,66	0,17	83,93
94	1-Sep	0,00	3951,46	37,54	13,86	0,00	285,19	0,00	61,66	0,00	83,93
		3951,46		37,54	13,86	285,19			61,66		83,93

Fuente: Elaboración propia

4.2. Discusión

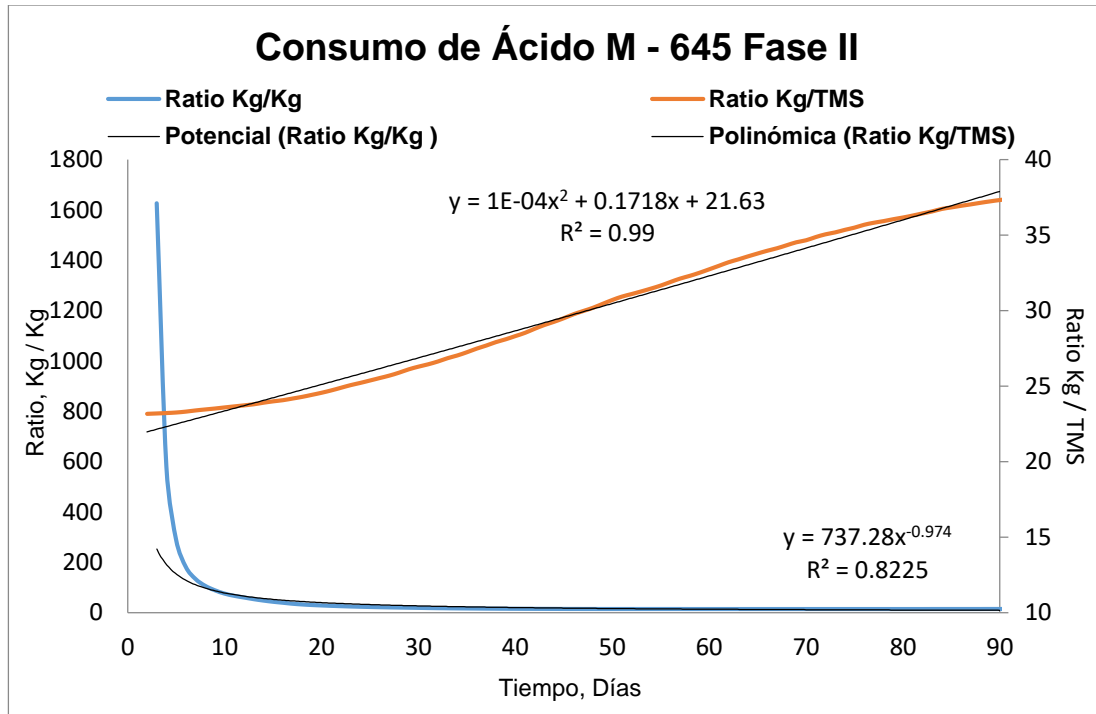


Figura 16. Consumo de ácido acumulado con respecto al tiempo.

Fuente: Elaboración propia

Como se puede apreciar en la figura 16, los niveles de consumo o el ratio (kg/kg) son mucho más altos los primeros días ya que se lixivió con el riego en alta concentración de ácido (25 H⁺ g/L). Debido a los altos valores de ácido obtenidos en las muestras de PLS tomadas diariamente, se decidió obviar el riego en media y pasar a regar con refinato donde los niveles de ácido oscilaron aproximadamente entre 11,5 a 14 (H⁺ g/L). Se puede afirmar que no tuvo ninguna influencia negativa en la extracción de cobre.

Se debe tener en cuenta que la baja concentración de ácido no produce una eficiente disolución del cobre y la alta concentración de ácido llega a producir disolución de la ganga y aumentan los costos de producción.

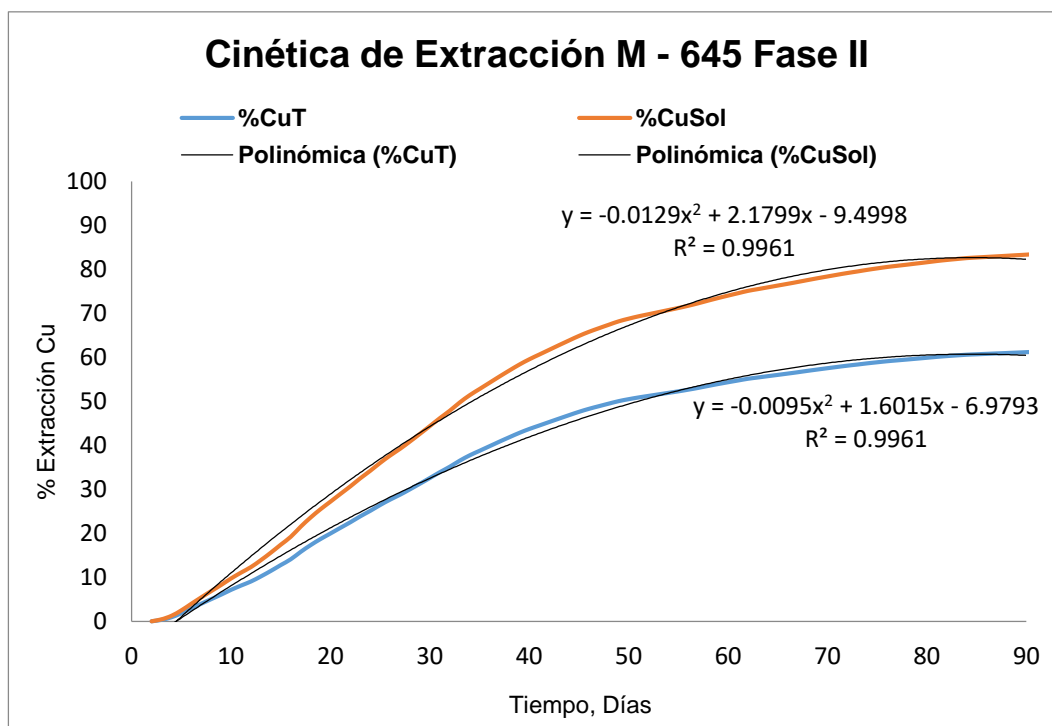


Figura 17. Extracción de cobre con respecto al tiempo de lixiviación. Fuente: Elaboración propia

La figura 17 nos muestra los niveles de extracción de cobre total y soluble (%) en el PLS, durante todo el tiempo de lixiviación. La pila de lixiviación tuvieron un promedio de concentración de cobre que fluctúa entre 3,85 (g/L) y 4,00 (g/L) de cobre.

Las muestras de PLS eran tomadas diariamente durante el ciclo de lixiviación, y eran enviadas al laboratorio químico para realizar los análisis de: Cu, H⁺, Fe⁺², Fe⁺³, FeT.

Conclusiones

Bajo los resultados del análisis químico de las muestras del mineral, se observa un nivel bajo en el porcentaje de carbonatos con un valor $\% \text{CO}_3 < 2,673$ en promedio, por lo tanto, el consumo de ácido del mineral en el módulo 645 de la mina Cuajone es $37,54 \text{ kg H}^+ / \text{ t mineral}$, el consumo de ácido de curado del mineral es de $23,2 \text{ kg H}^+ / \text{ t mineral}$.

Se ha concluido que a $2,8 \text{ m}$ de altura de apilamiento y con un curado de $23,2 \text{ kg H}^+ / \text{ t mineral}$, se puede obtener recuperaciones de $\text{CuSAc} > 83 \%$ y de $\text{CuT} > 61 \%$. Además, favoreció la extracción de cobre y también mejoró la rentabilidad del proceso, ya que se logró disminuir el costo del consumo de reactivos, especialmente el de consumo de ácido sulfúrico.

A raíz del resultado de estas pruebas, se llegó a la conclusión que la altura es una de las principales variables en este proceso de lixiviación en nuestro caso, incluso más importante que el ratio del curado.

El consumo de ácido sulfúrico durante la aglomeración depende principalmente del porcentaje de cobre soluble en ácido ($\% \text{CuSAc}$), porcentaje de hierro oxidado ($\% \text{FeOx}$) y porcentaje de carbonatos ($\% \text{CO}_3^{2-}$),

El efecto de la densidad de riego en el ciclo de lixiviación está relacionado con el porcentaje de extracción de cobre (3,13 L/h-m²), llegando a una extracción del 83,93 %, densidades menores a la mencionada aplicada a otras pilas bajo la extracción de cobre.

Recomendaciones

1. Las instalaciones de lixiviación en pilas y botaderos están siempre destinadas a proteger el ambiente, mientras se procesa el mineral en forma confiable y económica.
2. Encontrar el modelo matemático para el proceso de aglomeración en minerales oxidados de cobre de la mina Cuajone.
3. Establecer el tipo de control sobre la velocidad de disolución de cobre a partir de la cinética de disolución, con ello se puede optimizar la extracción de cobre soluble en ácido sulfúrico.
4. Efectuar nuevos estudios acerca del efecto de la densidad en la permeabilidad de este tipo de suelos, incorporando ensayos de compactación que permitan medir el grado de compactación al cual comienza a disminuir la permeabilidad.

Referencias Bibliográficas

- Aguad, J. Jordan, H & Vargas, T. (sf) "*Lixiviación de minerales oxidados de cobre con soluciones ácidas de alta carga iónica*", Santiago de Chile, recuperado de: <https://es.scribd.com/document/78025757/Lixiviacion-Acida-Oxidos-Cobre>.
- Almirón V, M. (2016) "*Investigación para la obtención de cobre electrolito a partir de calcinas de cobre*" Arequipa - Perú.
- Almonacid G, R & Ricse Ch, J. (2013) "*Recuperación hidrometalurgia de cobre y molibdeno de las menas de la unidad minera Toromocho*", Huancayo, Perú, recuperado de: http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/578/TIMM_24.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Beckel, Jorge. (2000) "*El proceso hidrometalúrgico de lixiviación en pilas y el desarrollo de la minería cuprífera en Chile*" Santiago de Chile.
- Brown, T.J., Bide, T., Walters, W. A., Idoine, N. E. (2010). "*World mineral production 2005-2009*" British Geological Survey, Nottingham, Inglaterra.

Bustamante Cuadros, Ángelo (2016) "*Lixiviación de cobre con EDTA en minerales oxidados de cobre de la compañía minera Tintaya Antapaccay*" Puno, Perú.

Cáceres Arenas, Germán (2014) "*Hidrometalurgia*", Universidad de Atacama, (pp: 20-70).

Cantenford, J.H., Davey, P.T. y Tsanbourakis, G., (1985). "*The influence of ferric iron on the dissolution of copper from lump oxide ore: implications in solution mining*" Hydrometallurgy, 15, (pp: 93-112).

Cooper, Charles & Dreisinger, David (1995) "*The principles and practice of leaching*", the 25th Annual Hydrometallurgical Meeting of CIM, Winnipeg, Canada.

Cortéz Canaza, Fredy Efraín (2012). "*Diseño y construcción de una planta de LIX-SX-TF-EW de mineral de cobre para la producción de 30 t/mes de cátodos de cobre*" Corocoro, Bolivia.

Davenport, William; King, Matthew; Schlesinger, Mark & Biswas, Anil (2002). "*Extractive metallurgy of copper*," Pergamon.

Davis, Philip. & Hersh, Reuben (1988) "*Experiencia matemática*", Editorial Labor, Barcelona, España.

- Dixon, David G., Baxter, Ken G. & Sylwestrzak, Linus (2007) "*A novel process for the treatment of copper concentrates*", Australia.
- Domic Mihovilovic, Esteban (2001). "*Hidrometalurgia, fundamentos, procesos y aplicaciones*," Santiago de Chile.
- Eduardo Bustamante, Ricardo Alonso (2015) "*Evaluación metalúrgica de lixiviación con ácido sulfúrico de mineral oxidado de cobre de la mina Antapaccay para optimizar su comportamiento frente a los parámetros controlados de altura y curado*", Arequipa, Perú, recuperado de:
<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/2655/1/medbura.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Guiachetti Torres, Diego Ariel (2011) "*Consumo de ácido sulfúrico y cinética de lixiviación de un mineral oxidado de cobre*" Universidad de Chile, Santiago – Chile
- Habbache, N., Alane, N., Djerad, S., & Tifouti, L. (2009). "*Leaching of copper oxide with different acid solutions*". Chemical Engineering Journal, (pp: 503-508).
- Haug, H.H., Twidwel L.G., Miller, J.D. (1986) "*Hidrometalurgia*" Editorial San Marcos. Lima, Perú.

- Herreros Romero, Osvaldo (1991) "Curso de especialización de lixiviación en pilas de minerales de cobre y oro" Tacna – Perú.
- Kiraz, Emirhan (2014) "*Recuperación de cobre del óxido de cobre por flotación y lixiviación*". Ankara, Turquía, recuperado de: <http://etd.lib.metu.edu.tr/upload/12618244/index.pdf>
- Lovera, Daniel (2010) "*Cinética de la reacción de cementación de cobre a partir de minerales sulfurados del Complejo Marañon*" Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima – Perú.
- Ortiz Martínez, Arturo. (2012) "*Lixiviación ácida de minerales oxidados de cobre (crisocola) con poca disolución de Fe al utilizar KHSO₄*". Universidad Nacional Autónoma de México, recuperado de: <http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/xmlui/bitstream/handle/132.248.52.100/2526/Tesis.pdf?sequence=1>
- Potter, George M., (1981) "*Design factors for heap leaching operations*" Mining Engineering, (pp: 277 – 281).
- Pourbaix, Marcel (1974) "*Atlas of electrochemical equilibria in aqueous solutions*", National Association of Corrosion Engineers (NACE), Houston, Texas.

Reina Orosco, Iván Elvis (2009) “*Estudio cinético en la cementación del cobre utilizando metals de electropotenciales altos*” Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo - Perú.

Rosenqvist, Terkel (2002) “*Fundamentos de metalurgia extractiva*”, editorial Limusa, México.

Salem Press (2013) “*Encyclopedia of science*” Hackensack, Nueva Jersey, Estados Unidos.

Surco Álvarez, Marco (2012) “Optimización del proceso de aglomeración y lixiviación en una planta de lixiviación de cobre” Lima – Perú.

Vest, Matthias; Lützerath, Andreas; Friedrich, Bernd & Seelmann-Eggebert, Hans Peter. (2009). “*Improvements in copper heap leaching by use of wetting agents*” Proceedings of EMC, (pp: 1-12), Ludwigshafen, Alemania.

Zabala Villanueva, María Beatriz (2013) “*Comportamiento de la recuperación de cobre en una pila de lixiviación a condiciones ambientales extremas*”. Valparaiso - Chile.