

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

SEDE VIÑA DEL MAR – JOSÉ MIGUEL CARRERA

**PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACIÓN EN MINERALES OXIDADOS CON
ALTO PORCENTAJE DE ARCILLAS**

Trabajo de Titulación para optar al Título
Profesional de Técnico Universitario en
MÍNERIA Y METALURGIA

Alumno:

Daniel Armando Ahumada Stokebran

Profesor Guía:

Ing. Luis Gutiérrez Meneses

2019

AGRADECIMIENTOS

A mis padres, por su incondicional apoyo durante toda mi formación académica.

Al amor de mi vida, Constanza, por motivarme tantas veces, cuando estaba complicado.

A mi profesor guía, Luis Gutiérrez, por sus grandes sugerencias y observaciones para terminar este trabajo.

A mis queridos compañeros: Ricardo, Diego y Francisco por su gran amistad en la universidad y fuera de ella.

Y a todos quienes de alguna u otra manera hicieron que este trabajo de título pudiera ser concluido.

RESUMEN

Palabras Claves: Lixiviación - Minerales Oxidados - Arcillas

El presente trabajo de titulación estudia el comportamiento de minerales que presentan más de un veinte por ciento de arcillas en el proceso de lixiviación, se analizan entonces los factores y parámetros que permiten alcanzar una recuperación superior al 45% y un bajo consumo de ácido sulfúrico.

El primer capítulo permite insertarse en el proceso más relevante de este trabajo, mencionando los distintos métodos de lixiviación que se pueden utilizar, su principio de funcionamiento, los principales minerales que se pueden tratar y otros factores que afectan al diseño de dichos métodos. Más adelante se entrega información con respecto a los agentes lixiviantes explicando sus principales usos y aplicaciones. Por otra parte se desarrollara a fondo la lixiviación en distintos minerales oxidados detallándose las principales reacciones químicas que ocurren según la composición de cada mineral. En último lugar se dará un compendio de los diversos factores que influyen directa o indirectamente en la lixiviación de minerales oxidados.

El segundo capítulo comenzará con la problemática mencionada en el párrafo anterior describiendo los fenómenos que produce la ganga de un mineral y como esta evita la penetración del agente lixiviante en el mineral de interés. Luego de ello, el capítulo continuará con el proceso de aglomeración, explicando los principales mecanismos que dan origen a las fuerzas de adhesión que hacen posible esta etapa y se dará a conocer los tambores aglomeradores como principal equipo de este proceso. Finalmente se estudiarán los sistemas de clasificación granulométrica dando énfasis a los tamices utilizados en laboratorio y a los harneros que se utilizan a nivel industrial, se explicará su principio de funcionamiento, los análisis y las decisiones que se pueden realizar a partir de la distribución del tamaño de partículas, esto a partir de la muestra considerada.

El tercer capítulo se enfoca en los procedimientos de laboratorio para la obtención de los parámetros operacionales que optimizaran la lixiviación en columnas. Se exponen el paso a paso, ecuaciones relacionadas y se especifica la cantidad de mineral a considerar en cada prueba realizada y situaciones especiales que se deben considerar.

En el último y cuarto capítulo se entregan los resultados de las pruebas de caracterización física, ley de mineral, porcentaje de arcillas, aglomerado-curado, parámetros utilizados en las columnas de lixiviación, recuperación de Cu total y consumo de ácido. Finalizando con un análisis de resultados, que presenta una tabla comparativa y un gráfico asociado, donde se sintetiza los resultados metalúrgicos de las pruebas de lixiviación en columna.

ÍNDICE

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN - 1 -

1 CAPÍTULO 1: PROCESO DE LIXIVIACIÓN 3

1.1 GENERALIDADES 4

1.2 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN 6

1.2.1 *Lixiviación in situ*..... 7

1.2.2 *Lixiviación en botaderos* 8

1.2.3 *Lixiviación en pilas*..... 8

1.2.3.1 Base impermeable 9

1.2.3.2 Apilamiento del mineral 9

1.2.3.3 Funcionamiento de la pila de lixiviación 10

1.2.4 *Lixiviación en bateas inundadas*..... 12

1.2.5 *Lixiviación por agitación*..... 13

1.3 AGENTES LIXIVIANTES 15

1.4 FACTORES QUE INTERVIENEN EN LA SELECCIÓN DE UN MÉTODO DE LIXIVIACIÓN 17

2 CAPÍTULO 2: TRATAMIENTO PREVIO DEL MINERAL: AGLOMERACIÓN Y SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN GRANULOMÉTRICA 21

2.1 ACONDICIONAMIENTO DEL MINERAL 22

2.1.1 *Fenómenos producidos por la ganga en la lixiviación* 23

2.1.2 *Efecto de la ganga en el grado de penetración de las partículas*..... 24

2.1.3 *Formas para acondicionamiento del mineral*..... 24

2.2 AGLOMERACIÓN 25

2.2.1 *Fenomenología de la aglomeración* 26

2.2.2 *Tipos de Aglomeración* 26

2.2.3 *Características y factores de la aglomeración*..... 27

2.2.4 *Equipos Aglomeradores*..... 29

2.3 SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN GRANULOMÉTRICA 30

2.3.1 *Tamizado* 30

2.3.2 *Generalidades sobre harneros y clasificación* 33

2.3.3 *Capacidades de harneros* 35

2.3.4 *Especificaciones de mallas* 36

2.3.5 *Tipos de paneles para fijar las mallas de harneros* 36

2.3.6 *Equivalencias en tamaños de partículas* 37

3 CAPÍTULO 3: PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACIÓN EN MINERALES OXIDADOS CON ALTO PORCENTAJE DE ARCILLAS 38

3.1 MATERIALES Y EQUIPOS A UTILIZAR PARA PRUEBAS DE LABORATORIO 39

3.2 CHANCADO 39

3.2.1 *Procedimiento laboratorio* 39

3.3 PREPARACIÓN DE MUESTRAS 40

3.3.1 *Procedimiento laboratorio* 40

3.4	LEY DEL MINERAL	41
3.5	CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL	42
3.5.1	<i>Análisis Granulométrico</i>	42
3.5.2	<i>Humedad Natural</i>	42
3.5.3	<i>Densidad Aparente</i>	43
3.5.4	<i>Densidad Real</i>	43
3.5.5	<i>Porosidad del mineral</i>	44
3.5.6	<i>Humedad de Impregnación.</i>	44
3.6	PORCENTAJE DE ARCILLAS EN MINERAL	45
3.7	AGLOMERADO Y CURADO	45
3.7.1	<i>Cantidad de agua y dosis de ácido sulfúrico a utilizar</i>	45
3.7.2	<i>Tiempo de Reposo</i>	46
3.8	LIXIVIACIÓN EN COLUMNAS.....	46
3.8.1	<i>Procedimiento experimental</i>	46
3.8.2	<i>Tasa de Riego</i>	47
4	CAPÍTULO 4: RESULTADOS OBTENIDOS EN LABORATORIO METALURGICO	49
4.1	CHANCADO	50
4.1.1	<i>Estimación de F_{80}</i>	50
4.1.2	<i>Masas Exactas de Mineral Obtenido</i>	50
4.2	LEY DE MINERAL	51
4.2.1	<i>Ley de cobre total</i>	51
4.2.2	<i>Ley de cobre soluble</i>	51
4.3	CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL	52
4.3.1	<i>Análisis granulométrico</i>	52
4.3.2	<i>Humedad natural</i>	54
4.3.3	<i>Densidad aparente</i>	54
4.3.4	<i>Densidad real</i>	55
4.3.5	<i>Porosidad del mineral</i>	56
4.3.6	<i>Humedad de impregnación</i>	56
4.4	PORCENTAJE DE ARCILLAS.....	57
4.5	AGLOMERADO Y CURADO ACIDO	58
4.5.1	<i>Dosis de agua y ácido sulfúrico</i>	58
4.5.2	<i>Tiempo de reposo</i>	61
4.6	LIXIVIACIÓN EN COLUMNAS	61
4.6.1	<i>Columna de lixiviación 1</i>	62
4.6.1.1	Porcentaje de arcillas.....	63
4.6.1.2	Tasa de Riego efectiva	63
4.6.1.3	Volumen total de riego	63
4.6.1.4	Aglomerado-Curado.....	63
4.6.1.5	Resultados experimentales.....	64
4.6.2	<i>Columna de lixiviación 2</i>	68
4.6.2.1	Porcentaje de Arcillas	69
4.6.2.2	Tasa de Riego efectiva	69
4.6.2.3	Volumen total de riego	70
4.6.2.4	Aglomerado-Curado.....	70
4.6.2.5	Resultados experimentales.....	71
4.6.3	<i>Columna de lixiviación 3</i>	74
4.6.3.1	Porcentaje de arcillas.....	75

4.6.3.2	Tasa de riego efectiva	75
4.6.3.3	Volumen total de riego	75
4.6.3.4	Aglomerado-Curado.....	76
4.6.3.5	Resultados experimentales.....	76
4.7	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	81
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		83
BIBLIOGRAFÍA.....		84
ANEXOS		85
FLUJOGRAMA COLUMNAS DE LIXIVIACIÓN.....		86
LEY PROMEDIO DE MINERAL DE COBRE EN LAS OPERACIONES MINERAS EN CHILE.....		87
TABLA COMPARATIVA NORMAS TAMICES ISO / ASTM.....		88

Índice de Figuras

<i>Figura 1-1: Esquema típico de un yacimiento porfídico de cobre, cercano a la superficie, erosionado y sometido a fenómenos de meteorización y oxidación.....</i>	<i>5</i>
<i>Figura 1-3. A la izquierda, lixiviación in situ gravitacional. A la derecha lixiviación in situ forzada</i>	<i>8</i>
<i>Figura 1-4. A) Apilador móvil; B) rotopala para descarga de ripios en minera Radomiro Tomic, Chile</i>	<i>10</i>
<i>Figura 1-5. Esquema de la formación de una pila tipo TL con camión apilador, nótese la instalación simultánea de la membrana de LDPE debajo de la pila sin ser afectada por la operación de carguío</i>	<i>11</i>
<i>Figura 1-6. Esquema de la formación de pilas de lixiviación mediante correas articuladas (del tipo conocido como "grasshoppers") usadas en Mantoverde, Cerro Colorado y Quebrada Blanca, entre otros. ...</i>	<i>12</i>
<i>Figura 1-7. Esquema del corte a través de una batea de lixiviación de minerales similar a las usadas hasta hoy en Chuquicamata, Mantos Blancos y en la antigua industria del Salitre.....</i>	<i>13</i>
<i>Figura 1-8. Equipos usados por agitación: a) a la izquierda, se muestra el funcionamiento de un reactor agitado con "air-lift", y b) a la derecha, se muestra una vista interior de un autoclave de compartimentos múltiples.....</i>	<i>15</i>
<i>Figura 2-1. Recuperación de cobre en presencia de ganga consumidora de ácido</i>	<i>24</i>
<i>Figura 2-2. Representación esquemática de los aglomerados, donde (a) antes de la lixiviación y (b) durante la lixiviación</i>	<i>26</i>
<i>Figura 2-3. Tambor aglomerador Hydroflux®</i>	<i>29</i>
<i>Figura 2-4. Representación esquemática de la operación en un tambor</i>	<i>30</i>
<i>Figura 2-5. Parámetros de clasificación de un harnero</i>	<i>34</i>
<i>Figura 2-6. Harneado por estratificación</i>	<i>34</i>
<i>Figura 2-7. Harneado por caída libre.....</i>	<i>35</i>
<i>Figura 3-1 Visualización del cono y cuarteo</i>	<i>41</i>
<i>Figura 4-1: ilustración para obtención de datos densidad aparente.....</i>	<i>55</i>

Índice de Tablas

<i>Tabla 1: Principales especies minerales de cobre de importancia económica</i>	<i>6</i>
<i>Tabla 3: Agentes de lixiviación más utilizados</i>	<i>16</i>
<i>Tabla 4. Comparación simplificada de los distintos métodos de lixiviación discutidos en su aplicación al caso de los minerales de cobre.</i>	<i>20</i>
<i>Tabla 5: Sistemas de aglomeración usados por tipo de mineralización</i>	<i>29</i>

Tabla 6. Ejemplo de Análisis Granulométrico	33
Tabla 7. Alimentación por medio de plataforma de harnero (t/h)	35
Tabla 8. Especificación del material: Goma o Poliuretano	36
Tabla 9: Diámetro promedio para estimación de F80	50
Tabla 10: Masa real de mineral utilizado en cada prueba	51
Tabla 11: Ley Cu promedio últimos 10 años	51
Tabla 12: Análisis Granulométrico.....	52
Tabla 13: Datos para obtención de P80	54
Tabla 14: Datos para densidad aparente	55
Tabla 15: Datos y resultados densidad parafina	55
Tabla: 16 Datos y resultados densidad real.....	56
Tabla 17: Datos Humedad de impregnación	57
Tabla 18: Datos porcentaje de arcillas	57
Tabla 19: Condiciones Base Aglomerado-Curado.....	58
Tabla 20: Dosis de agua máxima según humedades calculadas	58
Tabla 21: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 1	59
Tabla 22: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 2	59
Tabla 23: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 3	60
Tabla 24: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 4	60
Tabla 25: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 5	60
Tabla 26: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 6	61
Tabla 27: Datos de operación Columna 1.....	62
Tabla 28: Parámetros Aglomerado-curado Columna 1	64
Tabla 29: Día vs Volumen percolado vs Concentración Cu, Columna 1	65
Tabla 30: Recuperación Cu Total por día	65
Tabla 31: Recuperación Acumulada Cu Total	66
Tabla 32: Recuperación acumulada Cu total extrapolada	67
Tabla 34: Datos de operación Columna 2.....	69
Tabla 35: Datos operación Aglomerado-Curado Columna 2.....	70
Tabla 36: Día vs Volumen Percolado vs Concentración Cu, columna 2	71
Tabla 37: Recuperación Cu total por día	72
Tabla 38: Recuperación Acumulada Cu total Columna 3	72
Tabla 39: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada	73
Tabla 40: Datos de operación Columna 3.....	74
Tabla 41: Datos operación Aglomerado-Curado Columna 3.....	76
Tabla 42: Día vs Volumen Percolado vs Concentración Cu, Columna 3	77
Tabla 43: Recuperación Cu total por día, columna 3.....	77
Tabla 44: Recuperación Acumulada Cu total, columna 3.....	78
Tabla 45: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada, columna 3	79
Tabla 46: Tabla Comparativa Datos operaciones de columnas y resultados obtenidos	81

Índice de Gráficos

Gráfico 1: Distribución de Tamaño de Partícula	53
Gráfico 2: Acumulado pasante vs promedio geométrico	53
Gráfico 3: Concentración Cu vs Días	65
Gráfico 4: Recuperación Cu vs Días	66
Gráfico 5: Tendencia logarítmica de Recuperación Acumulada	67

<i>Gráfico 6: Recuperación Acumulada Cu total Extrapolada</i>	<i>68</i>
<i>Gráfico 7: Concentración Cu Columna 2.....</i>	<i>71</i>
<i>Gráfico 8 Recuperación Cu total por día Columna 2.....</i>	<i>72</i>
<i>Gráfico 9: Tendencia logarítmica Recuperación acumulada total columna 2.....</i>	<i>73</i>
<i>Gráfico 10: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada</i>	<i>74</i>
<i>Gráfico 11: Concentración Cu Columna 3.....</i>	<i>77</i>
<i>Gráfico 12: Recuperación Cu total por día, columna 3.....</i>	<i>78</i>
<i>Gráfico 13: Tendencia logarítmica Recuperación Acumulada Cu total, columna 3</i>	<i>79</i>
<i>Gráfico 14: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada, columna 3.....</i>	<i>80</i>
<i>Gráfico 15: Principales resultados columnas de lixiviación</i>	<i>82</i>

A. SIGLA

W: Energía libre superficial

HDPE: Poliétileno de alta densidad

LDPE: Poliétileno de baja densidad

PVC: Policloruro de vinilo

PLS: Pregnant Leaching Solution (solución rica de lixiviación)

B. SIMBOLOGÍA

cm: Centímetro

Eh : Potencial de voltaje

M: Masa molar

mm: Milímetro

mV: Mili voltios

pH: Potencial hidrógeno

µm: Micrómetro (micrones)

Cu: Cobre

INTRODUCCIÓN

En el proceso de lixiviación, se encuentran minerales oxidados que ofrecen un mal comportamiento en el lecho de pila, debido principalmente a que su nivel de arcillas es mayor al **20 %**, lo que interfiere en la recuperación, siendo esta de a lo más un **45%**. En el intento de aumentar dicha recuperación, se genera además un alto consumo de ácido sulfúrico para el proceso.

Para poder dar solución a esta problemática y realizar el trabajo de titulación se formalizará un procedimiento que permita aumentar la recuperación en las pilas de lixiviación, sin embargo la forma más práctica de representar las características de dicha pila, a escala de laboratorio, es mediante una columna de lixiviación. Esta metodología comenzara con la preparación mecánica del mineral, siguiéndole de una etapa de aglomeración y curado acido, para finalizar con la lixiviación y la obtención de la solución PLS.

Es importante mencionar además que, si bien se realizarán cálculos asociados a distintos factores que rigen las etapas mencionadas anteriormente pero a escala de laboratorio, la información proporcionada por este texto permitirá adquirir conocimientos que puedan ser captados y desarrollados más meticulosamente a nivel industrial.

OBJETIVO GENERAL:

- ✓ Aumentar la recuperación metalúrgica del proceso de lixiviación mediante un procedimiento que se fundamenta en la preparación, aglomeración-curado ácido y tasa de riego del mineral.

OBJETIVOS ESPECIFICOS:

- ✓ Identificar causas del mal drenaje en las pilas a través del estudio de los factores que afectan la recuperación metalúrgica en el proceso de lixiviación.
- ✓ Establecer las condiciones que deben cumplir los minerales con un alto nivel de arcillas antes de ingresar a la etapa de lixiviación mediante el análisis del proceso de aglomeración y los sistemas de clasificación granulométrica.
- ✓ Implementar un procedimiento de lixiviación de minerales con alto porcentaje de arcillas en base a pruebas, parámetros y factores que maximicen la recuperación.
- ✓ Evaluar la viabilidad técnica del procedimiento realizado mediante los resultados experimentales y la información teórica recopilada.

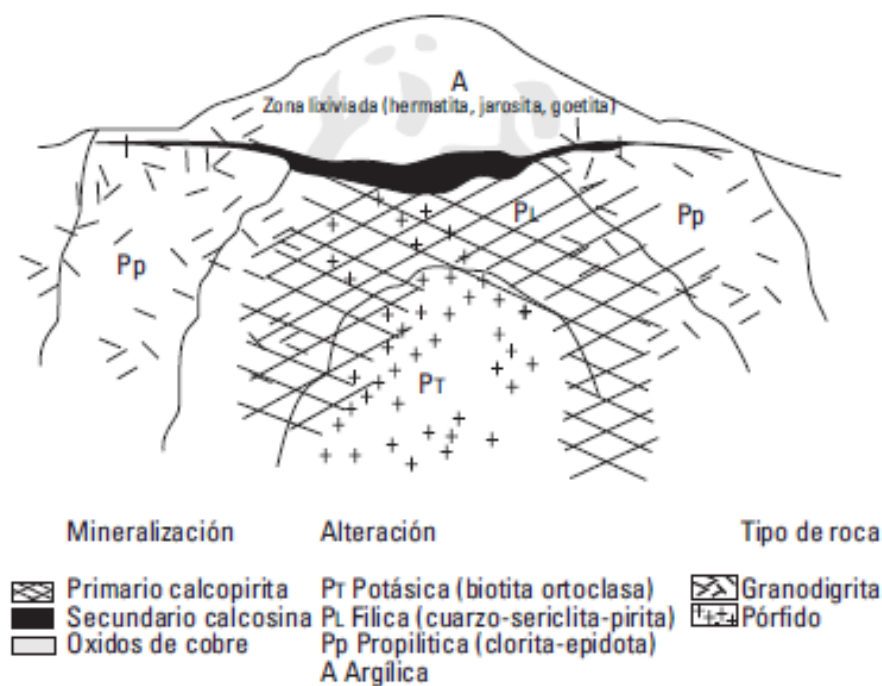
1 CAPÍTULO 1: PROCESO DE LIXIVIACIÓN

1.1 GENERALIDADES

La creación y el consiguiente desarrollo de los yacimientos mineralógicos que logran ser económicamente rentable, es gracias a que coexisten diversos factores geológicos que interactúan entre sí. Tomando como base la tremenda incidencia que tiene el cobre para Chile, en este trabajo de titulación se usará este metal como ejemplo para explicar la mayoría de los fenómenos que participan de los distintos procesos.

La lixiviación de minerales de cobre, se basa en una disolución de las partículas de interés (cobre) en una solución de pH ácido, este particular tratamiento de la hidrometalurgia se ha utilizado desde sus inicios principalmente en minerales oxidados. El convencional proceso de flotación no era apto para concentrar óxidos de cobre que contenían una baja ley, por lo que se impulsa fuertemente el avance y crecimiento en tratamientos hidrometalúrgicos. Paralelamente a las complicaciones operacionales antes mencionadas se contribuye con la hidrometalurgia a la mitigación de contaminantes ambientales que se presentan con mayor predominancia en la operación de plantas piro-metalúrgicas. La lixiviación, comenzó a desarrollarse industrialmente en la tercera década del siglo veinte, se propulsó mediante la técnica de lixiviación en bateas. De esta forma el mineral era inundado por la solución lixivante en grandes contenedores, recuperando más tarde el cobre con un proceso denominando cementación (que involucra chatarra de hierro), o bien mediante electro obtención. Ambos procesos generaban un producto con gran cantidad de impurezas que requería ser tratado en fundición. Actualmente la lixiviación a escala industrial se ha desarrollado principalmente en Pilas de lixiviación. Pocos años más tarde se empezó a ocupar el cobre en solución que se obtenía naturalmente desde los botaderos de las minas a rajo abierto. Obteniéndose mediante cementación el cobre contenido en este líquido. Estudios posteriores permitieron extender otras técnicas de lixiviación más recientes como la lixiviación in situ, lixiviación en pilas, lixiviación de colas, entre otros.

Se tiene en cuenta un yacimiento porfídico de cobre que ha sido expuesto durante un extenso periodo de tiempo geológico, a una potente variación generada por fenómenos óxidos- reductores, como por ejemplo los que suceden en profundidad a altas temperaturas y presiones, muy por encima de los parámetros atmosféricos. Por otra parte existen sectores más ligados a la superficie, donde las condiciones son similares a las atmosféricas pero con gran presencia de meteorización y oxidación. Y finalmente, teniendo en cuenta las variaciones que generan las corrientes de agua en la superficie que poseen sales disueltas y oxígeno, apoyados indudablemente de la existencia de bacterias sulfa y ferro oxidantes que originan y aceleran sustancialmente el esquema que se ilustra en la figura 1-1:



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 1-1: Esquema típico de un yacimiento porfídico de cobre, cercano a la superficie, erosionado y sometido a fenómenos de meteorización y oxidación

Para conseguir el interés económico de este conjunto de minerales en constante alteración, debe generarse un gran movimiento y concentración de las soluciones ricas en mineral durante largas distancias mediante el flujo de los niveles freáticos. Se obtienen así los denominados sulfuros secundarios, que conformaran la región de “enriquecimiento secundario”.

Si esta región de enriquecimiento secundario es sometida a la oxidación, y es paralelamente acelerada con la existencia de bacterias, se da origen a la producción de minerales oxidados entre los que más destacan, la tenorita, malaquita, atacamita, crisocola, brochantita, entre otros.

Así mismo toma mayor relevancia en esta fase de conversiones secundarias, la reacción química que genera el ácido sulfúrico en contacto con minerales sin interés en la extracción de cobre, como las ortoclasas, originando las indeseables arcillas para la lixiviación.

Todo lo que se mencionó anteriormente no podría ser generado ni aun en extensos periodos de tiempo geológico, si estos yacimientos mineralógicos no sufrieran severos niveles de fracturamiento y erosión de la roca, ya que esto facilita enormemente la permeabilidad y el movimientos de las distintas soluciones con mineral, originando finalmente las distintas especies minerales que se exponen en la tabla 1 a continuación:

Zona mineralizada	Especie mineralógica	Composición más frecuente para esta especie	Cobre%
Zona oxidada secundaria	Cobre nativo	Cu ^o	100
	Malaquita	CuCO ₃ * Cu(OH) ₂ ó Cu ₂ CO ₃ (OH) ₂	57,5
	Azurita	2CuCO ₃ * Cu(OH) ₂ ó Cu ₃ (CO ₃ (OH) ₂) ₂	55,3
	Chalcanita	CuSO ₄ * 5H ₂ O	25,5
	Brochantita	CuSO ₄ * 3Cu(OH) ₂ ó Cu ₄ SO ₄ (OH) ₆	56,2
	Antilita	CuSO ₄ * 2Cu(OH) ₂ ó Cu ₃ SO ₄ (OH) ₄	53,7
	Atacamita	3CuO * CuCl ₂ * 3H ₂ O ó CuSiO ₃ * H ₂ O	59,5
	Crisocola	CuO * SiO ₂ * H ₂ O ó CuSiO ₃ * H ₂ O	36,2
	Dioplasa	CuSiO ₂ (OH) ₂	40,3
	Neotocita	(Cu ₁ -Fe ₁ -Mn ₁)SiO ₃	variable
	Cuprita	Cu ₂ O	88,8
	Tenorita	CuO	79,9
	Pitch/Limonita	(Fe ₁ -Cu ₁)O ₂	variable
	Delaosita	FeCuO ₂	42,0
	Copper wad	CuMnO ₂ Fe	variable
	Copper pitch	CuMn ₂ FeSiO ₂	variable
	Calcosina	Cu ₂ S	79,9
Zona de enriquecimiento secundario (o supérgeno)	Digenita	Cu ₉ S ₅	78,1
	Djurleita	Cu _{1,95-2,0} S	variable
	Covelina	CuS	66,5
	Cobre nativo	Cu ^o	100
Zona primaria (o hipógena)	Calcopirita	CuFeS ₂	34,6
	Bornita	Cu ₅ FeS ₄	63,3
	Enargita	Cu ₃ AsS ₄	48,4
	Tenantita	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	51,6
	Tetrahedrita	Cu ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	45,8

Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Tabla 1: Principales especies minerales de cobre de importancia económica

1.2 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

En la actualidad existen distintas técnicas o métodos de lixiviación de minerales que permiten hacer rentable la operación de este proceso, buscando principalmente la maximización de utilidades económicas y la reducción de los costos de producción.

En la actualidad, una gran cantidad de los procesos de lixiviación se realiza mediante una aplicación de químicos directamente sobre el mineral a tratar. Con el fin de maximizar la velocidad con que se llevan a cabo estos procesos, se agregan reactivos, temperatura, presión e incluso agitación si se es requerido. Se debe estudiar además los tiempos en que se lograra obtener la mayor recuperación para determinar el método que será más rentable para cada mineral o situación en particular.

Para elegir un método de lixiviación de mineral se deberá considerar los puntos que se exponen a continuación:

- ✓ Valor económico del metal a recuperar, es decir, su ley, calidad, reservas disponibles y precio de venta.
- ✓ Recuperación metalúrgica de cada método.
- ✓ Costo de explotación mina y transporte del mineral hasta la planta.

- ✓ Costos de los procesos previos de reducción de tamaño, como chancado, molienda, clasificación y pre tratamientos de aglomeración y curado.
- ✓ Costo de los procesos de concentración y eventual pre tratamiento térmico, como flotación, tuesta u otro proceso pirometalúrgico que sea necesario realizar.
- ✓ Facilidad de disolución relativa de las especies deseadas y sus respectivos costos de uso de reactivos.

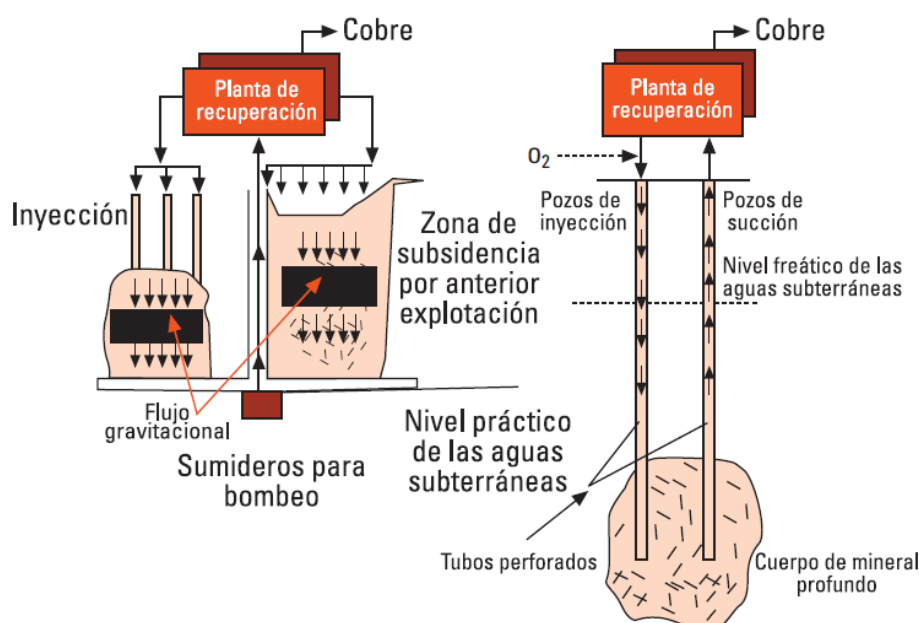
1.2.1 Lixiviación in situ

La lixiviación in situ se basa en el uso de soluciones lixiviantes que se ponen en contacto con el mineral a tratar en la misma ubicación donde se tiene el yacimiento, sin ser necesario las operaciones básicas mineras. Dependiendo de la posición del yacimiento mineralógico, respecto a los cursos de aguas subterráneas, se pueden determinar dos modalidades. Las que se pueden observar con mayor detalle en el esquema de la figura 1-3:

- a) Lixiviación in situ gravitacional: La gravedad es el factor principal, al encontrarse sobre el nivel de los cursos de agua subterránea, las soluciones deben percolar en forma natural por el mineral que debe contar además con gran permeabilidad o fragmentación producto de faenas mineras discontinuadas, que en lo posible mantengan vías de acceso hacia túneles inferiores, permitiendo una fácil recuperación de la solución rica en mineral. Se tiene así, faenas mineras subterráneas que fueron explotadas mediante métodos de hundimiento, como el “block caving”. Esto se ha realizado ya en Chile con la lixiviación del cráter de El Teniente y de San Manuel en Arizona. O en caso contrario, estas concentraciones de minerales son tronados masiva e intencionalmente en el mismo lugar, para estudios y análisis metalúrgicos, como fue realizado a principios de los años setenta en Old Reliable Copper, cerca de Mammoth, Arizona
- b) Lixiviación in situ forzada: Por otra parte la lixiviación in situ se puede realizar también en yacimientos que se encuentren por debajo del nivel de los cursos de aguas subterráneas, los cuales complican su acceso y extracción de la solución rica en mineral, sin embargo son apoyados por las condiciones naturales de temperatura y altas presiones que son producidas por las grandes distancias de profundidad.

De la misma forma en que se utilizan pozos de inyección para la explotación del petróleo, se introducen soluciones lixiviantes y se extraen mediante un segundo sistema de pozos que permiten recuperar las soluciones ricas en mineral desde la superficie, tanto los pozos de inyección como de extracción se disponen de manera tal que se facilite la lixiviación del yacimiento. Las principales desventajas de este proceso son fácilmente detectables ya que se genera una importante cantidad de filtraciones de solución. Este método ha sido utilizado en la recuperación de sales

solubles como la halita (NaCl) y silvina (KCl), y también de minerales de uranio y fosfatos en la década de los 70's.



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 1-2. A la izquierda, lixiviación in situ gravitacional. A la derecha lixiviación in situ forzada

1.2.2 Lixiviación en botaderos

La lixiviación en botaderos también conocida como “dump leaching” se basa en el procesamiento de minerales que se encuentran por debajo de la ley de corte del mineral, estos se obtienen de los depósitos de estéril que alcanzan grandes alturas y que aun contienen un pequeño porcentaje de mineral con valor económico, ubicándose principalmente en las periferias de faenas o pueblos mineros, o en quebradas de disposición final.

Por otra parte, se han realizado estudios de botaderos de rípios de lixiviación de las primeras operaciones del siglo veinte donde se alcanzaban menores recuperaciones, se determinó que el contenido de ley de este mineral “estéril” es similar a las operaciones de lixiviación actuales, tomando un valor de interés económico y dando partida a un nuevo tratamiento de lixiviación con parámetros y optimizaciones modernas conocida como “lixiviación de rípios”.

La solución es rociada sobre toda el área de los botaderos, utilizando sistemas de goteo o aspersión, que mitigan la evaporación del recurso hídrico, tanpreciado en zonas mineras donde prevalece su escasez. Gravitacionalmente las soluciones son conducidas hacia piscinas impermeables donde es realizada la recolección. Este método posee los costos de operación más bajos, sin embargo cada ciclo dura aproximadamente un año, y se obtienen recuperaciones que oscilan entre el 40 % y 60%

1.2.3 Lixiviación en pilas

Si bien la lixiviación en pilas es operativamente similar a la lixiviación en botaderos, la principal distinción radica en la ley más alta que posee este mineral, haciendo

más rentable su procesamiento, y permitiéndole incorporar etapas de trituración previa que maximicen la permeabilidad del lecho mineral. Al incorporar estas etapas de trituración se genera un importante porcentaje de partículas finas, que requerirá incorporar además una etapa de aglomeración, restituyendo las condiciones de permeabilidad que se tiene naturalmente en la lixiviación de botaderos. Junto a la aplicación de agua, al momento de lixiviar minerales de cobre se adiciona un porcentaje de ácido concentrado, ejecutando el conocido curado ácido. De esta forma se evita la disolución de minerales indeseables como la sílice o el aluminio

1.2.3.1 Base impermeable

Esta capa o base impermeable tiene como finalidad recolectar el 100 % de las soluciones ricas en mineral, evitando además que ocurran filtraciones hacia los suelos que podrían contaminar severamente las napas subterráneas. La base típicamente consiste en una capa de geomembrana, que puede estar compuesta de polietileno de alta (HDPE) o baja densidad (LDPE) o cloruro de polivinilo (PVC), de espesores del orden de 1 a 2 mm, sobre una capa de arcilla compactada (con un espesor de 0.1 a 0.5 m) y debajo una capa de material finamente chancado (< 2 cm de diámetro). Tuberías de recolección de soluciones PLS y de aireación se colocan sobre esta capa. La base debe tener una inclinación menor al 5% para evitar el deslizamiento de la pila sobre la geomembrana.

1.2.3.2 Apilamiento del mineral

Dependiendo de la magnitud de las instalaciones de cada faena minera, se escoge alguno de los sistemas de apilamiento encima de la base impermeable. Para operaciones menores (de 300 a 200 t/d) se utilizan camiones y apiladores de correa. Para operaciones mayores (desde 10000 hasta 50000 t/d), se usan correas modulares articuladas, que terminan en un apilador de correa. Sin embargo, para faenas aún mayores (de 75000 a 150000 t/d), se prefieren sistemas apiladores sobre orugas alimentados con correas estacionarias y móviles. Cuando se requiere un constante movimiento de las pilas (dinámicas) o ripios, predomina el uso de recolectores tipo pala de rueda con capachos o simplemente rotopalas.



Fuente: Direct Industry, 2014

Figura 1-3. A) Apilador móvil; B) rotapala para descarga de ripios en minera Radomiro Tomic, Chile

1.2.3.3 Funcionamiento de la pila de lixiviación

Las pilas de lixiviación se acopian generalmente desde 3 a 8 metros, por encima de una capa impermeable de grosor variable entre 0.1 a 1.5 mm que dependerá de los requerimientos de cada operación. Con el fin de colaborar con la recolección de soluciones ricas en mineral, se utilizan sistemas de tuberías perforadas y canaletas abiertas. Las soluciones lixiviantes son aplicadas mediante sistema de goteo.

Existen pilas del tipo dinámicas, que también son conocidas como tipo “on-off”. El funcionamiento de estas pilas consiste en su reutilización ya sea parcial, como cuando se es removido el mineral luego de la lixiviación pero se deja la base mineral de la pila, o total cuando las pilas son acopiadas por encima de las anteriores.

Por otra parte la disposición de una pila permanente puede asumir diferentes formas de acuerdo los espacios que se dispongan para el procesamiento. Generalmente y cuando no existen limitantes de terreno se emplean formas rectangulares, teniendo como desventaja principal que una nueva capa a tratar solo se podrá apilar una vez finalizada la lixiviación de la pila anterior. De igual manera, en las pilas del tipo dinámico, se escoge una forma para la disposición del mineral en función de los equipos de carga y descarga, donde también prevalece la forma de rectángulo. Para las operaciones específicas en que se procesan una gran cantidad de mineral y se tienen dificultades para la maniobra de los equipos de transferencia, se ha optado por utilizar sistemas con dos rectángulos uno junto al otro, dejando semicírculos en sus extremos como pista de giro para los equipos de movimiento de carga.

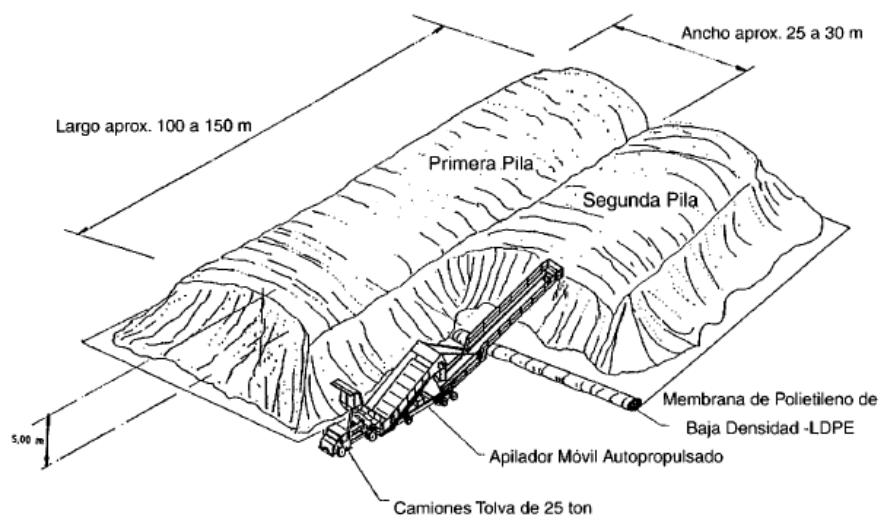
Para el carguío se utiliza una variedad de sistemas según el tamaño de las instalaciones de cada faena. Así, para faenas más pequeñas (desde unas 300 a 2.000 ton/día y hasta 5 y 10.000 ton/día se usan sistemas de camiones y apiladores de correa autopropulsados, evitando el uso de cargadores frontales, ya que destruyen los aglomeradores. Este sistema de carguío se puede aplicar tanto al esquema de pilas dinámica como al de pilas permanentes.

En faenas mayores (desde 10.000 y hasta 50.000 ton/día se usan correas modulares articuladas (también conocidas como “grasshoppers” o saltamontes) que terminan en un apilador de correa o “stacker”. En este caso la operación puede ser con pilas dinámicas o permanentes, sin restricción.

Sin embargo, para faenas aún mayores (desde 75.000 a 150.000 ton/día) se prefieren complejos sistemas apiladores sobre orugas, alimentados con correas transportadoras estacionarias y móviles. Cuando se requiere remover el material ya lixiviado desde las pilas, por ser un sistema de pilas dinámicas, normalmente se utilizan recolectores tipo pala de rueda con capachos, conocidas como “rotopala” o “bucketwheel”.

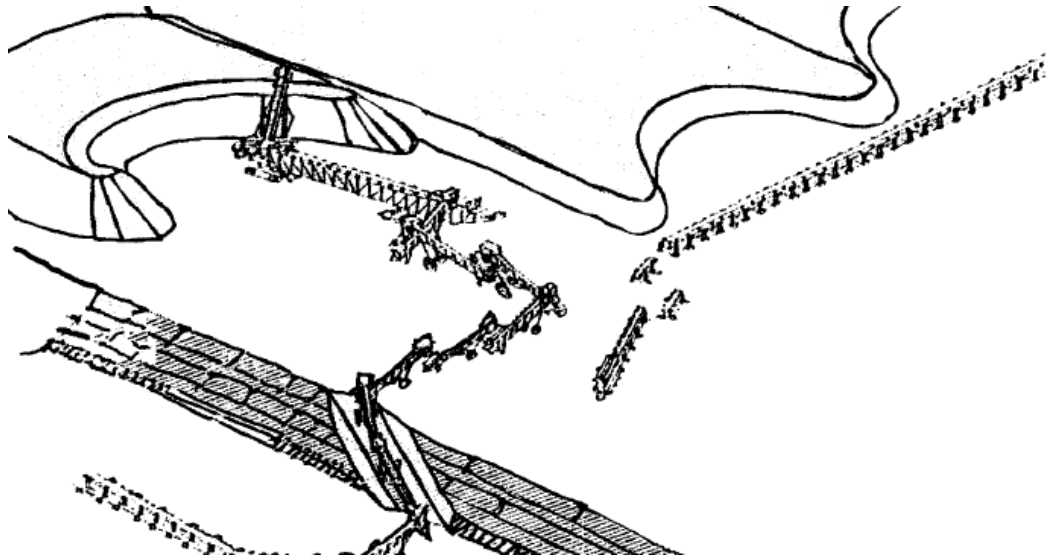
Para estas faenas de mayor procesamiento, se ha optado generalmente por la lixiviación dinámica en amplios terrenos que cuenten con pendientes menores a 10° , ya que el gran tonelaje de mineral requeriría de constantes maniobras de avance con las correas alimentadoras.

El tiempo de procesamiento de la lixiviación en pilas consta de unos cuantos meses, lo que dependerá directamente de la ley, composición y granulometría del mineral procesado.



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 1-4. Esquema de la formación de una pila tipo TL con camión apilador, nótese la instalación simultánea de la membrana de LDPE debajo de la pila sin ser afectada por la operación de carguío



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 1-5. Esquema de la formación de pilas de lixiviación mediante correas articuladas (del tipo conocido como "grasshoppers") usadas en Mantoverde, Cerro Colorado y Quebrada Blanca, entre otros.

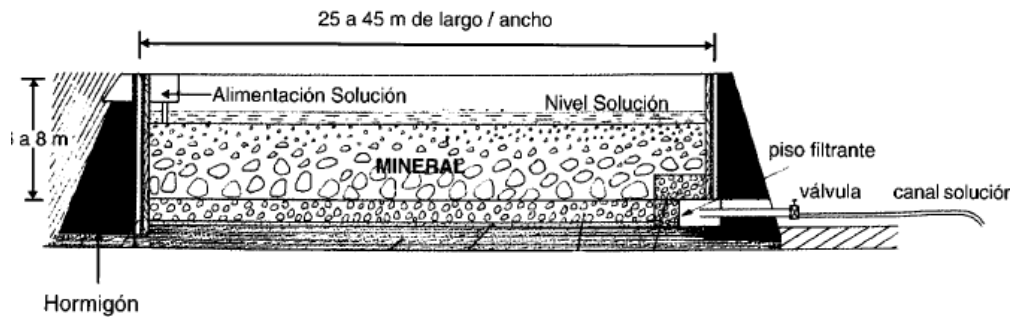
1.2.4 Lixiviación en bateas inundadas

La lixiviación en bateas inundadas o “vat leaching” (algunas veces llamada “lixiviación por percolación”) se basa en un cajón de concreto reforzado internamente por una película de resina epoxica o asfalto antiácido, en la parte inferior cuenta con telas filtrantes apoyadas por maderas, que son cargadas con mineral entre 0.5 a 0.75 pulgadas hasta llenar el cajón para ser posteriormente inundadas con la solución lixivante. Gracias a la zona inferior de telas filtrantes, las soluciones son reutilizadas y conducidas desde la zona superior a la inferior y viceversa, siendo traspasadas de batea en batea. Es así como, el constante recirculamiento de las soluciones proporciona un aumento de la ley de cobre en la solución final, siendo llevadas directamente al proceso de electro obtención.

Teniendo en cuenta que las bateas responden a condiciones muy dinámicas, se prefieren para la lixiviación de minerales que poseen cinéticas de disolución bastante rápidas. El tiempo de lixiviación consta de aproximadamente unos 6 a 12 días. Los bordes de una batea son aprovechados por las bateas que se encuentran a continuación, formando un circuito de a 10 a 12 bateas en serie, facilitando la operación de carguío mediante un único puente móvil, correas transportadoras y un repartidor. Similarmente, la descarga de las bateas se realiza con grúa almeja hacia camiones o sistemas de correa que trasladan los ripios del proceso de lixiviación.

La implementación del curado ácido, ha permitido ser considerado como fase previa para las bateas, ya que trae consigo importantes disminuciones de los tiempos de lixiviación y mejoras de permeabilidad de minerales arcillosos, con baja ley o refractarios.

En la figura 1-7 se incluye un corte esquemático de una batea.



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 1-6. Esquema del corte a través de una batea de lixiviación de minerales similar a las usadas hasta hoy en Chuquicamata, Mantos Blancos y en la antigua industria del Salitre

1.2.5 Lixiviación por agitación

En la lixiviación por agitación el principal requisito es un mineral finamente molido, por lo que requerirá además de leyes altas que acrediten su procesamiento en molienda húmeda, asegurando una alta recuperación y menores tiempos de residencia en el proceso de lixiviación. También se puede aplicar a concentrados o calcinas de tostación, que poseen pequeños tamaños acreditando directamente los gastos de un extenso periodo de agitación. De esta forma la superficie mineralizada incrementa su exposición a la solución lixivante y la agitación contribuye a disminuir el espesor de la capa límite de difusión, aumentando además el área de interface gas- líquido.

El mecanismo de agitación es del tipo mecánico, o en reactores llamados “pachucas” que utilizan el sistema “air lift”.

La lixiviación de minerales de oro con alta ley es igualmente usada con agitación mecánica.

El método de lixiviación por agitación se emplea especialmente cuando se requiere disminuir los tiempos de tratamientos, favorecido principalmente por las siguientes condiciones:

- ✓ Una agitación intensa
- ✓ Temperaturas que pueden superar la de ebullición y alcanzar hasta 250°C trabajando a presiones superiores a la atmosférica
- ✓ Presión de gases controlada, incluso sobre la atmosférica, desde condiciones de vacío, de unos pocos kilopascales hasta más de 5000 kPa
- ✓ Uso de reactivos exóticos y oxidantes altamente agresivos, y
- ✓ La posibilidad del empleo de materiales de construcción de alta resistencia, como son reactores de aceros especiales, recubiertos de titanio/niobio o bien revestidos en cerámicas especiales.

En la mayoría de los casos, al finalizar la lixiviación por agitación, se inyecta un lavado a contracorriente que retira desde las soluciones, los sólidos que provienen desde las

colas. En otras situaciones, se opta por realizar el lavado de las colas en filtros al vacío, que impiden los excesos de dilución en las soluciones ricas en mineral.

Se tienen reactores conocidos como “autoclave”, que trabajan con factores de temperaturas y presión por sobre los valores atmosféricos. Si bien la inversión y la operación de estos reactores tienen un costo elevado, se debe considerar que los tiempos de lixiviación se verán altamente disminuidos y por ende la eficiencia del proceso aumentara. En general, los reactores autoclaves, se componen por diversas secciones equipados con un agitador, la pulpa es alimentada a presión y adicionalmente se inyecta vapor, con el fin de obtener la temperatura deseada y que sean las reacciones exotérmicas las que más tarde mantengan el calor del sistema, contando también con sistema de enfriamiento por serpentines.

Comúnmente, en sistema de soluciones acidas, los reactores de agitación que trabajen a altas o bajas presiones se revisten internamente con materiales como las cerámicas o ladrillos anti ácidos, específicamente al utilizar cloro en soluciones. La madera era un material que se elegía frecuentemente para la fabricación de reactores de agitación que lixiviaran óxidos de cobre con alta ley. Para lixiviaciones en sistemas alcalinos, se puede utilizar aceros corrientes que son los más adecuados.

Normalmente los autoclaves se emplean en el procesamiento de concentrados que se oponen a la acción del fuego, como lo son las piritas auríferas y la calcopirita. Adicionalmente, se necesita de temperaturas y presiones de oxígeno que superen las atmosféricas, conservando el procesamiento en un medio acuoso.

Este método, presenta particularidades como la alta recuperación en periodos de tiempo bastante rápidos en comparación con los demás métodos de lixiviación, sin embargo se asumen elevados costos de inversión y operación.

En la figura 1-8, se puede observar los esquemas de operación del sistema “air-lift”, en un reactor de tipo “pachuca”, y el corte a través de un autoclave típico.

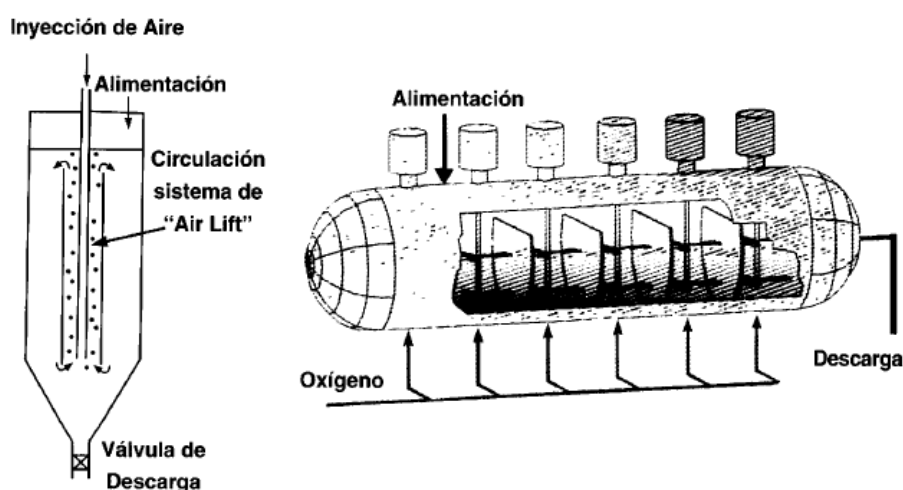


Figura 1-7. Equipos usados por agitación: a) a la izquierda, se muestra el funcionamiento de un reactor agitado con "air-lift", y b) a la derecha, se muestra una vista interior de un autoclave de compartimentos múltiples.

1.3 AGENTES LIXIVIANTES

Un agente lixivante es una sustancia química (cianuro, tioúrea, ácido) que tiene la propiedad de disolver selectivamente uno o más elementos presentes en una roca o mineral.

Para la elección del o los agentes lixiviantes con mayor eficiencia, se debe considerar las características físicas y químicas del mineral, la cantidad a procesar y el valor aproximado de las reservas. Es por esto que resulta importante en las pruebas de laboratorio, la lixiviación en columnas junto a la caracterización del mineral a tratar, ya que esta etapa determinara los agentes lixiviantes a utilizar.

El agente lixivante que se opte por utilizar debe ser en los posible, de bajo costo y recuperable, con ciclos bastante cortos y que lógicamente extraiga la mayor cantidad de cobre posible sin absorción de impurezas.

Las etapas de investigación en los laboratorios, permiten comprender la cinética de la reacción química asociada. Dependiendo si el mineral puede ser tratado en lixiviación estática o dinámica, se realizaran estudios previos en botellas rotatorias, columnas o vasijas.

Finalmente y una vez elegido el agente químico o lixivante se debe tener en cuenta los efectos que se producirán sobre la solución. Por ejemplo si es utilizado sulfato férrico, se deben considerar problemáticas para la extracción del cobre y siguiente proceso de cementación. También puede verse afectada la electrodeposición por la mala eficiencia de corriente.

En lixiviación convencional, los agentes lixiviantes son generalmente el ácido sulfúrico para óxidos de cobre y sulfato férrico acidificado en medio oxidante para sulfuros de cobre.

Se distinguen dos casos:

- ✓ Lixivante natural: Se genera gracias a las aguas lluvia que se introducen en el yacimiento, interactúa con las superficies expuestas y produce agentes lixiviantes con porcentajes de ácido, hierro y hasta cobre. Esto dependerá de la estación del año y la zona en que se produzca. Generalmente son el agua del desagüe de minas. En ocasiones se mezcla agua de diferentes causas con sulfato férrico, adicionado ácido sulfúrico para el control del pH. Si se presenta escasez de agua se pueden obtener aguas frescas desde otros orígenes o se trabaja con soluciones estériles recirculadas.
- ✓ Lixivante preparado: Se emplea el hierro trivalente en forma de sal ácida (sulfato férrico), cuya concentración en Fe^{+3} y ácido se ajusta según la investigación y experiencia práctica. Normalmente, las soluciones empleadas no suelen ser muy concentradas. El ácido varía entre 4 y 10 % y el hierro, alrededor del 1%. En algunos casos hay una regeneración del lixivante en el propio proceso.

Las soluciones estériles o colas pueden ser recirculadas o directamente rechazadas, teniendo o no purgado. La recirculación tiende a generar un aumento en el porcentaje de arsénico, hierro, sulfatos, cloro, ácidos, entre otros. En ocasiones los procesos posteriores a la lixiviación se ven afectados por el aumento en la concentración de sustancias nocivas o peligrosas como el arsénico.

En la minería del cobre se pueden distinguir dos tipos de agente lixivante, ácidos y básicos.

En minerales oxidados el agente químico suele ser el ácido sulfúrico, por lo que en electro obtención se tendrá soluciones de CuSO_4 H_2SO_4 de modo que se generen los iones de Cu^{+2} , H^+ , SO_4^{-2} , SO^{+2} .

Al seleccionar un agente químico para la lixiviación se debe tener en cuenta:

- ✓ Costo
- ✓ Disponibilidad
- ✓ Estabilidad química
- ✓ Selectividad
- ✓ Grado de generación de soluciones ricas en mineral

Tipo de agentes	Ejemplos
Ácidos Inorgánicos	Ácido sulfúrico
	Ácido clorhídrico
	Ácido nítrico
Bases	Hidróxido de amonio
Agentes	Oxidantes, Oxígeno
	Ión férrico
	Ión cúprico
Agentes Complejantes	Amoniaco
	Sales de amonio
	Cianuros
	carbonatos
	Cloruros

Fuente: https://www.codelcoeduca.cl/procesos_productivos/tecnicos_lixivacion_lixivacion.asp

Tabla 2: Agentes de lixiviación más utilizados

Normalmente, las menas de cobre necesitan de un proceso de oxidación antes de comenzar con la lixiviación del metal. Para las menas de carbonatos y óxidos de cobre, se necesitara generalmente de un solo agente lixivante que es el ácido sulfúrico. Para menas

de sulfuros, se contemplara previamente un agente oxidante que será específico según cada mineral.

Como todo insumo de proceso, se deben tener presente los costos asociados a los agentes lixiviantes derivados del consumo en planta, la disponibilidad, transporte, y la posibilidad de recuperación. Paralelamente se deben considerar las propiedades corrosivas, que podrían generar efectos nocivos en las instalaciones de la planta. Pero siempre se debe priorizar el agente lixivante que posea mayor efectividad y sea lo más selectivo posible, para la lixiviación del cobre contenido en el mineral a procesar. A pesar de agrupar los minerales dentro de una misma región, las propiedades de estos son tan variables que las reacciones químicas que se producen solo permiten establecer una tendencia a favor de algunos agentes lixiviantes.

Al momento de elegir el agente lixivante es importante tener en cuenta la composición mineralógica del material, tipo de ganga, tamaños de granos y disseminación, contenido de azufre, presencia de carbonato, cloruros u otros constituyentes. Por lo que es necesaria la investigación y la experiencia operativa, para seleccionar el lixivante y obtener los datos necesarios para predecir el comportamiento de la lixiviación.

Aplicación de la solución lixivante

El proceso de lixiviación arranca con la puesta en marcha de los sistemas de goteo o aspersión. El método de lixiviación en pilas, posee diversos factores de control operacional, por lo que la aplicación de la solución lixivante, los sistemas de irrigación, la cinética y efectos operacionales que son aplicados en vertederos pueden ser también aplicados a la lixiviación en pilas.

Para la obtención de buenos resultados operacionales, es primordial controlar la disposición de la solución lixivante por encima de toda la superficie de la pila, con un sistema de aspersión y dosificación que dependerá de las características granulométricas del lecho mineral.

En el caso que la solución lixivante trabaje generando un aumento de líquido a su alrededor, se estaría considerando un sistema de riego no inundado, donde podrían sobrepasarse los márgenes de líquido relativos a estados capilares, que generarían una suspensión sólido-líquido. En tal situación, ya no existe resistencia para sostener las partículas en su lugar, los finos se comienzan a movilizar, y se ubican entre las partículas de mayor tamaño. Si junto a lo anterior se tiene presencia de arcillas, se genera una película sellante que inunda todo el lecho mineral. Esto último debe ser impedido para mantener la permeabilidad del mineral y por ende los buenos resultados operacionales.

1.4 FACTORES QUE INTERVIENEN EN LA SELECCIÓN DE UN MÉTODO DE LIXIVIACIÓN

Sintetizando, las diferentes técnicas de lixiviación que se han estudiado en este trabajo de título exponen factores de operación y relativos a la inversión, lo cual permite

que con ciertos requerimientos y condiciones se adecuen cada una a la mayor parte de las variables a evaluar. Pero siempre se hará un estudio específico considerando factores técnicos y económicos que hagan posible la mayor producción con los menores costos posibles.

En la tabla 4, se expone una comparativa generalizada de los parámetros operacionales que son utilizados en la gran mayoría de esas técnicas de lixiviación en minerales de cobre. No obstante, se describirá a continuación los factores de operación que establecerán ciertas características para la optimización del proceso:

- i. Tamaño de partícula: Dependerá directamente de la técnica de lixiviación que sea escogida, por lo que se considera un gran margen de granulometría:
 - ✓ Botaderos: En este caso, el mineral no posee conminución, se encuentra en tamaños promedio de 40", tal como se ha extraído de la mina.
 - ✓ Pilas: Se requiere desde chancado secundario bajo 2", hasta chancado terciario bajo 1/4", dependiendo de la permeabilidad natural de la roca
 - ✓ Bateas: Se requiere chancado, normalmente terciario, desde bajo 3/4" hasta 1/4".
 - ✓ Agitación: Se requiere de molienda húmeda, desde bajo 65# hasta bajo 200#, el producto debe ser semejante al utilizado en flotación.
- ii. Aglomeración y Curado: Este proceso se ha convertido en uno de los pilares fundamentales de la lixiviación en pilas, la lixiviación de bateas y además en los proyectos de lixiviación de botaderos. Generalmente se controla la dosificación de ácido y agua, que va en directa relación con el mineral que se requiera procesar. Por lo tanto, en minerales de óxido de cobre, entre el 70% hasta el 90% del ácido que es utilizado en las instalaciones de planta es añadido durante la etapa de curado. Cuando se tienen minerales de sulfuros, las proporciones de ácido son bastante bajas, limitándose desde 5 a 10 kg/ton, lo que representa aproximadamente el 100% del ácido utilizado en planta. Para las lixivitaciones de botaderos, el proceso de curado constituye más bien un pre acondicionamiento del mineral, el cual es humedecido en un comienzo con soluciones altamente concentradas de ácido (100-200 g/l) para ser mas tarde reposado. En minerales de sulfuro y mixto, se ha considerado añadir al curado una dosis de 5 a 15 g/l de ion férrico.
- iii. Altura del Lecho de Mineral: Se establece mediante la permeabilidad (que bien puede ser líquida o, gaseosa como se caracterizan los sulfuros que requieren de oxígeno en el proceso) del mineral, las cinéticas de disolución, la ley de cabeza del mineral y también del ácido residual que se encuentra en las capas inferiores de la pila. Es realmente importante también el exceso de arcillas y finos que facilitan la producción de precipitados por hidrólisis, disminuyendo considerablemente la permeabilidad y dando como resultado obstrucciones al flujo de soluciones que tenderán a concentrarse en la superficie, limitando el acceso al ácido y el aire. La lixiviación de sulfuros, requiere oxígeno para llevar a cabo sus reacciones, por lo estas condiciones perjudican directamente a la permeabilidad. Normalmente, se

- busca que cada nueva capa sea igual o inferior a 8 metros, esto contempla también los botaderos donde se ha demostrado mejores resultados en capas de menor altura.
- iv. Flujo Específico de Soluciones: Desde 5 hasta 30 l/h/m² es un rango aceptable para las tasas de riego, considerando el método de lixiviación, la granulometría y también la altura de la pila. Normalmente se busca un equilibrio óptimo entre el flujo específico y la altura de la pila, tratando de no diluir tanto las soluciones PLS que son enviadas al proceso siguiente. La situación puede ser optimizada también si se utilizan unas cuantas pasadas a través del mineral, siendo recuperadas estas soluciones intermedias independientemente. Puntualmente, la lixiviación en bateas trabaja con flujos en contracorriente que sobrepasan considerablemente los intervalos indicados, llegando a tasas de hasta 300 l/h/m².
 - v. Ciclo de Lixiviación: Esta condición también considera el método de lixiviación, por ejemplo en pilas de lixiviación con óxidos de cobre, se requiere entre 30 hasta 60 días, en cambio en botaderos generalmente el tratamiento se prolonga durante 1 año o más aún. Por otra parte, en minerales sulfurados toma mayor importancia la mineralogía y la granulometría, en lixiviación de pilas con mineral chancado solo hasta un circuito secundario, se necesitaran desde 6 a 9 meses, incluso en la lixiviación de botaderos donde la granulometría es similar al producto del chancado primario o mayor aun, se requerirán unos cuantos años, si existe presencia de calcopirita el proceso podría durar hasta 1 década. En contraparte, el periodo de lixiviación en bateas toma desde 5 a 12 días. Aun mejor, si se trata de una lixiviación agitada de menas oxidadas, cada ciclo constara de menos de 24 horas, a menos que se procese minerales sulfurados, que requerirán de 6 a 9 días, teniendo siempre presente los factores de temperatura y presión bajo control.
 - vi. Consumo de Ácido: La cantidad de ácido a utilizar se calcula considerando tanto el mineral como la ganga. Los minerales del tipo oxidado tienen mayor velocidad de reacción con el ácido, pero la ganga en la mayor parte de los casos también es altamente reactiva con el agente lixivante. Dado lo anterior, la cantidad de ácido a utilizar fluctúa entre 20 a 60 kg/ton. En lixiviación de sulfuros se debe tener en cuenta que una porción del ácido se regenerara al oxidarse el azufre que es catalizado por bacterias, si además se tiene exceso de pirita, se puede generar un superávit de ácido en el proceso. A pesar de esto, generalmente el consumo de ácido para minerales sulfurados varía entre 5 a 10 kg/ton.
 - vii. Extracción de Cobre: Dependiendo del método de lixiviación utilizado y la ley del mineral, se obtienen las siguientes recuperaciones:
 - ✓ Botaderos: Desde 40 a 60%, dependiendo de la ley y el porcentaje de sulfuros.
 - ✓ Pilas: En minerales oxidados se puede alcanzar desde 80 a 85% de recuperación, y en sulfuros hasta un 80% siempre y cuando no exista alta presencia de calcopirita.
 - ✓ Bateas: Sin considerar los sulfuros, se alcanzan recuperaciones de 70 a 85%
 - ✓ Agitación: Desde 80 a 95% dependiendo del porcentaje de sulfuros.
 - viii. Consumo de Agua: Tiende a ser generalmente bajo, en la lixiviación de pilas o botaderos, se representa como la humedad que persiste en los ripios que ya han sido

procesados, y otra parte que considera evaporaciones y arrastre físico del agua por efecto de los vientos. Normalmente se necesita de menos de un metro cubico de agua por cada tonelada de mineral a procesar. En zonas desérticas donde el consumo de agua se minimiza, se suelen utilizar sistemas de goteos que evitan el arrastre físico del viento o una posible evaporación.

Rangos de Aplicación y Resultados	Métodos Alternativos de Lixiviación			
	En Botaderos	En Pilas	Por Percolación	Por Agitación
Ley de los Minerales	Muy bajas leyes	Leyes bajas a medias	Leyes medias a altas	Leyes más bien altas
Tonelaje Tratado ton/día	Solo grandes tonelajes	Amplio: grande a pequeño	Esta limitado por instalaciones existentes, no es flexible	Limitado por molienda
Inversiones de Capital	Menores	Medianas	Media a alta	Más bien altas
Granulometría	Tal como sale de la mina	Chancado hasta muy fino	Chancado medio a fino	Molienda fina en húmedo
Recuperaciones Típicas	40 a 80 %	70 a 85 %	70 a 85 %	80 a 95 %
Tiempos de Tratamiento	De 1 a varios años	De 1 a varios meses	De 1 a 2 semanas	De 6 a 24 horas
Calidad de Soluciones	Diluidas (1 a 2 g/l)	Diluidas a medias (2 a 7 g/l)	Media o concentrada (10 a 20 g/l)	Mediana (5 a 15 g/l)
Problemas principales en sus aplicaciones	Recuperación incompleta Re precipitación Fe y Cu Canalizaciones Perdidas de evaporación Perdidas por infiltración Soluciones diluidas	Recuperación es función del tipo de mineralogía Requiere de grandes áreas Canalizaciones Re precipitaciones por pH Evaporación puede ser alta	Bloqueo por finos/arcillas Mayor inversión inicial Manejo de materiales Necesidad de control permanente y continuo Personal debe estar muy bien entrenado	Molienda es cara Lixiviado o filtrado en contracorriente Tranque de relaves Inversión es alta Suele requerir más agua Control sofisticado proceso es rápido

Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Tabla 3. Comparación simplificada de los distintos métodos de lixiviación discutidos en su aplicación al caso de los minerales de cobre.

2 CAPÍTULO 2: TRATAMIENTO PREVIO DEL MINERAL:
AGLOMERACIÓN Y SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN
GRANULOMÉTRICA

2.1 ACONDICIONAMIENTO DEL MINERAL

Si se agrega un agente lixivante sobre una pila de mineral, en un comienzo, este agente genera condiciones de potencial (Eh) y de pH correspondientes a la región de estabilidad del ión cúprico (Cu^{+2}). No obstante, si la mineralización del material a procesar posee una ganga reactiva, a medida que se desarrolla la lixiviación ácida en un frente descendente, el ácido sulfúrico se irá agotando.

Se tiene una situación similar cuando la altura de pilas de lixiviación se aumenta, ya que el ácido sulfúrico se agota antes de alcanzar la parte inferior de la pila. Estas situaciones presentan un frente de reacción electroquímica que implanta una rauda disminución del potencial, llevándola a valores menores a 300 mV y a valores mayores a 2 en lo que a pH respecta.

Frente a lo anterior, los requisitos electroquímicos del ácido ya dejarán de estar en la región de estabilidad del ión cúprico y formaran parte de la región de estabilidad de la crisocola (CuSiO_3), el cobre nativo o la calcosina (Cu_2S). En este escenario la solubilidad de los iones cúpricos es despreciable con valores por debajo a 10^{-6} M.

Si el frente de ácido sulfúrico se produce más bien en la parte superior de la pila, la baja solubilidad de los iones cúpricos conducirá a una precipitación de la mayor parte de cobre disuelto en la parte superior.

Si el frente de ácido ocurre en la parte inferior de la pila de mineral puede suceder que los iones cúpricos disueltos no alcancen a precipitarse nuevamente, quedando demostrada la dificultad para realizar la separación del cobre en la zona baja de la pila de mineral.

De acuerdo a lo planteado resulta esencial que el ácido sulfúrico haya sido suministrado de manera homogénea y que exista un ambiente de acidez uniforme en toda la pila de lixiviación.

Sin embargo, eso obligaría alternativamente a:

Agregar exceso de ácido sulfúrico en las soluciones lixivante, con el riesgo de un mayor consumo de ácido sulfúrico global.

Limitar la altura de las pilas del lecho del mineral que se someten a lixiviación.

Aceptar menores recuperaciones de cobre en el conjunto.

Para dar solución a este inconveniente, se ha formulado incorporar un pre-tratamiento con ácido sulfúrico concentrado y agua al mineral de cobre. Previamente a la disposición del mineral en las pilas se distribuye el ácido sulfúrico sobre el material pretendiendo dosificar con la mayor exactitud cada demanda ya sea del mineral o de la ganga.

Se produce entonces una alteración de todas las especies minerales, que en el caso del cobre, se originará habitualmente sulfato de cobre (CuSO_4). Logrando además reducir la disolución de especies indeseables de la ganga como el aluminio y la sílice.

Al momento de lixiviar el mineral, la pila se encuentra en toda su extensión ya acondicionada lo que permite que el ácido se limite a disolver el sulfato de cobre generado en el proceso anterior, disminuyendo también el consumo de dicho ácido. Este proceso mencionado lleva por nombre “curado ácido”.

A continuación se describirán los fenómenos que se ven notoriamente influenciados por la ganga en el proceso de lixiviación.

2.1.1 Fenómenos producidos por la ganga en la lixiviación

La velocidad con que los minerales de cobres se disuelven no depende únicamente de las condiciones de potencial y pH de la solución lixivante. Tampoco es la composición mineralógica de las especies de cobre la que permite pronosticar con claridad los resultados de extracción de cobre que se desea precipitar.

Por lo tanto existen una diversidad de reacciones posibles que suceden frecuentemente entre la solución lixivante y la ganga que alberga y reviste al mineral de cobre, sin que este pueda ser tocado por las condiciones lixiviantes implantadas desde el exterior, y que son variadas, constante e ininterrumpidamente en su recorrido al mineral de cobre.

Se presentan de este modo, micros ambientes que acontecen en el interior de una roca, con el avance de la solución lixivante a través de una ganga permeable permitiendo obtener un grano mineralizado ocluido. Mientras progresa dicha solución lixivante esta puede verse perturbada reflejando un cambio con respecto al escenario original, pudiendo incluso disminuir o suspenderse su capacidad lixivante.

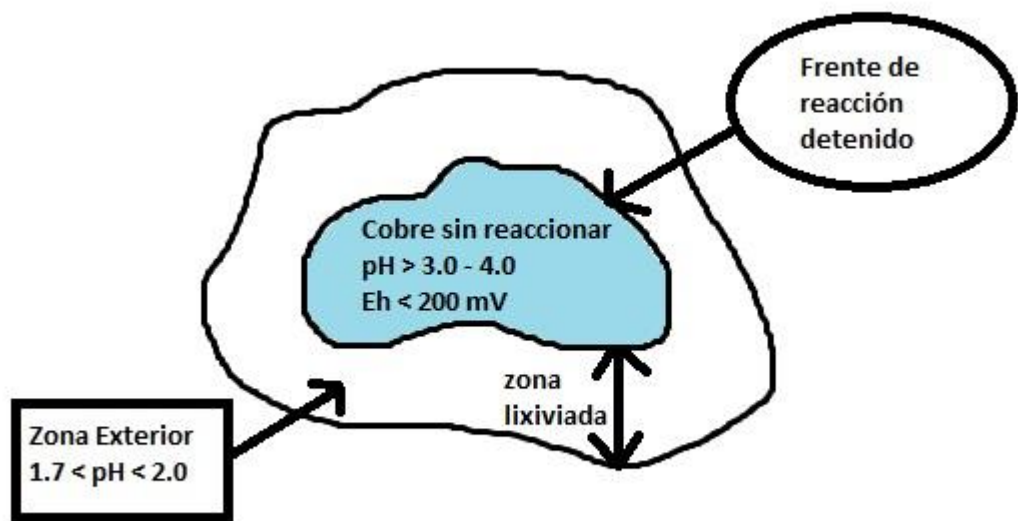
Existen además los macro-ambientes, pertenecientes a las reacciones química con la ganga en áreas prolongadas que incluyen una gran cantidad de rocas, las que, en los casos en que fueran altamente reactivos, provocan la generación de zonas aisladas, donde la solución lixivante no circula, descontándose del proceso de lixiviación un contenido que puede ser muy relevante.

El fenómeno descrito se fundamenta por el lado químico de las reacciones y productos de la hidrólisis, por el lado físico como el efecto paraguas de una roca grande o en definitiva por ambas a la vez (mixto).

Ambos escenarios son fenómenos reales, que acontecen separadamente o combinados y en todos los casos son originados por la ganga, pudiendo ser categóricos en el ámbito económico de un proceso de lixiviación establecido.

2.1.2 Efecto de la ganga en el grado de penetración de las partículas

Si se observa un mineral a niveles microscópicos, se aprecia que la ganga contenida interviene directamente si se desea introducir al interior de los poros de una partícula. Esta situación se refleja regularmente como se indica en la figura 2-1.



Fuente: Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones

Figura 2-1. Recuperación de cobre en presencia de ganga consumidora de ácido

Entonces, cuando se presenta un proceso de lixiviación que necesite solo ácido sulfúrico o una combinación de este con agentes oxidantes, podría suceder que las partículas de mineral que contengan especies como el hierro, por dar un ejemplo, sean altamente consumadas incluyendo el centro de ellas.

No obstante, en estos procesos se observa que el metal de relevancia (en este caso el cobre) se ha lixiviado incompletamente, visualizándose un perímetro circular que restringe la reacción, dejando el cobre inalterado en el núcleo de la partícula.

Todo esto sucede a medida que la ganga agota la solución utilizada para realizar la lixiviación.

2.1.3 Formas para acondicionamiento del mineral

Una de las formas de suministrar homogéneamente el ácido sulfúrico en el mineral es a través de regadores colocados en las cintas que trasladan el mineral hacia las pilas. Este proceso se ha integrado en combinación a una etapa que busca aumentar la permeabilidad de las pilas de mineral, a través de la agrupación de partículas finas con las más gruesas, llamándole a esto último aglomeración.

Es por eso que se ha determinado realizar estas dos operaciones en un único sistema combinado, que consta de un tambor rotatorio en donde se agrega el agua que permite la adhesión de las partículas gruesas y finas entre sí, como el ácido sulfúrico que permite comenzar las primeras reacciones del proceso posterior, la lixiviación.

2.2 AGLOMERACIÓN

La aglomeración es una etapa que tiene como finalidad acondicionar los minerales que se lixiviaran, acreditando un aumento del coeficiente de permeabilidad. Este último es un factor que se ha considerado crucial en la clausura de plantas de tratamiento de mineral.

El apilamiento o depósitos de mineral, son variables de la permeabilidad. Sin embargo también influyen en la variación de la permeabilidad las propiedades físicas de un mineral como la proporción de poros, que está dada por la relación que existen entre cada una de las partículas contenidas en cada material.

Cuando se tienen alto porcentajes de materiales finos (10-20%) se generan serios problemas en la permeabilidad del lecho, evitando la disolución y extracción de los metales de interés, ya que el material fino aísla y produce regiones en donde la filtración es reducida, beneficiándose la compactación de las pilas y el traslado de este material en la parte baja de la pila evitando el paso de la solución enriquecida.

Es así como las consecuencias de un porcentaje alto de material fino contribuyen al alza del tiempo que se requiere para la lixiviación, elevando el consumo de reactivos, generando menores recuperaciones de cobre y cuestionando la viabilidad de un proyecto.

Si se desea resolver estos problemas y garantizar un proceso de lixiviación eficiente es aconsejable eliminar el material fino. Para realizarlo, se requiere ejecutar el siguiente procedimiento.

Efectuar un análisis granulométrico del metal de interés por fracciones efectuando cortes teóricos a distintas granulometrías. Un apartado del 40-50% en peso del mineral, con pérdidas del 5-10% en metal, puede considerarse viablemente económico, teniendo en cuenta que si en un yacimiento de oro o plata la distribución de partículas es bastante homogénea se perdería utilidades con cualquier apartado de peso tolerable.

Efectuar la clasificación de minerales finos y grueso, ejecutando la lixiviación estática solo en la fracción gruesa, que por lo general posee leyes menores y la lixiviación dinámica en minerales finos, debido a que estos se encuentran habitualmente enriquecidos. En ocasiones la lixiviación dinámica genera una mayor y más rauda recuperación que la lixiviación estática tanto de mineral fino como del grueso.

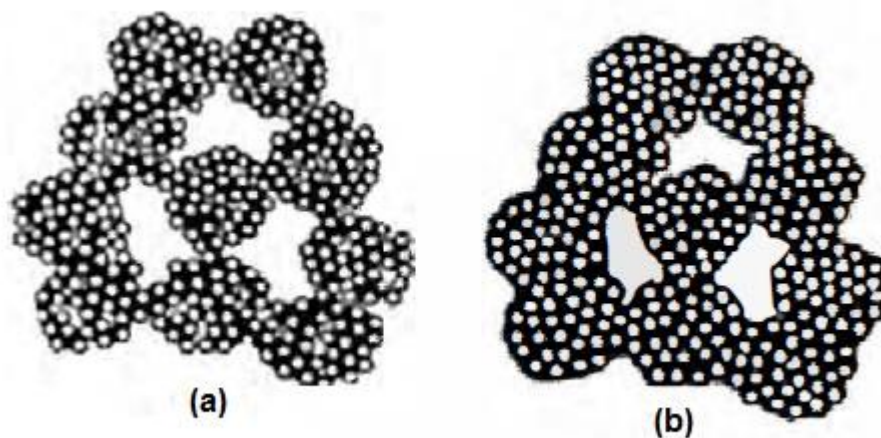
Finalmente se ejecuta la aglomeración, el proceso más utilizado actualmente y que consta principalmente de una metodología que adhiere el material fino a uno de gran tamaño.

2.2.1 Fenomenología de la aglomeración

En forma general, se puede afirmar que la aglomeración se debe a la tendencia de un sistema, compuesto principalmente por partículas y en menor proporción por líquido, a disminuir su energía libre superficial (W) mediante la reducción del área interfacial sólido-líquido, por fuerzas de adhesión originadas por cualquiera de los siguientes mecanismos

- Las interacciones de Van der Waals que se presentan por dipolos permanentes o instantáneos generados en las moléculas.
- Las fuerzas de tipo coulombico, originadas por una sobre abundancia de cargas eléctricas en partículas de propiedades no conductoras.
- Las fuerzas de atracción magnética, producidas por las propiedades ferromagnéticas de cada partícula.

Dependerá del proceso considerado, el nivel de relevancia que estos mecanismos alcanzarán. Si se tiene en cuenta una aglomeración en minerales de oro y plata influyen una serie de factores, entre las que destacan las uniones líquidas y sólidas producidas por la constitución de ligantes inorgánicos y orgánicos como por ejemplo la cal y el cemento.



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 2-2. Representación esquemática de los aglomerados, donde (a) antes de la lixiviación y (b) durante la lixiviación

2.2.2 Tipos de Aglomeración

A continuación se describirán los tipos de aglomeración con mayor importancia en la actualidad.

✓ Aglomeración por humedad

Es el tipo de aglomeración más básico, consta de impregnar con agua el mineral de interés, hasta obtener un porcentaje de humedad que produzca cierta tensión superficial, de esta manera el material fino se adherirá al material grueso producto de la colisión entre las distintas partículas presentes. Sin embargo solo se realiza este procedimiento cuando el contenido de finos es relativamente bajo.

Una de las formas más básicas de llevar a cabo la aglomeración por humedad, es mediante la irrigación con agua, la que se puede ejecutar mediante el siguiente procedimiento:

- Por encima de las cintas que trasladan el material a la pila, considerando además las dificultades que podrían presentarse al humedecer la correa.
- Una vez que el material comience el apilamiento, adecuando la irrigación al material más grueso se obtiene una aglomeración más selectiva.
- Por encima de toda la extensión de la pila, a medida que se vayan constituyendo mantos de mineral.

La humedad necesaria y el sistema de irrigación más adecuado estarán siempre dados por una serie de pruebas realizadas.

Si se considera un caso particular como la lixiviación de oro y plata, el proceso requerirá de un medio alcalino donde generalmente se utiliza como aglomerante la cal en solución.

✓ Aglomeración por adherentes

Se encuentran algunos materiales que permiten aumentar la adhesión de partículas finas a una más gruesa, extendiendo la unión al ser manipulado y en la ejecución del proceso de lixiviación. Se han investigado profundamente estos aglomerantes, especialmente por la United States Bureau of Mines (EE.UU), donde se han establecido de manera práctica los factores más relevantes para el proceso:

- El tipo y cantidad de aglomerante añadido a la alimentación seca.
- La humedad necesaria en la mezcla mineral-aglomerante.
- El período de curado para favorecer los puentes de silicato cálcico.

Hipotéticamente, se tiene la aglomeración por adherentes como un procedimiento no del todo definido. Encontrándose similitudes con la floculación, donde se realiza una adhesión de arcillas con agentes y electrolitos que están en solución. Produciendo así glómeros porosos, de alta estabilidad y muy resistentes a las condiciones requeridas para la lixiviación.

2.2.3 Características y factores de la aglomeración

Un conjunto de máquinas y mecanismos son requeridos para llevar a cabo la etapa de aglomeración. Sin embargo, habitualmente se realiza este proceso durante el transporte del mineral mediante equipos adicionales a los circuitos de trituración

Existen ciertos factores, específicamente de los minerales de cobre, que permiten ejecutar adecuadamente la aglomeración. La distribución del tamaño de partículas, las propiedades geológicas, la ley de cobre y la humedad se presentan como algunas de estos principales factores.

A la hora de efectuar la aglomeración es necesario tener presente los siguientes puntos:

- La inyección de aglomerante se efectúa en el mineral seco. Se puede hacer en conjunto con las etapas de chancado si está incorporada al plan de tratamiento.
- La unión del mineral y el aglomerante debe ser bastante fuerte.
- Agregar el porcentaje de líquido óptimo para obtener la humedad adecuada del proceso de aglomeración.
- Tener en cuenta un tiempo de reposo, antes de ejecutar la lixiviación como tal. Mientras mayor sea el porcentaje de finos, se requerirá de mayor cantidad de aglomerantes y mayor tiempo de reposo. Se debe considerar un periodo de reposo de a lo menos 24 horas.

El proceso de aglomeración se puede realizar en medios ácidos y alcalinos, cada cual con sus singularidades, las que se explican a continuación:

✓ Medio Acido

Es habitual en el caso de minerales de cobre y uranio, la solución lixiviante ácida se utiliza además como aglomerante, donde se emplea normalmente ácido sulfúrico concentrado. Existen además aglomerantes ácidos sólidos, pero estos producen consecuencias importantes por precipitación en pilas y tuberías.

✓ Medio Alcalino

El proceso de aglomeración más representativo está dado por el tratamiento de minerales de oro y plata. Donde generalmente se utiliza cemento y cal como aglomerante. Además se utiliza como agente de humedecimiento el cianuro de sodio en solución y con grandes concentraciones.

En la tabla 5 se resume los sistemas de aglomeración más comunes utilizados en la industria a continuación:

Tipo de Mineral	Granulometría	Sistema de Aglomeración	Aglomerante
Oro y Plata	Gruesa (15 mm o similar) sin arcillas.	Sistema de faja simple con descarga en pila o depósito de lixiviación.	Solución de Cal
	Fina (< 15 mm o más fino) sin arcillas.	Sistema de 3 cintas o una cinta y artesa vibratoria.	Solución de Cal
	Gruesa (< 15 mm o similar) con arcillas.	Sistema de 3 cintas en cascada como mínimo y barras mezcladoras.	Solución de Cemento y Cal
Residuos de Oro y Plata	Menor a 0.2 mm o más fino	Tambor rotatorio, artesa inclinada vibratoria.	Solución de Cemento y Cal

Cobre y Uranio	Gruesa de 15 mm o similar	Sistema simple de cinta transportadora.	Ácido Sulfúrico
	Fina (< 15 mm o similar), limitada cantidad de arcillas.	Tambor rotatorio	Ácido Sulfúrico

Fuente: Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones

Tabla 4: Sistemas de aglomeración usados por tipo de mineralización

2.2.4 Equipos Aglomeradores

Si bien existen sistemas que adicionan agua y ácido sulfúrico por encima del mineral de cobre, este método no es capaz de obtener una mezcla homogénea que efectivamente permita la aglomeración del material más fino al material grueso.

En consecuencia, se ha determinado que al realizar una agitación de las partículas ya irrigadas por la solución de aglomeración se logra un procedimiento más óptimo. Esto permite a las fuerzas cohesivas de tensión superficial, correspondientes a los estados de cohesión, por puentes líquidos denominados pendular y funicular, mantener a las partículas unidas entre sí, facilitando su transporte y apilamiento.

De esta manera las pilas de mineral que se deseen procesar mantienen la mayoría de los factores mejorados en la etapa de aglomeración. Entre estos factores se encuentra la porosidad del mineral, que proporciona una alta permeabilidad al lecho mineral y una lixiviación más rápida y de mayor recuperación metalúrgica.



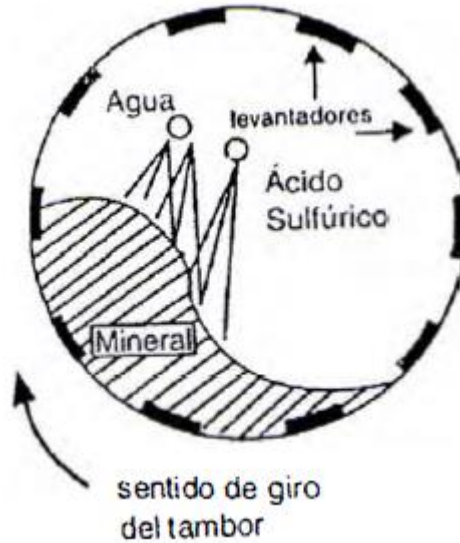
Fuente: <http://www.ampmineral.com/equipos/cilindros-lavadores.php>

Figura 2-3. Tambor aglomerador Hydroflux®

El tambor aglomerador es el equipo que permite alcanzar con mejores resultados la mezcla y aglomeración de los minerales. Este aglomerador consta de un cilindro metálico con un recubrimiento interior de neopreno o de goma antiácida; equipado de elevadores que permiten alcanzar un rodado garantizado de la carga y que incorporan en el centro

conductos agujereados para abastecer antes que todo, la humedad al mineral y luego más al interior del tambor los conductos que proporcionan el ácido sulfúrico concentrado. Esta situación se ilustra de mejor manera en la figura 2-4.

Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 2-4. Representación esquemática de la operación en un tambor

Habitualmente se sustituye el agua y una menor proporción de ácido sulfúrico concentrado, mediante la utilización de soluciones de refino procedentes de la etapa de extracción por solventes o de la sangría de electrolitos que se obtiene en los procesos de electro deposición. En estas situaciones se busca impedir que los residuos del solvente orgánico atrapado por arrastre en la etapa de extracción por solventes, sean incorporados al tambor aglomerador, debido a que se desgasta con el ácido sulfúrico concentrado y acaba por ensuciar toda la etapa de extracción por solventes. Es ahí donde las columnas de adsorción por carbón activado cumplen la función de tratar las soluciones de refino antes de que éstas ingresen al tambor aglomerador.

2.3 SISTEMAS DE CLASIFICACIÓN GRANULOMÉTRICA

2.3.1 Tamizado

Uno de los sistemas que permite separar sólidos constituidos por partículas de distintas dimensiones, es el tamizado. Este procedimiento físico se basa en poder atravesar estos sólidos por un tamiz. De esta manera las partículas que posean un tamaño menor traspasarán los tamices, no así las partículas grandes que quedaran detenidas sobre estos. En base a lo mencionado anteriormente se puede realizar una clasificación de varios sólidos mediante el tamaño de sus partículas.

Este procedimiento suele ser relativamente simple y es requerido habitualmente para mezclas de sólidos heterogéneos. Los agujeros de cada tamiz presenta distintas dimensiones, estos se emplean respecto al tamaño promedio que poseen las partículas de una mezcla homogénea.

Esta metodología de separación requiere que el material se encuentre en estado sólido. Pueden emplearse tamices de distintos materiales, pero lo más comunes son de metal o plástico. Estos tamices conservan las partículas que superan el diámetro de sus agujeros pero permiten atravesar las partículas que posean menores dimensiones.

Un tamiz de tejido consta de una superficie que superpone hilos de manera horizontal, sobre hilos dispuestos de manera vertical. Estos hilos horizontales reciben el nombre de trama, mientras que los verticales son conocidos como urdimbre. Es importante mencionar además, que se puede interpretar como tamiz a cualquier superficie que esté formada por aberturas de dimensiones establecidas, sin embargo este apartado se enfocara en el ya mencionado tamiz de tejido.

Las particularidades de un tamiz de tejido se basan principalmente en el material del que están contruidos sus hilos, ya sea de acero, bronce o nailon. Además de lo anterior las aberturas de los tamices toman una variedad de figuras geométricas, como cuadrados, rectángulos y circunferencias, entre otros.

Abertura de los tamices y sus intervalos

A la distancia que existe entre cada hilo del tejido de un tamiz se le conoce como abertura. Generalmente se utiliza la palabra malla para denominar la cantidad de aberturas que se encuentran en una unidad de longitud. Por ejemplo un tamiz de 5 mallas posee 5 agujeros en cada pulgada, por lo que su abertura será equivalente a una distancia de 0,2 pulgadas, sin considerar el espesor del hilo.

Por lo tanto, si el espesor de los hilos utilizados para la confección del tamiz es desconocido, la malla se convierte en un valor incierto que no posibilita determinar con exactitud las dimensiones de abertura del tamiz

Es por ello que los tamices se utilizan conformando una serie, esta serie no es más que una relación entre las dimensiones de las aberturas de los tamices. En ocasiones pueden emplearse series bastantes simples, como una aritmética que conste por ejemplo de los siguientes agujeros de tamiz: 10, 9, 8, 7, 6, 5, 4, 3, 2,1 cm. Sin embargo el problema surge cuando se encuentran distribuciones de tamaño de partículas bastante extensas, para unos cuantos tamices y distribuciones de tamaño muy homogéneas en otros. Lo que implicaría que el material heterogéneo se reuniera en una sola fracción sin cumplir con la finalidad principal de esta metodología para la separación de sólidos.

Por otro lado se considera una serie más provechosa en la que las aberturas de los tamices varían según una progresión geométrica. Si se pretende realizar una clasificación granulométrica en donde los intervalos sean más ajustados, se deben incorporar un tamiz

adicional entre cada dos tamices. Si consideramos una serie de tamices con progresión geométrica de razón 2, al reducir los intervalos e incorporar tamices esta razón se reduciría a $\sqrt{2}$. Esta razón es la que habitualmente se utiliza en los tamices normalizados, sin embargo también se ha optado por usar la razón de $4\sqrt{2}$ para trabajos más delicados o de investigación.

Los tamices Tyler fueron pioneros en los inventarios de laboratorios comerciales que usaban este sistema. Estas columnas de tamices se basan en un tamiz de 200 mallas que poseen un hilo de 0,05331 mm de espesor con abertura de 0,0074 cm. Los otros tamices que completan la serie columnar se relacionan entre si según una progresión geométrica de razón $\sqrt{2}$.

Por otra parte el "National Bureau of Standards" incorporo otra serie de tamices que se diferencia de la Tyler por basarse en un tamiz de abertura 1 mm, y donde los demás tamices que completan la serie se relacionan entre si según una progresión geométrica de razón $4\sqrt{2}$.

Se encuentran además los tamices que se basan en la norma británica, sin embargo son más difíciles de catalogar ya que estos poseen hilos de distintas envergaduras.

Análisis granulométrico

El análisis granulométrico facilita la clasificación de sólidos heterogéneos de pequeñas dimensiones. Para realizarlo se debe situar una muestra representativa del material que se desee analizar por encima del tamiz que posea la abertura de malla más grande. Los tamices restantes se ordenan en forma decreciente por debajo del tamiz con mayor abertura. Se constituye así una columna de tamices, que permitirá retener el material que supera el diámetro de alguna de las aberturas y que además logró atravesar el orificio del tamiz que estaba justo por encima de él. Por lo tanto una vez dispuesto el material sobre el tamiz superior, la columna de tamices se somete a agitación mecánica o manual durante un tiempo establecido, luego de ello se retira el mineral de cada tamiz y se pesa en una balanza, con los datos obtenidos se confecciona una tabla de distribución granulométrica.

En la tabla 6 se presenta un ejemplo de los datos adquiridos del tamizado de una muestra de material. Los datos conseguidos de forma experimental se ubican en la primera y cuarta columna. La segunda columna presenta la abertura de la malla. La tercera columna muestra un promedio de las dos aberturas de malla que están por encima y por debajo de la fracción de la muestra retenida por cada tamiz. La quinta y sexta columna representan el porcentaje pasante y acumulado de material, respectivamente. Esta información que se obtiene mediante cálculos básicos permite generar un gráfico donde se visualiza con mayor claridad la distribución de tamaño de las partículas de un material.

Número de mallas, serie Tyler	Apertura de mallas, micrones	Tamaño medio de la partícula, micrones	Peso por ciento retenido	Acumulación por ciento de mayor tamaño	Acumulación por ciento de menor tamaño
6	3.327		0.0	0.0	100.0
8	2.362	2.845	1.7	1.7	98.3
10	1.651	2.006	23.5	25.2	74.8
14	1.168	1.410	29.8	55.0	45.0
20	833	1.000	21.7	76.7	23.3
28	589	711	10.5	87.2	12.8
35	417	503	6.2	93.4	6.6
48	295	356	2.8	96.2	3.8
65	208	252	1.7	97.9	2.1
100	147	178	1.0	98.9	1.1
150	104	126	0.5	99.4	0.6
200	74	89	0.2	99.6	0.5
Por encima de 200			0.4		
	100.0				

Fuente: Elaboración propia

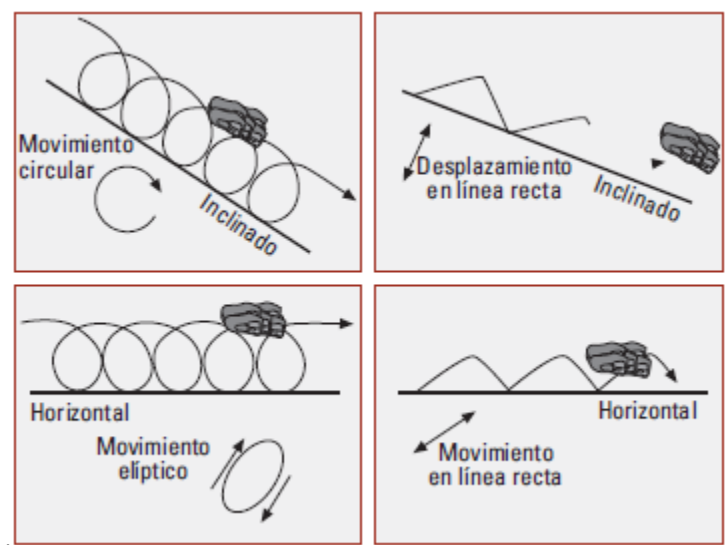
Tabla 5. Ejemplo de Análisis Granulométrico

2.3.2 Generalidades sobre harneros y clasificación

Habitualmente los circuitos de chancado y/o molienda se complementan de equipos de clasificación de tamaño, los harneros. Estos permiten separar el mineral en dos flujos a partir de un tamaño determinado por el equipo en cuestión. Esta clasificación es posible ejecutarla con el material húmedo o seco. Tanto los chancadores como los molinos son máquinas encargadas de reducir el tamaño del mineral a tratar, sin embargo su operación no es completamente precisa por lo que origina fracciones de distintos tamaños que no logran dirigirse a las zonas de descarga que le son correspondidas.

Utilizando el control óptimo de tamaño a través de equipos de clasificación, el resultado puede mejorar tanto en cuanto a la capacidad, como al tamaño y forma de la partícula. El rendimiento de los harneros se caracteriza por tres parámetros:

- Movimiento.
- Inclinación.
- Medios de clasificación

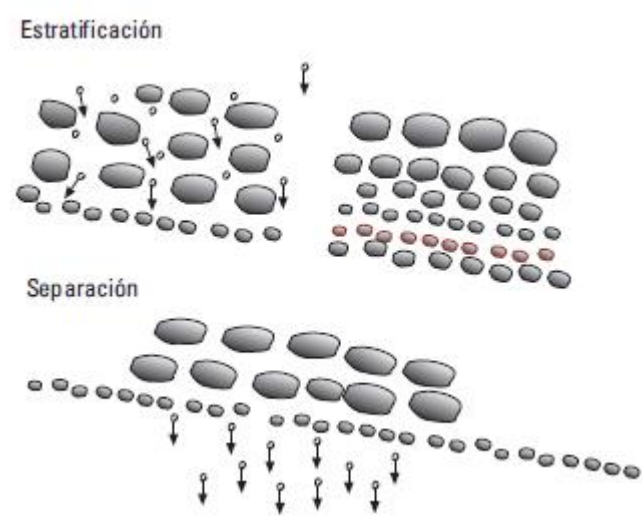


Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 2-5. Parámetros de clasificación de un harnero

✓ Harneado por estratificación

Al ir depositándose el material se originaran capas por encima de la malla del harnero, el harnero disminuirá el roce en el material produciendo la estratificación. De esta manera se realizara una clasificación de tamaño, al pasar las partículas finas a través de las partículas de mayores dimensiones. La situación es más simple de visualizar según se muestra en la figura 2-6.



Fuente: Hidrometalurgia, Esteban M. Domic M.

Figura 2-6. Harneado por estratificación

✓ Harneado por caída libre

A diferencia del método anterior, acá el material no forma capas sobre la malla del harnero, si no que circula en caída libre debido a inclinaciones del harneo que van desde 10-15° hasta 20-30°. Por lo que habitualmente las instalaciones suelen ser más angostas,

pero con una mayor capacidad de producción debido a que el material se clasifica de manera más directa. Este sistema se utiliza con mayor prioridad cuando se desea retirar rápidamente una cantidad elevada de material fino.

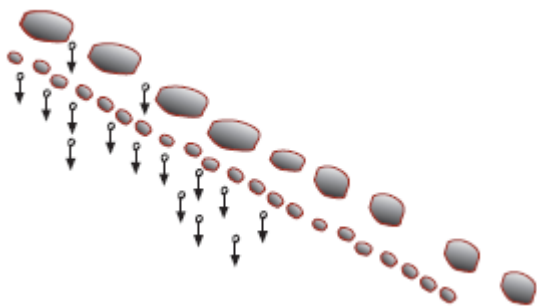


Figura 2-7. Harneado por caída libre

2.3.3 Capacidades de harneros

El dimensionamiento de los harneros es un proceso que toma tiempo y experiencia para su cálculo, aun para los especialistas. Para tener una idea sobre capacidades de instalaciones en operación o sus carencias se puede usar la Tabla 7, que se muestra a continuación. Esta tabla relaciona las capacidades de harneado por estratificación para harneros que utilicen malla de alambre como medio de clasificación.

Separación (mm)	3.6 x 1.5 m 5,4 m ²	4.2 x 1.8 m 7,6 m ²	4.8 x 2.1 m 10,0 m ²	6,0 x 2,4 m 14.4 m ²
2	20	30	45	65
5	50	70	95	135
8	75	105	140	180
12	100	145	200	230
16	125	180	230	270
25	175	250	300	350
32	200	290	350	400
50	270	370	430	500
90	370	460	550	640

Fuente: Hidrometalurgia, Esteban Domic

Tabla 6. Alimentación por medio de plataforma de harnero (t/h)

Ejemplo de aplicación

Considerar un harnero de un solo deck. Tamaño de alimentación 50% - 2 mm. Capacidad de alimentación 90 ton/hr. Corte requerido 2 mm.

De la Tabla 7 se selecciona un harnero de 4,8 x 2,1 mts con 10,0 m² de área de harneado.

2.3.4 Especificaciones de mallas

La selección del tipo y tamaño correcto del harnero en cualquier aplicación de clasificación es importante. De igual trascendencia es la correcta selección del medio de harneado. Esto se relaciona no sólo con las aberturas correctas respecto al tamaño de corte requerido para una mayor eficiencia de clasificación, sino también al tipo y calidad del material de construcción de las mallas y/o paneles que se construyan para armar el harnero y prevenir el excesivo desgaste en la operación de éste. A continuación se muestra una pequeña guía de selección para la selección del medio de harneado.

Tamaño de alimentación	Seleccionar	Razón
> 35 mm seco	Goma 60 sh	Absorbe el impacto, Resistente a la abrasión por deslizamiento.
< 0-50 mm húmedo	Poliuretano	Muy bueno contra la abrasión por deslizamiento
< 40 mm seco/húmedo	Goma 40 sh (suave)	Muy flexible, evita el taponamiento

Fuente: Hidrometalurgia, Esteban Domic

Tabla 7. Especificación del material: Goma o Poliuretano

Especificación de espesor

Regla general para grosor mínimo:

Tamaño máximo de alimentación = (*Grosor de la Malla*)/4

2.3.5 Tipos de paneles para fijar las mallas de harneros

- Paneles tensionados con ganchos, se adecuan a cualquier harnero que esté diseñado con decks inclinados y ángulos como atiesadores.
- Paneles apernados, tensados con anterioridad para una fácil instalación y rendimiento garantizado de harnero.
- Paneles auto soportantes, para harneros de diseño de marco abierto para aplicaciones pesadas.
- Sistemas modulares, ofrecen flexibilidad en el material de desgaste con combinaciones de configuración de orificios.
- Paneles de malla de alambre, ofrecen un área abierta superior, de disponibilidad rápida.

2.3.6 Equivalencias en tamaños de partículas

↗ Tamaño de partícula - Malla o Micrón					
Malla	Micrón	Malla	Micrón	Malla	Micrón
2½	8000	14	1180	80	180
3	6700	16	1000	100	150
3½	5600	20	850	115	125
4	4750	24	710	150	106
5	4000	28	600	170	90
6	3350	32	500	200	75
7	2800	35	425	250	63
8	2360	42	355	270	53
9	2000	48	300	375	45
10	1700	60	250	400	38
12	1400	65	212	500	25

3 **CAPÍTULO 3: PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACIÓN EN
MINERALES OXIDADOS CON ALTO PORCENTAJE DE
ARCILLAS**

3.1 MATERIALES Y EQUIPOS A UTILIZAR PARA PRUEBAS DE LABORATORIO

A continuación se indican los principales materiales y equipos que son requeridos para las pruebas de laboratorio:

- Mineral oxidado de cobre mixto (principalmente crisocola)
- Palas Carboneras
- Tamices, tapa y fondo.
- Chancador de Mandíbula
- Brochas
- Palas
- Bolsas
- Balanzas digitales de precisión
- Máquina tamizadora vibratoria
- Paños roleadores.
- EPPs (guantes, lentes, cotona, mascarilla, zapato seguridad)
- Piseta de laboratorio
- Pipeta
- Bandejas
- Vasos precipitados
- Ácido sulfúrico
- pH-metro/ papel pH (tiras reactivas)
- Agua destilada
- Picnómetro
- Parafina
- Tubo de PVC/Acrílico
- Agitador magnético
- Esponja
- Fuente de vidrio
- Material inerte

3.2 CHANCADO

3.2.1 Procedimiento laboratorio

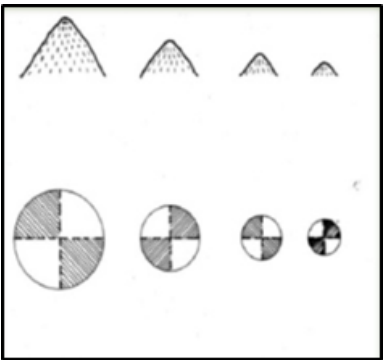
- a) Masar 15 kilogramos de mineral oxidado de cobre, considerando solo fragmentos que no sobrepasen las 8 pulgadas de diámetro aproximadamente.
- b) Mediante la técnica de cono y cuarteo, extraer muestra representativa.
- c) Estimar F_{80} , mediante huincha de medir y cálculo de tamaño medio.

- d) Triturar todo el mineral obtenido inicialmente (22-23 kg) en el Chancador de mandíbula por abertura máxima, clasificando el mineral en la salida del chancado con malla de corte 3/4" ASTM.
- e) Triturar el mineral sobre malla de corte 3/4" ASTM en el Chancador de mandíbula con abertura media, clasificando el mineral en la salida del chancado con malla de corte 3/4" ASTM.
- f) Repetir los pasos d) y e) hasta obtener 15 kg de mineral bajo malla de corte 3/4" ASTM.
- g) Homogenizar mediante roleo el material bajo la malla de corte 3/4" ASTM y a través de la técnica de cono y cuarteo extraer una muestra representativa de 500 gramos aproximadamente.
- h) Efectuar análisis granulométrico a la muestra representativa obtenida en el punto anterior para obtención de P_{80} .

3.3 PREPARACIÓN DE MUESTRAS

3.3.1 Procedimiento laboratorio

- a) Una vez finalizado el proceso de chancado, el mineral 100% bajo malla 3/4" es pesado registrando su masa exacta y otras propiedades que podrían ser útiles, como el color y la textura.
- b) Apilar todo el mineral sobre el paño de roleo.
- c) Homogenizar todo el mineral usando el método de roleo. El roleo consiste en poner la muestra en un paño y luego tomar alternadamente el paño por las esquinas opuestas unas 40 veces o más si es posible, con el propósito de “mezclar” las partículas y generar una muestra lo más homogénea posible. El mineral debe quedar dispuesto en forma de cono.
- d) Una vez finalizada la homogenización, se procede a la obtención de las muestras representativas, a través del cono y cuarteo:
 - Con el cono armado se procede a formar la “torta”.
 - Con la pala carbonera derribar el cono siguiendo su forma circular, dejando una torta uniforme de unos 10 [cm] de alto aproximadamente.
 - Luego se parte la torta mineral en cuatro, a esto se le llama “Cuarteo”.
 - Dos cuartos opuestos (A y C o B y D) se eligen aleatoriamente para repetir el cono y cuarteo, hasta llegar a los tamaños de muestras requeridos.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3-1 Visualización del cono y cuarteo

Las muestras requeridas son las siguientes:

Prueba Laboratorio	Mineral a utilizar aprox. (g)
Análisis Granulométrico	500
Humedad Natural	500
Densidad Aparente	500
Densidad Real	250
Humedad de Impregnación	1000
Análisis Químico	100
Porcentaje de arcillas	1250
Aglomerado-Curado	2400
Lixiviación Columnar	15000

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8: Masa mineral a utilizar según prueba de laboratorio

3.4 LEY DEL MINERAL.

Se debe tomar una muestra representativa de 100 g, 100% bajo #100 ASTM, el cobre y demás metales contenidos en el mineral serán disueltos mediante adición de ácido sulfúrico.

Lo que se determinara en esta prueba es la ley de cobre soluble, ya que el mineral será disuelto con ácido sulfúrico al 10 % en peso, durante una hora en un agitador magnético, luego se determina el cobre disuelto en la solución mediante análisis químico.

La ley de cobre total, para efectos de este trabajo de título se obtendrá del promedio de los últimos 10 años de la ley de cobre en las operaciones mineras en Chile según sitio web de COCHILCO.¹

¹ 1. <https://www.cochilco.cl/Lists/Anuario/Attachments/17/Anuario-%20avance7-10-7-17.pdf>

3.5 CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL

3.5.1 Análisis Granulométrico

- Se utilizará una muestra representativa de 500 g.
- Se seleccionan los siguientes tamices ASTM:
 - ✓ #0.53
 - ✓ #3/8"
 - ✓ #1/4"
 - ✓ #4
 - ✓ #5
 - ✓ #10
- Se masa cada tamiz y el fondo y se registra el valor en la planilla de cálculo para el análisis granulométrico
- Estos tamices se ordenan de mayor a menor abertura sobre una bandeja para recolectar residuos.
- Depositar el mineral de a poco en la malla superior del set de tamices.
- Se pone el set de tamices en el tamizador vibratorio durante 5 a 10 minutos.
- Una vez terminado el ciclo del tamizador vibratorio, Se separan los tamices cuidando de no derramar o perder mineral.
- Finalmente se masa los tamices con la masa de mineral que fue retenida y se registra en la planilla de análisis granulométrico para los cálculos de porcentajes y el posterior gráfico.

3.5.2 Humedad Natural

Este valor permitirá calcular dosis de agua en las pruebas de aglomerado-curado.

- Se utilizará 500 g de mineral.
- Se debe registrar la masa exacta de la bandeja a utilizar en balanza de precisión.
- Depositar el mineral sobre la bandeja y registrar la masa exacta de la bandeja con el mineral húmedo.
- Colocar la bandeja con el mineral húmedo en un horno a 50°C, durante 48 hrs.
- Retirar la bandeja del horno y registrar el peso exacto de la bandeja con el mineral seco.
- Calcular la masa del mineral húmedo y seco restando la masa de la bandeja.
- Calcular la humedad natural, según la siguiente formula:

$$\text{humedad natural (\%)} = \frac{\text{masa mineral humedo (g)} - \text{masa mineral seco (g)}}{\text{masa mineral seco (g)}} \times 100$$

3.5.3 Densidad Aparente

- Se utilizara una muestra representativa de 500 g.
- Registrar la masa exacta del mineral a utilizar en balanza de precisión
- Registrar las dimensiones de la probeta, altura (L_{Total}) y diámetro (D).
- Vaciar la muestra mineral en la probeta.
- Al terminar la carga de la columna, medir la altura libre o sobrante ($L_{Sobrante}$).
- Calcular la densidad aparente (ρ_{ap}), según la siguiente formula:

$$\rho_{ap} \left(\frac{ton}{m^3} \right) = \frac{\frac{masa\ de\ mineral\ (kg)}{1000}}{(L_{total} - L_{sobrante})(m) \times \pi \times \frac{(D(m))^2}{4}}$$

La densidad aparente nos permitirá obtener la masa de mineral a cargar en las columnas, pero antes se debe calcular el volumen disponible de las columnas según las siguientes formulas:

$$Volumen\ columna\ (m^3) = \frac{D^2 * \pi * h}{4}$$

$$Masa\ Mineral\ (kg) = \rho_{ap} \left(\frac{kg}{m^3} \right) * Volumen\ Columna\ (m^3)$$

3.5.4 Densidad Real

El picnómetro es posible utilizarlo sólo con sólidos de granulometría fina. Antes de realizar las mediciones con el picnómetro se deberá verificar que se encuentre limpio y totalmente seco.

- Utilizar 10 g de mineral fino de la muestra de 250 g por cuarteos sucesivos.
- Las masas deben ser registradas con la mayor precisión posible.
- Pesar el picnómetro vacío con tapa incluida (peso B)
- Introducir la muestra separada en el punto a) en el picnómetro vacío, verificando que el fondo quede completamente cubierto por mineral.
- Pesar el picnómetro con tapa y mineral (peso M). Tener mucho cuidado de no contaminar la balanza.
- Con una pipeta extraer parafina de su envase.
- Dejar caer la parafina suavemente, tratando de que escurra por las paredes del picnómetro hasta completar medio volumen del picnómetro.
- Golpear suavemente el picnómetro para eliminar burbujas de aire que puedan quedar dentro.
- Enrasar el picnómetro con parafina hasta un nivel tal que al colocar la tapa del picnómetro la parafina suba a través del capilar. Secar cuidadosamente el exterior del picnómetro con papel absorbente hasta dejarlo completamente limpio.

- j) Masar el picnómetro tapado incluyendo la muestra agregada en el punto d) y la parafina en el punto g) (peso P).
- k) Vaciar la mezcla de parafina y mineral del picnómetro. Lavar y secar el picnómetro.
- l) Con una pipeta extraer parafina de su envase y enrasar el picnómetro (tratando de que escurra por las paredes del picnómetro).
- m) Aforar el picnómetro dejando caer suavemente la tapa. Secar el exterior del picnómetro con papel absorbente, hasta dejarlo completamente limpio.
- n) Masar el picnómetro tapado incluyendo la parafina agregada en el punto 12 (peso A).
- o) Repetir los pasos a) al n) con otras 2 muestras de mineral.
- p) Calcular el valor de densidad real para cada una de las repeticiones.
- q) Calcular el promedio de las 3 mediciones para obtener el valor de densidad real según la siguiente formula:

$$\rho_m = \frac{M - B}{(M - B) - (P - A)} \times \rho_{parafina} \left(\frac{g}{cm^3} \right)$$

Densidad Parafina:

1. Masar el vaso precipitado.
2. Extraer 5 mL de parafina de su envase.
3. Agregar los 5 mL al vaso precipitado y registrar su masa.
4. Repetir los pasos del 1 al 3 para 10, 15 y 20 mL.
5. Calcular y promediar la densidad de la parafina.

3.5.5 Porosidad del mineral

Se utilizara los resultados de densidad aparente y densidad real, para calcular la porosidad del mineral.

Utilizando la siguiente ecuación

$$Porosidad (\%) = \frac{Densidad Real \left(\frac{ton}{m^3} \right) - Densidad Aparente \left(\frac{ton}{m^3} \right)}{Densidad real \left(\frac{ton}{m^3} \right)} * 100$$

Si el resultado es cercano a 0, se producirá inevitablemente estancamiento de la solución lixiviante.

3.5.6 Humedad de Impregnación.

La humedad de impregnación determinara la Tasa de Riego a utilizar en las pruebas de lixiviación columnar.

- Pesar 100 g de material de monotamaño.
- Pesar dos mallas (gruesa y fina)
- Pasar la muestra entre las mallas

- Dejar las mallas (con la muestra en su interior) bajo un flujo de agua constante por 5 minutos)
- Dejar que se adhiera el agua
- Extraer las mallas y pesar todo el conjunto (mallas + material)
- Obtener por diferencia de peso el material húmedo, según la siguiente formula:

$$\text{humedad impregnación (\%)} = \frac{\text{masa mineral humedo (g)} - \text{masa mineral seco (g)}}{\text{masa mineral seco (g)}} \times 100$$

3.6 PORCENTAJE DE ARCILLAS EN MINERAL

Las Arcillas actúan como intercambiadores iónicos, intercambiando el catión de cobre ya disuelto en la PLS y atrapándolo irreversiblemente en el ripio que será descartado.

Esta prueba se realiza extrayendo el material fino natural contenido en el material, ya que se supone que la mayor cantidad de arcillas se encuentran en esta porción. Para obtenerlo se pone el material seco sobre la malla #100 y se agita hasta que pase todo el material fino. Luego se pesan ambas fracciones y se obtiene el porcentaje de material fino contenido en el material mediante la siguiente formula:

$$\% \text{ finos} = \frac{\text{masa bajo \#100}}{\text{masa total}} \times 100$$

3.7 AGLOMERADO Y CURADO

El aglomerado-curado consiste en la adhesión de partículas finas hacia las gruesas para formar tamaños de partículas homogéneos como también la sulfatación de especies de cobre con el propósito de acelerar la cinética de extracción del metal útil.

En términos simples, consiste en mezclar un mineral, ácido sulfúrico y agua, los cuales sometidos a un movimiento de rodadura, producen la agregación de las fracciones finas generando partículas de mayor tamaño.

3.7.1 Cantidad de agua y dosis de ácido sulfúrico a utilizar

Procedimiento experimental

1. Pesar material fino (-100#) y grueso (>1/4”).
2. Calcular la dosificación de agua y ácido sulfúrico a utilizar en la prueba.
3. Se rolea el material hasta obtener una homogenización de distribución de tamaños de partículas.
4. Sobre el material roleado, se va agregando un tercio de la cantidad de volumen de agua y luego la misma cantidad de volumen de ácido sobre el agua agregada.
5. Rolear la muestra por unos 5 minutos.

6. Luego se agrega nuevamente agua (en la misma cantidad que el inicial) y ácido, con el posterior roleo.
7. Repetir los pasos 4 al 6 hasta agregar toda el agua y ácido.
8. Realiza el test mecánico mediante el test del guante, el cual consiste en tomar un puñado de material aglomerado, presionar en la palma de la mano, y observar si el glómero se destruye. Se registra el resultado.

3.7.2 Tiempo de Reposo

Materiales utilizados:

- Muestra aglomerada y puesta en reposo 24 horas atrás
- Muestra aglomerada y puesta en reposo 48 horas atrás
- Guantes de látex
- Gafas de seguridad

Procedimiento experimental

- ✓ Se procede a analizar la muestra puesta en reposo hace 24 horas de manera visual y táctil.
- ✓ Se procede a analizar la muestra puesta en reposo hace 48 horas de manera visual y táctil.
- ✓ Se comparan los efectos que provoco el proceso en las muestras de mineral.
- ✓ Se registran los comentarios y conclusiones realizadas.

3.8 LIXIVIACIÓN EN COLUMNAS

3.8.1 Procedimiento experimental

1. Se mide el diámetro (D) y altura (h) de la columna por medio de una huincha.
2. Se deposita el mineral sobre el plástico roleador.
3. Sobre el mineral se aplican pequeñas dosis de agua y ácido para realizar el roleo correspondiente del mineral (técnica de aglomerado y curado ácido).
4. Se prepara el sistema de goteo (dosificador) para verter la solución lixivante.
5. Se prepara la columna y sobre el fondo de la columna se deposita la cama de inertes y el sistema de recolección del percolado (fuente de vidrio).
6. Con el mineral listo, se carga la columna inclinándola en 45° y luego, aumentar la inclinación conforme aumente la cantidad de mineral ingresado. Se debe realizar de manera cuidadosa para evitar la compactación del mineral.
7. Sobre el mineral cargado en la columna se coloca una esponja para cumplir la labor de distribuidor de ácido sulfúrico en forma homogénea.

8. Fijar la tasa de riego.
9. Se da inicio al sistema de riego sobre la columna cargada mediante un regulador de flujo de manera cuidadosa, para no derramar exceso de ácido sulfúrico y se procede a tomar el tiempo por medio del cronómetro.
10. Se anota el tiempo en que demora en reventar la columna.
11. Se extrae el percolado recibido en la fuente de vidrio.
12. Se toma una muestra líquida del percolado recibido.
13. Se procede a medir el pH de la muestra obtenida.
14. Se recolecta el percolado.

3.8.2 Tasa de Riego

Este parámetro es fundamental, ya que determina, en gran medida, el tiempo de lixiviación. Debido a su importancia, siempre se estudia en laboratorios y en plantas pilotos y es afectado directamente por la permeabilidad del mineral. En un mineral con alto contenido de finos, normalmente se aplica una tasa de riego entre 6 L/h/m² y 10 L/h/m², mientras que uno más grueso puede tener tasas de hasta 40 L/h/m².

Las columnas serán sometidas a una única tasa de riego según la prueba de humedad de impregnación, para calcular la dosis de solución lixivante que se refleja con la Tasa de Riego Efectiva, se utilizara la siguiente formula:

$$TR_{ef} \left[\frac{ml}{min} \right] = TR \left[\frac{L}{h \cdot m^2} \right] \cdot A_{riego} [m^2] \cdot \frac{1000}{60}$$

4 CAPÍTULO 4: RESULTADOS OBTENIDOS EN LABORATORIO

METALURGICO

4.1 **CHANCADO**

4.1.1 Estimación de F₈₀

Debido a que el mineral utilizado poseía grandes dimensiones para el chancador de mandíbula del laboratorio (aproximadamente 25 a 26 cm de diámetro), se fragmento mediante herramientas manuales hasta generar rocas de 10 a 12 cm de diámetro. Posteriormente y mediante roleo y cuarteo de todo el mineral fragmentado, se tomó 6 fragmentos de dos cuartos opuestos, los que tuvieran mayor diámetro, y se calculó el promedio, estimando el F₈₀ según se indica a continuación:

Fragmento N°	Diámetro (cm)
1	10,1
2	10,4
3	11,2
4	10,4
5	10,9
6	10,2
Promedio (cm)	10,5

Fuente: Elaboración propia

Tabla 8: Diámetro promedio para estimación de F80

Por lo tanto se estima para el chancado un **F₈₀ = 10,5 (cm)**

Este valor solo fue calculado como un indicador, sin tener incidencia en los resultados posteriores.

4.1.2 Masas Exactas de Mineral Obtenido

De los 20 kg (aproximadamente) que se procesaron en el chancador de mandíbula del laboratorio de metalurgia, se obtuvo finalmente un producto de **15,1 kg** de mineral oxidado de cobre 100% bajo #3/4” ASTM, destinado exclusivamente a la lixiviación columnar.

Adicionalmente se obtuvieron muestras representativas mediante roleo, y posterior cono y cuarteo para las demás pruebas de caracterización física del mineral, análisis químico, porcentaje de arcillas, y aglomerado-curado. La masa que registró la balanza de precisión para cada muestra apartada fueron las siguientes:

Prueba a realizar	Masa registrada (g)	Especificaciones
Análisis Granulométrico	501,1	
Humedad Natural	500,4	
Densidad Aparente	499,8	
Densidad Real	250,7	100% bajo #100 ASTM
Humedad de Impregnación	1002,3	
Análisis Químico	100,2	100% bajo #100 ASTM
Porcentaje de arcillas	1252,4	
Aglomerado-Curado	2400,0	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 9: Masa real de mineral utilizado en cada prueba

4.2 LEY DE MINERAL

4.2.1 Ley de cobre total

Se obtuvieron los datos de ley de cobre total de las operaciones mineras (específicamente lixiviación en pilas) en Chile durante los últimos 10 años, desde el sitio web de COCHILCO. Con estos datos se calculó el promedio, que será utilizado como ley de cobre total. A continuación se expone lo realizado:

Año	Ley Cu (%)
2007	0,78
2008	0,69
2009	0,68
2010	0,67
2011	0,65
2012	0,66
2013	0,66
2014	0,67
2015	0,64
2016	0,60
Promedio	0,67

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10: Ley Cu promedio últimos 10 años

En consecuencia se determina que la Ley de cobre total del mineral utilizado es **0,67%**

4.2.2 Ley de cobre soluble

Este valor representa el cobre que es soluble al ácido sulfúrico (H₂SO₄), por lo tanto constituye una fracción de la ley de cobre total que siempre tendrá un valor mayor. Este valor (ley de cobre soluble) solo representa un indicador del mayor porcentaje de cobre que podrá ser recuperado en el proceso de lixiviación.

Según análisis químico, la ley de cobre soluble es **0,53%**

Entonces la mayor recuperación que se podrá obtener de las pruebas de lixiviación columnar con el mineral utilizado se calcula de la siguiente forma:

Recuperacion Cu máxima (%) = $\frac{Ley\ Cu\ soluble}{Ley\ Cu\ total} * 100$

Recuperacion Cu máxima (%) = $\frac{0,53}{0,67} * 100$

Recuperacion Cu máxima (%) = 79.1

4.3 CARACTERIZACIÓN FÍSICA DEL MINERAL

4.3.1 Análisis granulométrico

Este análisis permite estudiar la distribución de tamaño del mineral que se lixiviará. El análisis se realiza con el mineral procesado ya en la etapa de chancado, por lo que se buscara también obtener el P₈₀ de dicha etapa. Es importante mencionar que todo el mineral utilizado fue clasificado 100% bajo #3/4” ASTM.

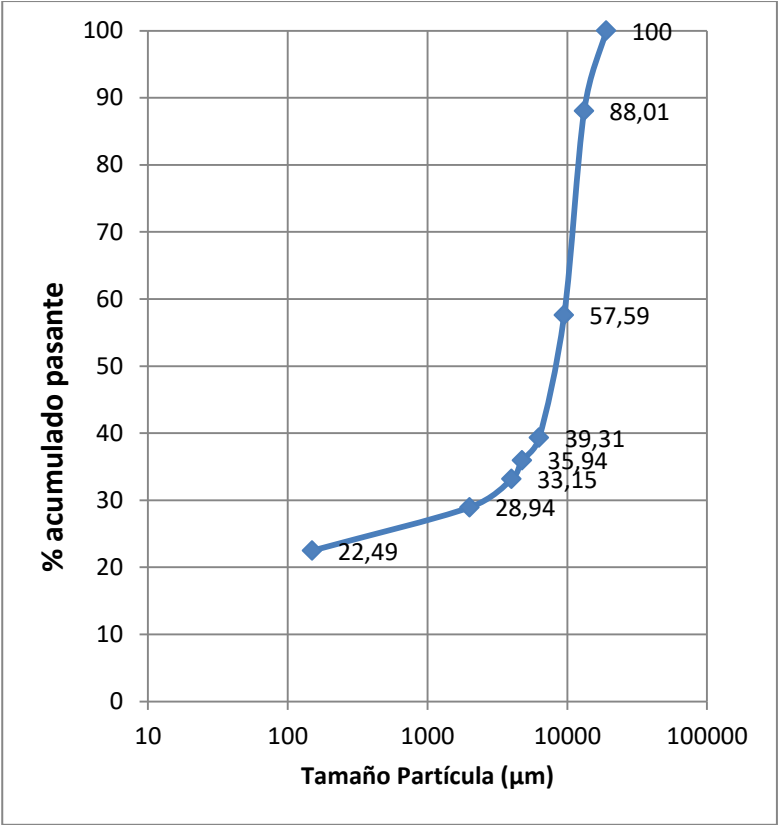
Se realizó un primer análisis granulométrico, según se indica en procedimiento del capítulo anterior. Arrojando los resultados que son expuestos en la tabla 12:

N° tamiz ASTM	Abertura [µm]	di* geométrico [µm]	masa tamiz (g)	masa tamiz + mineral (g)	Masa retenida [g]	% retenido	% retenido acumulado	% pasante acumulado
0.53	13200	15836,6	514,4	574,5	60,1	11,99	11,99	88,01
3/8"	9500	11198,21	534,8	687,2	152,4	30,41	42,41	57,59
1/4"	6300	7736,28	802,8	894,4	91,6	18,28	60,69	39,31
4	4750	5470,37	758,6	775,5	16,9	3,37	64,06	35,94
5	4000	4358,90	478,2	492,2	14	2,79	66,85	33,15
10	2000	2828,43	690	711,1	21,1	4,21	71,06	28,94
100	150	547,72	649,2	681,5	32,3	6,45	77,51	22,49
-100		0,00	488,9	601,6	112,7	22,49	100,00	0,00
TOTAL					501,1	100		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 11: Análisis Granulométrico

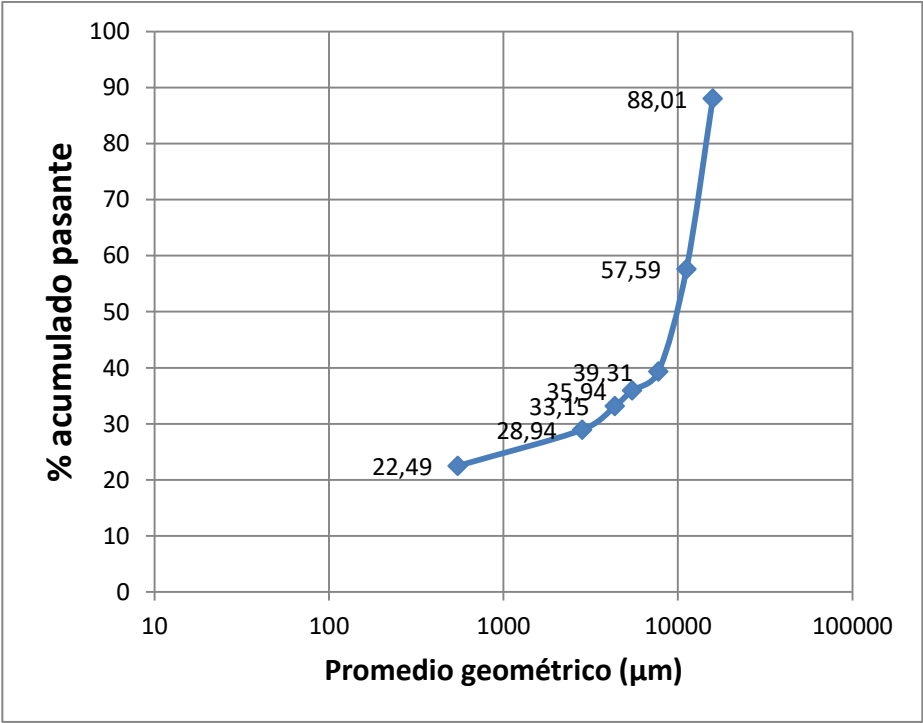
De esta tabla se extrae la Abertura en (µm) y el % pasante acumulado para construir un gráfico de distribución granulométrica que permite observar con mayor precisión la homogeneidad del mineral en lo que a tamaño de partículas respecta.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 1: Distribución de Tamaño de Partícula

Adicionalmente se puede generar el mismo gráfico considerando el promedio geométrico (µm) y el % pasante acumulado.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 2: Acumulado pasante vs promedio geométrico

La tabla generada gracias al análisis granulométrico efectuado, y el grafico presentado entregan los siguientes resultados:

- La muestra de mineral **no presenta una distribución homogénea** en su tamaño de partículas, esto se debe principalmente a un alto porcentaje de finos (arcillas).

- El porcentaje de finos (arcillas) para la muestra analizada es de **22,49%**
- En condiciones normales de operación de una columna de lixiviación, se verá fuertemente afectada la percolación de la solución lixivante. Pudiendo producirse incluso inundaciones en la columna.
- Se determina el P₈₀ del mineral chancado, este se obtuvo interpolando la abertura del tamiz (µm) y el % pasante acumulado, de la siguiente forma:

abertura del tamiz (µm)	% Acumulado Pasante
13200	88,01
P80	80
9500	57,59

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12: Datos para obtención de P80

Se consideran 2 puntos de una misma recta, por lo tanto la pendiente debe ser la misma también, como se indica a continuación:

$$\frac{13200 - 9500}{88,01 - 57,59} = \frac{13200 - P80}{88,01 - 80}$$

Despejando la incógnita, se obtiene P80 con un valor de **12.225,7 µm**.

- Se deberá considerar un diámetro de columna de al menos 12 cm, según el P₈₀ obtenido, esto para evitar el conocido efecto pared que favorece el deslizamiento de la solución lixivante por las paredes de la columna, sin percolar como debería a través del mineral.

4.3.2 Humedad natural

Según el procedimiento establecido en la sección 3.5.2 se obtuvieron los siguientes datos y resultados.

Masa mineral húmedo (g)	500,6
Masa mineral seco (g)	498,7

Se reemplazan los datos en la fórmula para la humedad natural:

$$Humedad\ Natural\ (\%) = \frac{500,6 - 498,7}{498,7} * 100$$

$$Humedad\ Natural\ (\%) = 0,38$$

4.3.3 Densidad aparente

Según el procedimiento establecido en la sección 3.5.3 se obtuvieron los siguientes datos y resultados.

Masa Mineral [Kg]	1,009
Altura total columna [m]	0,4
Altura sobrante columna [m]	0,368
Diámetro columna [m]	0,147

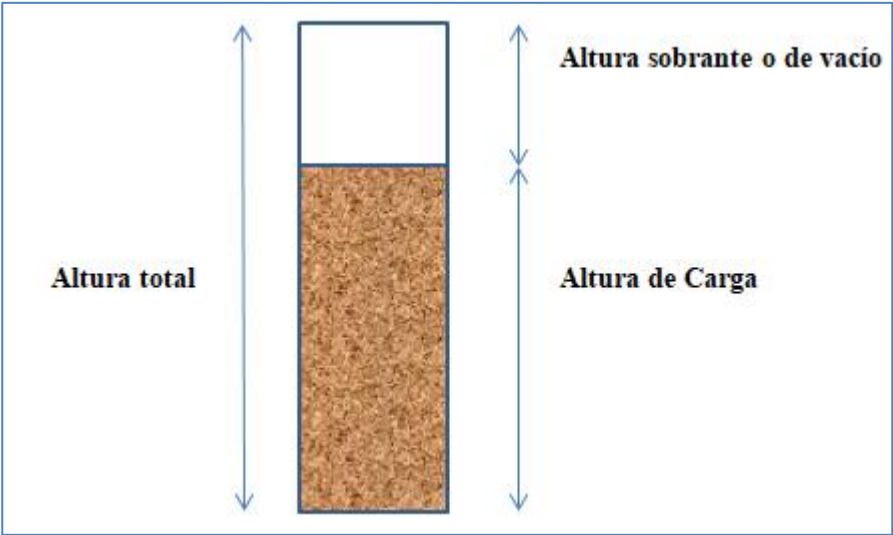
Fuente: Elaboración propia

Tabla 13: Datos para densidad aparente

Se reemplazan los datos en la fórmula para densidad aparente:

$$\rho_{ap}\left(\frac{ton}{m^3}\right)=\frac{\frac{1,009(kg)}{1000}}{(0,4-0,368)(m)x\pi x\frac{(0,147(m))^2}{4}}$$
$$\rho_{ap}\left(\frac{ton}{m^3}\right)=1,86$$

A continuación se explica gráficamente la forma de obtener las dimensiones consideradas para la densidad aparente.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4-1: ilustración para obtención de datos densidad aparente

4.3.4 Densidad real

Según el procedimiento establecido en la sección 3.5.4 se obtuvieron los siguientes datos y resultados.

- Densidad de la parafina

Ítem	Unidad	5 ml	10 ml	15 ml	20 ml
Peso Parafina	g	4,06	8,13	12,19	16,26
Densidad parafina	g/cm ³	0,812	0,813	0,813	0,813
Promedio	g/cm ³	0,813			

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14: Datos y resultados densidad parafina

Una vez obtenida la densidad de la parafina se puede construir la siguiente tabla donde se exponen las 3 muestras analizadas según procedimiento descrito en capítulo 3.

Ítem	unidad	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3
Peso picnómetro vacío	g	22,06	22,06	22,06
Peso picnómetro + muestra solida	g	32,08	32,06	32,07
Peso picnómetro + muestra solida + parafina	g	49,39	49,35	49,37
Peso picnómetro + parafina	g	42,78	42,81	42,8
Densidad Promedio Parafina	g/cm ³	0,813		
Densidad Real	g/cm ³	2,39	2,35	2,37
Promedio Densidad Real	g/cm ³	2,37		

Fuente: Elaboración propia

Tabla: 15 Datos y resultados densidad real

Se puede llevar la densidad real obtenida a ton/m³ de la siguiente forma

$$Densidad\ real\ \left(\frac{ton}{m^3}\right) = 2,37\ \left(\frac{gr}{cm^3}\right) * \frac{1000000\ cm^3}{1\ m^3} * \frac{1\ ton}{1000000\ gr}$$

Densidad Real → **2,37 ton/m³**

Se observa claramente que la densidad real es mayor a la densidad aparente, debido principalmente a que solo utiliza mineral que se encuentra bajo #100 ASTM (150 μm) por lo tanto el espacio entre partículas será técnicamente despreciable

4.3.5 Porosidad del mineral

Según la ecuación presentada en la sección 3.5.5 se reemplazan los datos experimentales de densidad aparente y densidad real:

$$Porosidad\ (\%) = \frac{2,37\ \left(\frac{ton}{m^3}\right) - 1,86\left(\frac{ton}{m^3}\right)}{2,37\ \left(\frac{ton}{m^3}\right)} * 100$$

$$Porosidad\ (\%) = 21,52$$

Esto indica que el mineral contara con un 21,52 % de espacio libre para que percole la solución lixiviante, no es un indicador muy bueno, pero tampoco llegara a generar estancamiento de la solución.

4.3.6 Humedad de impregnación

Según el procedimiento establecido en la sección 3.5.6 se obtuvieron los siguientes datos y resultados.

Ítem	Unidad	Masa
Mallas Gruesa + Fina	g	1114,4
Mallas Gruesa + Fina + Mineral seco	g	1214,6
Mallas Gruesa + Fina + Mineral húmedo	g	1223,7

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16: Datos Humedad de impregnación

De la tabla anterior, se realizan las diferencias que correspondan y se obtiene lo siguiente

- Masa Mineral Seco (g) = 100,2
- Masa Mineral Húmedo (g) = 109,3

Se reemplazan los valores en la fórmula de Humedad de impregnación:

$$humedad\ de\ impregnacion(\%) = \frac{109,3 - 100,2}{100,2} * 100$$

Humedad de impregnación → **9,08 %**

Este dato junto al de humedad natural servirán para considerar las dosificaciones de agua que se utilizaran en las pruebas de aglomerado-curado. Se observa una gran diferencia en ambas humedades, la humedad de impregnación aumento considerablemente ya que el mineral al poseer una alta cantidad de finos es capaz de retener el agua (o solución lixiviante) formando sectores de impermeabilización que tendrá efectos nocivos para la lixiviación.

4.4 **PORCENTAJE DE ARCILLAS**

Se obtuvo una muestra representativa de 1252,4 g del lote inicial de 20 Kg, esta se dispuso sobre 2 tamices (#0,53” y #100 ASTM) y un fondo. Todo este conjunto fue sometido a la maquina vibratoria. Obteniéndose los siguientes resultados:

Ítem	Unidad	Masa
Mineral retenido en #0.53”	g	153,91
Mineral retenido en #100	g	813,06
Mineral bajo #100	g	285,42

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17: Datos porcentaje de arcillas

Se utiliza la fórmula para el cálculo del porcentaje de arcillas contenido en el mineral, reemplazando con los datos de la tabla anterior:

$$\% \text{ de Arcillas} = \frac{285,42\ gr}{1252,4\ gr} * 100$$

Se obtiene entonces un **mineral con 22,79 % de Arcillas.**

Debido a que el análisis granulométrico efectuado en el producto del chanchado, arrojó un valor similar (22,49 % bajo #100 ASTM) se confirma que el mineral utilizado presenta un alto porcentaje de arcillas o mineral particulado fino. Este valor nos permite continuar con el trabajo de título que tiene como problemática, lograr buenas recuperaciones en situaciones que se opere bajo este parámetro.

4.5 **AGLOMERADO Y CURADO ACIDO**

4.5.1 Dosis de agua y ácido sulfúrico

Según el procedimiento establecido en la sección 3.7.1 se obtuvieron los siguientes datos y resultados.

Condiciones base

El mineral grueso corresponde a tamaño 100% bajo #3/8” ASTM y 100% sobre #5 ASTM. El mineral fino corresponde a tamaño 100% bajo #100 ASTM.

Ítem	Unidad	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Muestra 4	Muestra 5	Muestra 6
Cantidad total de mineral a utilizar	g	400	400	400	400	400	400
Mineral correspondiente a Finos	g	100	100	100	100	100	100
Mineral correspondiente a Gruesos	g	300	300	300	300	300	300

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18: Condiciones Base Aglomerado-Curado

Se utilizaran los resultados de las pruebas de humedad natural y humedad de impregnación para calcular el volumen total de la solución que permitirá el aglomerado y curado acido.

Ítem	Unidad	Valor
Humedad natural	%	0,38
Humedad impregnación	%	9,08
Dosis agua máxima	%	8,7

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19: Dosis de agua máxima según humedades calculadas

Se entiende que el mineral puede recibir un 8,7% de Agua en peso (es decir 87 g de agua / kg de mineral), sobre este valor se comenzaría a generar inundación, estancamiento o arrastre de arcillas. Por lo tanto se analiza los glomeros formados al 60, y 80 por ciento de

la humedad de impregnación, considerando porcentajes en volumen al 25, 50 y 75 % Acido-Agua.

Proporciones utilizadas y resultados Muestra 1

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	60
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	20
Volumen de agua destilada	ml	5
Volumen de Ácido Sulfúrico	ml	15
Dosificación agua destilada antes de cada roleo	ml	1,66
Dosificación ácido sulfúrico antes de cada roleo	ml	5
Aglomerado	Bueno/Deficiente	Deficiente
Formación de Barro	Si/No	No

Fuente: Elaboración propia

Tabla 20: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 1

Proporciones utilizadas y resultados Muestra 2

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	60
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	20
Volumen de agua destilada	ml	10
Volumen de Ácido Sulfúrico	ml	10
Dosificación agua destilada antes de cada roleo	ml	3,33
Dosificación ácido sulfúrico antes de cada roleo	ml	3,33
Aglomerado	Bueno/Deficiente	Bueno
Formación de Barro	Si/No	Si

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 2

Proporciones utilizadas y resultados Muestra 3

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	60
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	20
Volumen de agua destilada	ml	15
Volumen de Ácido Sulfúrico	ml	5

Dosificación agua destilada antes de cada roleo	ml	5
Dosificación ácido sulfúrico antes de cada roleo	ml	1,66
Aglomerado	Bueno/Deficiente	Deficiente
Formación de Barro	Si/No	No

Fuente: Elaboración propia

Tabla 22: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 3

Proporciones utilizadas y resultados Muestra 4

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	80
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	28
Volumen de agua destilada	ml	21
Volumen de Ácido Sulfúrico	ml	7
Dosificación agua destilada antes de cada roleo	ml	7
Dosificación ácido sulfúrico antes de cada roleo	ml	2,33
Aglomerado	Bueno/Deficiente	Bueno
Formación de Barro	Si/No	No

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 4

Proporciones utilizadas y resultados Muestra 5

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	80
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	28
Volumen de agua destilada	ml	14
Volumen de Ácido Sulfúrico	ml	14
Dosificación agua destilada antes de cada roleo	ml	4,66
Dosificación ácido sulfúrico antes de cada roleo	ml	4,66
Aglomerado	Bueno/Deficiente	Bueno
Formación de Barro	Si/No	Si

Fuente: Elaboración propia

Tabla 24: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 5

Proporciones utilizadas y resultados Muestra 6

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	80
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	28
Volumen de agua destilada	ml	7
Volumen de Ácido Sulfúrico	ml	21

Dosificación agua destilada antes de cada roleo	ml	2,33
Dosificación ácido sulfúrico antes de cada roleo	ml	7
Aglomerado	Bueno/Deficiente	Deficiente
Formación de Barro	Si/No	Si

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25: Proporciones utilizadas y resultados Muestra 6

En el caso de la muestra 1 y 6 se constató un aumento de temperatura debido a las altas proporciones de ácido que acelera las reacciones exotérmicas. Sin embargo, en ambas muestras se observó una adhesión incompleta de los finos al mineral grueso, a diferencia de la muestra 4 que logro una homogenización casi completa de partículas finas y gruesas. Al aplicar el test del guante se debía ejercer una presión excesiva para destruir la adhesión de finos y gruesos. La muestra 6 fue la única que presento una excesiva formación de barro sobre la carpeta de roleo, debido principalmente a una alta proporción de ácido que no pudo reaccionar completamente con el mineral. Las muestras 2 y 5 lograron formar también buenos glómeros, sin embargo la carpeta de roleo, presentaba una cantidad menor de solución que no pudo ser absorbida en su totalidad por el mineral. La muestra 3 formo glómeros bastante inestables, pero no llego a la formación de barro sobre la carpeta de roleo. Dado lo anterior se establece como resultado de las pruebas de curado acido que el mineral que presenta altos porcentajes de arcilla (>20%) debe utilizar una dosis de agua de un **80% de la humedad de impregnación**, para que la gran cantidad de finos pueda adherirse entre sí y luego a las partículas más gruesas, homogenizándose lo más posible. Se debe utilizar además una proporción de **25 % de ácido en volumen**, ya que optimizaría el consumo de ácido, y reduciría la solubilidad de minerales que no son de interés.

4.5.2 Tiempo de reposo

Al observar las muestras de las aglomeraciones correspondientes a 24 y 48 horas de reposo, se determinó que en 24 horas el mineral se degrada con mayor facilidad porque al ser tomado con el guante la cantidad de fino desprendido era mayor al de 48 horas. Se asume además que la sulfatación del mineral será más completa cuanto mayor tiempo ha pasado, afectando positivamente a la recuperación de cobre y a la aglomeración entre las partículas involucradas en el proceso. Se define como resultado entonces el tiempo óptimo de reposo para minerales oxidados de cobre con alto porcentaje de arcillas en **48 horas mínimo**.

4.6 LIXIVIACIÓN EN COLUMNAS

Este método de lixiviación, es en realidad un ensayo a escala laboratorio de una columna de lixiviación. Para ello se consideran factores de operación similares, entre los que destacan dosificación de ácido sulfúrico y tasa de riego, que proporcionaran también

resultados similares como la recuperación de cobre o el consumo de ácido sulfúrico en el proceso. Los factores de operación dependen de las pruebas de caracterización física, química y metalúrgica que se han realizado previamente, como humedad natural y de impregnación, densidad aparente y real, ley de mineral, aglomerado- curado, porcentaje de arcillas, entre otros.

Este ensayo considerará 3 columnas de lixiviación, que tendrán algunos parámetros de operación variables entre sí, para encontrar los factores que permitirán maximizar la recuperación de cobre y en lo posible, disminuir el consumo de ácido sulfúrico.

Se evaluara principalmente los efectos de la etapa de aglomerado-curado y la tasa de riego, fijando un valor de 6,8 y 10 (L/h-m²) a las columnas 1,2 y 3 respectivamente.

Para la lixiviación de las columnas de mineral, se consideró utilizar una solución lixiviante con una concentración de ácido sulfúrico **de 5 g/L inicial**. Adicionando ácido sulfúrico mesuradamente, para mantener la solución lixiviante cercano a **pH 2,5**.

4.6.1 Columna de lixiviación 1

Se expone a continuación los datos de operación de la columna de lixiviación 1.

Ítem	Unidad	valor
Mineral cargado en columna	cm	22
Diámetro columna	cm	14,7
Masa mineral cargado	kg	3,996
Densidad aparente	Ton/m ³	1,08
Contenido de arcillas	%	22,45
Aglomerado-curado	Si/No	Si
Tasa de Riego	L/h-m ²	6

Fuente: Elaboración propia

Tabla 26: Datos de operación Columna 1

La masa de mineral cargado se calcula, considerando el 55% de la altura total de la columna, debido a la disponibilidad del mineral. Se tiene entonces la siguiente ecuación:

*Volumen Mineral a Cargar (m³) = 0,55 * Altura columna (m) * π * [r(m)]²*

- Reemplazando:

*Volumen Mineral a Cargar (m³) = 0,55 * 0,4(m) * π * [0,0735(m)]²*

Volumen Mineral a Cargar (m³) = 0,0037

Con el volumen de mineral a cargar y la densidad aparente calculada previamente, se obtiene la masa de mineral que se utilizara en la columna:

*Masa mineral Cargado (kg) = 0,0037 (m³) * 1,08 ($\frac{ton}{m^3}$) * 1000 ($\frac{kg}{ton}$)*

$$\text{Masa mineral Cargado (kg)} = 3,996$$

4.6.1.1 Porcentaje de arcillas

El porcentaje de arcillas de la columna fue obtenido según la ecuación presentada en la sección 3.6

$$\% \text{ arcillas} = \frac{896,3 \text{ g}}{3996 \text{ g}} * 100$$

$$\% \text{ arcillas} = 22,45$$

4.6.1.2 Tasa de Riego efectiva

Con la tasa de riego, se obtendrá la dosis de solución lixivante o tasa de riego efectiva (TR_{ef}), según formula presentada en sección 3.8.2:

$$TR_{ef} \left(\frac{ml}{min} \right) = 6 \left(\frac{L}{h * m^2} \right) * 0,017(m^2) \frac{1000}{60}$$

Se obtiene $TR_{ef} \rightarrow 1,7 \text{ (ml/min)}$

4.6.1.3 Volumen total de riego

Se necesita obtener también el volumen total de solución lixivante, se calcula con la siguiente expresión:

$$\text{Volumen de Riego}(L) = \text{Tasa de Riego} \left(\frac{L}{h * m^2} \right) * \text{Area de Riego}(m^2) * \text{horas de riego}(h)$$

Reemplazando los datos, se tiene

$$\text{Volumen de Riego}(L) = 6 \left(\frac{L}{h * m^2} \right) * 0,017(m^2) * 24(h)$$

4.6.1.4 Aglomerado-Curado

En la tabla 28 se exponen los parámetros utilizados en la etapa de aglomerado-curado:

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	80
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	275
Acido	% v/v	75
Agua	% v/v	25
Masa mineral	g	3996
Volumen acido	ml	206
Volumen agua	ml	69
Tiempo de reposo	horas	48

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27: Parámetros Aglomerado-curado Columna 1

Los porcentaje de humedad de impregnación y natural, se pueden expresar también como fracción en peso. Siendo:

Humedad Natural= 0,38 % = 3,8 g de agua / kg de mineral

Humedad Impregnación = 9,08 % = 90,8 g de agua / kg de mineral

Con la conversión de unidades anterior, el volumen total de la solución de aglomerado-curado se calcula con la siguiente expresión:

$$Volumen\ total\ (ml) = \left[\frac{D * Hum. Imp. - Hum\ Nat.}{100} \right] \left(\frac{g\ H_2O}{kg\ mineral} \right) * Masa\ Min. (kg)$$

Donde D= factor de la humedad de impregnación

Reemplazando los datos:

$$Volumen\ total\ (ml) = \left[\frac{0,8 * 9,08 - 0,38}{100} \right] \left(\frac{g\ H_2O}{kg\ mineral} \right) * 3996(kg)$$

Obtenemos Volumen total = **275 ml**

4.6.1.5 Resultados experimentales

Debido a limitaciones técnicas-económicas la lixiviación de la columna 3 se realizó durante 21 días, controlando la concentración de cobre y el volumen de la solución percolada cada 4 días, obteniéndose los siguientes resultados:

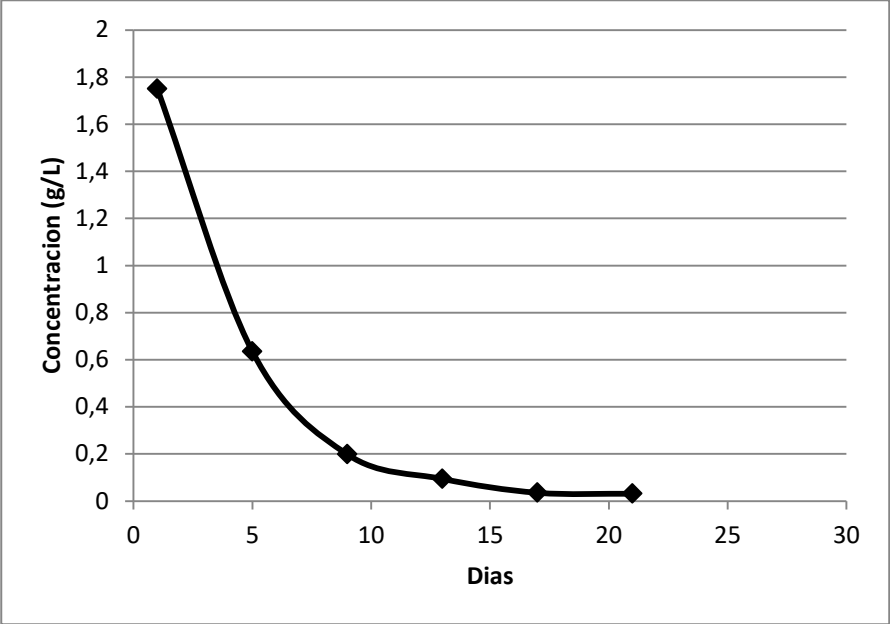
Día	Volumen Percolado (L)	Concentración Cu (g/L)
1	1,85	1,75
5	4,8	0,635
9	10,66	0,198
13	12,83	0,094

17	11,02	0,035
21	14,09	0,031

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28: Día vs Volumen percolado vs Concentración Cu, Columna 1

Con los resultados de esta tabla se procedió a construir el siguiente gráfico:



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 3: Concentración Cu vs Días

En esta primera tabulación de datos, se puede observar gráficamente que se obtuvo una alta concentración de Cu durante los primeros 5 días, disminuyendo exponencialmente hasta el día 21.

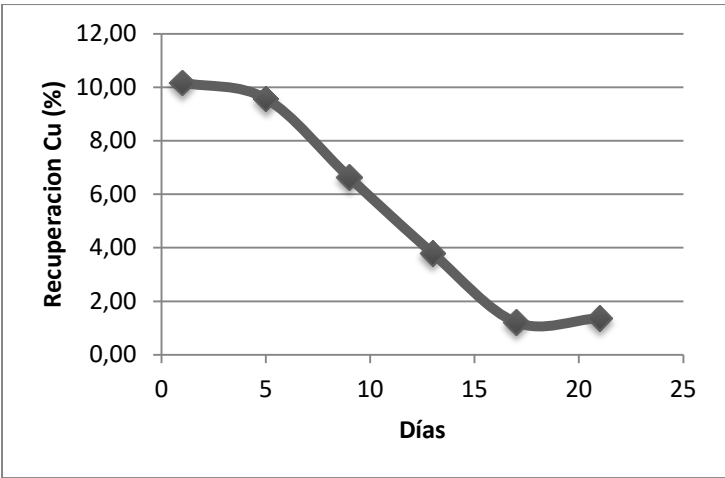
Posteriormente, se utiliza la información de la tabla 29 para calcular la recuperación de Cu total, obteniéndose los siguientes resultados:

Día	Recuperación Cu Total (g)	Recuperación Cu Total (%)
1	3,2375	10,17
5	3,048	9,57
9	2,11068	6,63
13	1,20602	3,79
17	0,3857	1,21
21	0,43679	1,37

Fuente: Elaboración propia

Tabla 29: Recuperación Cu Total por día

Con los resultados de esta tabla se obtuvo el siguiente gráfico:



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4: Recuperación Cu vs Días

Aquí se puede visualizar que las recuperaciones parciales de Cu total fueron mucho más altas los primeros 5 días de lixiviación que el resto del periodo evaluado.

Con los datos de la tabla 30 se construye la tabla de recuperación acumulada de Cu total, quedando de la siguiente manera:

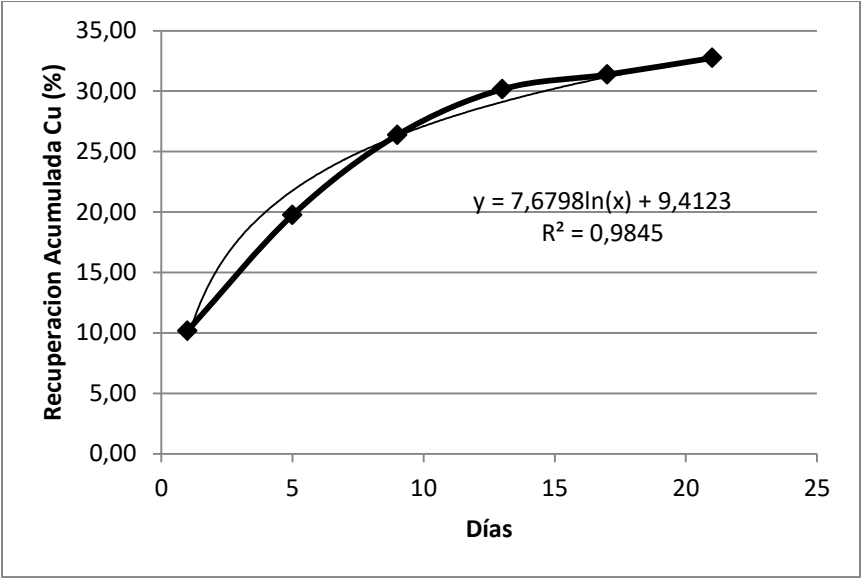
Día	Recuperación Acumulada Cu Total (%)
1	10,17
5	19,74
9	26,37
13	30,16
17	31,37
21	32,74

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30: Recuperación Acumulada Cu Total

Lo que se debe observar principalmente en esta tabla es que la recuperación acumulada de Cu total solo alcanza un 32,74 % a los 21 días. Se deduce lógicamente que el cobre presente en el mineral no ha sido completamente extraído, y debido a la falta de mayor cantidad de controles, se efectúa una extrapolación de datos.

El software Microsoft Excel, ofrece la posibilidad de generar una línea de tendencia, adecuada según los datos del grafico creado inicialmente, que es el que se muestra a continuación.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5: Tendencia logarítmica de Recuperación Acumulada

Excel ofrece una línea de tendencia de una función logarítmica, con una correlación de datos asociada (R^2) de 0,9845. Lo que implica un error de apenas un 1,55 %. Debido a que es la mejor opción para realizar la extrapolación de datos se utiliza esta tendencia considerando la siguiente ecuación:

Recuperación Acumulada Cu total (%) = 7,6798 ln(día) + 9,4123

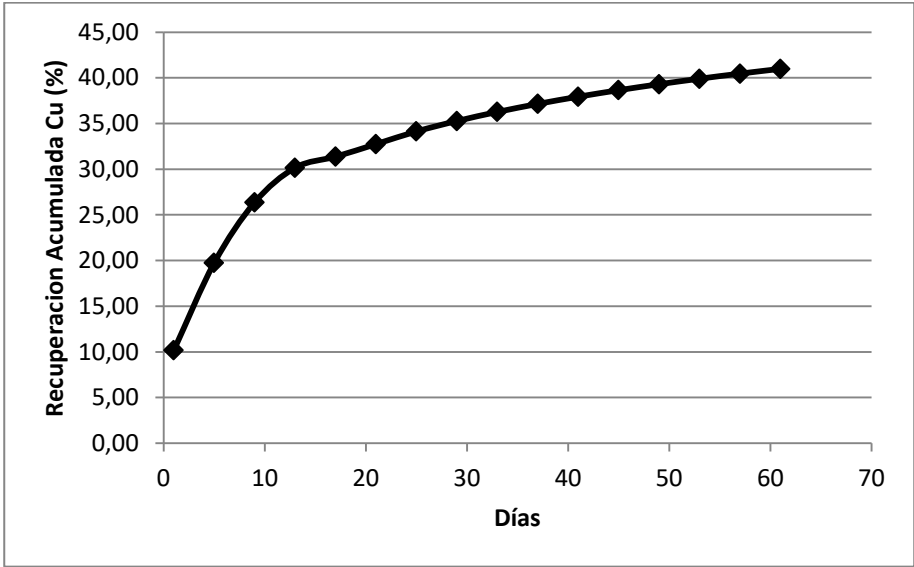
Se genera entonces la tabla de recuperación acumulada, incluyendo los datos de extrapolación.

Día	Recuperación Acumulada Cu Total (%)
1	10,17
5	19,74
9	26,37
13	30,16
17	31,37
21	32,74
25	34,13
29	35,27
33	36,26
37	37,14
41	37,93
45	38,65
49	39,30
53	39,90
57	40,46
61	40,98

Fuente: Elaboración propia

Tabla 31: Recuperación acumulada Cu total extrapolada

Generando el siguiente gráfico:



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 6: Recuperación Acumulada Cu total Extrapolada

De esta última tabla y este último grafico se observa que la recuperación de Cu acumulada total alcanzaría **40,98 %** a los **61** días. Quedando con un déficit de 4,02 % de recuperación acumulada de Cu total según la problemática planteada inicialmente.

El consumo de ácido hasta los 21 días queda expresado por la siguiente ecuación:

$$Consumo\ H_2SO_4\left(\frac{Kg\ H^+}{TM}\right)=\frac{237\ (ml)\ * \ 1,84\ \left(\frac{g}{ml}\right)\ * \ 1000}{3996\ g}$$
$$Consumo\ H_2SO_4= 109,12\ \left(\frac{Kg\ H^+}{TM}\right)$$

4.6.2 Columna de lixiviación 2

Se expone a continuación los datos de operación de la columna de lixiviación 2.

Ítem	Unidad	valor
Mineral cargado en columna	cm	24
Diámetro columna	cm	14,7
Masa mineral cargado	kg	4,428
Densidad aparente	Ton/m ³	1,08
Contenido de arcillas	%	22,65
Aglomerado-curado	Si/No	Si
Tasa de Riego	L/h-m ²	8

Fuente: Elaboración propia

Tabla 32: Datos de operación Columna 2

La masa de mineral cargado se calcula, considerando el 60% de la altura total de la columna, debido a la disponibilidad del mineral. Se tiene entonces la siguiente ecuación:

$Volumen\ Mineral\ a\ Cargar\ (m^3) = 0,6 * Altura\ columna\ (m) * \pi * [r(m)]^2$

- Reemplazando:

$Volumen\ Mineral\ a\ Cargar\ (m^3) = 0,6 * 0,4(m) * \pi * [0,0735(m)]^2$

$Volumen\ Mineral\ a\ Cargar\ (m^3) = \mathbf{0,0041}$

Con el volumen de mineral a cargar y la densidad aparente calculada previamente, se obtiene la masa de mineral que se utilizara en la columna:

$Masa\ mineral\ Cargado\ (kg) = 0,0041\ (m^3) * 1,08\ \left(\frac{ton}{m^3}\right) * 1000\ \left(\frac{kg}{ton}\right)$

$Masa\ mineral\ Cargado\ (kg) = \mathbf{4,428}$

4.6.2.1 Porcentaje de Arcillas

El porcentaje de arcillas de la columna fue obtenido según la ecuación presentada en la sección 3.6

$\% \text{ arcillas} = \frac{1002,9\ g}{4428\ g} * 100$

$\% \text{ arcillas} = \mathbf{22,65}$

4.6.2.2 Tasa de Riego efectiva

Con la tasa de riego, se obtendrá la dosis de solución lixiviante o tasa de riego efectiva (TR_{ef}), según formula presentada en sección 3.8.2:

$TR_{ef}(\frac{ml}{min}) = 8\left(\frac{L}{h * m^2}\right) * 0,017(m^2) \frac{1000}{60}$

Se obtiene **TR_{ef} → 2,3 (ml/min)**

4.6.2.3 Volumen total de riego

Se necesita obtener también el volumen total de solución lixivante, se calcula con la siguiente expresión:

$$Volumen\ de\ Riego(L) = Tasa\ de\ Riego\left(\frac{L}{h * m^2}\right) * Area\ de\ Riego(m^2) * horas\ de\ riego(h)$$

Reemplazando los datos, se tiene

$$Volumen\ de\ Riego(L) = 8\left(\frac{L}{h * m^2}\right) * 0,017(m^2) * 24(h)$$

Volumen de Riego → 3,26 (L) de solución lixivante

4.6.2.4 Aglomerado-Curado

En la siguiente tabla se exponen los parámetros utilizados en la etapa de aglomerado-curado:

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	80
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	305
Acido	% v/v	50
Agua	% v/v	50
Masa mineral	g	4428
Volumen acido	ml	152
Volumen agua	ml	153
Tiempo de reposo	horas	48

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33: Datos operación Aglomerado-Curado Columna 2

Los porcentaje de humedad de impregnación y natural, se pueden expresar también como fracción en peso. Siendo:

Humedad Natural= 0,38 % = 3,8 g de agua / kg de mineral

Humedad Impregnación = 9,08 % = 90,8 g de agua / kg de mineral

Con la conversión de unidades anterior, el volumen total de la solución de aglomerado-curado se calcula con la siguiente expresión:

$$Volumen\ total\ (ml) = \left[\frac{D * Hum. Imp. - Hum\ Nat.}{100}\right] \left(\frac{g\ H_2O}{kg\ mineral}\right) * Masa\ Min.\ (kg)$$

Donde D= factor de la humedad de impregnación

Reemplazando los datos:

$$Volumen\ total\ (ml) = \left[\frac{0,8 * 9,08 - 0,38}{100} \right] \left(\frac{g\ H_2O}{kg\ mineral} \right) * 4428(kg)$$

Obtenemos Volumen total = **305 ml**

4.6.2.5 Resultados experimentales

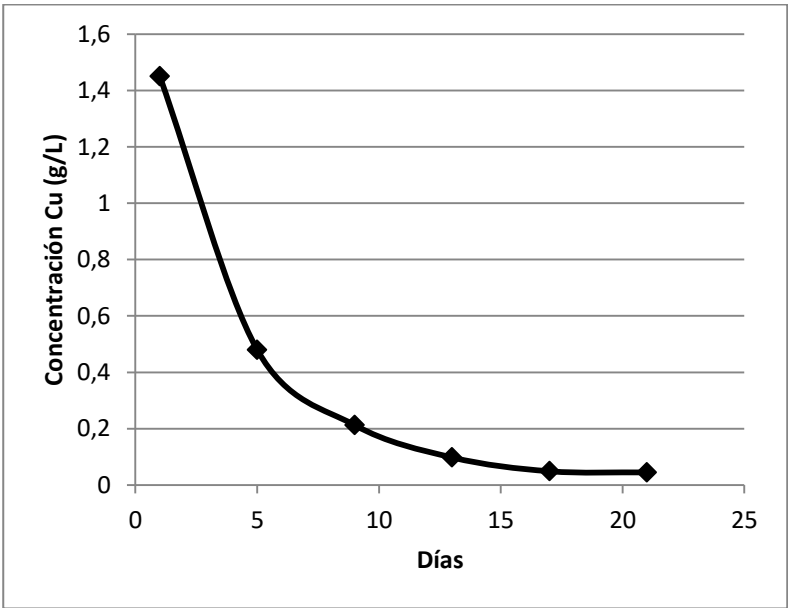
Debido a limitaciones técnicas-económicas la lixiviación de la columna 3 se realizó durante 21 días, controlando la concentración de cobre y el volumen de la solución percolada cada 4 días, obteniéndose los siguientes resultados:

Día	Volumen Percolado (L)	Concentración Cu (g/L)
1	1,88	1,45
5	5,2	0,48
9	10,89	0,213
13	13,44	0,098
17	11,52	0,049
21	14,9	0,045

Fuente: Elaboración propia

Tabla 34: Día vs Volumen Percolado vs Concentración Cu, columna 2

Con los resultados de esta tabla se procedió a construir el siguiente gráfico:



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 7: Concentración Cu Columna 2

En esta primera tabulación de datos, se puede observar gráficamente que la concentración cayó drásticamente al quinto día, continuando su disminución suavemente hasta el día 21.

Posteriormente, se utiliza la información de la tabla 36 para calcular la recuperación de Cu total, obteniéndose los siguientes resultados:

Día	Recuperación Cu Total (g)	Recuperación Cu Total (%)
1	2,726	8,56

5	2,496	7,84
9	2,31957	7,29
13	1,31712	4,14
17	0,56448	1,77
21	0,6705	2,11

Fuente: Elaboración propia

Tabla 35: Recuperación Cu total por día

Con los resultados de esta tabla se obtuvo el siguiente gráfico:

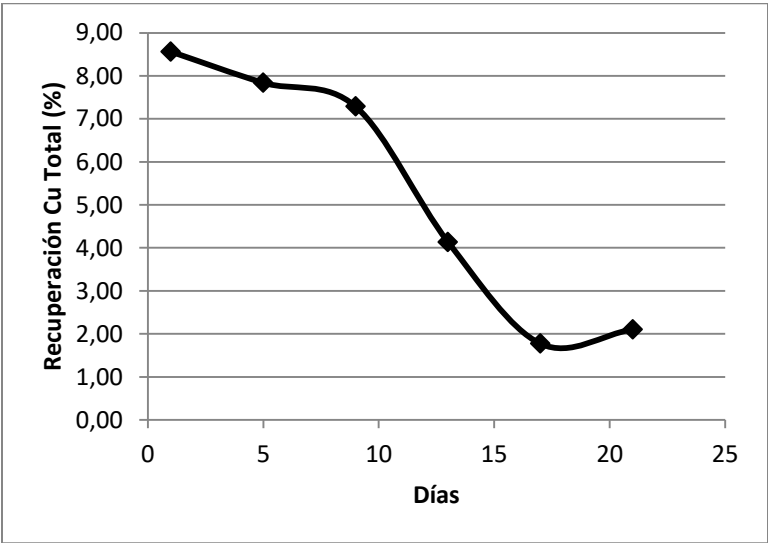


Gráfico 8 Recuperación Cu total por día Columna 2

Aquí se puede visualizar que las recuperaciones parciales de Cu total fueron mucho más altas los primeros 9 días de lixiviación que el resto del periodo evaluado, teniendo una pequeña alza en los últimos 4 días.

Con los datos de la tabla 37 se construye la tabla de recuperación acumulada de Cu total, quedando de la siguiente manera:

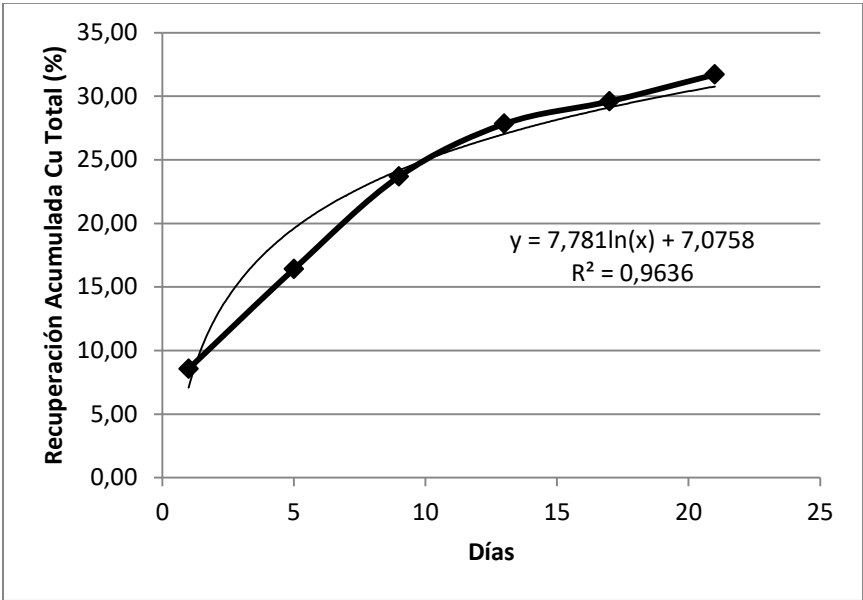
Día	Recuperación Acumulada Cu Total (%)
1	8,56
5	16,40
9	23,69
13	27,82
17	29,60
21	31,70

Fuente: Elaboración propia

Tabla 36: Recuperación Acumulada Cu total Columna 3

Lo que se debe observar principalmente en esta tabla es que la recuperación acumulada de Cu total solo alcanza un 31,70% a los 21 días. Se deduce lógicamente que el cobre presente en el mineral no ha sido completamente extraído, y debido a la falta de mayor cantidad de controles, se efectúa una extrapolación de datos.

El software Microsoft Excel, ofrece la posibilidad de generar una línea de tendencia, adecuada según los datos del grafico creado inicialmente, que es el que se muestra a continuación.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 9: Tendencia logarítmica Recuperación acumulada total columna 2

Excel ofrece una línea de tendencia de una función logarítmica, con una correlación de datos asociada (R^2) de 0,9636. Lo que implica un error de apenas un 3,64 %. Debido a que es la mejor opción para realizar la extrapolación de datos se utiliza esta tendencia considerando la siguiente ecuación:

$$Recuperación\ Acumulada\ Cu\ total\ (\%) = 7,781 \ln(día) + 7,0758$$

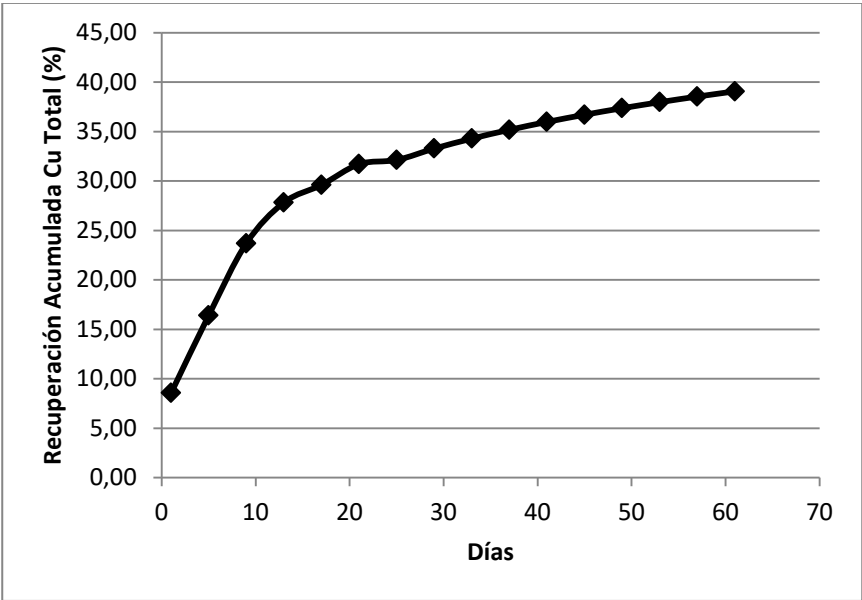
Se genera entonces la tabla de recuperación acumulada, incluyendo los datos de extrapolación.

Día	Recuperación Acumulada Cu Total (%)
1	8,56
5	16,40
9	23,69
13	27,82
17	29,60
21	31,70
25	32,12
29	33,28
33	34,28
37	35,17
41	35,97
45	36,70
49	37,36
53	37,97
57	38,53
61	39,06

Fuente: Elaboración propia

Tabla 37: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada

Generando el siguiente gráfico:



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 10: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada

De esta última tabla y este último grafico se observa que la recuperación de Cu acumulada total alcanzaría **39,06 %** a los **61** días. Quedando con un déficit de 5,94 % de recuperación acumulada de Cu total según la problemática planteada inicialmente.

El consumo de ácido hasta los 21 días queda expresado por la siguiente ecuación:

$$Consumo\ H_2SO_4\left(\frac{Kg\ H^+}{TM}\right)=\frac{186\ (ml)\ *\ 1,84\ \left(\frac{g}{ml}\right)\ *\ 1000}{4428\ g}$$
$$Consumo\ H_2SO_4=77,3\left(\frac{Kg\ H^+}{TM}\right)$$

4.6.3 Columna de lixiviación 3

Se expone a continuación los datos de operación de la columna de lixiviación 3.

Ítem	Unidad	valor
Mineral cargado en columna	Cm	26
Diámetro columna	Cm	14,7
Masa mineral cargado	kg	4,752
Densidad aparente	Ton/m³	1,08
Contenido de arcillas	%	22,56
Aglomerado-curado	Si/No	Si
Tasa de Riego	L/h-m²	10

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38: Datos de operación Columna 3

La masa de mineral cargado se calcula, considerando el 65% de la altura total de la columna, debido a la disponibilidad del mineral. Se tiene entonces la siguiente ecuación:

$$Volumen Mineral a Cargar (m^3) = 0,65 * Altura columna (m) * \pi * [r(m)]^2$$

- Reemplazando:

$$Volumen Mineral a Cargar (m^3) = 0,65 * 0,4(m) * \pi * [0,0735(m)]^2$$

$$Volumen Mineral a Cargar (m^3) = \mathbf{0,0044}$$

Con el volumen de mineral a cargar y la densidad aparente calculada previamente, se obtiene la masa de mineral que se utilizara en la columna:

$$Masa mineral Cargado (kg) = 0,0044 (m^3) * 1,08 \left(\frac{ton}{m^3} \right) * 1000 \left(\frac{kg}{ton} \right)$$

$$Masa mineral Cargado (kg) = \mathbf{4,752}$$

4.6.3.1 Porcentaje de arcillas

El porcentaje de arcillas de la columna fue obtenido según la ecuación presentada en la sección 3.6

$$\% arcillas = \frac{1072 g}{4752 g} * 100$$

$$\% arcillas = \mathbf{22,56}$$

4.6.3.2 Tasa de riego efectiva

Con la tasa de riego, se obtendrá la dosis de solución lixivante o tasa de riego efectiva (TR_{ef}), según formula presentada en sección 3.8.2:

$$TR_{ef} \left(\frac{ml}{min} \right) = 10 \left(\frac{L}{h * m^2} \right) * 0,017(m^2) \frac{1000}{60}$$

Se obtiene $TR_{ef} \rightarrow \mathbf{2,83 (ml/min)}$

4.6.3.3 Volumen total de riego

Se necesita obtener también el volumen total de solución lixivante, se calcula con la siguiente expresión:

$$Volumen de Riego(L) = Tasa de Riego \left(\frac{L}{h * m^2} \right) * Area de Riego(m^2) * horas de riego(h)$$

Reemplazando los datos, se tiene

$$Volumen de Riego(L) = 10 \left(\frac{L}{h * m^2} \right) * 0,017(m^2) * 24(h)$$

Volumen de Riego $\rightarrow \mathbf{4,08 (L)}$ de solución lixivante

4.6.3.4 Aglomerado-Curado

En la tabla 41 se exponen los parámetros utilizados en la etapa de aglomerado-curado:

Ítem	Unidad	Valor
Dosis considerada	% Hum. Imp.	80
Volumen total solución aglomerado-curado	ml	327
Acido	% v/v	25
Agua	% v/v	75
Masa mineral	g	4752
Volumen acido	ml	82
Volumen agua	ml	245
Tiempo de reposo	horas	48

Fuente: Elaboración propia

Tabla 39: Datos operación Aglomerado-Curado Columna 3

Los porcentaje de humedad de impregnación y natural, se pueden expresar también como fracción en peso. Siendo:

Humedad Natural= 0,38 % = 3,8 g de agua / kg de mineral

Humedad Impregnación = 9,08 % = 90,8 g de agua / kg de mineral

Con la conversión de unidades anterior, el volumen total de la solución de aglomerado-curado se calcula con la siguiente expresión:

$$Volumen\ total\ (ml) = \left[\frac{D * Hum.\ Imp. - Hum\ Nat.}{100} \right] \left(\frac{g\ H_2O}{kg\ mineral} \right) * Masa\ Min.\ (kg)$$

Donde D= factor de la humedad de impregnación

Reemplazando los datos:

$$Volumen\ total\ (ml) = \left[\frac{0,8 * 9,08 - 0,38}{100} \right] \left(\frac{g\ H_2O}{kg\ mineral} \right) * 4752(kg)$$

Obtenemos Volumen total = **327 ml**

4.6.3.5 Resultados experimentales

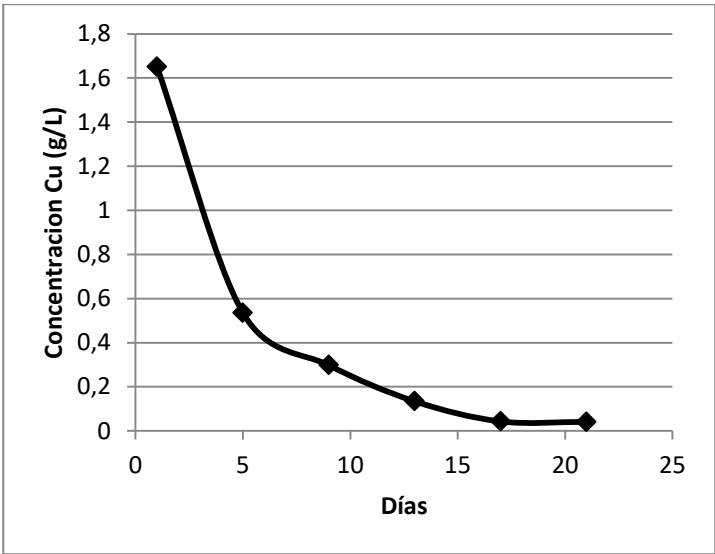
Debido a limitaciones técnicas-económicas la lixiviación de la columna 3 se realizó durante 21 días, controlando la concentración de cobre y el volumen de la solución percolada cada 4 días, obteniéndose los siguientes resultados:

Día	Volumen Percolado (L)	Concentración Cu (g/L)
1	1,95	1,65
5	6,2	0,535
9	11,98	0,298
13	13,95	0,134
17	11,85	0,043
21	16,1	0,041

Fuente: Elaboración propia

Tabla 40: Día vs Volumen Percolado vs Concentración Cu, Columna 3

Con los resultados de esta tabla se procedió a construir el siguiente gráfico:



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 11: Concentración Cu Columna 3

En esta primera tabulación de datos, se puede observar gráficamente que se obtuvo una alta concentración de Cu durante los primeros 5 días, disminuyendo exponencialmente hasta el día 21.

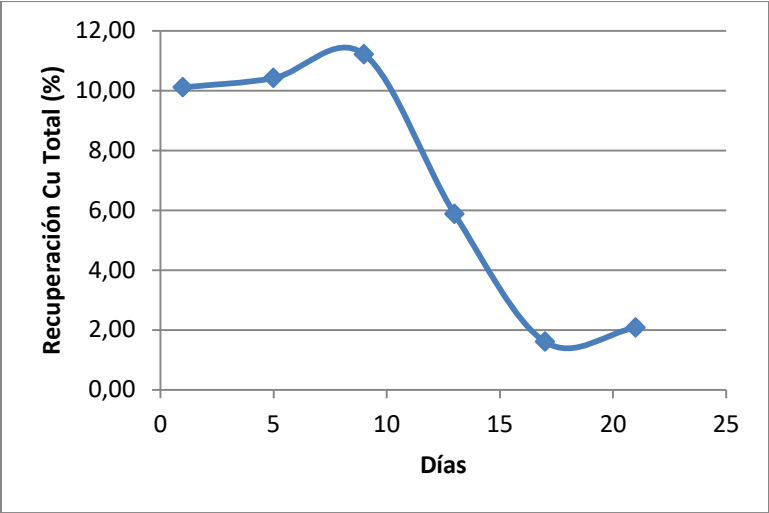
Posteriormente, se utiliza la información de la tabla 42 para calcular la recuperación de Cu total, obteniéndose los siguientes resultados:

Día	Recuperación Cu Total (g)	Recuperación Cu Total (%)
1	3,2175	10,11
5	3,317	10,42
9	3,57004	11,21
13	1,8693	5,87
17	0,5096	1,60
21	0,6601	2,07

Fuente: Elaboración propia

Tabla 41: Recuperación Cu total por día, columna 3

Con los resultados de esta tabla se obtuvo el siguiente gráfico:



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 12: Recuperación Cu total por día, columna 3

Aquí se puede visualizar que las recuperaciones parciales de Cu total fueron mucho más altas los primeros 10 días de lixiviación que el resto del periodo evaluado.

Con los datos de la tabla 43 se construye la tabla de recuperación acumulada de Cu total, quedando de la siguiente manera:

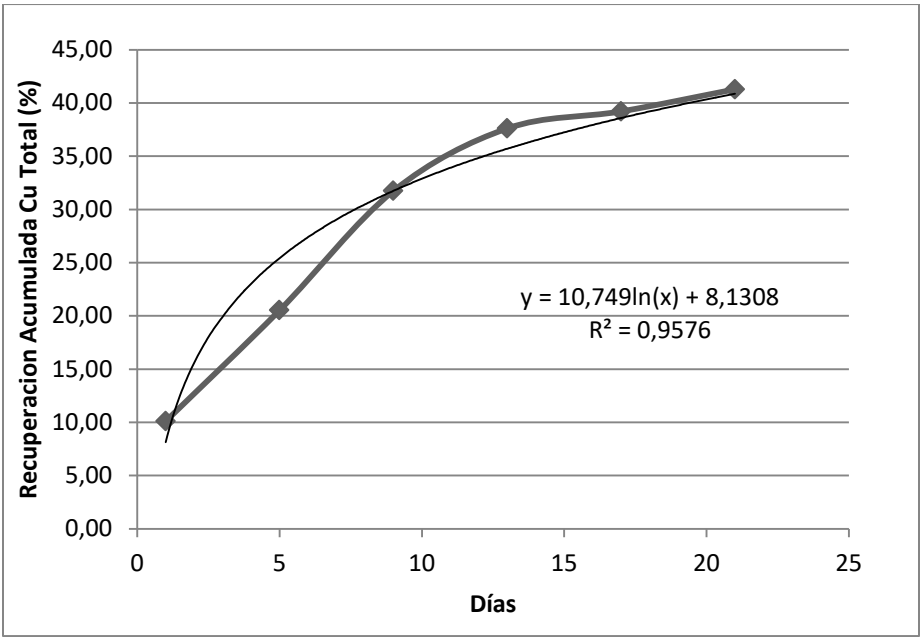
Día	Recuperación Acumulada Cu Total (%)
1	10,11
5	20,52
9	31,74
13	37,61
17	39,21
21	41,28

Fuente: Elaboración propia

Tabla 42: Recuperación Acumulada Cu total, columna 3

Lo que se debe observar principalmente en esta tabla es que la recuperación acumulada de Cu total solo alcanza un 41,28 % a los 21 días. Se deduce lógicamente que el cobre presente en el mineral no ha sido completamente extraído, y debido a la falta de mayor cantidad de controles, se efectúa una extrapolación de datos.

El software Microsoft Excel, ofrece la posibilidad de generar una línea de tendencia, adecuada según los datos del gráfico creado inicialmente, que es el que se muestra a continuación.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 13: Tendencia logarítmica Recuperación Acumulada Cu total, columna 3

Excel ofrece una línea de tendencia de una función logarítmica, con una correlación de datos asociada (R^2) de 0,9576, lo que implica un error de apenas un 4,24 %. Debido a que es la mejor opción para realizar la extrapolación de datos se utiliza esta tendencia considerando la siguiente ecuación:

Recuperación Acumulada Cu total (%) = 10,749 ln(día) + 8,1308

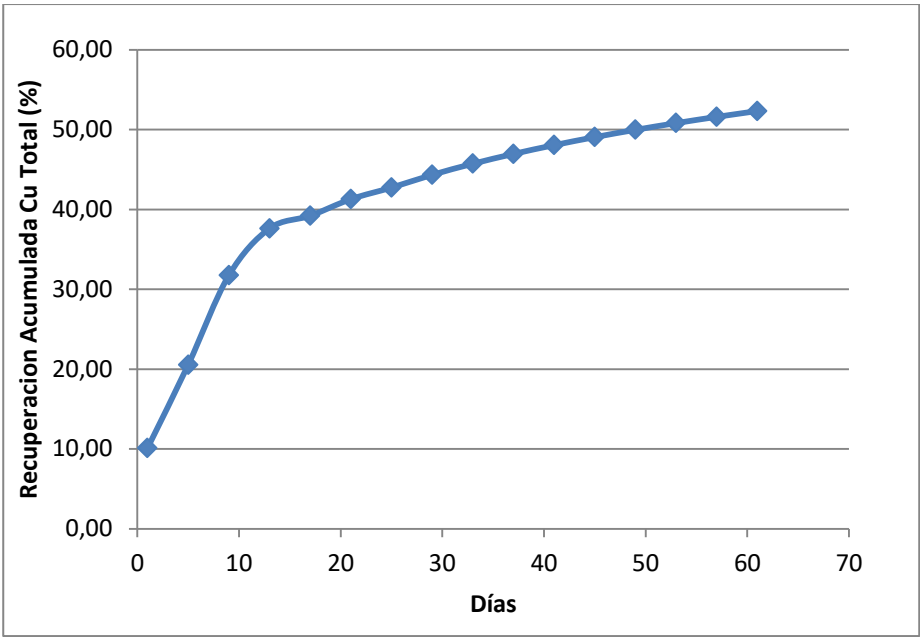
Se genera entonces la tabla de recuperación acumulada, incluyendo los datos de extrapolación.

Día	Recuperación Acumulada Cu Total (%)
1	10,11
5	20,52
9	31,74
13	37,61
17	39,21
21	41,28
25	42,73
29	44,33
33	45,71
37	46,94
41	48,05
45	49,05
49	49,96
53	50,81
57	51,59
61	52,32

Fuente: Elaboración propia

Tabla 43: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada, columna 3

Generando el siguiente grafico



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 14: Recuperación Acumulada Cu total extrapolada, columna 3

De esta última tabla y este último grafico se observa que la recuperación de Cu acumulada total alcanzaría **52,32 %** a los **61** días. Cumpliendo en dicho periodo de tiempo con una recuperación mayor al 45%, según la problemática planteada inicialmente.

El consumo de ácido hasta los 21 días queda expresado por la siguiente ecuación:

$$\text{Consumo } H_2SO_4 \left(\frac{Kg \ H^+}{TM} \right) = \frac{114 \ (ml) * 1,84 \left(\frac{g}{ml} \right) * 1000}{4752 \ g}$$
$$\text{Consumo } H_2SO_4 = 44,14 \left(\frac{Kg \ H^+}{TM} \right)$$

4.7 ANÁLISIS DE RESULTADOS

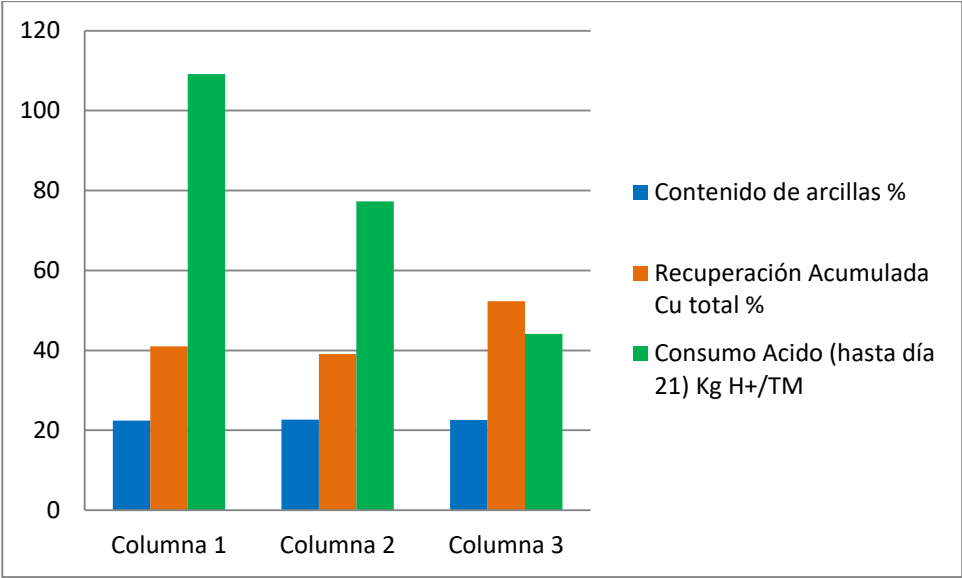
Se realiza una tabla con los resultados entregados por las 3 columnas de lixiviación y los parámetros operacionales más relevantes.

Ítem	Unidad	Columna 1	Columna 2	Columna 3
Masa Mineral	Kg	3,996	4,428	4,752
Ley Cu total	%	0,67	0,67	0,67
Diámetro columna	m ²	0,017	0,017	0,017
Densidad aparente	Ton/m ³	1,08	1,08	1,08
Contenido de arcillas	%	22,45	22,65	22,56
Acido en Aglomerado-curado	% v/v	75	50	25
Agua en Aglomerado-curado	% v/v	25	50	75
Tasa de Riego	L/ h-m ²	6	8	10
Humedad Impregnación	%	80	80	80
Recuperación Acumulada Cu total	%	40,98	39,06	52,32
Consumo Acido (hasta día 21)	Kg H ⁺ /TM	109,12	77,3	44,14

Fuente: Elaboración propia

Tabla 44: Tabla Comparativa Datos operaciones de columnas y resultados obtenidos

Con los datos y resultados tabulados se genera el siguiente gráfico, para un análisis más sencillo y visual



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 15: Principales resultados columnas de lixiviación

De la tabla comparativa se observa claramente que la columna 3 obtuvo la mejor recuperación acumulada de Cu total (extrapolada) con un 52,32 %, superando la recuperación de un 45 % que planteaba la problemática inicial. Se observa además que la columna 1 a pesar de contar con la menor tasa de riego, tuvo el mayor consumo de ácido a los 21 días de control, con 109,12 (Kg H⁺ / TM). Esta situación se debe a que fue aglomerada-curada con un mayor porcentaje de ácido en volumen de agua (75%). La columna 3 obtuvo un bajo consumo de ácido potenciado por la situación inversa de la columna 1, es decir fue aglomerada con un 25 % de ácido en volumen de agua, sin embargo esto no fue impedimento para obtener la mejor recuperación de las 3 pruebas realizadas. La alta tasa de riego en la columna 3 colaboro también con el aumento sustancial de la recuperación de Cu, debido al alto porcentaje de arcillas que contenía el mineral, y que requiere ser altamente hidratado para su percolación. La columna 2 fue operada en los puntos intermedios para el porcentaje de ácido en volumen en la etapa de aglomerado y en la tasa de riego, sin embargo estas condiciones no generaron buenos resultados, obteniendo la más baja recuperación de Cu (39,06%) y un consumo de ácido considerablemente mayor al de la columna 3 con 77,3 (Kg H⁺ /TM) hasta el día 21 de control.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Una vez finalizado este trabajo de título, se determina que existen importantes variaciones en la recuperación metalúrgica de cobre y en el consumo de ácido.

Como se preveía, cada una de las pruebas de caracterización física entrega información esencial para obtener los mejores resultados posibles en una columna de lixiviación. El alto porcentaje de arcillas contenido en el mineral de las columnas, sobre el 22 %, exige una etapa de aglomerado-curado ácido, ya que en caso contrario existiría un arrastre de finos en el lecho mineral que generaría inundaciones, zonas de impermeabilidad y además una solución PLS contaminada con partículas finas. El aglomerado-curado del mineral debe ser al 80% de la humedad de impregnación ya que a mayor cantidad de finos, mayor es la cantidad de agua que es capaz de retener el mineral, produciendo glómeros que contendrán y facilitarán la adherencia del alto contenidos de finos al mineral grueso. Se recomienda un uso del 25% de ácido en volumen de agua, ya que no se encontraron resultados mejores en la recuperación para un porcentaje mayor, lo que además aumentaría el consumo de ácido global del proceso. El tiempo de reposo que dio mejores resultados fue de 48 horas, sin embargo se estima que a un tiempo mayor aún podrían darse mejores resultados ya que el ácido dispondría de un mayor tiempo para la sulfatación del cobre que se encuentra en el mineral.

Por otra parte, la tasa de riego que dio mejores resultados fue a 10 L/h-m^2 , como se mencionó anteriormente el mineral acepta y requiere de una gran cantidad de agua para su óptima operación.

La columna 3, operada bajo los parámetros mencionados en los párrafos anteriores, fue la única que pudo superar la recuperación mínima que exigía la problemática inicial de un 45%. Sin embargo se recuperó solo un 52,32% del cobre total, un valor bastante bajo si se compara con el 79,1% de recuperación máxima de cobre, que considera la ley de cobre soluble.

En síntesis, un mayor consumo de ácido no asegura una mayor recuperación de cobre, sobre el 20 % de arcillas la cantidad de agua a utilizar debe ser la mayor posible en la etapa de aglomeración. A mayor tiempo de reposo del curado ácido mejores cinéticas de lixiviación se obtendrán. Una tasa de riego del 10 a 12 L/h-m^2 es la óptima para minerales oxidados con alto porcentaje de arcillas, superando esta barrera se producirá arrastre de finos.

El procedimiento descrito en el capítulo 3 permite establecer parámetros de operación para las singularidades de cada mineral, se recomienda complementar con otras pruebas de laboratorio cuando se tenga situaciones distintas a la utilizada en este trabajo de título.

BIBLIOGRAFÍA

DOMIC Mihovilovic, Esteban Miguel. Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones. Santiago: Andros Publicaciones, 2001. ISBN 9562910830.

PORTAL MINERO. Manual general de minería y metalurgia: minas, concentradoras, refinерías, fundiciones, LIX/ SX/ EW. Santiago: Portal Minero, Ediciones, 2006. 399 p. ISBN 9568514015.

ARRAU, Jorge. Manual general de minería y metalurgia. 1ª ed. Santiago: Portal minero. 2006. 399p. ISBN 956-8514-01-5.

COMISION CHILENA DEL COBRE. Anuario de estadísticas del cobre y otros minerales 1997-2016 [en línea] <<https://www.cochilco.cl/Lists/Anuario/Attachments/17/Anuario-%20avance7-10-7-17.pdf>> [consulta: 24 de julio de 2019]

TAMICES. Tabla comparativa normas tamices ISO / ASTM [en línea] <https://www.tamices.es/wp-content/uploads/2015/07/Tabla_comparativa_normas.pdf> [consultado: 24 de julio de 2019]

ANEXOS

FLUJOGRAMA COLUMNAS DE LIXIVIACIÓN

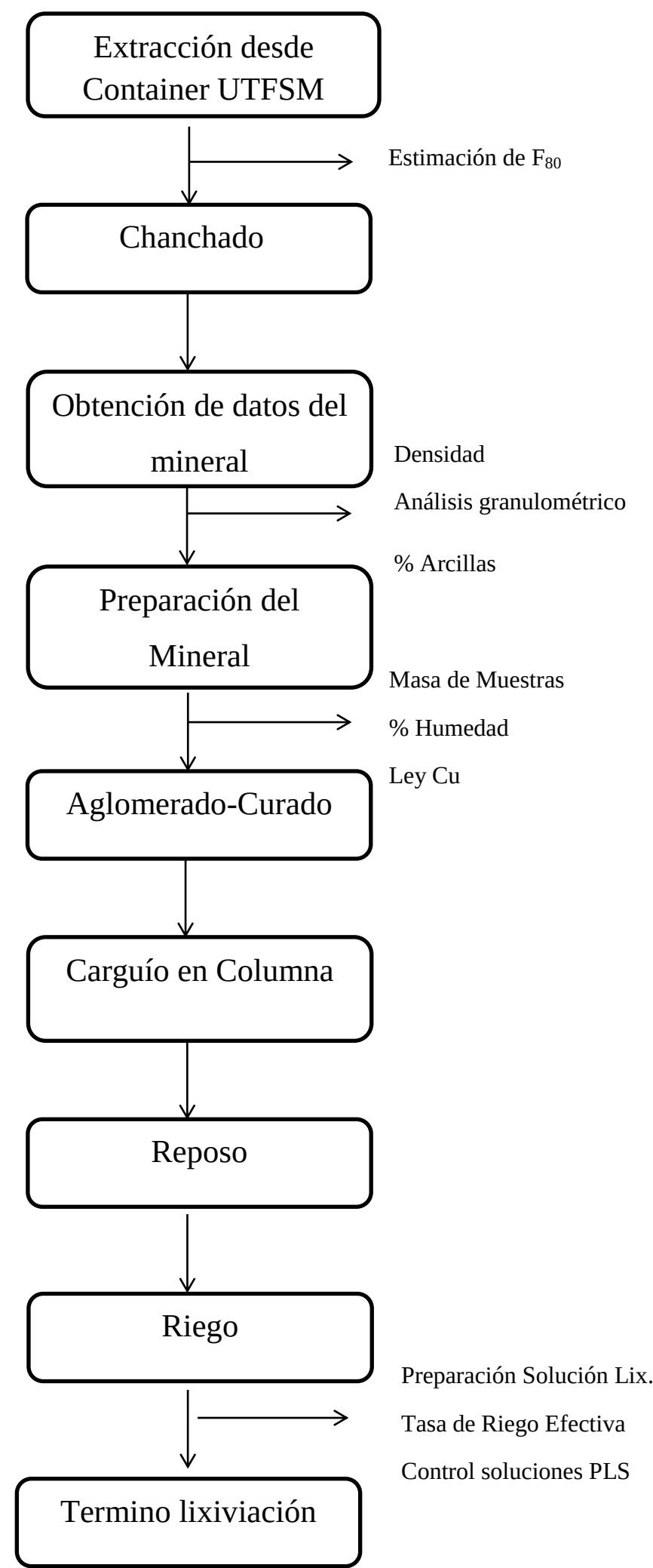


TABLA / Table 48
LEY PROMEDIO DE MINERAL DE COBRE EN LAS OPERACIONES MINERAS EN CHILE POR TIPO DE PROCESO⁽¹⁾
Average Copper Mining Grades in Chile, by Process Type⁽¹⁾

(%)

	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Concentradora / Concentrator Plant	1,05	0,97	0,97	0,92	0,87	0,85	0,89	0,90	0,87	0,81
Lixiviación Heap / Heap Leach	0,78	0,69	0,68	0,67	0,65	0,66	0,66	0,67	0,64	0,60
Lixiviación Dump y/o ROM / ROM and/or Dump Leach	0,47	0,29	0,43	0,43	0,43	0,49	0,41	0,43	0,40	0,39
Promedio Chile / Chile Average	0,87	0,74	0,76	0,75	0,70	0,72	0,71	0,72	0,69	0,65

⁽¹⁾ Calculado como promedios ponderados por tratamiento de mineral. / Calculated as weighted averages of mineral processing.
Fuente / Source: - Elaborado por COCHILCO sobre la base de información de las principales empresas mineras, las cuales representan el 99,3% de la producción total (año 2016). / Chilean Copper Commission based on information of the main mining companies, which represent the 99,3% of total production (year 2016).

TABLA COMPARATIVA NORMAS TAMICES ISO / ASTM

ISO (mm)	ASTM (#)	ISO (mm)	ASTM (#)	ISO (mm)	ASTM (#)
125	5"	6,7	0,265"	0,355	Nº 45
112	-	6,3	1/4"	0,315	-
106	4,24"	5,6	Nº 3 1/2"	0,300	Nº 50
100	4"	5	-	0,280	-
90	3 1/2"	4,75	Nº 4	0,250	Nº 60
80	-	4,5	-	0,224	-
75	3"	4	Nº 5	0,212	Nº 70
71	-	3,55	-	0,200	-
63	2 1/2"	3,35	Nº 6	0,180	Nº 80
56	-	3,15	-	0,160	-
53	2,12"	2,8	Nº 7	0,150	Nº 100
50	2"	2,5	-	0,140	-
45	1 3/4"	2,36	Nº 8	0,125	Nº 125
40	-	2,24	-	0,112	-
37,5	1 1/2"	2	Nº 10	0,106	Nº 140
35,5	-	1,80	-	0,100	-
31,5	1 1/4"	1,70	Nº 12	0,090	Nº 170
28	-	1,60	-	0,080	-
26,5	1,06"	1,40	Nº 14	0,075	Nº 200
25	1"	1,25	-	0,071	-
22,4	7/8"	1,18	Nº 16	0,063	Nº 230
20	-	1,12	-	0,056	-
19	3/4"	1	Nº 18	0,053	Nº 270
18	-	0,900	-	0,050	-
16	5/8"	0,850	Nº 20	0,045	Nº 325
14	-	0,800	-	0,040	-
13,2	0,530	0,710	Nº 25	0,038	Nº 400
12,5	1/2"	0,630	-	0,036	-
11,2	7/16"	0,600	Nº 30	0,032	Nº 450
10	-	0,560	-	0,025	Nº 500
9,5	3/8"	0,500	Nº 35	0,020	Nº 635
9	-	0,450	-		
8	5/16"	0,425	Nº 40		
7,1	-	0,400	-		

Tamices de chapa

Tamices de malla