

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
SEDE VIÑA DEL MAR – JOSÉ MIGUEL CARRERA

**MODIFICACIÓN DEL PROCESO CONVENCIONAL DE AGLOMERADO EN
LABORATORIO DE HIDROMETALURGIA CON MINERAL MIXTO**

Trabajo de titulación para optar al Título
de Técnico Universitario en MINERÍA Y
METALURGIA

Alumno:

Tamara Antonella Roa Giannoni

Profesor Guía:

Luis Gutiérrez Meneses

2017

RESUMEN

Keywords: AGLOMERADO - MODIFICACIÓN - HIDROMETALUGIA

Este trabajo de título consiste en la modificación del proceso convencional de aglomerado, en donde se comenzó con el chancado del mineral, posteriormente este se vertió en el tambor de aglomerado, adicionando ácido sulfúrico, 70% del total de agua fresca utilizada convencionalmente en la etapa, y refino proveniente de extracción por solventes, el cual se utilizó como reemplazo del 30% del agua faltante en esta etapa.

Posterior a esto, se utilizaron columnas de lixiviación, las cuales representaron a nivel de laboratorio el comportamiento que tienen las pilas de lixiviación. Finalmente se realizó el análisis químico de la solución de salida (PLS).

Se utilizaron dos columnas de lixiviación, una de ellas el mineral tuvo el tratamiento previo nombrado con anterioridad, mientras que la segunda el mineral fue tratado en el aglomerado solo con ácido sulfúrico y agua fresca, exento de la presencia de refino.

La realización de la experiencia fue en un laboratorio de Hidrometalurgia, el cual está ubicado en la I región de Tarapacá, en la ciudad de Iquique.

Se trabajó con una mena de mineral intermedio, el cual contiene minerales oxidados y sulfurados de Cobre, proveniente de la V región de Valparaíso, con un diverso contenido de especies mineralógicas, las que fueron identificadas visualmente en sus caras expuestas por un geólogo, observándose como mineral principal la Crisocola, y en menores cantidades Hierro Oligisto (Especlarita), Calcopirita, Pirita, Bornita, Limita, Atacamita, Antlerita, Cuarzo, Tenorita, Covelina, Calcosina, Limonita, Ortoclasa, entre otros.

Mediante los resultados de recuperación de cobre totales obtenidos se puede determinar que la columna sin refino logró recuperar 23 gramos de Cu más que la columna con refino, lo que equivale a una diferencia de recuperación de 14,36%. Esta diferencia pudo haber sido menor si se hubiera ingresado la cantidad adecuada de agua en el aglomerado en la columna con refino. Por otra parte, estas recuperaciones hubieran sido mayores si se hubiera controlado el porcentaje de finos en el lecho del mineral y el pH del ambiente, tanto en el Aglomerado-Curado como en la Lixiviación Columnar.

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I:	3
UTILIZACIÓN DE AGUAS EN LAS INDUSTRIAS MINERAS EN CHILE	3
1.1. PROCESO HIDROMETALÚRGICO	4
1.1.1. Aglomerado y Curado	6
1.1.2. Uso de agua para el procesamiento de minerales oxidados	10
1.1.3. Definiciones de las soluciones acuosas producidas dentro del proceso Hidrometalúrgico	11
1.2. TIPOS DE AGUA	11
1.3. RECIRCULACIÓN DE AGUA EN MINERÍA	15
1.3.1. Coeficientes unitarios por tamaño de minería en Chile	18
1.3.2. Evolución del consumo total de agua fresca en la minería del cobre	19
1.3.3. Ingresos de agua a nivel nacional para la minería en Chile	20
1.4. CONSUMO DE AGUA EN LAS EMPRESAS MINERAS EN CHILE	26
1.4.1. Consumo de agua total en minería por región en el 2015	27
1.4.2. Tasas unitarias de consumo de agua en minería en la Región de Tarapacá en el 2008	28
1.4.3. Proyección del consumo de agua fresca en minería en la Región de Tarapacá	28
CAPÍTULO II:	30
PREPARACIÓN Y PUESTA EN MARCHA DEL AGLOMERADO-CURADO Y LA LIXIVIACIÓN COLUMNAR	30
2.1. ELEMENTOS DE PROTECCIÓN PERSONAL	31
2.2. CONMINUCIÓN DEL MINERAL	31
2.2.1. Chancado	31
2.2.2. Determinación de la densidad aparente	33
2.3. DETERMINACIÓN DE GRANULOMETRÍA Y % DE HUMEDAD NATURAL DEL MINERAL	35
2.3.1. Obtención de una muestra representativa	35
2.3.2. Análisis Granulométrico	35
2.3.3. Determinación del porcentaje de humedad natural	37
2.4. DETERMINACIÓN DE CONSUMO DE ÁCIDO Y LEY DE CABEZA DEL MINERAL MEDIANTE LIXIVIACIÓN AGITADA	38

2.4.1. Preparación del mineral	39
2.4.2. Determinación del volumen de ácido a utilizar	41
2.4.3. Puesta en marcha de la Lixiviación agitada	42
2.4.4. Análisis químico del PLS	43
2.4.5. Determinación de Ley de Cabeza del mineral	44
2.4.6. Determinación del Consumo de ácido del mineral	45
2.5. AGLOMERADO Y CURADO	47
2.5.1. Determinación del peso del mineral curado	48
2.5.2. Determinación del volumen de ácido	48
2.5.3. Determinación del volumen de agua	50
2.5.4. Determinación del peso del mineral a aglomerar	51
2.5.5. Puesta en marcha del Aglomerado y Curado	51
2.6. LIXIVIACIÓN COLUMNAR	53
2.6.1. Preparación de las columnas de Lixiviación	53
2.6.2. Cálculo del volumen de la solución de riego total de ambas columnas	53
2.6.3. Regulación del flujo de la solución de riego	56
2.6.4. Medición del volumen de la solución de salida	57
2.6.5. Análisis de acidez libre y cobre en solución del PLS	58
CAPÍTULO III:	60
COMPARACIÓN DE RESULTADOS OBTENIDOS	60
3.1. ANÁLISIS QUÍMICO	61
3.1.1 Concentración de cobre y acidez libre en PLS en la columna sin refino en el aglomerado	61
3.1.2. Concentración de cobre y acidez libre en PLS en la columna con refino en el aglomerado	62
3.1.3. Comparación de los gramos por litro de cobre y acidez libre en la solución de salida en ambas columnas	63
3.2. GRAMOS TOTALES DE COBRE Y DE ÁCIDO EN EL PLS OBTENIDOS POR DÍA	63
3.2.1 Variación del volumen de la solución de riego	64
3.2.2. Comparación de los gramos totales de cobre recuperados por día en las columnas de lixiviación	64
3.2.3. Comparación de los gramos totales de ácido no reaccionados por día en las columnas de lixiviación	67
3.3. CANTIDAD DE ÁCIDO CONSUMIDO EN LAS COLUMNAS DE LIXIVIACIÓN	70
3.3.1. Gramos de ácido consumidos por la columna sin refino en el aglomerado	71

3.3.2. Gramos de ácido consumidos por la columna con refino en el aglomerado	71
3.3.3. Comparación de los gramos de ácido consumidos por ambas columnas de lixiviación	71
3.3.4. Kilógramos de ácido consumidos por tonelada de mineral en ambas columnas (totales)	73
3.4. RECUPERACIÓN DE COBRE	75
3.4.1. Recuperación de cobre en la columna sin refino en el aglomerado	75
3.4.2. Recuperación de cobre en la columna con refino en el aglomerado	76
3.4.3. Comparación de la recuperación de cobre en las columnas de lixiviación	77
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	79
BIBLIOGRAFÍA	80
ANEXOS	83

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1-2. Densidad del mineral	34
Ecuación 2-2. Volumen de ácido	41
Ecuación 3-2. Concentración de cobre en solución	45
Ecuación 4-2. Ley del mineral	45
Ecuación 5-2. Concentración de ácido en solución	47
Ecuación 6-2. Consumo de ácido	47
Ecuación 7-2. Área de la columna	48
Ecuación 8-2. Volumen de la columna	48
Ecuación 9-2. Peso del mineral curado	48
Ecuación 10-2. Peso del cobre fino	49
Ecuación 11-2. Gramos de ácido a utilizar en la experiencia	49
Ecuación 12-2. Volumen de ácido	49
Ecuación 13-2. Volumen de agua	51
Ecuación 14-2. Peso del mineral en el Aglomerado	51
Ecuación 15-2. Flujo de la columna	54
Ecuación 16-2. Gramos de ácido faltante en un litro de solución de riego	55
Ecuación 17-2. Gramos de ácido faltante en la solución de riego total	55
Ecuación 18-2. Volumen de ácido faltante en la solución de riego total	55
Ecuación 1-3. Gramos de cobre recuperados por día (totales)	64
Ecuación 2-3. Gramos de ácido no reaccionados por día (totales)	67
Ecuación 3-3. Gramos de ácido consumidos por columna (día 1)	70

Ecuación 4-3. Gramos de ácido consumidos por columna	70
Ecuación 5-3. Kilógramos de ácido consumidos por tonelada de mineral	73
Ecuación 6-3. Porcentaje de recuperación	75

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1-1. Diferencia del flujo de solución entre un mineral aglomerado y uno no aglomerado	5
Figura 2-1. Proceso Hidrometalúrgico del cobre desde la etapa de Aglomerado	6
Figura 3-1. Diferencia de percolabilidad entre un material sin aglomerar y uno aglomerado	8
Figura 4-1. Cilindro Aglomerador	9
Figura 5-1. Uso del agua en el procesamiento Hidrometalúrgico	10
Figura 6-1. Consumo de agua total en la minería del cobre al año 2013	17
Figura 7-1. Entradas de agua a nivel nacional para la minería en el año 2015	26
Figura 8-1. Consumo de agua total en minería por región	27
Figura 1-2. Chancador de mandíbula Primario	31
Figura 2-2. Mineral producido en el chancador primario	32
Figura 3-2. Chancador de mandíbula simulado como Secundario	32
Figura 4-2. Mineral producido en el chancador secundario	33
Figura 5-2. Instrumentos utilizados para determinar el volumen del mineral	34
Figura 6-2. Muestra representativa obtenida por el cortador de rifles	35
Figura 7-2. Equipo tamizador Ro-Tap	36
Figura 8-2. Serie de tamices utilizados en el análisis granulométrico	36
Figura 9-2. Horno de secado	38
Figura 10-2. Lixiviación agitada con agitación mecánica	39
Figura 11-2. Molino de bolas	40
Figura 12-2. Molino de bolas con mineral pulverizado	40
Figura 13-2. Separación de mineral del medio de molienda	41
Figura 14-2. Puesta en marcha de la Lixiviación agitada	42
Figura 15-2. Separación de fases del mineral y el PLS	43
Figura 16-2. Implementos y reactivos utilizados en el análisis de cobre en solución	44
Figura 17-2. Implementos y reactivos utilizados en el análisis de acidez libre en solución	46
Figura 18-2. Volumen de ácido a utilizar en el Aglomerado y Lixiviación columnar	50
Figura 19-2. Depositación del mineral roleado en columnas de lixiviación	52

Figura 20-2. Bomba dosificadora de soluciones	56
Figura 21-2. Probeta de 10ml	57
Figura 22-2. Bidón recolector de solución	58
Figura 23-2. Probeta de 1000ml	58
Figura 24-2. Muestras de sulfato de cobre obtenidas en la columna sin refino en el aglomerado	59
Figura 25-2. Muestras de sulfato de cobre obtenidas en la columna con refino en el aglomerado	59

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1-1. Agua recirculada en la minería del cobre entre los años 2009 y 2014	16
Tabla 2-1. Coeficientes unitarios por tamaño de minería en Hidrometalurgia entre los años 2010 y 2015	19
Tabla 3-1. Consumo de agua fresca estimada en minería en la Región de Tarapacá	29
Tabla 1-2. Análisis granulométrico de la muestra representativa.	37
Tabla 1-3. Concentración de cobre y de ácido obtenido por día en 1 litro de PLS de la columna sin refino en el aglomerado	62
Tabla 2-3. Concentración de cobre y de ácido obtenida por día en 1 litro de PLS de la columna con refino en el aglomerado	63
Tabla 3-3. Volúmenes diarios de la solución de salida de ambas columnas	64
Tabla 4-3. Gramos de cobre totales recuperados por día en la columna sin refino en el aglomerado	65
Tabla 5-3. Gramos de cobre totales recuperados por día en la columna con refino en el aglomerado	65
Tabla 6-3. Comparación de gramos de cobre recuperados por día en ambas columnas (acumulados)	66
Tabla 7-3. Gramos de ácido totales no reaccionados por día en la columna sin refino en el aglomerado	68
Tabla 8-3. Gramos de ácido totales no reaccionados por día en la columna con refino en el aglomerado	68
Tabla 9-3. Comparación de gramos de ácido no reaccionados por día en ambas columnas (acumulados).	69
Tabla 10-3. Gramos de ácido consumidos por día en la columna sin refino en el aglomerado	71

Tabla 11-3. Gramos de ácido consumidos por día en la columna con refino en el aglomerado	71
Tabla 12-3. Comparación de gramos de ácido consumidos por día en ambas columnas (acumulados)	72
Tabla 13-3. Recuperación de cobre por día de la columna sin refino en el aglomerado	75
Tabla 14-3. Recuperación de cobre por día en la columna con refino en el aglomerado	76
Tabla 15-3. Comparación de recuperación de cobre en ambas columnas	77

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Proyección de demanda esperada de agua fresca en la minería	2
Gráfico 2: Ley de cobre promedio en Chile entre los años 2004 y 2014	2
Gráfico 1-1. Tendencia en el consumo de agua total en minería	17
Gráfico 2-1. Proyección del consumo total de agua fresca en la minería del cobre en Chile entre los años 2009 y 2026.	20
Gráfico 3-1. Consumo de agua en la minería del cobre en la región de Tarapacá	28
Gráfico 1-3. Comparación de gramos de cobre recuperados por día en ambas columnas	66
Gráfico 2-3. Comparación de gramos de ácido no reaccionados por día en ambas columnas	69
Gráfico 3-3. Comparación de gramos de ácido consumidos por día en ambas columnas	72
Gráfico 4-3. Comparación de kilogramos de ácido por tonelada de mineral utilizados en ambas columnas	74
Gráfico 5-3. Recuperación de cobre por día en la columna sin refino en el aglomerado	76
Gráfico 6-3. Recuperación de cobre por día en la columna con refino en el aglomerado	77
Gráfico 7-3. Comparación de recuperación de cobre en ambas columnas	78

SIGLA

COCHILCO	:	Comisión Chilena del Cobre
EW	:	Electro-obtención
PLS	:	Pregnant leaching solution (solución rica de lixiviación)
SX	:	Extracción por Solventes

SIMBOLOGÍA

cm	:	Centímetro
cm ²	:	Centímetro cuadrado
cc	:	Centímetro cúbico
g	:	Gramo
h	:	Hora
Kg	:	Kilógramo
m	:	Metro
m ²	:	Metro cuadrado
m ³	:	Metro cúbico
min	:	Minuto
mm	:	Milímetro
ml	:	Mililitros
L	:	Litro
r	:	Radio
s	:	Segundo
Ton	:	Tonelada
Ø	:	Diámetro
°	:	Grado
%	:	Porcentaje
“	:	Pulgada

INTRODUCCIÓN

Conforme los años de sequía se extienden, el agua se vuelve un tema de interés público cada vez más sensible, una de las principales industrias afectadas de manera directa es la minería, la cual utiliza agua en una gran cantidad de actividades, por lo que la industria del cobre ha tenido que concientizar de sus responsabilidades y está continuamente evaluando la mejor manera de utilizar este recurso, mediante la búsqueda de mejoramientos tanto en la preservación y reutilización.

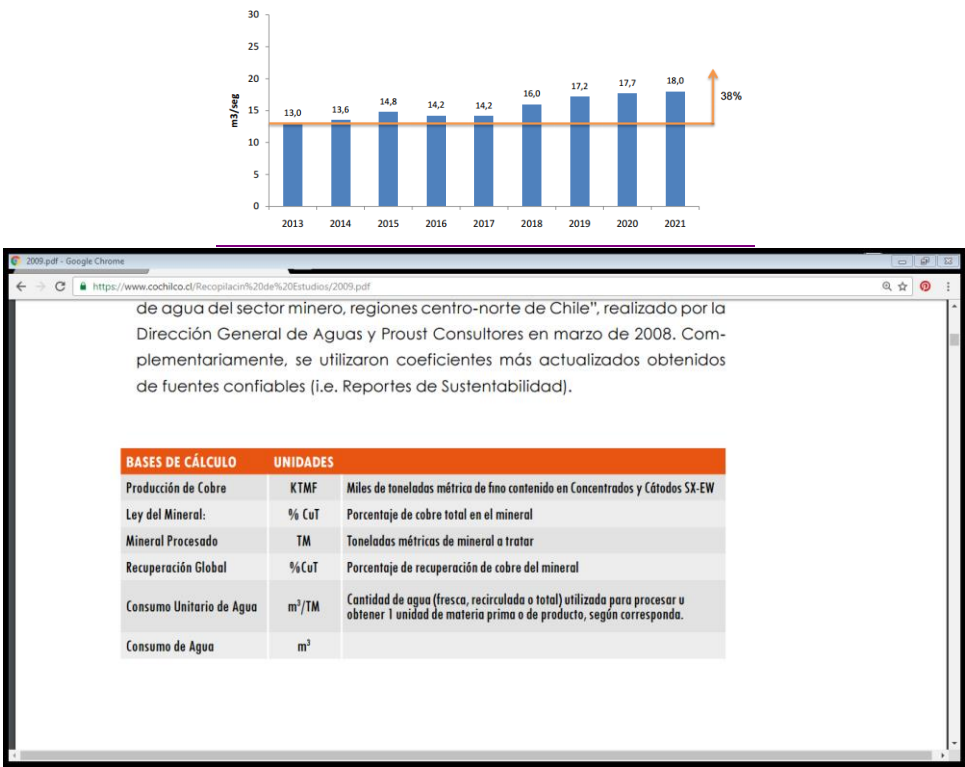
Al aumentar el reciclaje y el uso de agua de menor calidad los productores de cobre han sido capaces de reducir el uso y consumo considerablemente.

Los principales problemas que enfrentan las industrias mineras en cuanto al agua, es que la disponibilidad del recurso hídrico ha ido disminuyendo debido a la sequía, que afecta principalmente a las regiones en las cuales están ubicadas las empresas mineras, generalmente en el norte del país, donde existen escasas precipitaciones y sequedad atmosférica con una gran oscilación térmica.

Además, este recurso es imprescindible tanto en los procesos de concentración por flotación, como en la lixiviación, la extracción por solventes y la electro-obtención.

Conjuntamente, en los próximos años aumentaran las expansiones, desarrollo de nuevos proyectos y desgaste de los yacimientos, por lo que se necesitará procesar más material, generando una mayor demanda de agua.

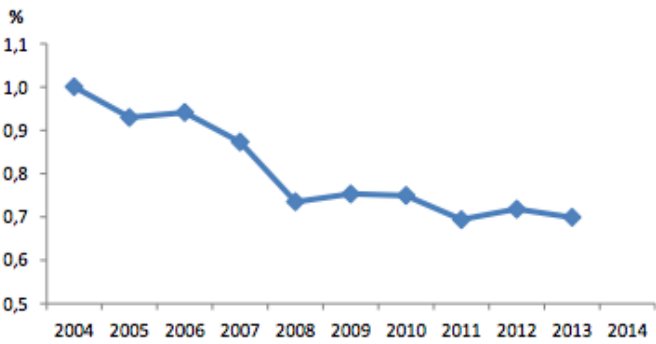
El gráfico 1 representa el ascenso esperado de la demanda de agua fresca en las industrias mineras del Cobre desde el año 2013 al 2021, en donde ésta aumenta progresivamente debido a todos los problemas que han tenido que enfrentar las compañías en cuanto al clima y su ubicación, generando un aumento de un 38% en tan solo 8 años, lo que equivale a $5 \text{ m}^3/\text{s}$ más que en el 2013, lo que ratifica la relevancia de este tema.



Fuente: Elaboración Cochilco

Gráfico 1: Proyección de demanda esperada de agua fresca en la minería

El gráfico 2 muestra la ley de cobre promedio en Chile desde el 2004 al 2014, en donde se puede observar que esta ha decrecido progresivamente debido a que la calidad de las reservas mineras ha disminuido en el transcurso del tiempo.



Fuente: Elaboración Cochilco

Gráfico 2: Ley de cobre promedio en Chile entre los años 2004 y 2014

Para la elaboración de una política pública se requiere de información clara, transparente y precisa, ya que es la única manera de mejorar la institucionalidad sobre la regulación

del agua. Una organización llamada Cochilco está encargada de recaudar esta información gracias a la continua colaboración de las faenas mineras que todos los años han informado su consumo de agua en cada proceso, lo que permite obtener información fundamental para realizar un análisis integral.

Objetivo General

- Modificar el proceso convencional de aglomerado mediante el uso de aguas recirculadas con mineral mixto.

Objetivos específicos

- Validar el uso de aguas recirculadas en la Hidrometalurgia por medio de investigación bibliográfica.
- Recurrir a un procedimiento no convencional para la evaluación los cambios que se producen en la solución de Lixiviación mediante el uso de aguas recirculadas en el Aglomerado.
- Evaluar los resultados conseguidos con el análisis del PLS, mediante la utilización en el Aglomerado del 30% del refino proveniente de SX.

1.1. PROCESO HIDROMETALÚRGICO

En la minería del cobre el consumo de agua incluye el uso de agua fresca para restablecer las pérdidas producidas en el proceso de producción. Este recurso se utiliza principalmente en el proceso Hidrometalúrgico en las etapas de Aglomerado, Lixiviación, Extracción por solventes y Electro-obtención.

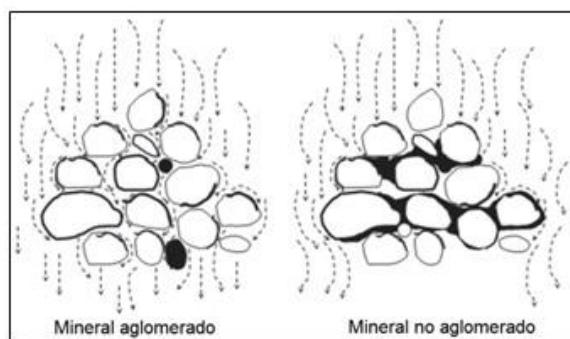
A modo general, el proceso Hidrometalúrgico, comienza con la conminución que involucra la reducción de tamaño, con el fin de obtener el área adecuada para que se lleve a cabo la reacción del ácido con el Cobre.

Posteriormente se deben aglomerar estas partículas generadas en el chancado, que consiste en la adhesión de las partículas finas hacia las gruesas para formar tamaños de partículas homogéneos, al adicionar agua fresca y ácido sulfúrico dentro de un tambor giratorio.

Esta mezcla permite la sulfatación de las especies de cobre con el propósito de acelerar la cinética de extracción del mineral útil.

Este pre-tratamiento posibilita que se produzca una buena percolación de las soluciones en las pilas de lixiviación para evitar su acumulación. Además mejora la permeabilidad, ya que permite que el mineral se contacte de mejor manera con la solución lixivante, la cual se rocía mediante aspersores o goteros.

La figura 1-1 muestra cómo actúa el flujo de solución lixivante entre un mineral que fue previamente aglomerado y uno que no tuvo aglomeración.



Fuente: Extraído de <https://hydrometallurgyperu.files.wordpress.com/2015/04/aglomerado-cobre.jpg>

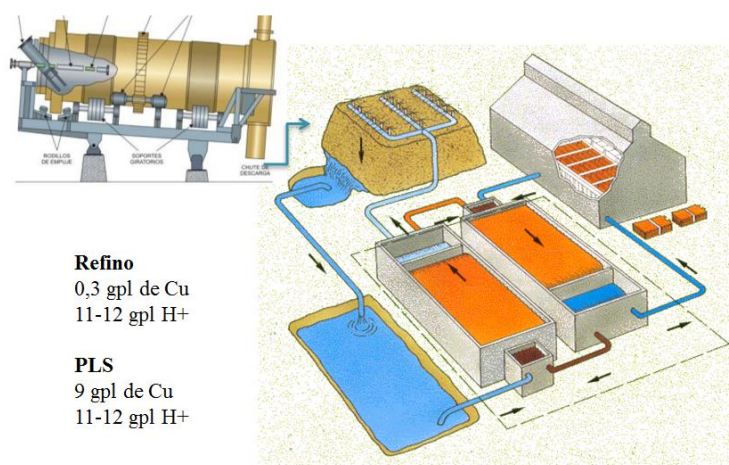
Figura 1-1. Diferencia del flujo de solución entre un mineral aglomerado y uno no aglomerado

Una vez preparada la mezcla, es depositada en forma de pilas sobre una superficie impermeable que posee cierta inclinación, para evacuar las soluciones hacia una piscina de recolección de PLS la cual se riega con una solución de ácido sulfúrico y agua con una tasa de riego de 10-20 l/hm².

La solución que sale de la pila (PLS) es alimentada a SX (extracción por solventes), la cual es purificada y concentrada mediante reactivos de naturaleza orgánica, estos se encargan de extraer el cobre selectivamente desde las soluciones acuosas. El extractante es altamente viscoso por lo que debe ser diluido (en diluyente) para mejorar la separación de las fases.

Existen varias alternativas para crear un circuito de planta de SX, pero en todos ellos existe una etapa de extracción y re-extracción de cobre.

La figura 2-1 muestra las etapas de procesamiento del cobre en Hidrometalurgia desde la el Aglomerado hasta la Electro-obtención (EW).



Fuente: Extraído de www.docplayer.es/10212014-metalurgia-extractiva-del-cobre

Figura 2-1. Proceso Hidrometalúrgico del cobre desde la etapa de Aglomerado

En la primera etapa, llamada extracción, el PLS es mezclado con la fase orgánica (orgánico descargado), para extraer selectivamente el cobre obteniendo una solución pobre de cobre y con alto contenido de agua y ácido, llamada refino, que es recirculada a la etapa de lixiviación de pilas. También se obtiene otra solución que consiste en una fase orgánica cargada con cobre concentrado, que es avanzada a la siguiente etapa llamada re-extracción.

En la re-extracción el orgánico cargado se contacta con una solución de ácido sulfúrico concentrado, el cual es el encargado de recuperar nuevamente el cobre para formar una nueva fase llamada electrolito rico, el cual posee una alta concentración de cobre y ácido sulfúrico.

La última etapa del proceso, llamada electro-obtención de cobre consiste en un proceso electroquímico forzado que permite la deposición de cobre en estado metálico a partir de los iones de Cu^{2+} en solución, mediante una corriente eléctrica impuesta entre un ánodo y un cátodo. El electrolito contiene sulfato de cobre, ácido sulfúrico (H_2SO_4) y hierro (en baja concentración) como componentes principales, pero además se adicionan una serie de elementos como refinadores de grano o compuestos que mejoran la deposición de cobre.

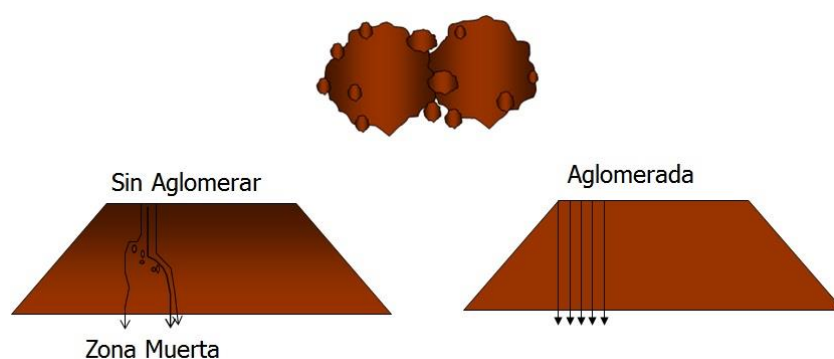
1.1.1. Agglomerado y Curado

Es el proceso posterior al chancado, el cual consiste en la adhesión de las partículas finas hacia las gruesas para formar tamaños de partículas homogéneos, al adicionar agua fresca y ácido sulfúrico dentro de un tambor giratorio.

Esta mezcla busca sulfatar las especies de cobre con el propósito de acelerar la cinética de extracción del metal de interés desde el mineral.

Este pre-tratamiento posibilita que se produzca una buena percolación de las soluciones en las pilas de lixiviación para evitar su acumulación, además de generar un lecho de material homogéneo evitando las canalizaciones por el menor arrastre de finos.

La figura 3-1 muestra la diferencia que se produce en el paso de solución entre una pila de mineral previamente aglomerado y uno sin aglomeración.



Fuente: Extraído de <https://hydrometallurgyperu.files.wordpress.com/2015/04/aglomerado-cobre.jpg>

Figura 3-1. Diferencia de percolabilidad entre un material sin aglomerar y uno aglomerado

Unos de los objetivos de esta etapa es mejorar la permeabilidad, ya que permite que el mineral se contacte de mejor manera con la solución lixivante. Un factor muy importante a considerar en la permeabilidad del mineral es la proporción de poros, entre lamas, finos ($< 100-1500 \mu m$) y gruesos, para determinar el método de formación de pilas.

Si la proporción de finos es de 10 – 20% se generarán problemas en la permeabilidad, provocando una mala percolación, por lo que no habrá contactos y no se generará una dilución del mineral, provocando una menor extracción de mineral.

Otro de sus objetivos es generar una distribución homogénea de la solución lixivante y, finalmente generar una estructura físicamente estable de las pilas.

La aglomeración se puede realizar por dos mecanismos: por presión y por roleo. Este último se basa en el principio de movimiento de partículas que se encuentran dispersas, y por medio de su aproximación se genera una activación de las fuerzas de cohesión uniéndolas unas a otras.

Esta aproximación se logra mediante la presencia de puentes líquidos (solución ácida), cuyo espesor debe ser el adecuado para permitir que los glómeros sean estables y posean una buena resistencia mecánica, además este líquido reacciona con las superficies de las partículas generando la disolución del cobre.

La figura 4-1 muestra un cilindro aglomerador, el cual es el equipo utilizado en la etapa de Aglomerado-Curado.



Fuente: <http://www.ampmineral.com/equipos/cilindros-aglomeradores.php>

Figura 4-1. Cilindro Aglomerador

Las variables físico-químicas del mineral que condicionan la calidad del glomero son las siguientes:

- Tamaño de partícula
- Geometría de partículas
- Características geológicas
- Granulometría
- Condiciones climáticas
- Humedad de aglomeración

La última variable consiste en la humedad óptima de operación, la cual debe ser la humedad máxima antes de llegar a su punto adhesivo, ya que en este punto el material se vuelve barroso, generando glomeros con menor esfericidad y heterogeneidad en la distribución de tamaños.

Por otra parte, el curado permite introducir de forma anticipada ácido sulfúrico durante el proceso de Aglomerado, el cual debe estar distribuido uniformemente a lo largo del camino de las soluciones lixiviantes.

Sus objetivos son:

- Sulfatar los minerales de cobre
- Crear mayores vías de ataque

- Impactar en la cinética de extracción
- Inhibir la disolución de especies indeseables

1.1.2. Uso de agua para el procesamiento de minerales oxidados

La figura 5-1 representa la utilización de agua en cada una de las etapas del procesamiento hidrometalúrgico del cobre.

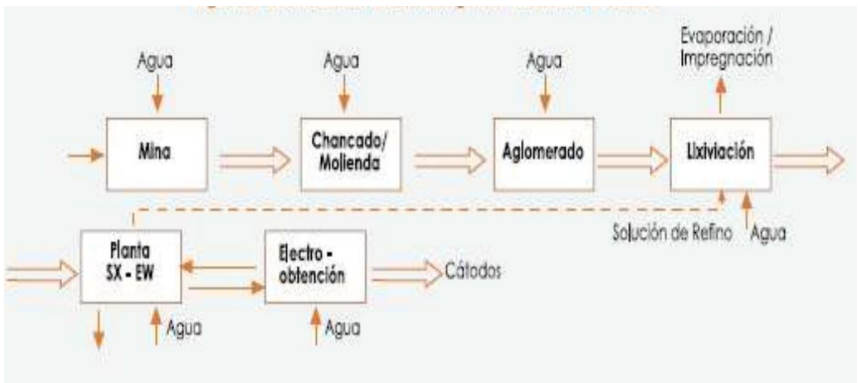


Figura 5-1. Uso del agua en el procesamiento Hidrometalúrgico

Aglomeración: Recibe el mineral de la planta de chancado. Al mineral se le agrega una solución ácida, que corresponde a una mezcla de agua fresca y ácido sulfúrico, para almacenarlo posteriormente en las pilas de lixiviación.

Lixiviación (LX): En este proceso se utiliza principalmente agua en la solución de riego de las pilas o bateas. Considera las etapas de lixiviación en pilas, botaderos de ripios hasta el acopio en las piscinas de PLS.

Extracción por Solventes (SX): Cuenta con etapas de extracción, re-extracción y lavado. En agua utilizada se recupera como refino.

Electro obtención (EW): Considera las etapas de electro-obtención y despegue de cátodos. El agua se utiliza principalmente en las celdas de lavado de cátodos.

Con formato: Fuente: Negrita

Con formato: Fuente: Negrita

Con formato: Fuente: Negrita

Con formato: Fuente: Negrita

1.1.3. Definiciones de las soluciones acuosas producidas dentro del proceso Hidrometalúrgico

Refino: Es la solución empobrecida en cobre después del proceso de extracción por solventes y que es enviada de vuelta a las pilas para integrarse al proceso de lixiviación. El refino tiene una concentración de 0,3 g/l de cobre y 11-12 g/l de acidez libre.

PLS: Se refiere a la solución que sale de las instalaciones de lixiviación (pilas, bateas, etc.) y que ha sido enriquecida por la disolución del cobre desde el mineral. Esta solución tiene una concentración de hasta 9 g/l.

Comentario [MV1]: numeración

1.2. TIPOS DE AGUA

Informe_consumo_agua_04-15_rev_F3.pdf - Google Chrome

← → ↻ 🔍 https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/Informe_consumo_agua_04-15_%28rev_F%29.pdf#search=agua

3. Uso de agua para el procesamiento de minerales oxidados

Para procesar los minerales oxidados es necesario realizar un proceso de hidrometalurgia que contempla las etapas de aglomeración, lixiviación, extracción por solventes y electro obtención para la producción de cátodos, incluyendo el agua utilizada en el transporte del ácido y de la solución enriquecida.

- Aglomeración: Consiste en recibir el mineral de la planta de chancado. Se agrega una solución de ácida (agua y ácido sulfúrico) para almacenarlo en las pilas de lixiviación.
- Lixiviación (LX): El consumo de agua en este proceso corresponde principalmente al utilizado en la solución de riego de las pilas o bateas de lixiviación. Este proceso considera las etapas de lixiviación en pilas, botaderos de ripios hasta el acopio en las piscinas de PLS inclusive.
- Extracción por solventes (SX): Proceso considera las etapas de extracción, descarga y lavado. El agua se recupera como refino (agua acidulada con cierta cantidad de cobre contenido que vuelve al proceso)

Informe_consumo_agua_04-15_rev_F3.pdf - Google Chrome

← → ↻ 🔍 https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/Informe_consumo_agua_04-15_%28rev_F%29.pdf#search=agua

- Lixiviación (LX): El consumo de agua en este proceso corresponde principalmente al utilizado en la solución de riego de las pilas o bateas de lixiviación. Este proceso considera las etapas de lixiviación en pilas, botaderos de ripios hasta el acopio en las piscinas de PLS inclusive.
- Extracción por solventes (SX): Proceso considera las etapas de extracción, descarga y lavado. El agua se recupera como refino (agua acidulada con cierta cantidad de cobre contenido que vuelve al proceso)
- Electro obtención (EW): La planta de electro obtención considera las etapas de electro obtención y el despegue de cátodos. El suministro de agua se utiliza principalmente en las celdas de lavado de cátodos.

4. Uso de agua en servicios auxiliares

Existen varias actividades que se llevan a cabo para apoyo del proceso de explotación mina, como mantenimiento de las instalaciones mina, aire comprimido y agua, desagüe, ventilación y lamparería.

Uso de agua estable / permanente

Importancia de un buen Aglomerado

Con formato: Interlineado: 1,5 líneas

Si se considera la adición de una solución lixivante en la parte superior de una pila de mineral, se puede ver que inicialmente esta solución presenta condiciones de Eh y de pH correspondientes al campo de estabilidad de ion Cu^{2+} . Sin embargo, si el mineral que se está tratando presenta una ganga reactiva o moderadamente reactiva, a medida que progresa la lixiviación ácida en un frente descendente, el ácido se va consumiendo. Lo mismo ocurrirá si la altura del lecho de mineral es mayor, al que el ácido se consuma antes de llegar a la parte inferior de la pila. En estos casos se tiene un frente de reacción que impone una acelerada variación, en sentido negativo, del valor de Eh y un aumento de pH.

Si la velocidad de la reacción de la solución con el mineral y la ganga es mayor que la velocidad de reposición del ácido, entonces se puede llegar a perder la totalidad de los iones férricos y, en breve, a consumir la totalidad de los iones hidrógeno (protones disponibles para la lixiviación). Con esto, las condiciones de Eh—pH de la solución de lixiviación yadejaran de estar en el dominio del campo de estabilidad del ion Cu^{2+} , y pasaran al campo de estabilidad de la crisocola, el cobre nativo o la calcosina. En este punto la solubilidad del cobre es menor que 10^{-6} molar, es decir insignificante.

La rápida neutralización de ácido en la solución de lixiviación causado por la reactividad de la ganga provoca un verdadero frente de acidez descendente. En la parte superior de éste frente se tiene todavía acidez suficiente como para estar en el campo de estabilidad del ion Cu^{2+} . En la parte inferior el Eh ha cambiado desde 0.6—0.5 a 0.1—0 volt, y la solubilidad del cobre cae bruscamente desde 0.1 molar (unos 6/1), a 10^{-6} molar, es decir una caída de unos 5 órdenes de magnitud. Si el frente de ácido se produce más bien arriba en el lecho del mineral, la baja solubilidad del cobre en las soluciones eutralizadas puede conducir a una precipitación de todo el cobre disuelto en la parte superior. Los precipitados más corrientes en estos casos incluyen cobre nativo, delasofita y calcosina. Solo si la neutralización se produce en la parte inferior del lecho del mineral puede ocurrir que el cobre disuelto no alcance a reprecipitarse, pero queda en evidencia que será muy difícil realizar la disolución del cobre remanente en las zonas de más abajo de la pila de mineral. Resulta claro entonces que es indispensable que el ácido este distribuido lo más uniformemente posible a lo largo del camino de las soluciones de lixiviación. Idealmente debe haber un ambiente de acidez lo más uniforme posible, en todo el camino de las soluciones lixiviadas. Sin embargo, eso obligaría alternativamente a: Agregar exceso de ácido en las soluciones de entrada, con el riesgo de un mayor consumo global, o bien. Limitar la altura de las pilas del lecho del mineral que se someten a lixiviación, o bien, por último Aceptar menores recuperaciones en el conjunto. Para solucionar este punto específico, se ha ideado incorporar un retratamiento con ácido concentrado al mineral que se va a colocar en el lecho de minerales a lixiviar.

Este ácido es uniformemente distribuido, previo a su ubicación en la pila, logrando con esto una dosificación a la medida de cada requerimiento, ya sea por parte de los minerales del yacimiento, o parte de la ganga.

Además, la distribución anticipada del ácido permite que este reaccione sobre todas y cada una de las partículas del mineral, logrando una acción de transformación de las especies minerales de cobre que están próximas a la superficie, normalmente en sulfato de cobre. Con este método se ha logrado inhibir la disolución de algunas especies indeseables de la ganga como el aluminio y la sílice (SiO_2). Cuando, una vez armada la pila, se aplican las soluciones de lixiviación propiamente tales, estas se encuentran en toda la trayectoria a través del lecho de mineral, ya acidulada y, en muchos casos, sin consumir una mayor cantidad de ácido se limitan a disolver el sulfato de cobre ya producido por el pretratamiento ácido. Este pretratamiento con ácido concentrado ha recibido el nombre de curado ácido. Por otra parte, la influencia de la ganga sobre el proceso de lixiviación de minerales de cobre, puede manifestarse principalmente a través del grado de consumo de ácido, la cinética de disolución y el grado de penetración de las partículas, fenómenos que describiremos a continuación. Por esta razón, finalmente se ha concluido en la conveniencia generalizada de realizar ambas operaciones en una misma unidad mezcladora, consistente en un tambor rotatorio dentro del cual se adiciona tanto el agua para la aglomeración, como el ácido concentrado para el acondicionamiento uniforme del lecho del mineral. El proceso de aglomeración tiene como objetivo preparar el material mineralizado por la lixiviación, de manera de asegurar un buen coeficiente de permeabilidad de la solución. Un factor crítico a veces no suficientemente investigado y que en muchos casos ha conducido a fallas o al cierre de las plantas en operación, es la permeabilidad.

La permeabilidad es dependiente de las características físicas del material en cuanto a proporción de poros, la que depende a su vez, de la proporción entre lamas (granulometrías inferiores a 5-10 micrones) finos (granulometrías inferiores a 100-150 micrones) y gruesos, y del método de formación de las pilas o depósitos.

Con proporciones del 10-20% de estos materiales finos, pueden existir problemas de permeabilidad y si no se asegura la permeabilidad en los lechos de lixiviación, no hay percolación, ni contactos, disolución ni extracción de valores, debido a que los finos segregan y forman áreas ciegas que disminuyen la percolación, se favorece la compactación en la formación de las pilas y puede ocurrir que estas partículas se vayan al fondo de la pila impidiendo el flujo uniforme de la solución enriquecida.

De esta forma, los efectos de una proporción inadecuada de finos pueden influir en aumentar innecesariamente el tiempo de lixiviación y con ello aumentar el consumo de

reactivos, provocar una menor extracción de soluciones mineralizadas y hasta hacer que un proyecto sea inviable

Para solucionar estos inconvenientes y asegurar un buen proceso de lixiviación es recomendable la eliminación de finos. Para ello se puede proceder de la siguiente manera:

Realizar un análisis granulométrico y químico del metal valioso por fracciones, y realizar cortes teóricos a diferentes tamaños. Un rechazo del 40-50 % en peso del material, con sólo una pérdida de 5-10% en metal (dependiendo de su valor), podría ser económicamente viable, aunque no es normal. Por ejemplo, si en un yacimiento el oro y la plata están bastante distribuidos en todas las fracciones, se pierde valor con cualquier corte y rechazos de peso aceptables.

Realizar la separación de tamaños finos y gruesos, efectuándose la lixiviación estática sólo en estos últimos, normalmente con leyes más bajas y la lixiviación dinámica con los finos, normalmente enriquecidos. Existen casos en que por este sistema se ha logrado una mayor y más rápida recuperación que por una íntegra lixiviación estática.

Realizar una aglomeración, que es el procedimiento más empleado en la actualidad. En términos generales, la aglomeración consiste en un procedimiento que permite la unión de varias partículas finas a otras de mayor tamaño.

Para que se realice una buena aglomeración, especialmente en los minerales de cobre, se deben considerar ciertas características del material mineralizado, entre las que se tiene el tamaño y geometría de las partículas, granulometría, características geológicas, ley de cobre en el yacimiento, condiciones ambientales, evaporación del agua, humedad del curado, tiempo de curado, entre otras.

En la industria minera del cobre nacional ha mejorado la eficiencia en el consumo de agua. En términos promedios, el consumo de agua fresca en el procesamiento por la vía hidrometalúrgica también se ha reducido

desde 0,30 a 0,13 m³/ton mineral en el período 2000 al 2006

Esta reducción en el consumo de agua por parte del sector minero es refle

-

jo de los esfuerzos realizados por la minería para reducir el consumo de agua fresca en procesos productivos, a través de mejoras operacionales y de una gestión integral

7

Aguas Superficiales: Son aquellas que se encuentran de manera natural a la vista del hombre, pudiendo ser corrientes (vertientes, esteros, ríos y quebradas) o detenidas (lagos, lagunas, pantanos, ciénagas y embalses), estas se encuentran al alcance del hombre, por lo que son fácilmente conducidas y desviadas para luego aprovecharlas en actividades.

Con formato: Interlineado: 1,5 líneas

Aguas Subterráneas: Corresponden a las aguas que están ocultas en el seno de la tierra, pudiendo estar almacenadas en acuíferos o embalses subterráneos, por lo que requieren de exploración previa, con el objetivo de ubicarlas y conocer sus características, para posteriormente realizar la explotación y aprovecharlas.

Con formato: Interlineado: 1,5 líneas

Aguas adquiridas a terceros: Son flujos de agua obtenidos mediante contratos con terceros. En esta ocasión se compra agua a terceros con sus respectivos derechos, de esta manera no se compran los derechos, si no que el agua. Se puede obtener de aguas municipales, de sanitarias, entre otros proveedores.

Aguas de mar: Es toda agua de mar extraída desde la costa, la cual posee dos vías, una de ellas es utilizarla directamente y otra es con una previa desalinización. El agua de mar no requiere derechos de agua competitivos con el agua continental.

Agua fresca: Son aquellas extracciones que provienen de aguas superficiales como aguas llúvias, escorrentías, embalses superficiales, lagos, ríos, aguas subterráneas, aguas alumbradas y acuíferos, para las cuales se cuenta con los respectivos derechos de aguas y aguas adquiridos a terceros. El agua fresca cubre las pérdidas producidas durante los procesos.

Agua total: Es la suma del agua fresca más el agua recirculada en los procesos. Es aquella necesaria para mantener a régimen el proceso productivo. Es el agua de entrada.

1.3. RECIRCULACIÓN DE AGUA EN MINERÍA

Con formato: Título 2, Esquema numerado + Nivel: 2 + Estilo de numeración: 1, 2, 3, ... + Iniciar en: 1 + Alineación: Izquierda + Alineación: 0 cm + Sangría: 1,27 cm

Con formato: Justificado, Interlineado: 1,5 líneas

Con formato: Interlineado: 1,5 líneas

Recirculación total: Es utilizada una ecuación, debido a que hay dificultad en medir con exactitud todas las aguas recirculadas en las diferentes etapas y procesos, esta fórmula es un método sencillo de aproximación para obtener el valor de referencia buscado, sin perjuicio de la posibilidad que tienen algunas empresas de medir todos los flujos del proceso y obtener el valor real.

$$\text{Recirculación Total} = \frac{\text{Agua Total (m}^3\text{)} - \text{Agua Fresca (m}^3\text{)} - \text{Agua de mar (m}^3\text{)}}{\text{Agua Total (m}^3\text{)}}$$

Con formato: Justificado, Interlineado: 1,5 líneas

Recirculación agua fresca: Analiza la incidencia del agua fresca en el uso total en la minería, y al compararlo con la recirulación total refleja la importancia que podría tener el uso de agua de mar.

Con formato: Interlineado: 1,5 líneas

Comentario [MV2]: figura , fuente

$$\text{Recirculacion Agua Fresca} = \frac{\text{Agua Total (m}^3\text{)} - \text{Agua Fresca (m}^3\text{)}}{\text{Agua Total (m}^3\text{)}}$$

La recirculación es imprescindible para una buena gestión de los recursos hídricos en la minería del cobre, los excesos de agua se pueden volver a utilizar en un mismo proceso, o en diferentes etapas, o enviadas desde y hacia procesos distintos, lo que depende de los requerimientos de calidad y cantidad.
En el caso del tratamiento de los minerales oxidados de cobre, el consumo de agua puede optimizarse al recircular sus soluciones, evitando su infiltración y su evaporación.

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Justificado, Interlineado: 1,5 líneas

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Justificado, Interlineado: 1,5 líneas

Con formato: Interlineado: 1,5 líneas

La tabla 1-1 muestra la cantidad de agua que han recirculado las empresas mineras en sus operaciones desde el año 2009 al 2014 con el fin de optimizar este recurso, estos valores se representan en l/s y en porcentaje de recirculación.

Tabla 1-1. Agua recirculada en la minería del cobre entre los años 2009 y 2014

	Unidad	2009	2010	2011	2012	2013	2014	Variación 2013 – 2014
Agua recirculada	l/s	ND	ND	25.367	34.291	32.138	31.708	-1.3%
Recirculación	%	ND	ND	68,7%	74,0%	73,0%	73,9%	1,2%

Fuente: Elaboración de Cochilco en base a información de las empresas

Al observar la tabla anterior es posible notar que en el año 2012 el total de agua recirculada en las faenas llego a un valor de 74%, aumentando en un 1,2% en relación al año anterior. Este porcentaje de recirculación tuvo una baja variación respecto a los años posteriores.

Con formato: Izquierda, Interlineado: 1,5 líneas

La figura 6-1 muestra el porcentaje de agua fresca, de mar y recirculada que fue utilizada en la minería del cobre hasta el año 2013.

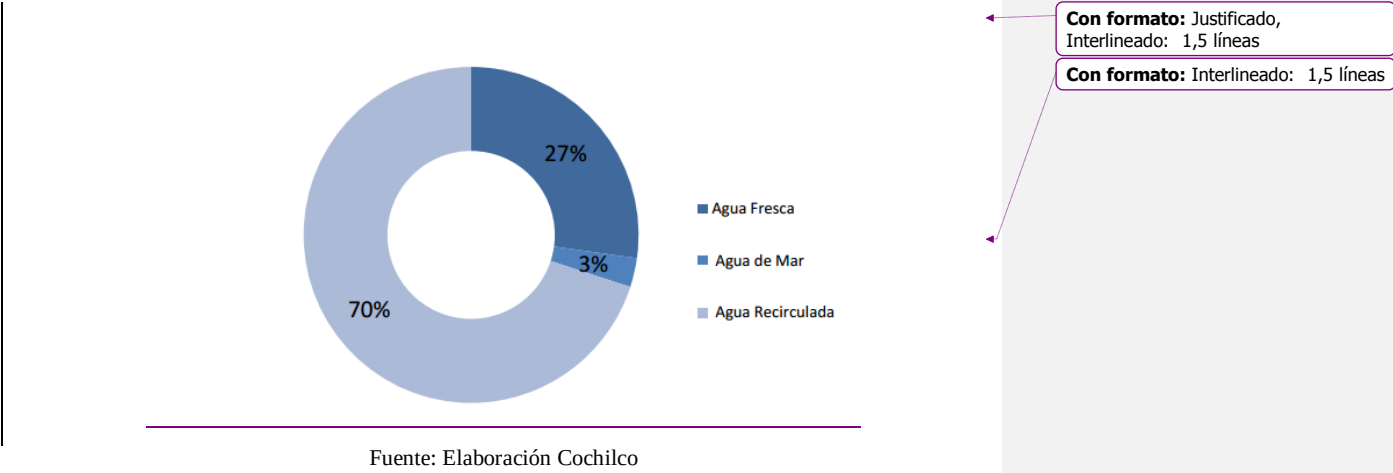


Figura 6-1. Consumo de agua total en la minería del cobre al año 2013

En esta figura se logra observar que en el año 2013 la mayor parte del agua utilizada en la minería del cobre es la recirculada, representando un 70% en la figura.

El gráfico 1-1 representa la cantidad de agua total en m³/s que se consume en el procesamiento de los minerales, la que es clasificada en agua continental, agua de mar y agua recirculada.

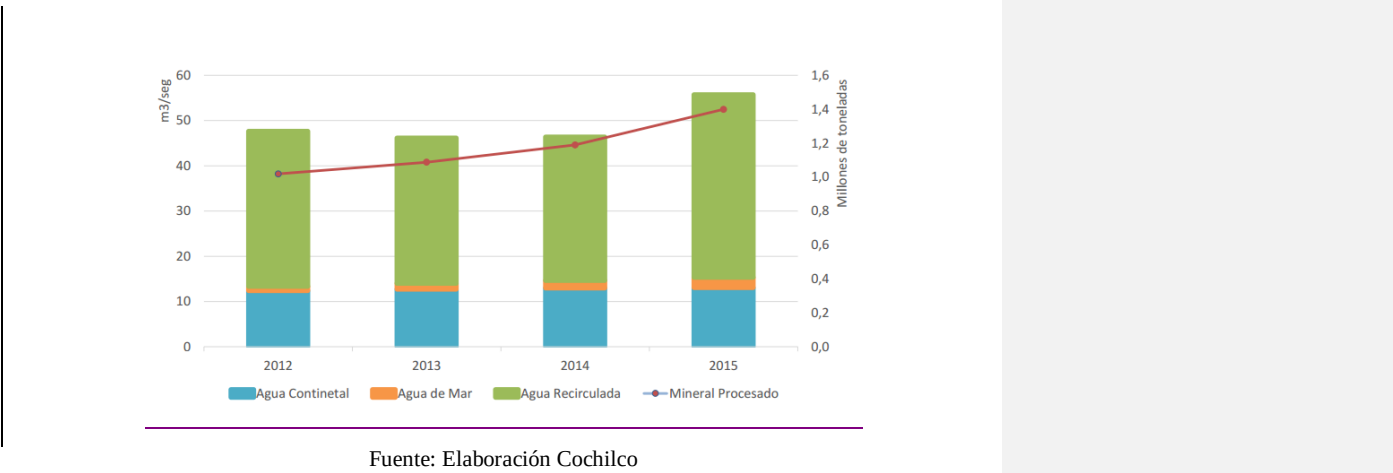


Gráfico 1-1. Tendencia en el consumo de agua total en minería

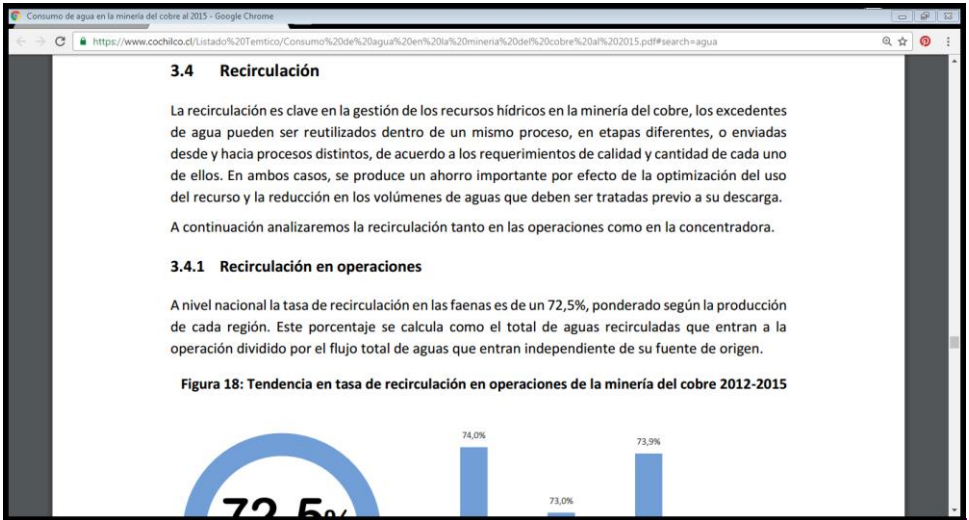
En el año 2015 el grafico demuestra que 55,73 m³/s fue el consumo de agua total utilizada en el procesamiento de minerales, en donde 40,38 m³/s correspondió a agua recirculada, lo que representa un aumento de 27,3% respecto al año 2014.

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto

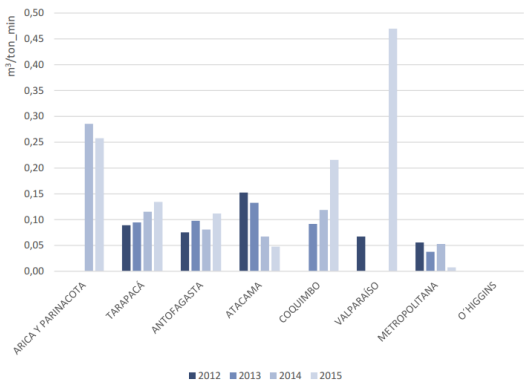
Esto demuestra que la minería chilena ha incorporado dentro de sus ejes estratégicos una preocupación creciente en la gestión del recurso hídrico, y constantemente se encuentra evaluando alternativas de uso eficiente y sustentable, ya sea a través de su proceso de conservación o de reutilización.

Con formato: Fuente: (Predeterminado) Times New Roman, 12 pto



1.3.1. Coeficientes unitarios por tamaño de minería en Chile

La tabla 2-1 representa un análisis del consumo de agua en m³/ton de mineral procesado en la Hidrometalurgia, tanto en la gran minería, como en la mediana minería del cobre desde el año 2010 al 2015, estos valores se basan en Coeficientes unitarios en hidrometalurgia en la minería del cobre 2012-2015



Fuente: Cochileo

En el caso de la hidrometalurgia destaca la región de Atacama, donde se aprecia una baja constante en los últimos años en el uso de agua continental para el procesamiento de minerales oxidados, esto principalmente por el uso de agua de mar para la lixiviación. La información anterior muestra el mayor esfuerzo de las compañías mineras por disminuir su consumo de agua fresca en sus procesos en aquellas regiones con un mayor déficit de agua.

Por otra parte la región de Valparaíso muestra un considerable aumento para el 2015 en el coeficiente unitario, si bien la cantidad de agua consumida para la hidrometalurgia en esa región es baja, la eficiencia en su uso es lamentable, la principal razón es por la considerable pequeña y mediana minería que no cuentan con procesos de captación de aguas para su reúso o tecnologías de optimización del recurso.

información anual entregada por las distintas faenas productoras de cobre.

Tabla 2-1. Coeficientes unitarios por tamaño de minería en Hidrometalurgia entre los años 2010 y 2015

Coeficientes unitarios	Unidades	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Hidrometalurgia							
Gran minería del cobre	m³/ton_min	0,11	0,12	0,10	0,10	0,08	0,08
Mediana minería del cobre	m³/ton_min	0,19	0,24	0,10	0,06	0,15	0,25

Fuente: Elaboración Cochilco

En esta tabla se puede apreciar que la mediana minería posee mayores consumos de agua en su procesamiento de minerales, observándose que en el año 2014 y 2015 es notablemente mayor en comparación a la gran minería, esto puede ser debido a que no cuentan con tecnologías que permitan tratar sus aguas utilizadas, o por la no implementación de recirculación.

Cabe destacar que se considera gran minería a aquellas operaciones que procesan una cantidad mayor o igual a 8000 toneladas por día, y la mediana minería corresponde a aquellas que están por debajo de esa producción.

1.3.2. Evolución del consumo total de agua fresca en la minería del cobre

El gráfico 2-1 representa los resultados de la proyección de consumo de agua fresca en m³/s en el procesamiento del cobre en Chile desde el año 2009 al 2026, donde se consideran distintas características de los proyectos y operaciones.



Fuente: Elaboración Cochilco

Gráfico 2-1. Proyección del consumo total de agua fresca en la minería del cobre en Chile entre los años 2009 y 2026.

En general, se puede decir que la utilización de agua fresca esperada hasta el año 2026 alcanza los 10,8 m³/s, lo que representa una disminución en su consumo de 2,5 m³/s, lo que equivale a un 19% desde el año 2015.

1.3.3. Ingresos de agua a nivel nacional para la minería en Chile

La figura 7-1 muestra las principales entradas de agua en Chile durante el año 2015, las cuales se clasifican en aguas continentales, de mar y recirculadas, todas estas se

el año 2015 y a que Caserones (que se asume entraría en operación el año 2013) podría estar operando a plena capacidad también a partir del 2014¹⁴.

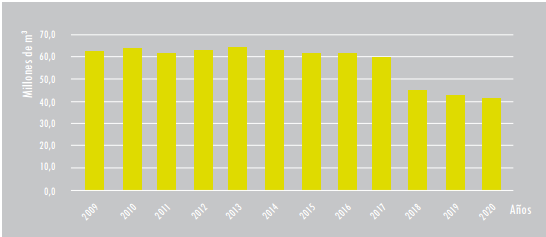
En relación a la I Región, las cifras muestran que la demanda de agua fresca es gradualmente creciente año a año, y debería esencialmente a la estimación de una producción creciente de concentrados por parte de Collahuasi y su Ampliación Fase I, Ampliación Fase II (que puede entrar en operación a partir del 2015) y Quebrada Blanca Hipógeno (que podría operar a partir del 2017).

Se puede a su vez observar en esta Región que en el año 2016 hay un incremento importante respecto al año anterior en la demanda de agua, y se debe principalmente a que la Ampliación Fase II de Collahuasi podría estar

representan en m³/s.

REGIÓN	PROYECCIÓN DEMANDA AGUA PARA LA PRODUCCIÓN DE SX DE COBRE EN CHILE (millones de m ³)											
	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020
I	5,5	5,8	5,8	5,5	5,5	5,7	5,7	5,5	5,0	4,3	4,3	4,2

Gráfico 2. Proyección de Consumo de Agua para la Producción de Cátodos SX-EW en Chile
Período 2009-2020



Fuente: Elaboración COCHILCO.

Como se puede observar en Gráfico 3 siguiente, comparativamente el volumen de agua consumida para producir cobre a partir de minerales sulfurados es significativamente mayor que aquel requerido para la producción de cobre a partir de minerales lixiviables. Esto se debe fundamentalmente a los dos factores ya señalados. Por una parte, el consumo unitario promedio para producir concentrados (0,79 m³/ton mineral) es alrededor de 6 veces más que el de la línea hidrometalúrgica (0,13 m³/ton mineral), y por otra, las proyecciones de producción de cobre indican que la producción de cobre fino contenido en concentrados es también bastante superior a la de los recursos lixiviables.

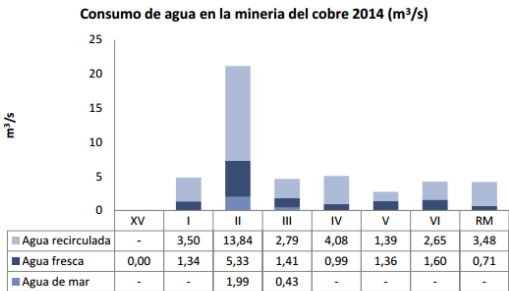
Óxidos					
REGIÓN	FAENA	OPERADOR	Estado de operación	TIPO	Consumo Unitario (m3/t)
I	Quebrada Blanca	Teck	En operación	SX-EW	0,13
I	Collahuasi	Doña Inés de Collahuasi	En operación	SX-EW	0,08
I	Expansión de Collahuasi	Doña Inés de Collahuasi	Nvo. Proyecto	SX-EW	0,08
I	Sagasca SxW	Haldeman	En operación	SX-EW	0,13
I	Cerro Colorado	BHP Billiton	En operación	SX-EW	0,20

Con formato: Justificado

Con formato: Izquierda

Para el año 2014, los resultados indican que el consumo de agua fresca fue de 12,7 m³/s, aumentando un 1,9% en relación al año anterior. Del total de este consumo, un 70% fue destinado al procesamiento de minerales sulfurados para la generación de concentrado de cobre, mientras que un 14% a la generación de cátodos por la vía hidrometalúrgica.

El siguiente gráfico permite apreciar el origen del agua total consumida, destacando el agua reciclada y el agua de mar, totalizando 31,7 m³/s y 2,4 m³/s respectivamente.



En términos de eficiencia en el consumo, se destaca la disminución en las tasas unitarias por mineral procesado para distintas operaciones de producción de cobre de mina, disminuyendo a 0,53 m³/t en el caso de plantas concentradoras (6,9% menos en relación al 2013) y a 0,08 m³/t para el caso del procesamiento vía hidrometalurgia (13,7% menos en relación al año 2013).

3 Consumo de agua fresca

El presente capítulo muestra los principales resultados correspondientes al consumo de agua fresca en la minería del cobre en el país para el año 2014. En primer lugar se indican los valores para cada región con disponibilidad de datos, luego se detallan los consumos según el tipo de proceso (minerales oxidados y sulfurados) y finalmente se muestra el origen del agua fresca utilizada.

3.1 Consumos regionales

El año 2014 el consumo total de agua fresca por parte de la minería del cobre fue de 12,7 m³/s, aumentando el consumo total en un 1,9% respecto al año 2013. La evolución del consumo y del mineral procesado se muestra en la Tabla 3-1:

	Unidad	2009	2010	2011	2012	2013	2014	Variación 2013 – 2014
Agua fresca	l/s	12.270	12.651	12.564	12.379	12.497	12.737	1,9%
Mineral procesado	Mton	891,8	919,2	912,7	1.018,6	1.087,7	1.189,6	9,4%

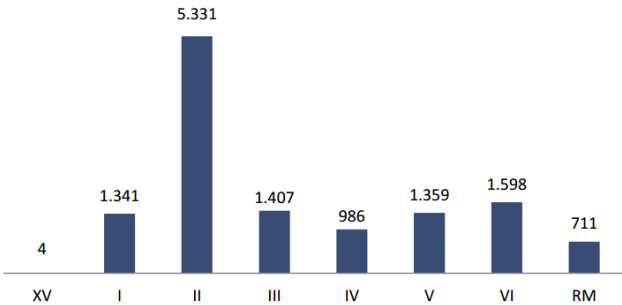
Tabla 3-1 Consumo total de agua fresca en la minería del cobre en el período 2009 - 2014. Fuente: COCHILCO en base a información de las empresas.

A nivel regional, el consumo es liderado por Antofagasta, región que produce cerca del 53% del cobre en Chile utilizando un 42% del total de agua fresca en el país. La información regional se indica en las figuras Figura 3-1 y Figura 3-2:

Figura 3-1 Extracción de agua fresca (l/s) a nivel regional de la minería del cobre el año 2014. Fuente: COCHILCO en base a información de las empresas.

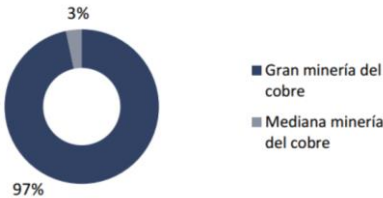
A nivel regional, el consumo es liderado por Antofagasta, región que produce cerca del 53% del cobre en Chile utilizando un 42% del total de agua fresca en el país. La información regional se indica en las figuras Figura 3-1 y Figura 3-2:

Figura 3-1 Extracción de agua fresca (l/s) a nivel regional de la minería del cobre el año 2014. Fuente: COCHILCO en base a información de las empresas.



En términos de escala de producción, la gran minería del cobre es aquella que representa el mayor consumo de agua fresca según los datos obtenidos, alcanzado un 97% del total al año 2014:

Figura 3-6 Consumo de agua fresca según escala productiva en la minería del cobre el año 2014. Fuente: COCHILCO en base a información de las empresas.



4.2 Recirculación de agua

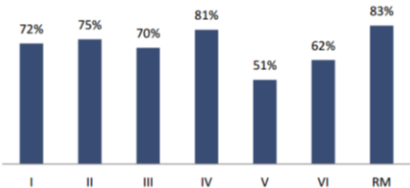
Otro indicador para graficar la eficiencia en el uso de agua de las operaciones mineras corresponde al porcentaje de agua recirculado por la operación en relación al consumo total, lo que indica el esfuerzo de las empresas por aprovechar el recurso. El año 2014 el total de agua recirculada en las faenas llegó a 74%, aumentando un 1,2% en relación al año anterior. Lo anterior se detalle en la Tabla 4-2:

	Unidad	2009	2010	2011	2012	2013	2014	Variación 2013 – 2014
Agua recirculada	l/s	ND	ND	25.367	34.291	32.138	31.708	-1.3%
Recirculación	%	ND	ND	68,7%	74,0%	73,0%	73,9%	1,2%

Tabla 4-2 Agua recirculada en la minería del cobre entre los años 2009 - 2014. Fuente: COCHILCO en base a información de las empresas.

A nivel regional, se destaca que las regiones de Valparaíso y O’Higgins presentan las menores tasas de recirculación (según se indica en la Figura 4-4)Figura 4-4 Tasa de recirculación total faena a nivel regional para el año 2014. Fuente: COCHILCO en base a información de las empresas., lo cual está relacionado al mayor consumo de agua fresca mostrado a través de los consumos unitarios:

Figura 4-4 Tasa de recirculación total faena a nivel regional para el año 2014. Fuente: COCHILCO en base a información de las empresas.



Informe_consumo_agua_04-15_rev_31.pdf - Google Chrome

← → ↻ 🔍 https://www.cochilco.cl/Listado%20temtico/Informe_consumo_agua_04-15_%28rev_31%29.pdf#search=agua

Metropolitana en un 9,1% y 10,5% respectivamente.

En lo que respecto a los consumos según destino en las operaciones, el uso de agua fresca en plantas concentradoras concentra el 70% del total, lo cual lidera ampliamente en relación a los procesos hidrometalúrgicos u otros como riego de caminos, agua potable o servicios.

Al analizar los elementos en los cuales recae la eficiencia en el consumo de agua fresca en la minería, primeramente se destaca la disminución en los consumos unitarios con respecto al 2013 para los procesos de concentración e hidrometalurgia en 6,9% y 13,7% respectivamente. Lo anterior se agrega al hecho de presentar un aumento en el porcentaje de agua recirculada en las operaciones en un 1,2% respecto al año anterior, lo cual da cuenta del esfuerzo por las distintas faenas por optimizar sus procesos y racionalizar el uso de los recursos estratégicos.

Finalmente, un elemento que ha sido clave para la minería del cobre corresponde al uso

Con formato: Izquierda

estimación del uso actual de agua por parte de los distintos sectores, a la vez que incluye una proyección de este consumo a 10 y 25 años plazo. El cuadro siguiente presenta los resultados de esta estimación llevada a cabo por la DGA.

Cuadro 1: Caudal por uso total regiones I a IV. Uso actual y proyección a 10 y 25 años.

Región I	Actual		10 años		25 años	
	Caudal por uso (m3/s)	%	Caudal por uso (m3/s)	%	Caudal por uso (m3/s)	%
Agropecuario	8,926	53,7%	8,910	52,0%	8,910	45,4%
Agua Potable	1,698	10,2%	2,855	16,7%	3,550	18,1%
Industrial	1,680	10,1%	0,560	3,3%	0,560	2,9%
Minero	3,665	22,1%	4,163	24,3%	5,936	30,2%
Otros	0,643	3,9%	0,655	3,8%	0,670	3,4%
	16,612	100%	17,142	100%	19,625	100%

mens_agua2007.pdf - Google Chrome

https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/mesa_agua2007.pdf#search=agua

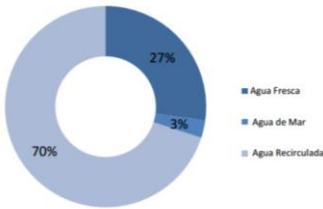
todos los aspectos jurídicos del recurso hídrico. Se persigue fundamentalmente identificar conflictos, vacíos, superposición de competencias, como también realizar una propuesta para incorporar de manera institucional al sector privado en la toma de decisiones. Este trabajo aún no cuenta con Términos de Referencia para su ejecución.

3.4 Comisión Chilena del Cobre (COCHILCO)

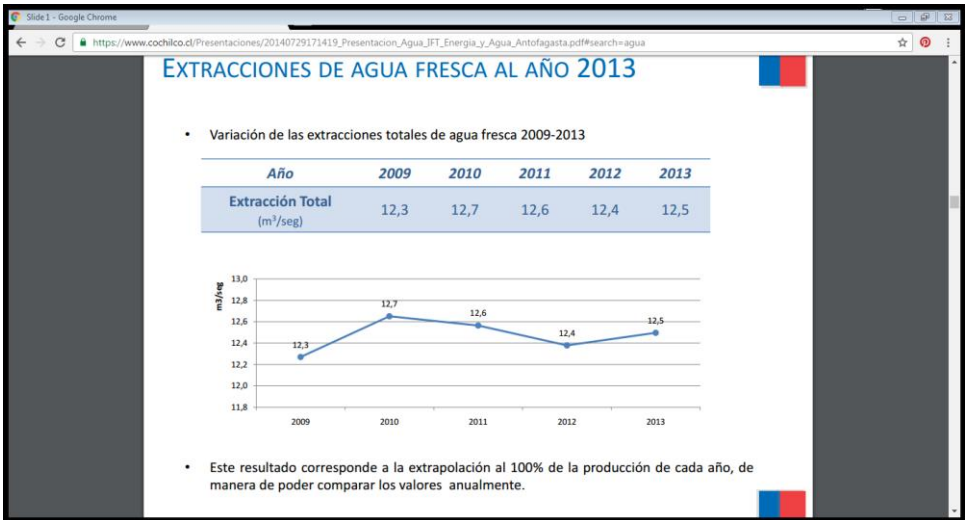
El Plan de Trabajo 2007 de la Comisión contempla la realización de un estudio en que se recopile información directamente de las empresas mineras respecto de derechos constituidos, derechos utilizados, tasas de recirculación, proyectos de exploración del recurso, inversiones y costos. Esta información se levantará por medio de una encuesta. El producto final será una base de datos que provea de información actualizada respecto del uso de agua en minería, para, por una parte, apoyar la formulación de políticas que propendan al uso eficiente del recurso y, por otra, facilitar el benchmarking entre empresas.

3.5 Otras fuentes de información

CONSUMO DE AGUA TOTAL EN LA MINERÍA DEL COBRE AL AÑO 2013

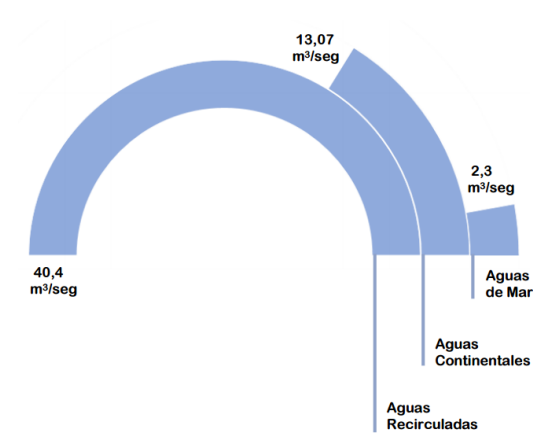
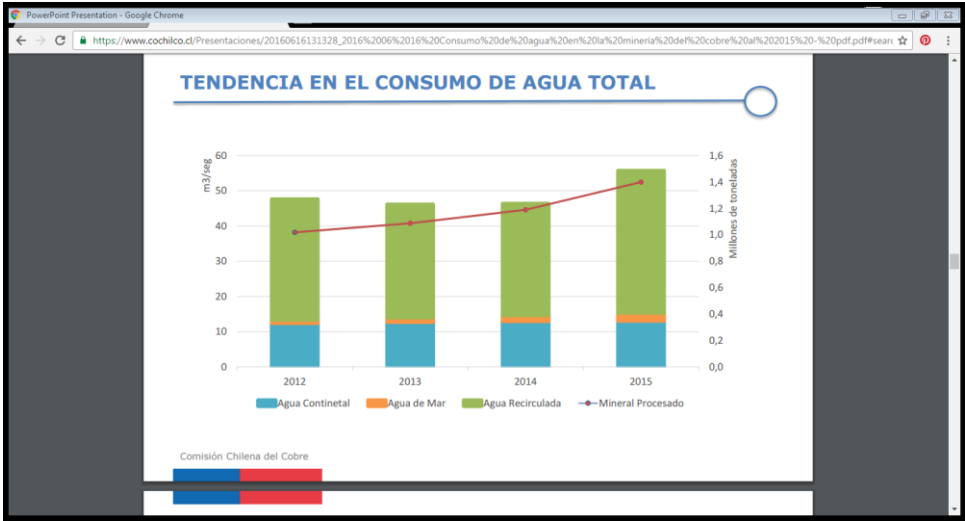


Del total de agua utilizada en la minería un 70% corresponde a agua recirculada.



Con formato: Izquierda





Fuente: Elaboración Cochilco

Figura 7-1. Entradas de agua a nivel nacional para la minería en el año 2015

Comentario [MV3]: figura y numeración

La figura anterior indica que la minería del cobre en Chile utilizó 40,4 m³/s de aguas recirculadas, 13,07 m³/s de aguas continentales, ya sean provenientes de aguas superficiales, aguas subterráneas y/o adquiridas a terceros, y tan solo 2,3 m³/s de agua de mar. Por esto, se concluye que la mayor parte del agua utilizada en la actualidad es la recirculada.

1.4. CONSUMO DE AGUA EN LAS EMPRESAS MINERAS EN CHILE

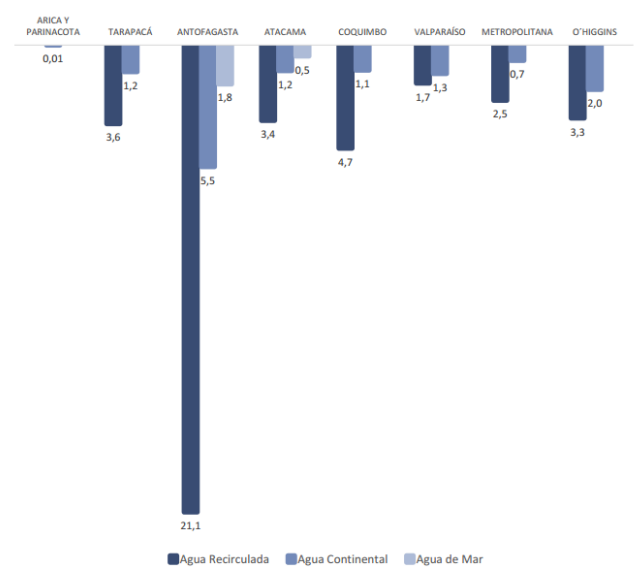
Con formato: Título 2

La disponibilidad del recurso hídrico es cada vez más limitada, además existe un repartimiento desigual en las superficies continentales, por lo que hay zonas con escasez,

como es el caso del norte de Chile, que además posee una alta demanda por las distintas actividades productivas, y otras zonas con abundancia de agua.

1.4.1. Consumo de agua total en minería por región en el 2015

La figura 8-1 representa la utilización de agua total de las principales regiones mineras a lo largo del país, en donde se consideran las aguas recirculadas, las continentales y el agua de mar.



Fuente: Elaboración Cochilco

Comentario [MV4]: figura, numeración e interlineado

Figura 8-1. Consumo de agua total en minería por región

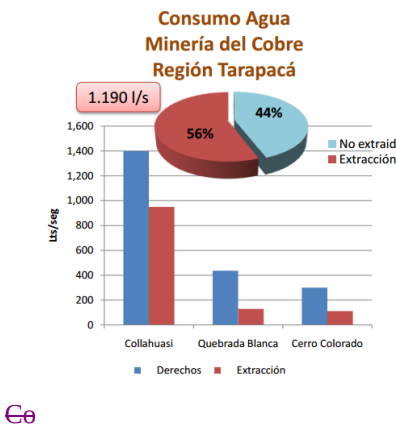
Se puede observar que en la mayoría de las regiones se utiliza en mayor cantidad el agua recirculada, seguida del agua continental, y finalmente es usada el agua de mar, esta última se utiliza muy poco debido a que debe pasar por un proceso de limpieza previo al ingreso a los procesos.

Cabe destacar que la región que tiene los valores más altos de consumo de agua es la región de Antofagasta debido a que presenta la mayor actividad minera.

En esta figura se indican datos desde la región de O'Higgins hacia el norte del país, las cuales presentan situaciones de estrés hídrico más extremos y aumentos de demanda para los próximos años de un 200%, por lo que las industrias se han visto obligadas a crear nuevas fuentes de agua y la optimización del consumo.

1.4.2. Tasas unitarias de consumo de agua en minería en la Región de Tarapacá en el 2008

El gráfico 3-1 representa el consumo de agua en l/s de las principales industrias mineras de cobre en la región de Tarapacá, tanto en su tratamiento como en la extracción del mineral.



Fuente: Informe: “Derechos, Extracciones, Tasas Unitarias de Consumo de Agua del Sector Minero Regiones Centro-norte de Chile, DGA-Proust Consultores, Marzo 2008”

Gráfico 3-1. Consumo de agua en la minería del cobre en la región de Tarapacá

Al observar el gráfico es posible notar que la empresa minera que posee el más alto consumo de agua es Collahuasi, Seguida por Quebrada Blanca y finalmente Cerro Colorado, esto se justifica por la cantidad de mineral que estas empresas tratan y extraen.

1.4.3. Proyección del consumo de agua fresca en minería en la Región de Tarapacá

La tabla 3-1 representa el consumo de agua fresca en l/s de las industrias mineras en la región de Tarapacá desde el año 2015 al 2026.

Tabla 3-1. Consumo de agua fresca estimada en minería en la Región de Tarapacá

Agua fresca (l/s)	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026
Tarapacá	1.401	1.402	1.374	1.378	1.338	1.288	1.282	1.285	1.280	1.270	1.184	1.189

Fuente: Elaboración Cochilco

Al observar la tabla es posible notar que el consumo de agua fresca va a disminuir conforme pasen los años, notándose una diferencia de 212 l/s desde el año 2015 al 2026, lo que equivale a una disminución de un 15,13%.

CAPÍTULO II:
PREPARACIÓN Y PUESTA EN MARCHA DEL AGLOMERADO-CURADO Y
LA LIXIVIACIÓN COLUMNAR

2.1. ELEMENTOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

Antes de comenzar con cada uno los procedimientos realizados para preparar y tratar el mineral, fue de uso obligatorio los Elementos de Protección Personal (EPP) necesarios para llevar a cabo cada experiencia, los que se utilizaron respecto a las necesidades de estas (Zapatos de Seguridad, Overol, Guantes de Cabretilla y de Nitrilo, Trompa para gases tóxicos y Mascarilla para sólidos en suspensión).

2.2. CONMINUCIÓN DEL MINERAL

Para comenzar con la puesta en marcha de las columnas fue necesario realizar la conminución del mineral a tratar, con el fin de liberar la mayor cantidad posible el mineral de interés desde la ganga que lo contiene y así se pueda contactar de mejor manera con la solución lixiviante.

En esta ocasión se utilizaron dos chancadores de mandíbulas, de los cuales uno de ellos simuló ser un chancador secundario lo que se logró disminuyendo la abertura de alimentación de mineral.

2.2.1. Chancado

La figura 1-2 muestra el chancador de mandíbula primario, que fue utilizado para realizar la reducción del mineral mixto.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 1-2. Chancador de mandíbula Primario

La figura 2-2 muestra el mineral resultante de la reducción de tamaño realizada en el chancador primario de mandíbula .



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 2-2. Mineral producido en el chancador primario

La figura 3-2 muestra el chancador de mandíbula, el cual simuló ser secundario al disminuir su abertura de alimentación, este fue utilizado para realizar la reducción del mineral a utilizar a una granulometría más fina.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 3-2. Chancador de mandíbula simulado como Secundario

La figura 4-2 muestra el mineral resultante de la reducción de tamaño realizada en el chancador secundario de mandíbula.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 4-2. Mineral producido en el chancador secundario

2.2.2. Determinación de la densidad aparente

Posterior a esto se procedió a determinar la densidad aparente del mineral chancado, en donde se utilizó un tiesto de plástico, al cual se le tomaron todas sus medidas internas (altura, ancho y largo de las paredes).

Realizado esto, se vertió 1655,8 g de mineral en él y se midió la altura ocupada, con este nuevo dato y las dimensiones del ancho y largo ya medidas, fue posible calcular el volumen al multiplicar cada uno de estos valores, obteniéndose un volumen de 1078,974cc.

La figura 5-2 muestra la realización de la medición de la altura utilizada por el mineral vertido en el tiesto plástico.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 5-2. Instrumentos utilizados para determinar el volumen del mineral

Tomando en consideración el volumen obtenido anteriormente, y la masa del mineral que se vertió en él, fue posible obtener la densidad aparente del mineral, la cual es considerada de esta manera debido a que existe la presencia de espacios vacíos en su interior, por lo que no es la densidad real del mineral a experimentar.

Estos resultados fueron ingresados a la ecuación 1-2:

Ecuación 1-2. Densidad del mineral

$$\rho \text{ del mineral} = \frac{\text{Masa del mineral (g)}}{\text{Volumen del mineral (cc)}}$$

$$\rho = \frac{1655,8 \text{ g}}{1078,974 \text{ cc}} = 1,53 \text{ g/cc}$$

2.3. DETERMINACIÓN DE GRANULOMETRÍA Y % DE HUMEDAD NATURAL DEL MINERAL

Para determinar estos valores fue necesario obtener una muestra representativa del mineral chancado, a la cual se le realizó un análisis granulométrico para determinar si su tamaño es apto para ingresar a la lixiviación columnar, además se determinó su porcentaje de humedad, el cual se utilizó en la etapa de aglomerado.

2.3.1. Obtención de una muestra representativa

Una vez lograda la reducción de tamaño del mineral, este se llevó a un cortador de rifles, con el fin de obtener una muestra representativa, la cual tuvo un peso de 709,9 gramos.

La figura 6-2 representa la muestra obtenida luego de realizar su reducción de volumen en el cortador de rifles.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 6-2. Muestra representativa obtenida por el cortador de rifles

2.3.2. Análisis Granulométrico

Esta muestra fue enviada a un laboratorio de análisis granulométrico con el fin de determinar si la reducción de tamaño otorgó la granulometría adecuada para la lixiviación columnar, la cual debe contener como mínimo un 80% en su peso total partículas con un tamaño menor a $3/8''$.

En el laboratorio de análisis granulométrico se utilizó un equipo tamizador llamado Ro-Tap, y el mineral tuvo un tiempo de tamizado de 5 minutos.

La figura 7-2 muestra el equipo utilizado que nos permitió tamizar la muestra del mineral chancado para poder clasificar su tamaño.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 7-2. Equipo tamizador Ro-Tap

La figura 8-2 muestra los tamices utilizados en el análisis granulométrico, la cual es una serie ASTM con número de malla 3/8”, 4, 5, 6, 8, 12 y 16, más el fondo.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 8-2. Serie de tamices utilizados en el análisis granulométrico

Una vez terminado el tiempo de tamizaje, se procedió a retirar el mineral de los tamices, lo que se logró con la ayuda de una brocha.

El mineral retenido en cada uno de los tamices fue pesado en una balanza electrónica para posteriormente ingresar estos valores a la tabla de análisis granulométrico y realizar los respectivos cálculos para determinar si el 80% del mineral acumulado pasante logra pasar la malla N° 3/8”.

En esta experiencia se produjo una pérdida de 2 gramos de mineral, por lo que el peso final de la muestra fue de 707,9 gramos.

La tabla 1-2 muestra la distribución granulométrica de la muestra de mineral después de realizar su tamizaje en el equipo Ro-Tap.

Tabla 1-2. Análisis granulométrico de la muestra representativa.

Nº Malla	Abertura Mm	Peso	Retenido	Retenido	Pasante
		Mineral G	Parcial %	Acumulado %	Acumulado %
3/8"	9,5	0	0	0	100
4	4,78	113,9	16,1	16,1	83,9
5	4	63,9	9,0	25,1	74,9
6	3,35	63,7	9,0	34,1	65,9
8	2,36	110,5	15,7	49,8	50,2
12	1,7	74,4	10,3	60,2	39,8
16	1,18	59,1	8,1	68,3	31,7
Fondo		222,4	31,7	100,0	0
Total		707,9			

Fuente: Elaboración propia

2.3.3. Determinación del porcentaje de humedad natural

Terminado esto, la muestra fue llevada a un horno de secado para eliminar el agua presente en ella y de esta manera determinar el porcentaje de humedad natural del mineral, el cual es un dato relevante a la hora de realizar la etapa de aglomerado, ya que generalmente se utiliza un 12% de humedad en esta etapa.

La figura 9-2 muestra el horno de secado utilizado para eliminar la humedad natural del mineral a experimentar.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 9-2. Horno de secado

La muestra de mineral fue secada durante 24 horas a 100°C. Transcurrido este tiempo, el mineral fue sacado del horno y se procedió a realizar su pesaje, dando como resultado una masa de 700,3 gramos, lo que equivale a 7,6 gramos menos que antes de ingresarlo al horno (707,9 g). Con estos datos se procedió a calcular su porcentaje de humedad natural de acuerdo a una proporción directa, lo que se representa de esta manera:

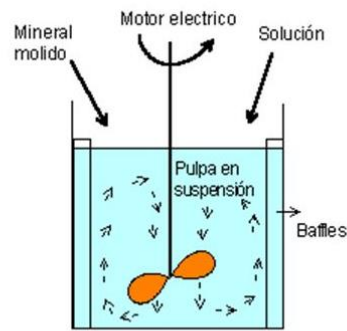
$$\frac{7,6 \times 100}{707,9} = 1,07\%$$

2.4. DETERMINACIÓN DE CONSUMO DE ÁCIDO Y LEY DE CABEZA DEL MINERAL MEDIANTE LIXIVIACIÓN AGITADA

Para determinar estos valores, los cuales son esenciales para la puesta en marcha de la Lixiviación Columnar, fue necesario realizar una Lixiviación Agitada de la muestra del mineral con un agitador mecánico.

Esta lixiviación se realizó con el fin de obtener el Consumo de ácido requerido por el mineral y para determinar la ley de cabeza de cobre soluble presente en él, este último es un dato esencial a la hora de calcular la recuperación del cobre. Ambos valores se obtuvieron mediante la realización de dos análisis químico del PLS.

La figura 10-2 muestra las partes de un equipo de agitación mecánica junto a sus agregados.



(a) Agitación mecánica

Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 10-2. Lixiviación agitada con agitación mecánica

Antes de comenzar con esta experiencia se realizaron algunas estimaciones antes de su puesta en marcha, con el objeto de calcular la dosificación de ácido sulfúrico que se utilizará.

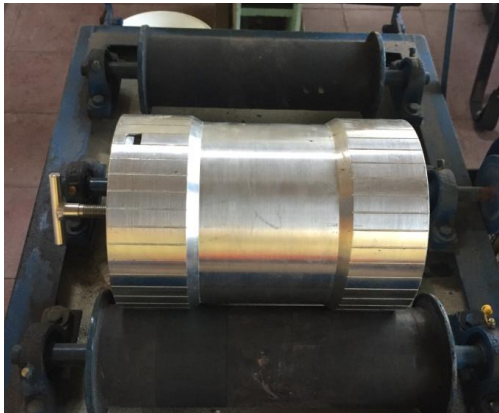
Se estimó una ley de 3% de cobre, un consumo de ácido de 6 KgH⁺/KgCu, una densidad de pulpa de 1,27 g/cc y un fino de cobre de 30 g/kg de mineral lo que equivale a 15 gramos de cobre en la muestra.

En esta ocasión se utilizaron 1000 cc de agua y 500 g de mineral, el cual fue preparado previamente para estar en las condiciones aptas para ingresar a este equipo.

2.4.1. Preparación del mineral

Se comenzó ingresando la muestra de mineral ya secada (700,3 g) a un molino de bolas durante una hora, para de esta manera liberar la mayor cantidad posible a la especie útil.

La figura 11-2 muestra el molino de bolas utilizado en la experiencia, minutos antes de comenzar a funcionar.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 11-2. Molino de bolas

Finalizada la molienda, se procedió a poner una carpeta plástica en el lugar donde se vertió el mineral. Antes de retirar el mineral pulverizado del molino de bolas se posicionó una malla de alambres sobre la carpeta plástica, esta malla poseía una serie de aberturas menor al diámetro de las bolas de acero

La figura 12-2 muestra el mineral junto con las bolas del molino una vez finalizada la molienda.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 12-2. Molino de bolas con mineral pulverizado

Una vez realizado esto se comenzó a verter el mineral cuidadosamente, ya que por su pequeña granulometría hay una alta generación de polvo en suspensión, luego de esto se

limpió una a una las bolas con una brocha con el fin de retirar la mayor cantidad posible de mineral pulverizado.

La figura 13-2 muestra el momento en que se procedió a separar el mineral del medio de molienda.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 13-2. Separación de mineral del medio de molienda

Terminado esto, el mineral resultante fue vertido sobre un tamiz de #70 (0,212 mm). Este mineral para ingresar a la Lixiviación agitada debe pasar en su totalidad esta malla.

2.4.2. Determinación del volumen de ácido a utilizar

Para obtener este valor se tuvo que multiplicar el fino de Cu de la muestra (15 g de Cu) por el consumo de ácido (6 KgH⁺/KgCu), ambos son valores que fueron estimados con anterioridad.

El resultado fue de 90 g de ácido sulfúrico, al cual se le adicionó un 30% más de ácido, alcanzando un resultado final de 117 g.

Para determinar el volumen de ácido fue necesario dividir esta masa por la densidad del ácido, la que corresponde a 1,84 g/cc, resultando finalmente un volumen de 64cc. Esto se representa en la ecuación 2-2:

$$\begin{aligned} &\text{Ecuación 2-2. Volumen de ácido} \\ &Volumen\ de\ ácido\ (cc) = \frac{Masa\ del\ ácido\ (g)}{Densidad\ del\ ácido\ (g/cc)} \\ &Volumen\ de\ ácido\ (cc) = \frac{117\ (g)}{1,84\ \left(\frac{g}{cc}\right)} = 64\ cc \end{aligned}$$

2.4.3. Puesta en marcha de la Lixiviación agitada

Una vez obtenido el tamaño adecuado de mineral y el volumen de ácido a utilizar en esta experiencia, se procedió a determinar el tiempo e intensidad de la agitación antes de su puesta en marcha.

En esta ocasión, se determinó un tiempo de agitación de 3 horas, la cual se realizó en un reactor con una serie de baffles, en donde se ingresaron primeramente los 1000 cc de agua potable, luego de esto se encendió el agitador mecánico a la menor velocidad para ingresar lentamente los 500 g de mineral y lograr una distribución homogénea de éste en el acuoso. Finalizado esto se vertieron cuidadosamente los 64 cc de ácido sulfúrico y se aumentó la velocidad del rotor hasta obtener una pulpa en suspensión de manera continua.

La figura 14-2 muestra el reactor junto con el mineral y el agua adicionada minutos antes de verter el ácido sulfúrico.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 14-2. Puesta en marcha de la Lixiviación agitada

Una vez transcurridas las 3 horas de agitación constante, la cual se realizó a una velocidad en que la pulpa se mantuviera en suspensión hasta que se logró la dilución

completa, se procedió a detener el agitador mecánico y a desconectarlo de la corriente eléctrica para permitir la decantación del mineral.

La figura 15-2 muestra el resultado de la separación del PLS y el mineral, los cuales son el producto de la Lixiviación Agitada.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 15-2. Separación de fases del mineral y el PLS

Esta separación de fases tuvo una duración de 24 horas, para producir fases lo más homogéneas posibles, en donde se posiciona la solución acuosa en la parte superior, llamada PLS, y bajo ella el mineral lixiviado, por diferencia de densidades.

2.4.4. Análisis químico del PLS

Finalizada la separación de fases, se procedieron a tomar dos muestras de la solución acuosa con una pipeta aforada de 10 ml para realizar los análisis químicos.

El primero de ellos consta en el análisis de concentración de cobre presente en la solución, el cual se expresa en gramos de cobre por litro de solución, mientras que el segundo permite determinar la cantidad de gramos de ácido que no reaccionaron y están presentes en un litro de solución.

2.4.5. Determinación de Ley de Cabeza del mineral

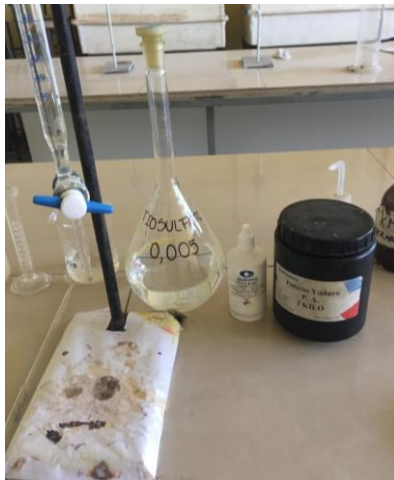
Para obtener este valor, se realizó un análisis de concentración de cobre en solución al PLS obtenido, con la utilización de los siguientes reactivos:

- Tiosulfato de Sodio
- Yoduro de Potasio
- Almidón

En esta análisis se utilizó una bureta de 50 cc, la cual se llenó hasta el aforó con Tiosulfato de Sodio. Luego de esto, la solución de cobre obtenida de la lixiviación agitada se vertió en un vaso precipitado y se le agregó primeramente Yoduro de potasio con una espátula, luego se vertió Almidón hasta que la solución tomó un color negro, posterior a esto se agregó el Tiosulfato de Sodio hasta que la solución tornó a un color blanco lechoso.

La dosificación del último reactivo se debe realizar con gran rigurosidad debido a que una gota extra puede causar variaciones considerables en los resultados, los que se pueden identificar claramente ya que el color tiende a cambiar con rapidez.

La figura 16-2 muestra los implementos y reactivos utilizados para determinar la concentración de cobre de la solución obtenida en la Lixiviación Agitada.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 16-2. Implementos y reactivos utilizados en el análisis de cobre en solución

Para poder realizar el cálculo de concentración de cobre se debe considerar el gasto de Tiosulfato de Sodio y el volumen de la alícuota (pipeta aforada) utilizada.

Todos estos valores fueron ingresados a la ecuación 3-2:

$$\text{Ecuación 3-2. Concentración de cobre en solución}$$

$$\text{Concentración de Cu } \left(\frac{g}{lt} \right) = \frac{\text{Gasto Tiosulfato de Sodio (cc)} \times \text{Titulación} \times 1000}{\text{Volumen de la alícuota (cc)}}$$

$$\text{Concentración de Cu } \left(\frac{g}{lt} \right) = \frac{26,6 \text{ cc} \times 0,005 \times 1000}{10 \text{ cc}} = 13,3 \frac{g}{lt} \text{ Cu}$$

El resultado del análisis de concentración de Cu fue de 13,3 g/l de Cu, los cuales estaban presentes en 500 gramos de mineral, por lo que es necesario duplicarlo para saber cuántos gramos de cobre existen en 1 kg de mineral, dándonos como resultado un fino de cobre de 26,6 g/Kg de mineral.

Para determinar la ley del mineral fue necesario considerar el fino obtenido anteriormente y el peso del mineral, los que fueron ingresados a la ecuación 4-2:

$$\text{Ecuación 4-2. Ley del mineral}$$

$$\text{Ley(\%)} = \frac{\text{Fino} \times 100}{\text{Peso del mineral (g)}}$$

$$\text{Ley(\%)} = \frac{26,6 \frac{g}{kg} \times 100}{1000 \text{ g}} = 2,66\% \text{ Cu}$$

El resultado de este cálculo fue de 2,66% de Cu. Estimando que esta ley corresponde a una recuperación del 90%, se llegó a un resultado final de una ley de 2,96% de Cu.

2.4.6. Determinación del Consumo de ácido del mineral

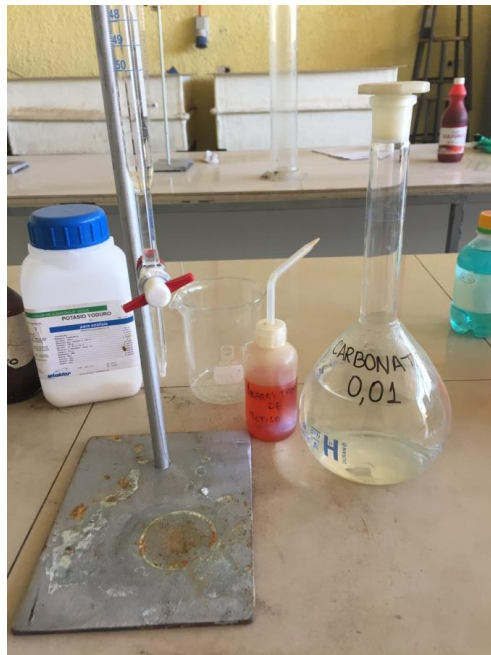
Para obtener este valor fue necesario realizar un análisis de acidez libre del acuoso obtenido en la Lixiviación agitada, en donde se utilizaron los siguientes reactivos:

- Carbonato de Sodio
- Anaranjado de metilo

Se comenzó vertiendo Carbonato de Sodio en una bureta de 50cc hasta el aforo, posterior a esto se vertieron 10cc del PLS en un vaso precipitado y se le agregó Anaranjado de Metilo hasta obtener una solución con un color rojo fuerte. Luego de esto se agregó el Carbonato de Sodio hasta que la solución tornó a un naranja intenso.

Al igual que en el caso anterior, la dosificación de Carbonato de Sodio es muy importante, por lo que se debe realizar con rigurosidad, ya que si se agrega una cantidad más de la necesaria puede errar de manera considerable los resultados, por lo que estas adiciones se deben realizar gota a gota.

La figura 17-2 muestra los implementos y reactivos utilizados para determinar la concentración de acidez libre presente en la solución obtenida de la Lixiviación Columnar.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 17-2. Implementos y reactivos utilizados en el análisis de acidez libre en solución

Para poder realizar el cálculo de acidez libre se consideró el gasto de Carbonato de Sodio y el volumen de la alícuota (pipeta aforada) utilizada.

Todos estos valores fueron ingresados a la ecuación 5-2:

Ecuación 5-2. Concentración de ácido en solución

$$\text{Acidez libre } \left(\frac{g}{lt} \right) = \frac{\text{Gasto Carbonato de Sodio (cc)} \times \text{Titulación} \times 1000}{\text{Volumen de la alicuota (cc)}}$$

$$\text{Acidez libre } \left(\frac{g}{lt} \right) = \frac{27,7 \times 0,01 \times 1000}{5} = 55,4 \frac{g}{lt} \text{ de H}^+$$

El resultado del análisis acidez libre fue de 55.4 g/l de H⁺, este valor es restado a los 117 g de ácido sulfúrico que fueron adicionados al reactor, obteniéndose 61,6 g H⁺ que corresponde a la cantidad de ácido que reaccionó en la experiencia, como se representa a continuación:

$$117g - 55,4g = 61,6 g H^+$$

Este valor fue ingresado a la ecuación 6-2 para determinar el consumo de ácido:

Ecuación 6-2. Consumo de ácido

$$\text{Consumo de H}^+ = \frac{\text{cantidad de ácido reaccionado (g)}}{\text{concentración de Cobre } \left(\frac{g}{lt} \right)}$$

$$\text{Consumo de H}^+ = \frac{61,6}{13,3} = 4,63 \text{ KgH}^+/\text{KgCu}$$

Para poder realizar la lixiviación columnar y asegurarnos de que se logre disolver todo el cobre, el consumo de ácido fue elevado a 5,5 KgH⁺/KgCu.

2.5. AGLOMERADO Y CURADO

Este pre-tratamiento se realizó prácticamente de la misma manera para ambas columnas, la diferencia está en las características de la solución acuosa a utilizar, ya que una columna fue tratada con acuoso compuesto solo por agua fresca mientras que la otra fue tratada con un acuoso compuesto de una mezcla de agua fresca refino.

En ambas columnas se utilizó la misma cantidad de mineral y la misma dosificación de ácido sulfúrico, los cuales fueron obtenidos mediante ecuaciones.

2.5.1. Determinación del peso del mineral curado

Para poder obtener este valor, el cual corresponde a la cantidad de mineral que será utilizado tanto en el Aglomerado-Curado como en la Lixiviación Columnar, fue necesario tomar las medidas de la columna de Lixiviación a utilizar. Las mediciones fueron las siguientes:

Diámetro de la columna: 10 cm.

Radio de la columna: 5,25 cm

Altura de la columna: 0,45 m.

Para determinar el área y volumen de la columna se utilizaron las siguientes ecuaciones:

Ecuación 7-2. Área de la columna

$$\text{Área de la columna} = \pi * r^2$$

$$\text{Área de la columna} = \pi * 5 \text{ cm}^2 = 78,53 \text{ cm}^2 = 0,00785 \text{ m}^2$$

Ecuación 8-2. Volumen de la columna

$$\text{Volumen de la columna} = \text{Área de la columna} * \text{Altura de la columna}$$

$$\text{Volumen de la columna} = 0,00785 \text{ m}^2 * 0,45 \text{ m} = 0,003534 \text{ m}^3$$

Finalmente, con el volumen de la columna y la densidad aparente del mineral se procedió a determinar el peso del mineral curado que se utilizó en la columna, mediante la utilización de la ecuación 9-2:

Ecuación 9-2. Peso del mineral curado

$$\text{Peso del mineral curado} = \text{Volumen de la columna} * \rho_{\text{aparente mineral}}$$

$$\text{Peso del mineral curado} = 0,003534 \text{ m}^3 * 1,53 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} = 5,407 \text{ Kg}$$

2.5.2. Determinación del volumen de ácido

A continuación se presentarán los procedimientos necesarios que se realizaron para determinar el volumen de ácido que se utilizó en el Aglomerado-Curado y en la Lixiviación Columnar.

Para poder obtener este valor se comenzó realizando el cálculo del cobre fino presente en el mineral que será depositado en la columna, por lo que fue necesario tener el peso del mineral curado y la ley de éste.

Para realizar este cálculo se utilizó la ecuación 10-2:

$$\begin{aligned} &\text{Ecuación 10-2. Peso del cobre fino} \\ \text{Peso del Cu fino (g)} &= \frac{\text{Peso del mineral curado} * \text{ley del mineral}}{100} \\ \text{Peso del Cu fino (g)} &= \frac{5407 \text{ g} * 2,96}{100} = 160,047 \text{ g} \end{aligned}$$

Una vez obtenido el peso del cobre fino, se procedió a calcular los gramos de ácido a utilizar en estas etapas, en donde se considero el consumo de ácido y peso del cobre fino, ambos valores calculados con anterioridad.

Este nuevo cálculo se realizó con la ecuación 11-2:

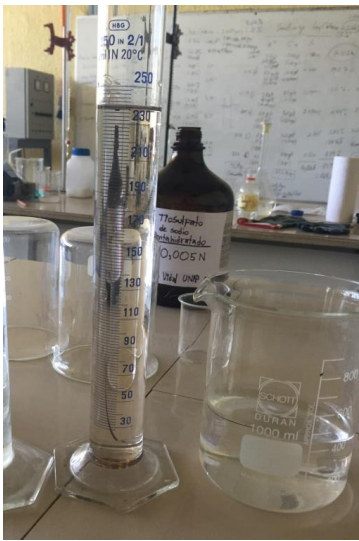
$$\begin{aligned} &\text{Ecuación 11-2. Gramos de ácido a utilizar en la experiencia} \\ \text{Gramos de ácido a utilizar} &= \text{Peso del Cu fino(g)} * \text{Consumo de H} + \\ \text{Gramos de ácido a utilizar} &= 160,047 \text{ g} * 5,5 \text{ gH} + / \text{Kg} = 880,2585 \text{ g H} + \end{aligned}$$

Para determinar el volumen de ácido a utilizar, se dividió la masa del ácido obtenida en la densidad de éste, como se muestra en la ecuación 12-2:

$$\begin{aligned} &\text{Ecuación 12-2. Volumen de ácido} \\ \text{Volumen de H} + &= \frac{880,2585 \text{ g}}{1,84 \text{ g/cc}} = 478,14 \text{ cc} \end{aligned}$$

Este volumen total fue distribuido en ambas etapas en la misma proporción, por lo que se utilizó 239,2 cc de ácido sulfúrico en cada una de ellas.

La figura 18-2 muestra el volumen de ácido utilizado tanto en el Aglomerado-Curado como en la Lixiación Columnar.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 18-2. Volumen de ácido a utilizar en el Aglomerado y Lixiviación columnar

2.5.3. Determinación del volumen de agua

A continuación se presentarán los procedimientos necesarios que se realizaron para determinar el volumen de agua que se utilizó en la etapa de Aglomerado-Curado.

Para calcular el volumen de agua que se requiere para esta etapa, se le restó el 1,07% al 12% establecido, dando como resultado un porcentaje de 10,93 faltante en el aglomerado. Este nuevo valor se debe llevar a gramos considerando el peso del mineral curado que se cargará en cada columna (5407 g).

El peso del agua se obtuvo mediante una proporción directa, lo que se representa de esta manera:

$$\frac{5407 \times 10,93}{100} = 590,99 \text{ g}$$

Al dividir este valor en la densidad de agua (1 g/cc) es posible obtener el volumen de agua, como se muestra en la ecuación 13-2:

Ecuación 13-2. Volumen de agua

$$\text{Volumen de agua} = \frac{590,99 \text{ g}}{1 \text{ g/cc}} = 590,99 \text{ cc}$$

2.5.4. Determinación del peso del mineral a aglomerar

Para determinar el peso del mineral que se utilizó en el Aglomerado-Curado, que es el mismo utilizado en la Lixiviación Columnar, fue necesario restar a la masa del mineral curado el peso de la solución acuosa y el peso del ácido sulfúrico utilizado en el Aglomerado, como se muestra a continuación:

Ecuación 14-2. Peso del mineral en el Aglomerado

Peso del mineral en el Aglomerado =

Peso del mineral curado – (Peso de la solución acuosa + Peso del ácido)

$$\begin{aligned} \text{Peso del mineral en el Aglomerado} &= 5407 \text{ g} - (590,99 \text{ g} + 440,129 \text{ g}) \\ &= 4375,88 \text{ g} \end{aligned}$$

2.5.5. Puesta en marcha del Aglomerado y Curado

En ambas columnas el curado tuvo una duración de 24 horas, en donde se utilizó 4376 g de mineral y los 239,2 cc de ácido sulfúrico calculados con anterioridad (esta cantidad de ácido fue la misma que se utilizó en la solución total de riego de las columnas de lixiviación).

En el aglomerado de la columna que trabajó sin refino se comenzó colocando los 4376 gramos de mineral seco en el centro de una carpeta plástica, posterior a esto se le agregaron los 590,99 cc de agua, y luego se vertieron los 239,2 cc de ácido sulfúrico con bastante cuidado debido a su peligrosidad.

El aglomerado de la columna que trabajó con refino se realizó de la misma manera que la columna anterior, pero la diferencia es que en su acuoso se mezclaron 413,07 cc de agua (70% del total de la solución acuosa) y 177,3 cc de refino (30% del total de la solución acuosa), el cual posee una concentración de cobre de 0,3 g/l y una concentración de H^+ de 11 g/l.

En ambos casos, las soluciones utilizadas fueron vertidas en forma de caracol y con gran rigurosidad. Luego de depositar todos estos aditivos, se procedió a realizar el roleo del mineral, el cual tuvo una duración de 5 minutos, con el fin de generar un buen contacto entre el mineral y los reactivos, además de una buena adhesión de las partículas finas a las gruesas.

Una vez realizado esto se vertió el mineral en las columnas de lixiviación, lo cual se debió realizar con lentitud, con la columna posicionada en un ángulo de 45° y girándola lentamente, con el fin de evitar la generación de espacios vacíos dentro de ella los que pueden provocar una deficiencia en la distribución de la solución ya que impide una correcta percolación por la generación de canalizaciones.

La figura 19-2 muestra el momento en que se comenzaron a cargar las columnas con el mineral aglomerado para comenzar el Curado de este.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 19-2. Depositación del mineral roleado en columnas de lixiviación

Al finalizar con la carga de mineral, la columna se posicionó de manera vertical y se introdujo una tela filtrante la cual permite que la gota que se adiciona a la columna se disperse en ella y tenga una mayor área de contacto con el mineral.

Luego de esto, se colocó la columna en el sistema y se sobrepuso una malla metálica en el superior de la columna ya que permite posicionar en el centro la bomba que deposita

la solución de riego por goteo en la columna. Cabe destacar que esta bomba se pone en funcionamiento solo después de terminadas las 24 horas de curado.

2.6. LIXIVIACIÓN COLUMNAR

En este procedimiento, se utilizaron 2 columnas de lixiviación, en una de ellas se realizó el pre-tratamiento del mineral (Curado) con ácido sulfúrico y agua, mientras que en la otra se utilizó ácido sulfúrico, agua y refino. Primero se comenzó realizando el aglomerado-curado y lixiviación del mineral que no trabajaría con refino, debido a que el refino que se utilizará en la segunda columna, será el producto de la primera Lixiviación.

2.6.1. Preparación de las columnas de Lixiviación

Antes de cargar las columnas de lixiviación con el mineral acondicionado con el ácido sulfúrico y agua se realizó un lavado de estas, con el fin de eliminar cualquier tipo de partícula o elemento que pueda afectar las condiciones del mineral a tratar.

Luego de esto se introdujo la virutilla, la cual se posiciona en el fondo de la columna, este elemento actúa como filtro, impidiendo que partículas de mineral contaminen la solución que contiene en el metal de interés disuelto.

2.6.2. Cálculo del volumen de la solución de riego total de ambas columnas

Mientras se realizaba el curado del mineral, se procedió a calcular el volumen total de la solución de riego de las columnas.

Ambas deben contener un volumen de 239,2 cc de ácido sulfúrico, los cuales se distribuyeron en los 5 días de riego.

Para calcular la cantidad de solución total a utilizar en ambas columnas se estimó una tasa de riego estable de $16 \text{ l/h} \cdot \text{m}^2$.

Para determinar el flujo de la columna se utilizó la tasa de riego estimada y el área de la columna, las cuales se ingresaron a la ecuación 15-2:

Ecuación 15-2. Flujo de la columna

Flujo de la columna (lt/min)

$$= \text{Tasa de riego} \left(\frac{\text{lt}}{\text{hr}} * \text{m}^2 \right) * \text{Área de la columna (m}^2\text{)}$$

$$\text{Flujo de la columna (lt/min)} = 16 \left(\frac{\text{lt}}{\text{hr}} * \text{m}^2 \right) * 0,00785 \text{ m}^2 = 0,1265 \text{ lt/hr}$$

Este resultado fue llevado a cc/min de la siguiente manera:

$$0,1265 \text{ lt/hr} * \frac{1000 \text{ cc}}{1 \text{ lt}} * \frac{1 \text{ hr}}{60 \text{ min}} = 2,1 \text{ cc/min}$$

Con este flujo fue posible determinar la cantidad de solución de riego total utilizada en los 5 días de riego, lo que se realizó de la siguiente manera:

$$2,1 \frac{\text{cc}}{\text{min}} * \frac{60 \text{ min}}{1 \text{ hora}} * \frac{24 \text{ horas}}{1 \text{ día}} * 5 \text{ días} = 15120 \text{ cc}$$

Para determinar la cantidad de agua que se utilizará en la solución de riego, fue necesario utilizar la cantidad total de solución de riego y el volumen de ácido sulfúrico. Esto se realizó de la siguiente manera:

$$15120 \text{ cc} - 239,2 \text{ cc (H}_2\text{SO}_4\text{)} = 14880,8 \text{ cc de agua}$$

Una vez obtenidos todos estos volúmenes, se procedió a preparar la solución de riego, a la cual se le realizó un análisis de acidez libre, dando como resultado una concentración de 33 g/l de ácido en la solución.

Una vez transcurrido el tiempo de curado de la columna que fue tratada sin refino, se procedió a poner en riego la columna con la solución preparada anteriormente, la cual posee un volumen total de 15120 cc del que 14880,8 cc corresponden a agua y 239,2 cc a ácido sulfúrico.

Este riego tuvo una duración de 5 días, con un sexto día en el que se realizó el lavado del mineral ya lixiviado.

Por otra parte, la columna que fue tratada con refino su solución de riego contiene en los 15120cc calculados con anterioridad 239,2 cc de ácido sulfúrico, 30% de agua (4464 cc) y 70% del refino preparado (10416 cc).

Para preparar el refino se utilizó la solución de lavado de la columna 1, el cual poseía una concentración de cobre de 0,8 g/l y una concentración de ácido 3,2 g/l.

Esta solución se tuvo que llevar a las concentraciones del refino utilizadas a nivel industrial, las que corresponden a 0,3 g/l de Cu^{2+} y a 7 g/l H^+ .

Del total preparado se utilizó 177,3 cc en el aglomerado-curado y 10584 cc en la solución de riego.

Se comenzó agregando agua, medido con una probeta, hasta llegar a una concentración de cobre de 0,3 g/l, luego de obtener esta concentración se realizó el análisis de acidez, la cual se utilizó para determinar el volumen de ácido faltante.

Para obtener la concentración de H^+ requerida, que corresponde a 7 g/l, se utilizó el resultado obtenido anteriormente y el volumen de la solución total.

Para determinar el volumen de ácido faltante en la solución, se utilizaron los valores obtenidos con anterioridad en las siguientes ecuaciones:

$$\text{Ecuación 16-2. Gramos de ácido faltante en un litro de solución de riego} \\ [\text{H}^+] \text{ en g/lts esperada} - [\text{H}^+] \text{ en g/lts obtenida} = \text{g/l de H} + \text{faltante}$$

$$\text{Ecuación 17-2. Gramos de ácido faltante en la solución de riego total} \\ \text{g/l de H} + \text{faltante} * \text{Volumen solución total (lts)} = \text{g de H} + \text{faltante}$$

$$\text{Ecuación 18-2. Volumen de ácido faltante en la solución de riego total} \\ \text{Volumen de ácido a agregar (cc)} = \frac{\text{g de H} + \text{faltante}}{\text{densidad del ácido (g/cc)}}$$

Una vez listo el refino, se procedió a mezclar en un tambor el 30% de agua con el 70% de refino preparado y se realizó un análisis de acidez libre, con el objeto de determinar el volumen de ácido faltante para llegar a los 33 g/l de la solución de riego. Esto se realizó de la misma manera que en la preparación del refino.

El tambor utilizado contenía la manguera que succiona el líquido, la que está conectada a una bomba dosificadora de solución.

Este riego tuvo una duración de 5 días, con un sexto día en el que se realizó el lavado del mineral ya lixiviado.

2.6.3. Regulación del flujo de la solución de riego

El riego se realizó con una tasa de riego estable de $16 \text{ l/min} \cdot \text{m}^2$ y con un flujo de $2,1 \text{ cc/min}$, por medio de goteros.

La bomba dosificadora de la solución lixivante variaba constantemente el flujo, por lo que este se debió regular dos veces al día para obtener el flujo establecido, esto se realizó a las 8:00 am y a las 16:00 pm.

La figura 20-2 muestra el equipo utilizado para realizar la dosificación de la solución lixivante en la Lixiviación Columnar



Fuente: Extraído de <http://ozonotechnology.com>

Figura 20-2. Bomba dosificadora de soluciones

La regulación del flujo se realizó utilizando una probeta de 10ml y un cronómetro. Este procedimiento consistió en posicionar la manguera que transporta la solución dentro de la probeta y desde ese momento se puso en funcionamiento el cronómetro durante un minuto. Una vez transcurrido este tiempo se medía el volumen alcanzado en la probeta.

La figura 21-2 muestra el instrumento utilizado para regular el flujo de la solución de riego



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 21-2. Probeta de 10ml

Si el resultado no era el esperado se modificaba la presión y el flujo del sistema de bombeo y se volvía a tomar el flujo hasta obtener el esperado.

2.6.4. Medición del volumen de la solución de salida

En conjunto al procedimiento anterior, se procedió a medir el volumen total diario de la solución rica en Sulfato de Cobre, lo que se realizó durante los 6 días de riego a las 8:00 am.

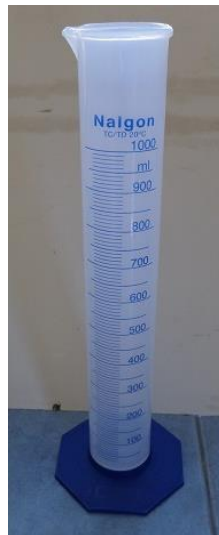
La figura 22-2 muestra el instrumento utilizado para recolectar la solución de salida obtenida de la Lixiviación Columnar.



Fuente: Extraído de www.taringa.net

Figura 22-2. Bidón recolector de solución

La figura 23-2 muestra el instrumento utilizado para medir la cantidad de solución recolectada en el bidón.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 23-2. Probeta de 1000ml

Esta medición se comenzó sacando el bidón recolector de la solución del sistema de Lixiviación para luego verter su contenido en una probeta de 1 litro, con el fin de medir el volumen total obtenido. Una vez llegado al aforo se vertió esta solución en un tarro con una capacidad de 20 litros. Esto se realizó hasta vaciar completamente el bidón recolector de solución.

2.6.5. Análisis de acidez libre y cobre en solución del PLS

Cada vez que se vació el bidón recolector de solución rica, se procedió a sacar una muestra de 200 ml con una botella de plástico, a la cual se le realizó un análisis químico de concentración de cobre y acidez libre.

La figura 24-2 muestra las soluciones recolectadas del bidón de la columna que fue tratada sin refino.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 24-2. Muestras de sulfato de cobre obtenidas en la columna sin refino en el aglomerado

La figura 25-2 muestra las soluciones recolectadas del bidón de la columna que fue tratada con refino.



Fuente: Elaboración propia, realizado en laboratorio utilizado en la experiencia

Figura 25-2. Muestras de sulfato de cobre obtenidas en la columna con refino en el aglomerado

Al igual que en la lixiviación agitada, se extrajo con una pipeta aforada 10 ml de esta muestra para la realización de cada análisis químico.

CAPÍTULO III:
COMPARACIÓN DE RESULTADOS OBTENIDOS

3.1. ANÁLISIS QUÍMICO

A cada solución de salida obtenida durante los 6 días de la Lixiviación columnar, las cuales fueron almacenadas en botellas de 200 cc, se les realizó un análisis químico de concentración de cobre y de acidez libre, con el objeto de observar el comportamiento del cobre presente en el mineral y del ácido adicionado en la experiencia.

El análisis de concentración de cobre se realizó con el fin de determinar cuál es la cantidad de cobre disuelto, en gramos por litro, presente en la solución rica, el cual se encuentra como ion de Cu^{2+} en una solución de Sulfato de Cobre.

Por otro lado, el análisis de acidez libre en solución se realizó con el objeto de determinar cuántos gramos de ácido no reaccionaron con el mineral tratado, es decir, la cantidad de ácido que se perdió en la experiencia.

3.1.1 Concentración de cobre y acidez libre en PLS en la columna sin refino en el aglomerado

Se comenzó realizando el análisis de cobre y acidez libre en solución a la columna que fue tratada sin refino debido a que con la solución obtenida se preparó el refino que se utilizaría en el aglomerado y en la solución de riego en la columna tratada con refino.

Esta columna fue tratada en el Aglomerado-Curado con 239,2 cc de ácido sulfúrico y 590,99 cc de agua. Por otro lado la concentración de ácido en la solución de riego en Lixiviación fue de 33 g/l.

La tabla 1-3 muestra los resultados de concentración de cobre y acidez libre que se obtuvieron en el análisis químico del PLS de la columna tratada sin refino.

Tabla 1-3. Concentración de cobre y de ácido obtenido por día en 1 litro de PLS de la columna sin refino en el aglomerado

Día de riego	g/l [Cu ²⁺]	g/l [H ⁺]
1	17,65	8,7
2	12,25	7,4
3	8,5	5,8
4	7,05	3,8
5	2,65	8
Lavado	0,8	3,2
Total	48,9	36,9

Fuente: Elaboración propia

3.1.2. Concentración de cobre y acidez libre en PLS en la columna con refino en el aglomerado

Una vez terminada la Lixiviación de la columna tratada sin refino, se preparó la solución adicionada en el Aglomerado y la solución de riego de la columna con refino.

La solución en el Aglomerado- Curado se realizó con 239,2 cc de ácido sulfúrico, 413,07 cc de agua (70% del total de la solución acuosa) y 177,3 cc de refino (30% del total de la solución acuosa), este último posee una concentración de Cobre de 0,3 g/l y una concentración de H+ de 7 g/l.

La concentración de ácido en la solución de riego fue de 33 g/l, al igual que en la columna tratada sin refino.

Una vez terminada esta Lixiviación se procedió a realizar el análisis de cobre y acidez libre en las soluciones obtenidas.

La tabla 2-3 muestra los resultados de concentración de cobre y acidez libre que se obtuvieron en el análisis químico del PLS de la columna con refino.

Tabla 2-3. Concentración de cobre y de ácido obtenida por día en 1 litro de PLS de la columna con refino en el aglomerado

Día de riego	g/l [Cu ²⁺]	g/l [H ⁺]
1	32,8	8,4
2	3,1	19,4
3	2,1	8
4	1,8	9,8
5	1,4	10,6
Lavado	0,8	4,2
Total	42	60,4

Fuente: Elaboración propia

3.1.3. Comparación de los gramos por litro de cobre y acidez libre en la solución de salida en ambas columnas

Para poder entender de mejor manera lo que ocurrió en ambas columnas, en cuanto al cobre obtenido y al ácido adicionado, se realizó una comparación de los resultados del análisis de concentración de cobre y ácido del volumen de la solución total obtenida cada día.

Cabe destacar que cada columna trabajo con el mismo flujo y tasa de riego, la cual corresponde a 2,1 cc/min y 16 l/h*m².

3.2. GRAMOS TOTALES DE COBRE Y DE ÁCIDO EN EL PLS OBTENIDOS POR DÍA

Para poder comparar de una manera más universal lo que ocurrió cada día en ambas columnas en cuanto a los gamos de cobre recuperados y los gramos de ácido no reaccionados se debió considerar el volumen total de la solución de salida obtenida por cada una de las columnas.

3.2.1 Variación del volumen de la solución de riego

La variación del volumen de la solución de riego es un factor muy relevante a la hora de comparar los resultados finales de ambas pruebas de Lixiviación Columnar, ya que esta puede generar cambios considerables en la recuperación de cobre, en el consumo y pérdida de ácido generada en la experiencia.

La tabla 3-3 muestra los volúmenes diarios medidos en ambas columnas. Cabe destacar que este corresponde a la solución rica obtenida de la Lixiviación Columnar, la que equivale a la cantidad de solución de riego adicionada cada día.

Tabla 3-3. Volúmenes diarios de la solución de salida de ambas columnas

Día de riego	Volumen Diario (l) Columna 1	Volumen Diario (l) Columna 2
1	2,98	1,88
2	2,291	8,66
3	2,17	1,73
4	2,13	2,34
5	2,725	1,96
Lavado	2,51	1,6
Total	14,806	18,17

Fuente: Elaboración propia

3.2.2. Comparación de los gramos totales de cobre recuperados por día en las columnas de lixiviación

Para poder obtener los gramos totales de cobre recuperados por día fue necesario medir la cantidad de litros de solución obtenida por cada columna, a la cual se le realizó el análisis químico de cobre en solución, para obtener los gramos de cobre que contiene.

Las mediciones y los resultados obtenidos fueron ingresados a la ecuación 1-3:

Ecuación 1-3. Gramos de cobre recuperados por día (totales)

$$G \text{ de Cu } \frac{\text{totales}}{\text{día}} = \text{Gramos por litro de Cu} * \text{Volumen diario (l)}$$

La tabla 4-3 representa los valores obtenidos en los 5 días de riego, incluyendo un sexto día en el que se realizó el lavado de la columna sin refino en el aglomerado

Tabla 4-3. Gramos de cobre totales recuperados por día en la columna sin refino en el aglomerado

Día de riego	Volumen Diario (l)	g/l de [Cu ²⁺]	G de [Cu ²⁺] totales/día	g/l [Cu ²⁺] acumulados
0	0	0	0	0
1	2,98	17,65	52,6	52,6
2	2,291	12,25	28,06	80,66
3	2,17	8,5	18,45	99,11
4	2,13	7,05	15,02	114,13
5	2,725	2,65	7,22	121,35
6	2,51	0,8	2	123,35

Fuente: Elaboración propia

La tabla 5-3 representa los valores obtenidos en los 5 días de riego, incluyendo un sexto día en el que se realizó el lavado de la columna con refino en el aglomerado

Tabla 5-3. Gramos de cobre totales recuperados por día en la columna con refino en el aglomerado

Día de riego	Volumen Diario (l)	g/l de [Cu ²⁺]	G de [Cu ²⁺] totales/día	g/l [Cu ²⁺] acumulados
0	0	0	0	0
1	1,88	32,8	61,66	61,66
2	8,66	3,1	26,85	88,51
3	1,73	2,1	3,63	92,14
4	2,34	1,8	4,21	96,35
5	1,96	1,4	2,74	99,09
Lavado	1,6	0,8	1,28	100,37

Fuente: Elaboración propia

La tabla 6-3 muestra la cantidad de gramos de cobre totales que se fueron recuperando al pasar de los días en la solución de salida de ambas columnas

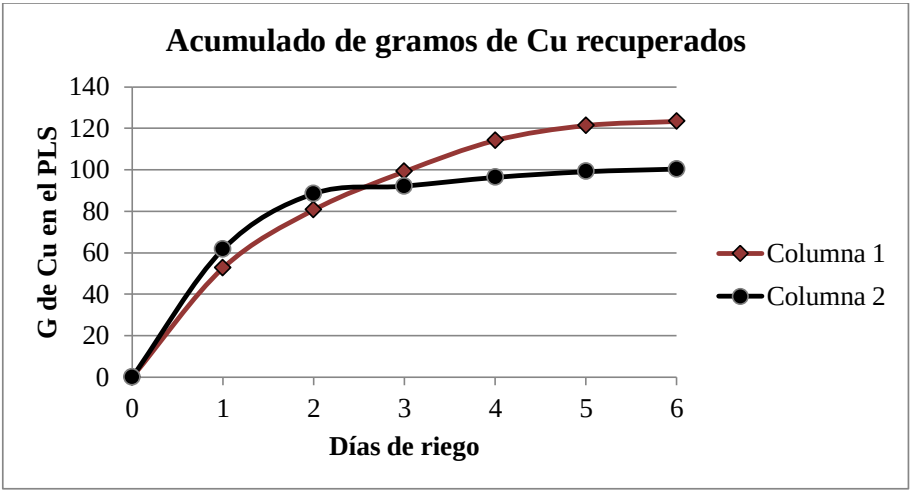
Tabla 6-3. Comparación de gramos de cobre recuperados por día en ambas columnas (acumulados)

Día de riego	Columna 1 (sin refino)	Columna 2 (con refino)
0	0	0
1	52,6	61,66
2	80,66	88,51
3	99,11	92,14
4	114,13	96,35
5	121,35	99,09
6	123,35	100,37

Fuente: Elaboración propia

Para poder comprender más claramente el comportamiento del cobre en ambas columnas, se realizó un gráfico que nos permitió comparar los gramos totales recuperados en el pasar de los días mediante una recta.

El gráfico 1-3 representa la tendencia de los resultados de gramos recuperados de Cu totales por día en la Lixiviación columnar.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 1-3. Comparación de gramos de cobre recuperados por día en ambas columnas

Al observar el gráfico anterior, se visualizó que la cantidad de gramos recuperados por la columna 2 fue mayor a la de la columna 1 en los dos primeros días, esto se debe a que esta columna trabajó con una mayor cantidad de ácido en el Aglomerado-Curado, por lo

que se generó un curado bastante bueno, ya que la mayor acidez proporcionada a la mezcla por el refino permitió que el cobre reaccionara más rápido con el ácido generando una disminución del pH en el ambiente concibiendo una mayor extracción en un principio, sin embargo esta recuperación no aumentó de manera considerable en los días posteriores debido a que por su menor cantidad de agua no se generó un buen aglomerado disminuyendo el contacto del mineral con la solución de riego provocándose posibles canalizaciones y una mala percolación.

Sin embargo la columna 1 tuvo una recuperación de cobre en gramos más alta en los días posteriores, esto se debe a que la cantidad de agua utilizada fue mucho mayor, generando glómeros homogéneos y por consiguiente un buen Aglomerado, lo que permite que la solución de riego percole uniformemente por los intersticios del lecho de mineral ya que las partículas finas se adhirieron correctamente a las gruesas, además normaliza el pH del ambiente.

En base a estos resultados se puede afirmar que durante los dos primeros días el proceso es controlado por la acidez del Aglomerado y Curado, mientras que en los días posteriores el proceso es controlado por la calidad del Aglomerado y la solución de riego, esta última permite que la extracción vuelva a la normalidad debido a que regula el pH de las reacciones generando que la extracción de cobre en los días posteriores tenga resultados homogéneos.

3.2.3. Comparación de los gramos totales de ácido no reaccionados por día en las columnas de lixiviación

Para poder obtener los gramos totales de ácido que no reaccionaron por día fue necesario medir la cantidad de litros de solución obtenida por cada columna, a la cual se le realizó el análisis químico de concentración de ácido en solución.

Las mediciones y los resultados obtenidos fueron ingresados a la ecuación 2-3:

Ecuación 2-3. Gramos de ácido no reaccionados por día (totales)

$$G\ de\ H + \frac{totales}{día} = Gramos\ por\ litro\ de\ H + * Volumen\ diario\ (l)$$

La tabla 7-3 representa los valores obtenidos en los 5 días de riego, incluyendo un sexto día en el que se realizó el lavado de la columna sin refino en el aglomerado

Tabla 7-3. Gramos de ácido totales no reaccionados por día en la columna sin refino en el aglomerado

Día de riego	Volumen Diario (l)	g/l de [H ⁺]	G de [H ⁺] totales/día	G de [H ⁺] acumulados
0	0	0	0	0
1	2,98	8,7	25,926	25,926
2	2,291	7,4	16,9534	42,8794
3	2,17	5,8	12,586	55,4654
4	2,13	3,8	8,094	63,5594
5	2,725	8	21,8	85,3594
6	2,51	3,2	8,032	93,3914

Fuente: Elaboración propia

La tabla 8-3 representa los valores obtenidos en los 5 días de riego, incluyendo un sexto día en el que se realizó el lavado de la columna con refino en el aglomerado

Tabla 8-3. Gramos de ácido totales no reaccionados por día en la columna con refino en el aglomerado

Día de riego	Volumen Diario (l)	g/l de [H ⁺]	G de [H ⁺] totales/día	g/l [H ⁺] acumulados
0	0	0	0	0
1	1,88	8,4	15,792	15,792
2	8,66	19,4	168,004	183,796
3	1,73	8	13,84	197,636
4	2,34	9,8	22,932	220,568
5	1,96	10,6	20,776	241,344
Lavado	1,6	4,2	6,72	248,064

Fuente: Elaboración propia

Cabe destacar que hubo una gran preocupación en mantener controlada la concentración de ácido y la tasa de riego de la solución de riego, la cual poseía las mismas características en ambas columnas, de esta manera solo se evaluaría lo que ocurre en el aglomerado y curado.

A continuación se presenta la tabla 9-3 que muestra la cantidad de gramos de ácido que no reaccionaron con el mineral en las columnas de Lixiviación al pasar de los días, por lo que se encuentran presentes en la solución de salida.

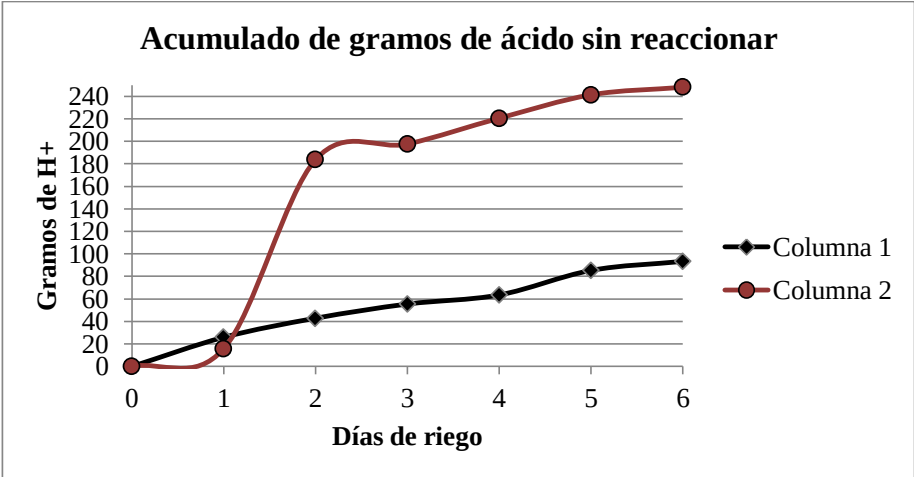
Tabla 9-3. Comparación de gramos de ácido no reaccionados por día en ambas columnas (acumulados).

Día de riego	Columna 1 (sin refino)	Columna 2 (con refino)
0	0	0
1	25,926	15,792
2	42,8794	183,796
3	55,4654	197,636
4	63,5594	220,568
5	85,3594	241,344
6	93,3914	248,064

Fuente: Elaboración propia

Para poder comprender más claramente el comportamiento del ácido que no reaccionó en ambas columnas, se realizó un gráfico que nos permitió comparar los gramos totales recuperados en el pasar de los días mediante una recta.

El gráfico 2-3 representa la tendencia de los resultados de gramos recuperados de Cu totales por día en la Lixiviación columnar.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 2-3. Comparación de gramos de ácido no reaccionados por día en ambas columnas

Como se puede observar la pérdida de ácido sulfúrico es mayor en la columna 2 (con refino) debido a que en los dos primeros días esta recuperó una gran cantidad de cobre contenido en la columna, por lo que en los días posteriores no había suficiente cobre para que ocurrieran las reacciones, es por esto que hubiera sido recomendable disminuir la concentración de ácido en la solución de riego.

Por otra parte, la columna 1 (sin refino) generó una menor pérdida de ácido en el proceso debido a que su extracción fue más homogénea que la columna 2 (con refino), por lo que aún quedaba cobre en el lecho de mineral para reaccionar con la solución ácida.

En el gráfico se puede ver una pérdida de ácido evidente en ambas columnas, lo que se justifica por el consumo de ácido obtenido en la lixiviación agitada, ya que este fue elevado de 4,63 KgH⁺/KgCu a 5,5 KgH⁺/KgCu con el fin de recuperar la mayor cantidad posible de cobre. Es por esto que no reaccionó todo el ácido adicionado, ya que el consumo de ácido no fue el real. Esto se pudo haber evitado si no se hubiera elevado el consumo de ácido obtenido en la lixiviación agitada.

3.3. CANTIDAD DE ÁCIDO CONSUMIDO EN LAS COLUMNAS DE LIXIVIACIÓN

Para poder determinar cuál fue la cantidad exacta de ácido consumidos por ambas columnas fue necesario utilizar el volumen diario obtenido de solución y los g/l de ácido sin reaccionar obtenidos en el análisis químico.

Para obtener los gramos de ácido consumidos en el día 1, se tuvo que considerar el volumen de ácido en el curado (239,2cc) el cual se multiplica por la densidad del ácido (1,84 g/cc).

Todos estos valores fueron ingresados a la ecuación 3-3:

Ecuación 3-3. Gramos de ácido consumidos por columna (día 1)

$$G\ de\ H\ +\ consumidos\ (día\ 1) = volumen\ diario\ (cc) * (H\ +\ entrada - H\ +\ salida) + volumen\ de\ ácido\ en\ el\ curado\ (cc) * densidad\ del\ ácido(g/cc)$$

Para obtener los gramos de ácido totales recuperados en los días posteriores, los valores fueron ingresados a la ecuación 4-3:

Ecuación 4-3. Gramos de ácido consumidos por columna

$$G\ de\ H\ +\ consumidos = volumen\ diario\ (cc) * (H\ +\ entrada - H\ +\ salida)$$

3.3.1. Gramos de ácido consumidos por la columna sin refino en el aglomerado

La tabla 10-3 representa los valores obtenidos en los 5 días de riego, incluyendo un sexto día en el que se realizó el lavado de la columna sin refino en el aglomerado

Tabla 10-3. Gramos de ácido consumidos por día en la columna sin refino en el aglomerado

Día de riego	Volumen Diario (l)	g/l de [H ⁺]	Gramos de H ⁺ consumidos por día	G de H ⁺ consumidos por día acumulados
0	0	0	0	0
1	2,98	8,7	512,54	512,54
2	2,291	7,4	58,65	571,19
3	2,17	5,8	59,02	630,21
4	2,13	3,8	62,2	692,41
5	2,725	8	68,13	760,54
6	2,51	3,2	74,8	835,34

Fuente: Elaboración propia

3.3.2. Gramos de ácido consumidos por la columna con refino en el aglomerado

La tabla 11-3 representa los valores obtenidos en los 5 días de riego, incluyendo un sexto día en el que se realizó el lavado de la columna con refino en el aglomerad

Tabla 11-3. Gramos de ácido consumidos por día en la columna con refino en el aglomerado

Día de riego	Volumen Diario (l)	g/l de [H ⁺]	Gramos de H ⁺ consumidos por día	G de H ⁺ consumidos por día acumulados
0	0	0	0	0
1	1,88	8,4	486,38	486,38
2	8,66	19,4	117,78	604,16
3	1,73	8	43,25	647,41
4	2,34	9,8	54,29	701,7
5	1,96	10,6	43,9	745,6
6	1,6	4,2	46,08	791,68

Fuente: Elaboración propia

3.3.3. Comparación de los gramos de ácido consumidos por ambas columnas de lixiviación

A continuación se presenta la tabla 12-3 donde se muestra la cantidad de gramos de ácido totales que se fueron consumiendo en el pasar de los días en las columnas de Lixiviación.

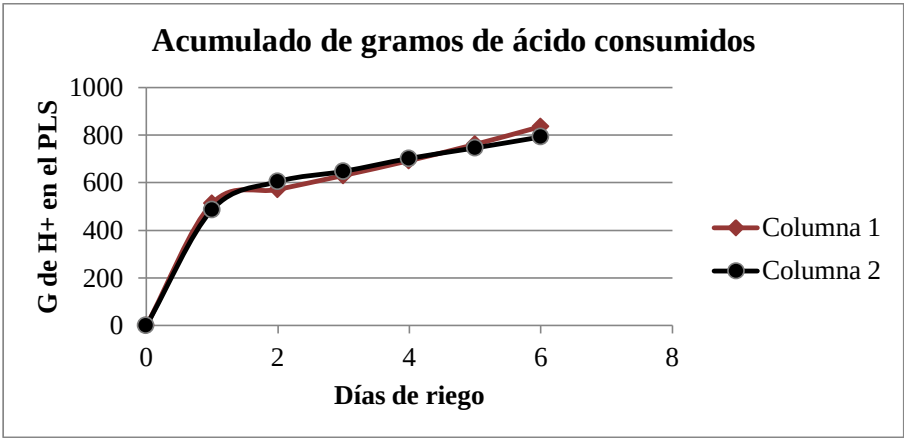
Tabla 12-3. Comparación de gramos de ácido consumidos por día en ambas columnas (acumulados)

Día de riego	Columna 1 (sin refino)	Columna 2 (con refino)
0	0	0
1	512,54	486,38
2	571,19	604,16
3	630,21	647,41
4	692,41	701,7
5	760,54	745,6
6	835,34	791,68

Fuente: Elaboración propia

Para poder comprender más claramente el comportamiento del ácido utilizado en ambas columnas, se realizó un gráfico que nos permitió comparar los gramos totales de ácido consumidos en el pasar de los días mediante una recta.

El gráfico 3-3 representa la tendencia de los resultados de gramos consumidos de ácido totales por día en la Lixiviación columnar.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 3-3. Comparación de gramos de ácido consumidos por día en ambas columnas

Se puede observar que las rectas de ambas columnas fueron bastante similares, lo que no es bueno para la columna con refino en el aglomerado, ya que esta recuperó una menor

cantidad de gramos de cobre en la Lixiviación Columnar, por lo tanto hubo una adición de ácido innecesario en el proceso, ya que la columna sin refino en el aglomerado recuperó una mayor cantidad de gramos de cobre en el proceso utilizando un menor volumen de ácido.

Al comparar el comportamiento de la recta en los dos primeros días de ambas columnas se puede observar que a pesar de que la columna 2 (con refino en el aglomerado) tuvo una mayor extracción de cobre en este periodo utilizó la misma cantidad de ácido que la columna 1, esto es resultado del buen curado de esta columna ya que permitió que la cinética de las reacciones aumentara.

3.3.4. Kilógramos de ácido consumidos por tonelada de mineral en ambas columnas (totales)

Para poder obtener este valor, se consideró el peso del mineral (0,004376 Ton) y el ácido acumulado en la pila, el cual corresponde a la suma de los gramos de ácido consumidos por día de cada columna.

Estos valores fueron ingresados a la ecuación 5-3:

$$\text{Ecuación 5-3. Kilógramos de ácido consumidos por tonelada de mineral}$$

$$Kg \text{ de } H + \text{ por Tonelada de mineral (totales)} = \frac{\text{Acido acumulado (kg)}}{\text{Peso del mineral (Ton)}}$$

A continuación se muestra los datos ingresados a la ecuación para cada columna, en donde se consideró su respectivo ácido acumulado:

Columna sin refino en el aglomerado

Acido acumulado = 835,34 g = 0,83534 Kg

$$Kg \text{ de } H + \text{ por Tonelada de mineral (totales)} = \frac{0,83534 (kg)}{0,004376 (Ton)}$$

$$= 190,89 KgH + /Ton$$

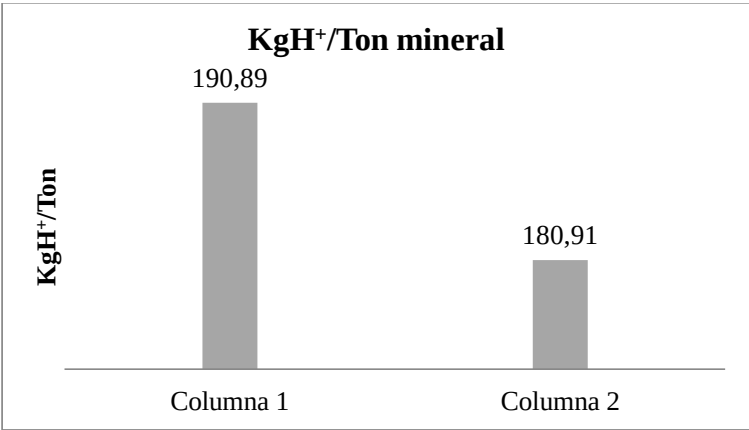
Columna con refino en el aglomerado

Acido acumulado = 791,68 g = 0,79168 Kg

$$\begin{aligned} Kg \text{ de } H^+ \text{ por Tonelada de mineral (totales)} &= \frac{0,79168 \text{ (kg)}}{0,004376 \text{ (Ton)}} \\ &= 180,91 \text{ KgH}^+ \text{ /Ton} \end{aligned}$$

Para poder representar más claramente los Kg de H⁺ consumidos por tonelada de mineral en ambas columnas, se realizó un gráfico de barras que nos permitió comparar estos valores.

El gráfico 4-3 muestra los Kg de H⁺ utilizados por tonelada de mineral en ambas columnas.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4-3. Comparación de kilogramos de ácido por tonelada de mineral utilizados en ambas columnas

Al analizar este gráfico es posible afirmar que la columna 2 (con refino en el aglomerado) utilizó una menor cantidad de ácido debido a que al no poseer un correcto aglomerado la solución lixivante no se pudo contactar de manera homogénea con el lecho del mineral, generándose una canalización de la solución ácida y por consiguiente una pérdida de ácido.

Por otra parte, la columna 1 (sin refino) utilizó una mayor cantidad de ácido debido a que al poseer una mayor cantidad de agua en el aglomerado se formaron glómeros de mayor calidad, permitiendo que el mineral se contacte de una manera más eficiente con la solución ácida y que las reacciones sigan ocurriendo en el transcurso de los días.

3.4. RECUPERACIÓN DE COBRE

Para poder obtener la recuperación de Cobre que se obtuvo en cada una de las columnas, las que trabajaron con distintas condiciones en el Aglomerado-Curado, fue necesario considerar los gramos de cobre recuperados por día y los gramos de cobre fino del mineral, el que corresponde a 160,047 en esta ocasión.

Para poder calcular el porcentaje de recuperación se utilizó la ecuación 6-3:

Ecuación 6-3. Porcentaje de recuperación

$$\% \text{ de Recuperación} = \frac{G \text{ de Cu recuperados por día (totales)}}{\text{Gramos de Cu fino}} * 100$$

3.4.1. Recuperación de cobre en la columna sin refino en el aglomerado

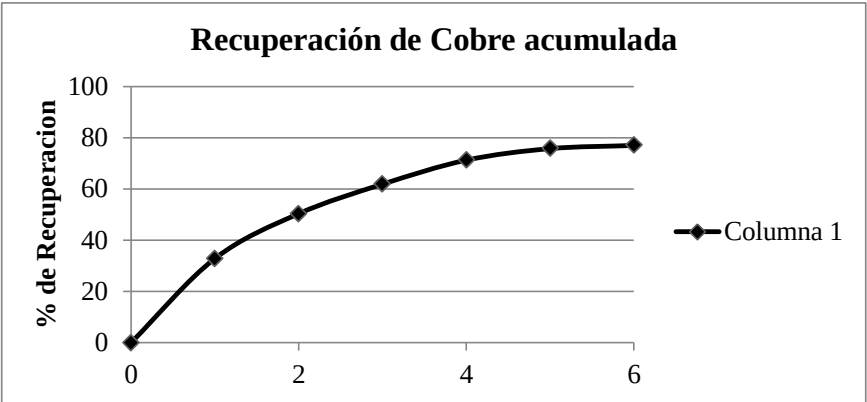
La tabla 13-3 muestra los porcentajes de recuperación de cobre parciales y acumulados obtenidos en la columna sin refino en el aglomerado.

Tabla 13-3. Recuperación de cobre por día de la columna sin refino en el aglomerado

Día de riego	G de [Cu ²⁺] totales/día	% de Recuperación	% de Recuperación Acumulado
0	0	0	0
1	52,6	32,8653	32,8653
2	28,06	17,5323	50,3977
3	18,45	11,5279	61,9256
4	15,02	9,3847	71,3103
5	7,22	4,5112	75,8215
6	2	1,2496	77,0711

Fuente: Elaboración propia

El gráfico 5-3 representa de una manera más clara el comportamiento del porcentaje de recuperación al pasar de los días obtenidos en la columna sin refino en el aglomerado.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5-3. Recuperación de cobre por día en la columna sin refino en el aglomerado

Mediante lo expuesto anteriormente es posible afirmar que en base al Cu fino total del mineral (160,047g), esta lixiviación no logró recuperar 36,7g de cobre presente en el mineral.

3.4.2. Recuperación de cobre en la columna con refino en el aglomerado

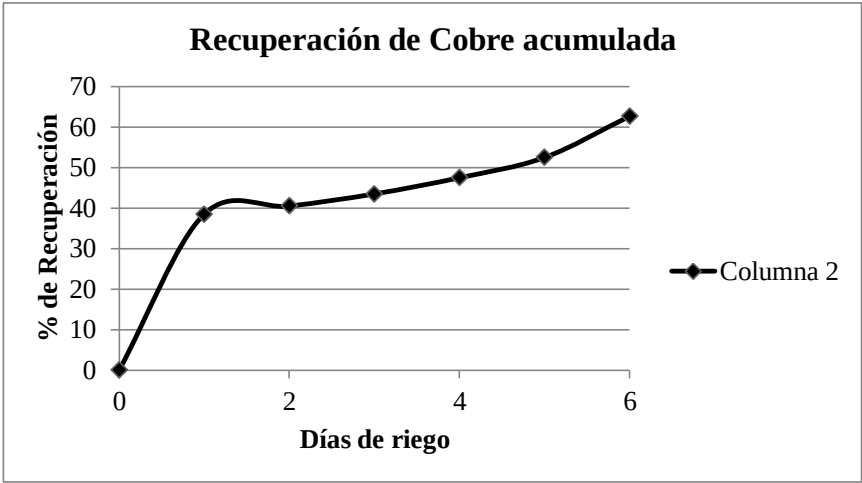
La tabla 14-3 muestra los porcentajes de recuperación de cobre parciales y acumulados obtenidos en la columna con refino en el aglomerado.

Tabla 14-3. Recuperación de cobre por día en la columna con refino en el aglomerado

Día de riego	G de [Cu ²⁺] totales/día	% de Recuperación	% de Recuperación Acumulado
0	0	0	0
1	61,66	38,5262	38,5262
2	26,85	16,7763	55,3025
3	3,63	2,2681	57,5706
4	4,21	2,6305	60,2011
5	2,74	1,7120	61,9131
6	1,28	0,7998	62,7128

Fuente: Elaboración propia

El gráfico 6-3 representa de una manera más clara el comportamiento del porcentaje de recuperación al pasar de los días obtenidos en la columna con refino en el aglomerado.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 6-3. Recuperación de cobre por día en la columna con refino en el aglomerado

Mediante lo expuesto anteriormente es posible afirmar que en base al Cu fino total del mineral (160,047g), esta lixiviación no logró recuperar 59,7g de cobre presente en el mineral.

3.4.3. Comparación de la recuperación de cobre en las columnas de lixiviación

La tabla 15-3 muestra los porcentajes de recuperación de cobre acumulados obtenidos en la lixiviación columnar de ambas columnas.

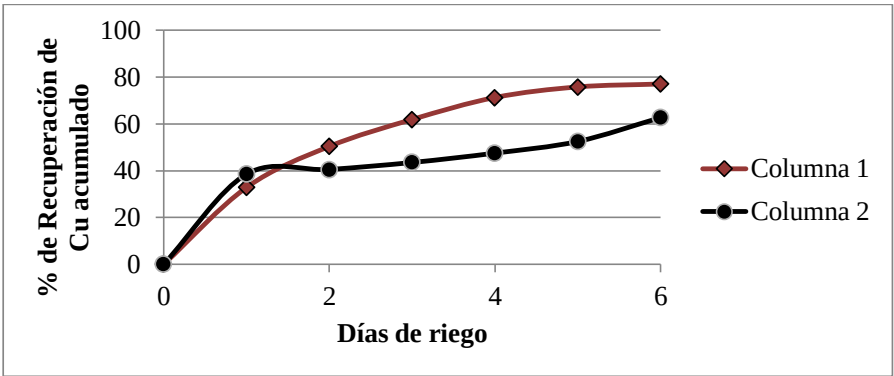
Tabla 15-3. Comparación de recuperación de cobre en ambas columnas

Día de riego	Columna 1 (sin refino)	Columna 2 (con refino)
0	0	0
1	32,8653	38,5262
2	50,3977	40,5262
3	61,9256	43,5262
4	71,3103	47,5262
5	75,8215	52,5262
6	77,0711	62,7128

Fuente: Elaboración propia

Para poder comprender más claramente el comportamiento del porcentaje de recuperación de Cobre en ambas columnas, se realizó un gráfico que nos permitió comparar los porcentajes totales de recuperación de cobre en el pasar de los días mediante una recta.

El gráfico 7-3 representa la tendencia de los resultados del porcentaje de recuperación de cobre acumulado en la Lixiviación columnar.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 7-3. Comparación de recuperación de cobre en ambas columnas

Se puede observar en este gráfico que la columna 1 (sin refino) generó una mayor recuperación de cobre en la mayor parte de los días, esto se debe a que el mineral fue lixiviado de una manera más homogénea durante los días de riego por poseer un buen aglomerado, por lo que el mineral se contactó de buena manera con la solución lixiviante.

Por otra parte, la columna 2 (con refino) el primer día de riego generó una mayor recuperación que la columna 1 (sin refino) debido a que poseía un pH menor en el ambiente por la presencia de refino lo que generó reacciones mucho más rápidas. Sin embargo esta recuperación se vio afectada en los días posteriores debido a que el aglomerado no fue el adecuado por la menor cantidad de agua, esto impidió que la solución lixiviante se contactará de manera uniforme con el mineral, generándose una mala percolación.

Finalmente, mediante los resultados de recuperación de cobre expuestos anteriormente, se puede determinar que la columna sin refino logró recuperar 23 gramos de Cu más que la columna con refino, lo que equivale a una diferencia de recuperación de 14,36%.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

En base a lo realizado en el laboratorio los resultados de concentración de cobre y ácido, consumo de ácido y recuperación de cobre obtenidos en las columnas de lixiviación, las cuales simulaban ser pilas de lixiviación, fue posible comparar los cambios que se generan en el PLS al disminuir el uso de agua fresca en la etapa de aglomerado.

Con la ayuda de encuestas realizadas por la Comisión Chilena del Cobre, la cual es una organización encargada de recaudar antecedentes facilitados por las faenas mineras que todos los años informan sobre su consumo de agua en cada proceso a través de un Sistema de Monitoreo de las Inversiones Mineras, fue posible validar que en la minería la mayor parte del agua utilizada en la Hidrometalurgia corresponde a aguas recirculadas.

Al recurrir a un proceso no convencional Hidrometalúrgico, en el cual se reemplazó un 30% del agua fresca utilizada en el Aglomerado por una solución de refino recirculada desde SX, fue posible obtener los resultados que nos permitieron comparar los cambios que generan en el PLS al disminuir el consumo de agua en el Aglomerado.

Mediante la evaluación de los resultados conseguidos con el análisis del PLS fue posible determinar si es conveniente implementar esta modificación a nivel industrial, además de establecer cuáles son las variables que pudieron afectar los resultados finales obtenidos.

Es recomendable controlar ciertos factores que pueden afectar de manera considerable la recuperación total de cobre en la lixiviación al momento de realizar el aglomerado, uno de ellos es el porcentaje de finos en el lecho de mineral, el cual debe ser menor a un 12%, si este es mayor puede afectar la calidad de los glómeros. Por otra parte, es muy importante ingresar la cantidad adecuada de agua en el aglomerado, ya que si no es la correcta no se generarán glómeros homogéneos generando canalizaciones y una mala percolación del lecho de mineral. Así mismo, el pH del ambiente del mineral puede afectar la recuperación total, ya que este va a disminuir si existe la presencia de refino generando un aumento en la cinética de extracción pero que no es totalmente beneficiosa en los días posteriores si la calidad del aglomerado no es el adecuado.

Cabe destacar que hubo una gran preocupación en mantener controlada la concentración de ácido y la tasa de riego de la solución lixiviante, la cual poseía las mismas características en ambas columnas, de esta manera solo se evaluaría lo que ocurre en el aglomerado y curado.

BIBLIOGRAFÍA

- ARIZA, Piedad. Capítulo III: Lixiviación de cobre [en línea]. 2009 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en: <<http://slideplayer.es/slide/3420150/>>.
- Ozono Technology. Bomba dosificadora químicos [en línea]. [consulta: en el mes de junio del 2017].
Disponible en: <<http://ozonotechnology.com/producto/bomba-dosificadora-pulsafider/>>.
- SCHWARZ, Stefanie, GARAY, Víctor y CANTALLOPTS, Jorge. Competitividad de la minería chilena del cobre [en línea]. 2015 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en:
<[https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/20150715%20Competitividad%20de%20la%20mineria%20\(VF-2017\).pdf](https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/20150715%20Competitividad%20de%20la%20mineria%20(VF-2017).pdf)>.
- MONTES, Camila y CANTALLOPTS, Jorge. Consumo de agua en la minería del cobre al 2015 [en línea]. 2016 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en:
<<https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/Consumo%20de%20agua%20en%20la%20mineria%20del%20cobre%20al%202015.pdf#search=agua/>>.
- DINTRANS, Emilio, MEZA, Javier y CANTALLOPTS, Jorge. Proyección del consumo de agua en la minería del cobre al 2026 [en línea]. 2015 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en:
<https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/Proyeccion_de_consumo_de_agua_2015_al_2026.pdf#search=agua>.

- Comisión Chilena del Cobre. Comunicado de prensa [en línea]. 2013 [consulta: en el mes de julio del 2017].
Disponible en:
<https://www.cochilco.cl/Comunicados/20131029152609_COMUNICADO%20DE%20PRENSA%20encuesta%20inversiones%20oct%202013.pdf#search=encuesta%20de%20agua>.
- ESCALONA, Luis. Aglomerado y curado en el proceso de lixiviación de minerales [en línea]. 2007 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en: < <http://www.metsolver.com/Papers/dt3.pdf>>.
- MONTES, Camila y CATILLO, Emilio. Consumo del agua en la minería del cobre al año 2014 [en línea]. 2015 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en:
<https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/Informe_consumo_agua_04-15_%28rev_F%29.pdf#search=agua>.
- HERNANDEZ, Sergio. Recursos hídricos en la minería del cobre [en línea]. [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en:
<https://www.cochilco.cl/Presentaciones/20140729171419_Presentacion_Agua_IFT_Energia_y_Agua_Antofagasta.pdf#search=agua>.
- CANTALLOPTS, Jorge. Uso de agua en la minería del cobre [en línea]. 2015 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en:
<https://www.cochilco.cl/Presentaciones/20151110130233_2015%2011%2010%20Proyecci%C3%B3n%20del%20consumo%20de%20agua%20en%20miner%C3%ADa%20del%20cobre.pdf#search=agua>.
- Comisión Chilena del Cobre. Consumo de agua en la industria minera chilena, situación actual y proyecciones [en línea]. 2009 [consulta: en el mes de noviembre del 2016].
Disponible en:
<https://www.cochilco.cl/Presentaciones/20091118155330_Conferencia%20prensa%20agua_rev8.pdf#search=agua>.

- CHAPARRO, Eduardo. Los procesos mineros y su vinculación con el uso del agua [en línea]. 2009 [consulta: en el mes de mayo del 2017].
Disponibile en:
<https://www.cochilco.cl/Listado%20Temtico/Informe_consumo_agua_04-15_%28rev_F%29.pdf#search=agua>.

ANEXOS

ANEXO A: PROYECCIÓN DE DEMANDA ESPERADA DE AGUA FRESCA EN LA MINERÍA

Gráfico 1

Años	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021
m³/s	13	13,6	14,8	14,2	14,2	16	17,2	17,7	18

ANEXO B: LEY DE COBRE PROMEDIO EN CHILE ENTRE LOS AÑOS 2004 Y 2014

Gráfico 2

Años	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014
%	1	0,92	0,94	0,88	0,73	0,74	0,74	0,69	0,72	0,7	0,7

ANEXO C: AGUA RECIRCULADA EN LA MINERÍA DEL COBRE ENTRE LOS AÑOS 2009 Y 2014

Tabla 1-1

Años	2009	2010	2011	2012	2013	2014
Agua recirculada (l/s)	ND	ND	25.367	34.291	32.138	31.708
Recirculación (%)	ND	ND	68,70%	74%	73%	73,90%

ANEXO D: CONSUMO DE AGUA TOTAL EN LA MINERÍA DEL COBRE AL AÑO 2013

Figura 6-1

Año	Agua fresca	Agua recirculada	Agua de mar
2013	27%	70%	3%

ANEXO E: TENDENCIA EN EL CONSUMO DE AGUA TOTAL EN MINERÍA

Gráfico 1-1

Años	2012	2013	2014	2015
Agua continental (m³/s)	12	12,1	12,2	12,3
Agua de mar (m³/s)	1	1,1	1,2	1,3
Agua recirculada (m³/s)	30	29	28,8	40,38

ANEXO F: COEFICIENTES UNITARIOS POR TAMAÑO DE MINERÍA EN LA HIDROMETALURGIA ENTRE LOS AÑOS 2010 Y 2015

Tabla 2-1

Coeficientes unitarios	2012	2011	2012	2013	2014	2015
Gran minería del cobre (m³/ton_min)	0,11	0,12	0,1	0,1	0,08	0,08
Mediana minería del cobre (m³/ton_min)	0,19	0,24	0,1	0,06	0,15	0,25

ANEXO G: ENTRADAS DE AGUA A NIVEL NACIONAL PARA LA MINERÍA EN EL AÑO 2015

Figura 7-1

Tipos de agua	Aguas recirculadas	Aguas continentales	Aguas de mar
m³/s	40,4	13,7	2,3

ANEXO H: CONSUMO DE AGUA TOTAL EN MINERÍA POR REGIÓN (m³/s)

Figura 8-1

Región	Agua recirculada	Agua continental	Agua de mar
Arica y Parinacota	-	0,01	-
Tarapacá	3,6	1,2	-
Antofagasta	21,1	5,5	1,8
Atacama	3,4	1,2	0,5
Coquimbo	4,7	1,1	-
Valparaíso	1,7	1,3	-
Metropolitana	2,5	0,7	-
O´Higgins	3,3	2	-

ANEXO I: CONSUMO DE AGUA EN LA MINERÍA DEL COBRE EN LA REGIÓN DE TARAPACÁ (l/s)

Gráfico 3-1

Faena Minera	Derechos	Extracción
Collahuasi	1400	970
Quebrada blanca	420	160
cerro colorado	310	150