

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL
EN METALURGIA EXTRACTIVA

**“LIXIVIACIÓN COLUMNAR DE MINERALES
MIXTOS DE COBRE DE BAJA LEY CON ALTO
CONTENIDO DE IMPUREZAS PROVENIENTE
DE LA MINERA HUGO IBARRA ZENTENO”**

Hugo Héctor Olivares Donoso

Profesor Guía:
Alvaro Aracena Caipa

2013

DEDICATORIA

Este trabajo va dedicado a todas las personas que aportaron su granito de arena en esta larga travesía de la universidad, en especial a mi madre Rosa Donoso por su gran esfuerzo y sacrificio, que a través de sus hijos está dando sus frutos.

A mis hermanos Felipe, Javier y Corina por su apoyo incondicional y cariño.

A mis amigos Juan Carlos Araya y Yeymmy Pavez, por su amistad sincera e incondicional.

A Elena Huelipan y Herminia Pavez, por tratarme como uno más de sus familias y ser como mis segundas madres.

A mis amigos y compañeros de universidad, por su amistad y compañerismo durante nuestra vida universitaria y fuera de ella.

A los familiares y amigos que ya no están entre nosotros, por entregarme su cariño y amistad.

A mis amigos que me han acompañado desde la infancia, que son muchos para nombrarlos a todos.

Y a todas esas personas sin nombre que me brindaron su ayuda y apoyo.

A todos ellos mi más profunda dedicación.

AGRADECIMIENTOS

A la Escuela de Ingeniería Química de la Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, por facilitar mi trabajo de tesis con sus instalaciones y laboratorios. Al personal de la Escuela de Ingeniería Química por su predisposición a ayudarme y su gran apoyo.

A todos profesores de la Escuela de Ingeniería Química, por las enseñanzas y valores entregados, en especial al profesor Alvaro Aracena por recibirme, apoyarme, entregarme las herramientas necesarias para desarrollar mi trabajo de título y la confianza depositada en mi persona.

A don Mauricio Jadue y Mario Sottolichio, por el apoyo tanto personal como económico recibido durante mi vida universitaria, sin esperar nada a cambio, por los años en que me brindaron la oportunidad de vivir en la casa de estudiantes y en la casa Walter Zielke de San Felipe para trabajar durante los veranos.

A Iván Díaz y Roxana Cárdenas por su empatía y colaboración en mi trabajo de título.

A todos mis más sinceros agradecimientos.

RESUMEN

La lixiviación en pilas es uno de los métodos más utilizados actualmente. De ahí nace el concepto de lixiviación en columna. La columna de lixiviación es la mejor representación de la pila de lixiviación. Este modelo es capaz de representar las mismas condiciones de tratamiento como tasa de riego y concentración de ácido sulfúrico, entregando resultados que también representa los de la pila, como consumo de ácido sulfúrico y recuperación de cobre. Así se intenta buscar a escala laboratorio cuales son los parámetros y condiciones ideales de trabajo de una pila de lixiviación y llevarlos a escala industrial.

Los parámetros y condiciones de trabajo dependen de las características físicas, químicas como leyes de cobre e impurezas, etc. Y por último las características metalúrgicas como consumo de ácido, recuperación de cobre, interferentes, aglomerado-curado, lixiviación columnar, etc. Todos estos datos se obtienen de pruebas y metodologías detalladas de pruebas básicas metalúrgicas y de pruebas de lixiviación en columnas ISO-pH.

El trabajo experimental se llevó a cabo con una ley de cobre del 0,74 [%] siendo un 69,61 [%] soluble en ácido. Las máximas recuperaciones obtenidas en las pruebas ISO-pH fueron de un 66,51 [%] y un consumo de ácido de 37,99 [kg/TM] a un pH de 2,5 elegido como pH de operación para las pruebas de lixiviación columnar. El mineral presento una buena permeabilidad y una porosidad cercana al 40 [%], y la tasa de riego óptima fue de 8 [L/h/m²]. El aglomerado-curado del mineral con ácido sulfúrico, férrico y cloruro de sodio sólido mejoró la recuperación de cobre, minimizo el consumo unitario de ácido y la extracción de impurezas.

Las pruebas de lixiviación columnar ISO-pH revelaron que la cinética de disolución de cobre es lenta a pH 2,5 y que el uso de ión férrico y cloruro de sodio en la solución lixivante provocó la formación de productos por la hidrolización de férrico como jarosita y goethita.

La lixiviación del mineral aglomerado-curado, mejoró la cinética de la disolución de cobre, alcanzando recuperaciones de cobre sobre el 20% en los primeros 7 días de prueba. También la lixiviación a pH 2,5 favorece cinéticamente la disolución de calcio como impureza, pero no la de cobre. La lixiviación a pH 1 mejora la cinética de las especies de cobre y también de impurezas.

ÍNDICE GENERAL

CAPITULO I	1
1. Introducción y Objetivos.....	1
1.1. <i>Introducción</i>	1
1.2. <i>Objetivos</i>	2
1.2.1. <i>Objetivo General</i>	2
1.2.2. <i>Objetivos Específicos</i>	2
CAPITULO II	3
2. Marco Teórico.....	3
2.1. <i>Reacciones Químicas en el Proceso de Lixiviación</i>	3
2.2. <i>Cinética de Lixiviación de un Mineral de Cobre</i>	5
2.3. <i>Características de los Minerales de Cobre</i>	9
2.3.1. <i>Minerales de Cobre</i>	9
2.3.2. <i>Ganga Mineral</i>	11
2.4. <i>Proceso de Aglomerado- Curado Ácido</i>	14
2.4.1. <i>Aglomerado</i>	14
2.4.2. <i>Curado Ácido</i>	16
CAPITULO III	19
3. Trabajo Experimental.....	19
3.1. <i>Descripción del Mineral</i>	19
3.1.1. <i>Ley del Mineral</i>	19
3.1.2. <i>Análisis Mineralógico</i>	20
3.1.3. <i>Granulometría</i>	20
3.2. <i>Pruebas de Caracterización Física</i>	22
3.2.1. <i>Humedad Natural</i>	22
3.2.2. <i>Ángulo de Reposo</i>	23
3.2.3. <i>Densidad Aparente</i>	25
3.2.4. <i>Peso Específico o Densidad Real</i>	26
3.2.5. <i>Porosidad</i>	26

3.2.6.	Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.	27
3.3.	<i>Pruebas de Caracterización Metalúrgica</i>	29
3.3.1.	Detección de Interferentes.....	29
3.3.2.	Pruebas de Lixiviación Agitada ISO-pH.....	33
3.3.3.	Pruebas de Curado Ácido.....	38
3.4.	<i>Pruebas de Lixiviación en Columnas</i>	40
3.4.1.	Reactivos de Lixiviación.....	42
CAPITULO IV	43
4.	Resultados y Discusión.....	43
4.1.	<i>Ley del Mineral</i>	43
4.2.	<i>Análisis granulométrico del mineral</i>	44
4.3.	<i>Humedad Natural</i>	45
4.4.	<i>Densidad Aparente</i>	45
4.5.	<i>Peso Específico</i>	46
4.6.	<i>Porosidad</i>	46
4.7.	<i>Angulo de Reposo</i>	47
4.8.	<i>Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación</i>	48
4.9.	<i>Detección de Interferentes</i>	49
4.10.	<i>Pruebas de Lixiviación Agitada ISO-pH</i>	51
4.11.	<i>Pruebas de Aglomerado-Curado Acido</i>	53
4.11.1.	Dosis de Agua Etapa de Curado.....	53
4.11.2.	Dosis de Acido Etapa de Curado.....	55
4.11.3.	Pruebas de Curado Ácido.....	58
4.12.	<i>Pruebas de Lixiviación en Columnas</i>	60
4.12.1.	Columna de Lixiviación Número 1, Trazadora.....	60
4.12.2.	Columna de Lixiviación Número 2.....	71
4.12.3.	Columna de Lixiviación Número 3.....	80
4.12.4.	Comparación Columnas de Lixiviación.....	93
4.13.	<i>Ajuste de Modelo Cinético Núcleo Recesivo</i>	96
4.13.1.	Ajustes Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°1, 2 y 3.....	99

CAPITULO V	103
Conclusiones.....	103
CAPITULO VI.....	105
Referencias Bibliográficas.....	105
ANEXOS.	107
Anexo A.....	107
Anexo B.....	112
Anexo C.	130
<i>Detalle de Datos y Resultados Capítulo IV.</i>	130
<i>Análisis Granulométrico.....</i>	130
<i>Humedad Natural.</i>	131
<i>Densidad Aparente.....</i>	131
<i>Peso Específico.</i>	132
<i>Angulo de Reposo.....</i>	132
<i>Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.</i>	133
<i>Detección de Interferentes, Arcillas Intercambiadoras.</i>	134
<i>Detección de Interferentes Magnéticos.</i>	135
<i>Pruebas ISO-pH.</i>	136
<i>Pruebas Aglomerado-Curado ácido.</i>	139
<i>Pruebas de Lixiviación Columnar.</i>	143
<i>Ajustes Modelo Cinético Núcleo Sin Reaccionar.</i>	158
Anexo D.	160
<i>Ejemplos de Cálculo.</i>	160
<i>Ley de Mineral.</i>	160
<i>Análisis Granulométrico.....</i>	160
<i>Humedad Natural.</i>	162
<i>Angulo de Reposo.....</i>	162
<i>Densidad Aparente.....</i>	163
<i>Densidad Real.</i>	163

<i>Porosidad</i>	164
<i>Humedad Dinámica</i>	164
<i>Humedad de Impregnación</i>	164
<i>Detección de Interferentes</i>	165
<i>Pruebas ISO-pH</i>	168
<i>Pruebas de Aglomerado-Curado y Lixiviación Columnar</i>	171

ÍNDICE DE FIGURAS.

<i>Figura 1: Representación esquemática de la relación pila-columna de lixiviación.</i>	1
<i>Figura 2: Esquemización de las etapas de lixiviación de una partícula mineral oxidada y sulfurada de cobre.</i>	6
<i>Figura 3: Esquema velocidad de reacción, modelo de núcleo sin reaccionar.</i>	7
<i>Figura 4: Diferentes estados de equilibrio en la formación de aglomerados.</i>	16
<i>Figura 5: Detalle que muestra la acción del ácido en la zona de reacción de la partícula.</i>	18
<i>Figura 6: Esquema para la determinación del ángulo de reposo, Base.</i>	23
<i>Figura 7: Esquema para la determinación del ángulo de reposo, Altura.</i>	24
<i>Figura 8: Formación de una pila de lixiviación.</i>	24
<i>Figura 9: Esquema para la determinación de densidad aparente en columna.</i>	25
<i>Figura 10: Cobre precipitado a partir de PLS, por reductores del mineral.</i>	30
<i>Figura 11: Perfil Granulométrico de la muestra mineral.</i>	44
<i>Figura 12: Representación gráfica, Tasa de Riego versus Humedad Dinámica.</i>	48
<i>Figura 13: Representación gráfica Cobre precipitado por material magnético vs pH.</i>	50
<i>Figura 14: Gráfico Recuperación de Cobre Soluble y Consumo de Acido versus pH.</i>	51
<i>Figura 15: Gráfico Recuperación de Impurezas versus pH.</i>	52
<i>Figura 16: Recuperación de cobre pruebas dosis de ácido.</i>	55
<i>Figura 17: Extracción de impurezas prueba dosis de ácido</i>	56
<i>Figura 18: Aglomerado-Curado ácido, 25 [% v/v] de ácido.</i>	57
<i>Figura 19: Aglomerado-Curado ácido, 50 [% v/v] de ácido.</i>	57
<i>Figura 20: Aglomerado-Curado ácido, 75 [% v/v] de ácido.</i>	58
<i>Figura 21: Recuperación de cobre pruebas de curado ácido</i>	59
<i>Figura 22: Extracción de impurezas pruebas de curado ácido</i>	59
<i>Figura 23: pH y Eh Solución Lixivante y Percolado versus días de lixiviación, Columna N°1.</i>	61
<i>Figura 24: Concentraciones Especies más Importantes Solución Lixivante y percolado vs Días de Lixiviación, Columna N°1.</i>	62
<i>Figura 25: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido Sulfúrico versus Días de Lixiviación, Columna N°1.</i>	63
<i>Figura 26: Recuperación de Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna N°1.</i>	64

<i>Figura 27: Aparición Color rojizo sobre partículas del mineral, Columna de Lixiviación N°1.</i>	66
<i>Figura 28: Coloración rojiza partículas de mineral, Columna de Lixiviación 1.</i>	66
<i>Figura 29: Percolado color rojizo, Columna de Lixiviación N°1.</i>	67
<i>Figura 30: Diagrama de Pourbaix para sistema Fe-H₂O a 25 °C.</i>	68
<i>Figura 31: Gráfico pH solución Lixivante y Percolado, Re-Lixiviación Columna N°1 versus Días de Lixiviación.</i>	69
<i>Figura 32: Recuperación de Cobre Acumulada y Consumo de ácido Acumulado Re-Lixiviación Columna N°1 versus Días de Lixiviación.</i>	69
<i>Figura 33: Recuperación de Impurezas Acumulada Re-Lixiviación Columna N°1 versus Días de Lixiviación.</i>	70
<i>Figura 34: pH y Eh Solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°2.</i>	72
<i>Figura 35: Concentración Especies más Importantes Solución Lixivante y Percolado vs Días de Lixiviación Columna N°2.</i>	73
<i>Figura 36: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°2.</i>	74
<i>Figura 37: Recuperación de Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°2.</i>	75
<i>Figura 38: pH y Eh de solución lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°2 Re-Lixiviada.</i>	77
<i>Figura 39: Concentración Especies más Importantes en el Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°2 re-Lixiviada.</i>	77
<i>Figura 40: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido versus Días de Lixiviación, Columna N°2 Re-Lixiviada.</i>	78
<i>Figura 41: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido Acumulados versus Días de Lixiviación, Columna 2 Re-Lixiviada.</i>	79
<i>Figura 42: pH y Eh solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.</i>	82
<i>Figura 43: Concentración Especies más Importantes en el Percolado versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.</i>	82
<i>Figura 44: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.</i>	83

<i>Figura 45: Recuperación de Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.</i>	<i>84</i>
<i>Figura 46: Mineral roleado y aglomerado, proceso de curado ácido.</i>	<i>85</i>
<i>Figura 47: Formación de glómeros en curado ácido.</i>	<i>85</i>
<i>Figura 48: pH y Eh Solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.</i>	<i>88</i>
<i>Figura 49: Concentraciones Especies más Importantes en Solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.</i>	<i>89</i>
<i>Figura 50: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido Acumulado versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.</i>	<i>90</i>
<i>Figura 51: Recuperación Acumulada Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.</i>	<i>91</i>
<i>Figura 52: Diagrama de Pourbaix sistema Fe-H₂O, a 25 °C.</i>	<i>92</i>
<i>Figura 53: Conversión versus tiempo, Columna de Lixiviación N°1.</i>	<i>97</i>
<i>Figura 54: Conversión versus tiempo, Columna de Lixiviación N°2.</i>	<i>98</i>
<i>Figura 55: Conversión versus tiempo, Columna de Lixiviación N°3.</i>	<i>98</i>
<i>Figura 56: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°1, Control por Reacción Química.</i>	<i>100</i>
<i>Figura 57: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°2, Control por Reacción Química.</i>	<i>100</i>
<i>Figura 58: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°2, Control por Difusión.</i>	<i>101</i>
<i>Figura 59: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°3, Control por Reacción Química.</i>	<i>101</i>
<i>Figura 60: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°3, Control por Difusión.</i>	<i>102</i>

ÍNDICE DE TABLAS.

<i>Tabla 1: Óxidos de cobre, presentes en minerales mixtos.</i>	9
<i>Tabla 2: Sulfuros de Cobre, presentes en minerales mixtos.</i>	10
<i>Tabla 3: Principales minerales consumidores de ácido.</i>	13
<i>Tabla 4: Leyes del Mineral.</i>	43
<i>Tabla 5: Dimensiones de la base y talud de la pila de lixiviación en función de la altura.</i>	47
<i>Tabla 6: Determinación Tasa de Inundación y Humedad Dinámica.</i>	48
<i>Tabla 7: Datos del mineral para prueba de Dosis de Agua.</i>	53
<i>Tabla 8: Datos para prueba de Dosis de Agua.</i>	53
<i>Tabla 9: Ensayo de Dosis de Agua en el Curado.</i>	54
<i>Tabla 10: Parámetros operación columna de lixiviación N°1.</i>	60
<i>Tabla 11: Parámetros de Operación Columna de Lixiviación N°2.</i>	71
<i>Tabla 12: Datos Curado ácido columna de Lixiviación N°3.</i>	80
<i>Tabla 13: Datos de Operación Columna de Lixiviación N°3.</i>	81
<i>Tabla 14: Resultados de las Columnas de Lixiviación.</i>	93
<i>Tabla 15: Resultados de las Columnas Re-Lixiviadas.</i>	93
<i>Tabla 16: Resultados Acumulados de las 3 Columnas de Lixiviación.</i>	93
<i>Tabla 17: Ajuste de parámetros para cinética de lixiviación de cobre.</i>	103
<i>Tabla 18: Masa de muestra requerida según tamaño máximo partícula.</i>	113
<i>Tabla 19: Análisis Granulométrico.</i>	130
<i>Tabla 20: Determinación Humedad Natural.</i>	131
<i>Tabla 21: Determinación Densidad Aparente.</i>	131
<i>Tabla 22: Determinación Peso Específico.</i>	132
<i>Tabla 23: Determinación Angulo de Reposo.</i>	132
<i>Tabla 24: Determinación Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.</i>	133
<i>Tabla 25: Resultados Prueba de Detección de Interferentes de Arcillas Intercambiadoras.</i>	134
<i>Tabla 26: Prueba Detección Interferentes Magnéticos.</i>	135
<i>Tabla 27: Datos de Pruebas ISO-pH.</i>	136
<i>Tabla 28: Datos Soluciones Pruebas ISO-pH.</i>	137
<i>Tabla 29: Resultados Balances de Masa Pruebas ISO-pH.</i>	138

<i>Tabla 30: Datos Pruebas Dosis de agua, ácido y tiempo de reposo.</i>	139
<i>Tabla 31: Resultados pruebas dosis de agua, ácido y tiempo de reposo.</i>	140
<i>Tabla 32: Datos pruebas curado ácido.</i>	141
<i>Tabla 33: Resultados pruebas curado ácido.</i>	142
<i>Tabla 34: Datos Columna de Lixiviación ISO-pH N°1.</i>	143
<i>Tabla 35: Datos Solución Lixivante Columna N°1.</i>	143
<i>Tabla 36: Datos Solución Lixivante Re-Lixiviación Columna N°1.</i>	144
<i>Tabla 37: Datos Percolado Columna de Lixiviación N°1.</i>	145
<i>Tabla 38: Datos Percolado Re-Lixiviación Columna N°1.</i>	146
<i>Tabla 39: Balances de Materia Columna de Lixiviación N°1.</i>	146
<i>Tabla 40: Consumo de Ácido Acumulado Columna de Lixiviación N°1.</i>	147
<i>Tabla 41: Balance de Materia Re-Lixiviación Columna N°1.</i>	148
<i>Tabla 42: Balance de Materia Total Columna de Lixiviación N°1.</i>	148
<i>Tabla 43: Datos Operación Columna de Lixiviación ISO-pH N°2.</i>	149
<i>Tabla 44: Datos Solución Lixivante Columna N°2.</i>	150
<i>Tabla 45: Datos Solución Lixivante, Re-Lixiviación Columna N°2.</i>	150
<i>Tabla 46: Datos Percolado, Columna de Lixiviación N°2.</i>	151
<i>Tabla 47: Datos del Percolado, Re-Lixiviación Columna N°2.</i>	151
<i>Tabla 48: Balance de Materia Columna de Lixiviación N°2.</i>	152
<i>Tabla 49: Balance de Materia Re-Lixiviación Columna N°2.</i>	152
<i>Tabla 50: Balance de Materia Acumulado al Ácido Sulfúrico, Columna de Lixiviación N°2.</i>	152
<i>Tabla 51: Balance de Materia Acumulado, Columna de Lixiviación N°2.</i>	153
<i>Tabla 52: Datos Operación Columna de Lixiviación ISO-pH N°3.</i>	154
<i>Tabla 53: Datos Solución Lixivante Columna de Lixiviación N°3.</i>	155
<i>Tabla 54: Datos Solución Lixivante, Re-Lixiviación Columna N°3.</i>	155
<i>Tabla 55: Datos Percolado Columna de Lixiviación N°3.</i>	155
<i>Tabla 56: Datos Percolado Re-Lixiviación Columna N°3.</i>	156
<i>Tabla 57: Balance de Materia Columna de Lixiviación N°3.</i>	156
<i>Tabla 58: Balance de Materia Re-Lixiviación Columna N°3.</i>	156
<i>Tabla 59: Balance de Materia Acumulado Columna de Lixiviación N°3.</i>	157
<i>Tabla 60: Balance de Materia Acumulado Columna de Lixiviación N°3.</i>	157
<i>Tabla 61: Ajuste modelo NSR, Control por Reacción Química, Columna N°1.</i>	158

Tabla 62: Ajuste modelo NSR, Control por Reacción Química, Columna N°2..... 158

*Tabla 63: Ajuste modelo NSR, Control por Difusión en la Capa de Residuo, Columna N°2.
..... 159*

Tabla 64: Ajuste modelo NSR, Control por Reacción Química, Columna N°3..... 159

*Tabla 65: Ajuste modelo NSR, Control por Difusión en la Capa de Residuo, Columna N°3.
..... 159*

Tabla 66: Dimensiones de la base del talud para cálculo de ángulo de reposo..... 162

NOMENCLATURA

A, B	: Reactantes.
C, D	: Productos.
a, b, c y d	: Coeficientes estequiométricos.
A_c	: Área Columna.
C_L	: Concentración del agente lixiviante (ácido) en el seno de la solución.
D	: Diámetro de la columna.
D_{ef}	: Difusividad efectiva.
d_i^*	: Diámetro.
d_i	: Abertura malla inferior.
d_{i+1}	: Abertura malla superior.
f_i	: Porcentaje retenido en cada malla.
G^0	: Ley del mineral.
H	: Altura total de la columna.
k_s	: Constante cinética de primer orden (Coeficiente de extracción).
M_1	: Masa del picnómetro vacío.
M_2	: Masa (picnómetro +parafina).
M_3	: Masa (picnómetro + muestra sólida).
M_4	: Masa (picnómetro + muestra sólida +parafina).
M_{RCC}	: Masa retenida en cada malla.

M_T	: Masa Total.
R	: Constante universal de los gases.
R	: Radio de la partícula (radio equivalente).
R_{Cu}	: Recuperación de cobre.
R_{Max}	: Máxima recuperación de cobre en un tiempo infinito de lixiviación.
T	: Temperatura.
TR	: Tasa de Riego.
TR_{ef}	: Tasa de Riego Efectiva.
V_C	: Volumen de la columna.
ΔG°	: Energía libre estándar de la reacción.
α	: Conversión.
α_i	: Actividad del compuesto i .
ρ_0	: Densidad del lecho mineral.
ρ_S	: Densidad del sólido.
$\rho_{parafina}$: Densidad de la parafina.
σ	: Factor estequiométrico (kg de mineral / kg ácido).
μ^0_i	: Potencial químico estándar del compuesto i .
τ_D	: Tiempo característico control por difusión.
τ_R	: Tiempo característico control por reacción química.

CAPITULO I

1. Introducción y Objetivos.

1.1. Introducción.

La Minera Hugo Ibarra Zenteno, ubicada en la localidad de Llay-Llay, región de Valparaíso, extrae mineral mixto de cobre (óxidos y sulfuros de cobre), el cual es vendido a ENAMI, con la restricción de que la ley de cobre total sea mayor al 1%. El mineral que no cumpla este requisito, es decir, tenga una ley de cobre total menor al 1%, es enviada a botaderos. Debido a lo anterior, para este trabajo de memoria, se recibió mineral de cobre con leyes menor al 1%, con la finalidad de encontrar los parámetros óptimos de tratamiento vía hidrometalurgia, para un posible proceso de lixiviación en pilas.

La lixiviación en pilas es uno de los métodos más utilizados actualmente, y debido a lo anterior es necesario conocer que sucede al interior de la pila, con el fin de optimizar el proceso o predecir que comportamiento tendrán los minerales al ser tratados por este método. De ahí nace el concepto de lixiviación en columna. La columna de lixiviación es la mejor representación de la pila de lixiviación (Fig. 1). Este modelo es capaz de representar las mismas condiciones de tratamiento como tasa de riego y concentración de ácido sulfúrico, entregando resultados que también representa los de la pila, como consumo de ácido sulfúrico y recuperación de cobre. Así se intenta buscar a escala laboratorio cuales son los parámetros y condiciones ideales de trabajo de una pila de lixiviación y llevarlos a escala industrial.

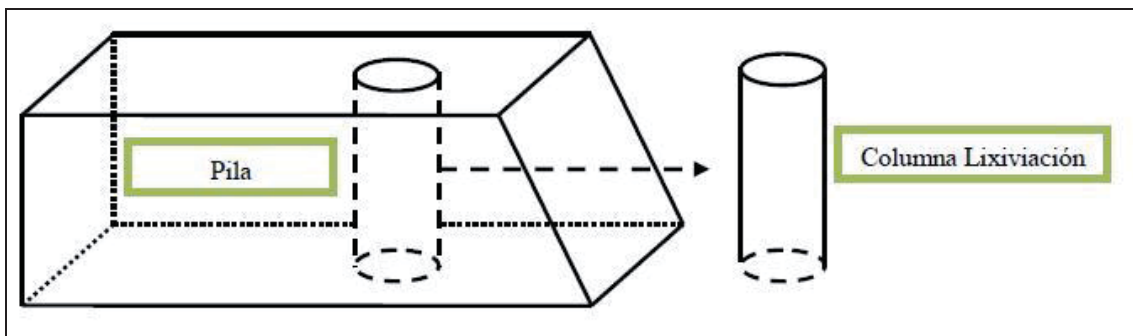


Figura 1: Representación esquemática de la relación pila-columna de lixiviación.

Por lo tanto, el presente trabajo de título se basó en la obtención de parámetros metalúrgicos óptimos para la lixiviación de un mineral mixto (óxido y sulfuros de cobre), mediante pruebas básicas metalúrgicas y luego con pruebas de lixiviación en columna ISO-pH.

1.2. Objetivos.

1.2.1. Objetivo General.

El objetivo principal del siguiente trabajo de título es determinar parámetros metalúrgicos óptimos para el tratamiento de minerales oxidados y sulfurados de cobre (material mixto) de baja ley con altos contenidos de impurezas e interferentes, provenientes de la Minera Hugo Ibarra Zenteno.

1.2.2. Objetivos Específicos.

- I. Desarrollar pruebas metalúrgicas para obtener condiciones óptimas de lixiviación.
- II. Detectar la presencia de interferentes que afecten la recuperación de cobre.
- III. Evaluar proceso de aglomerado-curado ácido, para optimizar proceso de lixiviación.
- IV. Realizar pruebas de lixiviación en columnas ISO-pH.
- V. Establecer parámetros cinéticos a través de modelo de núcleo sin reaccionar.

CAPITULO II

2. Marco Teórico.

2.1. Reacciones Químicas en el Proceso de Lixiviación.

Sabemos que las reacciones químicas se suelen escribir de la siguiente forma^[1-2, 6]:



Donde:

A, B: Reactantes.

C, D: Productos.

a, b, c y d: Coeficientes estequiométricos.

También se conoce que la energía libre estándar de la reacción (ΔG°) puede determinarse conociendo los potenciales químicos estándares o energías libres de formación de los reactantes y los productos:

$$\Delta G^\circ = c\mu_c^0 + d\mu_d^0 - a\mu_a^0 - b\mu_b^0 \quad (\text{Ecuación 1})$$

Donde μ_i^0 es el potencial químico estándar del compuesto i.

Además la variación de la energía libre de esta reacción puede ser expresada como:

$$\Delta G = \Delta G^\circ + RT \ln \frac{\alpha_C^c * \alpha_D^d}{\alpha_A^a * \alpha_B^b} \quad (\text{Ecuación 2})$$

Se define K como la constante de equilibrio de la reacción a la temperatura T:

$$K = \frac{\alpha_C^c * \alpha_D^d}{\alpha_A^a * \alpha_B^b} \quad (\text{Ecuación 3})$$

Por lo tanto, en el equilibrio, cuando:

$$\Delta G = 0$$

La Ecuación 2-2, queda de la forma:

$$\ln K = \frac{-\Delta G^0}{RT} \quad (\text{Ecuación 4})$$

Si se sabe que:

$$\ln x = 2.303 \log x \quad (\text{Ecuación 5})$$

Y se reemplaza el valor de:

$$R = 1,987$$

A la temperatura de:

$$T = 298 [K]$$

La Ecuación 2-4, queda dada por:

$$\log K = \frac{-\Delta G^0}{1363,67} \quad (\text{Ecuación 6})$$

Los coeficientes de actividad para soluciones diluidas (concentraciones menores a 10% molar) pueden considerarse iguales a sus concentraciones molares. Las actividades para líquidos puros o sólidos son igual a 1 y en los gases pueden considerarse igual a su presión parcial.

En lixiviación se tienen reacciones entre un metal oxidado y el ácido sulfúrico, y en general son del tipo:



Estas reacciones para un óxido de cobre ocurren espontáneamente, ya que si se calcula la variación de la energía libre, esta da como resultado un valor negativo.

2.2. Cinética de Lixiviación de un Mineral de Cobre.

Al contactar una solución ácida con un mineral de cobre, tanto las especies mineralizadas (especialmente óxidos), como la ganga portadora de ellas reaccionarán de acuerdo con la velocidad característica de cada uno, y definiendo en conjunto el consumo de ácido del mineral.

Una forma simple de entender los mecanismos de cinética heterogénea es utilizando el modelo de núcleo no reaccionado o núcleo recesivo.

Este modelo explica el comportamiento parabólico de la lixiviación, que está relacionado con las etapas involucradas en el mecanismo de lixiviación de una partícula de mineral.

Estas etapas son ^[5]:

- 1: Reactivo lixivante (H^+ , Fe^{+3}) difunde a través de capa límite hacia superficie de la partícula.
- 2: Reactivo lixivante difunde en el interior de la partícula hacia la zona de reacción.
- 3: Ocurre la reacción química, se forman productos de la reacción.
- 4: Productos solubles de la reacción (Cu^{+2} , Fe^{+2}) difunden en el interior de la partícula hacia la superficie de ésta.
- 5: Productos solubles difunden a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

Estas etapas se esquematizan en la Fig. 2 para el caso de las reacciones 2 y 4:

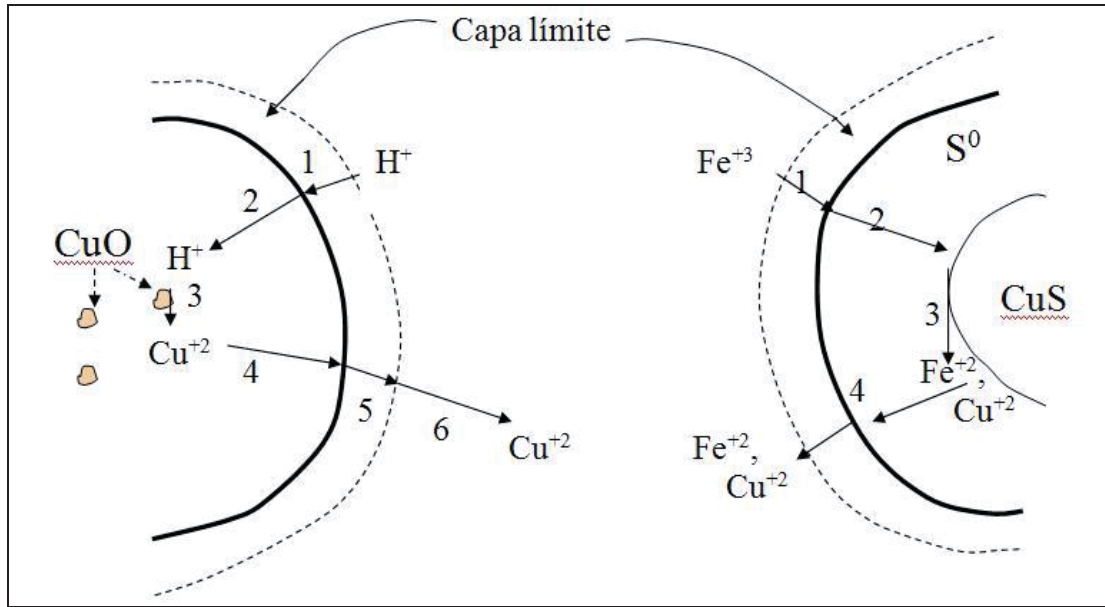


Figura 2: Esquematación de las etapas de lixiviación de una partícula mineral oxidada y sulfurada de cobre.

La velocidad de lixiviación es inicialmente alta ya que el reactivo reacciona directamente a las especies de cobre presentes en la superficie de la partícula. Con el tiempo la velocidad de lixiviación decae porque la superficie de reacción está cada vez más alejada de la superficie de la partícula y entonces los reactivos y productos toman más tiempo en desplazarse al interior de la partícula (Figura 3). La velocidad de reacción (de formación o de consumo) de las especies está dada por su velocidad molar de difusión. En la superficie genérica de radio r se representa como ^[5]:

$$-\frac{dN_i}{dx} = 4\pi r^2 J_i \quad \text{(Ecuación 7)}$$

en que J_i es la densidad de flujo de i (moles i / tiempo x área) en el sólido a través de la superficie de la esfera de radio r , y que está dada por la Ley de Fick ^[5]:

$$J_i = D_{ef} \frac{dC_i}{dr} \quad \text{(Ecuación 8)}$$

Donde J_i es el flujo a través de la capa de cenizas del reactante o producto i , D_{ef} es el coeficiente de difusión efectiva del reactante o producto a través de la capa de mineral ya reaccionada.

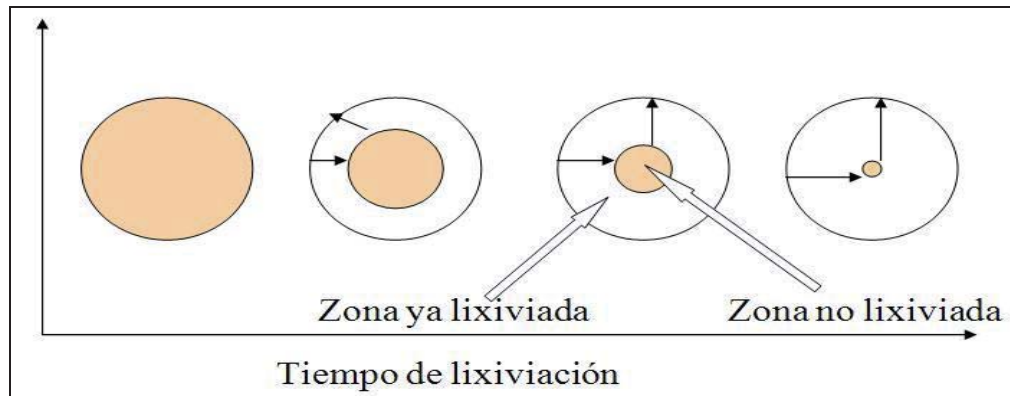


Figura 3: Esquema velocidad de reacción, modelo de núcleo sin reaccionar.

Este modelo, asume que al avanzar el frente de reacción a través de una partícula esférica esta mantiene su forma y tamaño al mantenerse la capa de mineral reaccionado. De esta forma, antes de que ocurra la reacción es necesaria la difusión de los reactivos a través de la capa de material lixiviado (Figura 3), y se asume que luego se produce una reacción de primer orden en la superficie del núcleo no reaccionado de la partícula [4].

El modelo está basado en suponer que el mineral es isotrópico y que tanto los reactivos como los productos son transportados por la solución que llena completamente los poros de la partícula. Además se supone que la solución es suficiente para cubrir completamente y circular por la superficie externa de la partícula de mineral [4-5].

En el caso de minerales de cobre es común el uso de este modelo, considerando como agente lixivante el ácido en el caso de minerales oxidados y el ion férrico para lixiviación de sulfuros.

La velocidad de disolución y de consumo de ácido de mineral, es expresada entonces por leyes diferenciales e integrales de la forma [5]:

$$\frac{d\alpha}{dt} = \frac{3*(1-\alpha)^{\frac{2}{3}}}{6*\tau_D*[(1-\alpha)^{1/3}-(1-\alpha)^{2/3}]+\tau_R} \quad \text{(Ecuación 9)}$$

$$t = \tau_D * \left[1 + 2 * (1 - \alpha) - 3 * (1 - \alpha)^{2/3} \right] + \tau_R * \left[1 - (1 - \alpha)^{1/3} \right] \quad \text{(Ecuación 10)}$$

$$\tau_D = \frac{G^0 * \rho_0 * R^2}{6 * \sigma * D_{ef} * C_L} \quad \text{(Ecuación 11)}$$

$$\tau_R = \frac{\rho_0 * R}{\sigma * k_s * C_L} \quad \text{(Ecuación 12)}$$

Para el caso que se tenga control por reacción química, es decir la difusión del ión es lo suficientemente rápida como para que el mecanismo de reacción este limitado por la velocidad de la reacción química, se tendrá ^[5]:

$$\frac{d\alpha}{dt} = \frac{3 * (1 - \alpha)^{2/3}}{\tau_R} \quad \text{(Ecuación 13)}$$

$$t = \tau_R * \left[1 - (1 - \alpha)^{1/3} \right] \quad \text{(Ecuación 14)}$$

Donde τ_R es el tiempo necesario para que ocurra la reacción completa de una partícula o también llamado tiempo característico de control por reacción química.

En cambio si el control es por difusión en el residuo, o bien la reacción química es suficientemente rápida como para que la difusión de los protones en la ceniza de material reaccionado sea la etapa limitante del mecanismo de reacción ^[5]:

$$\frac{d\alpha}{dt} = \frac{(1 - \alpha)^{1/3}}{2 * \tau_D * \left[1 - (1 - \alpha)^{1/3} \right]} \quad \text{(Ecuación 15)}$$

$$t = \tau_D * \left[1 + 2 * (1 - \alpha) - 3 * (1 - \alpha)^{2/3} \right] \quad \text{(Ecuación 16)}$$

Donde τ_D es el tiempo necesario para lixiviar toda la partícula a través de la capa de cenizas o también llamado tiempo característico de control por difusión.

Al considerar la cinética, se debe además tomar en cuenta la complejidad asociada a los fenómenos de intercambio iónico entre la solución y la ganga, del mismo modo que las reacciones que generan ácido como aquellas de precipitación de hidróxidos o disolución de pirita.

2.3. Características de los Minerales de Cobre.

Las reacciones de lixiviación generalmente involucran la presencia de mezclas de minerales sulfurados y oxidados. El cobre está presente en una amplia gama de mineralizaciones tales como: óxidos, carbonatos, silicatos, hidróxidos de cobre y hierro, y otros; los que son lixiviados usando mezclas de ácido sulfúrico, sulfato férrico y bacterias.

2.3.1. Minerales de Cobre.

Los minerales de cobre se presentan en la naturaleza en forma de menas sulfuradas, menas oxidadas y en asociaciones con otros sulfuros metálicos, constituyendo sulfuros complejos ^[1-2, 6].

Los principales óxidos de cobre que se encuentran en los minerales oxidados o mixtos (sulfuros y óxidos) son los siguientes:

Tabla 1: Óxidos de cobre, presentes en minerales mixtos.

Especie	Composición Química
Tenorita	CuO
Cuprita	Cu ₂ O
Azurita	Cu ₃ (OH) ₂ (CO ₃) ₂
Malaquita	Cu ₂ (OH) ₂ CO ₃
Crisocola	CuSiO ₃ ·2H ₂ O
Brocantita	CuSO ₄ ·3Cu(OH) ₂

La disolución de estas especies se puede lograr por dos métodos: físico o químico.

La disolución física es el caso más simple de lixiviación, en este caso los minerales son solubles al agua y se disuelven en una fase acuosa sin que haya transformación química. Los minerales de cobre solubles al agua son los sulfatos, cloruros y carbonatos.

Cloruro de Cobre:



En la disolución química, el mineral generalmente tiene un enlace covalente, es insoluble en agua pero soluble en presencia de ciertos iones en la solución. Este tipo de disolución es presentada por los silicatos y óxidos de cobre que contienen Cu^{+2} , Fe^{+3} y Mn^{+4} . Estas especies requieren una mayor acidez en la solución para afectar el equilibrio y así producir una mayor disolución del sólido en solución.

Tenorita:



Generalmente, los minerales oxidados no son determinados individualmente en una muestra de mineral, sino que son cuantificados en un test de disolución y consumo de ácido y son por tanto identificados como cobre soluble en ácido.

Por lo general la mayor parte de los óxidos se disuelven en ácido diluido por un proceso químico. Sin embargo, existen algunos óxidos que son insolubles en ácido y requieren de un agente oxidante (Fe^{+3} , O_2 , H_2O_2 , etc.) para su disolución.

Cuprita:



De mayor abundancia que los anteriores encontramos a minerales sulfurados, siendo los principales sulfuros de cobre:

Tabla 2: Sulfuros de Cobre, presentes en minerales mixtos.

Especie	Composición Química
Calcosina	Cu_2S
Covelina	CuS
Calcopirita	CuFeS_2
Bornita	Cu_5FeS_4
Cubanita	CuFe_2S_4
Enargita	Cu_3AsS_4

A diferencia de los minerales oxidados, la disolución de los sulfuros de cobre ocurre por un proceso electroquímico, que a diferencia de los procesos físicos y químicos, en este proceso hay un sólido conductor (metal) o tiene enlaces covalentes con

propiedades semiconductoras. Además hay una transferencia de electrones desde la fase sólida hacia las especies reactivas, por lo tanto se necesita de semi-reacciones que puedan formar un par de óxido-reducción. Para minerales sulfurados estas reacciones necesitan de un agente oxidante para que ocurra la disolución (Fe^{+3} , O_2 , H_2O_2 , etc.).

Covelina:



Estas reacciones no consumen ácido, sin embargo requieren de condiciones ácidas para que puedan ocurrir. Esto se debe fundamentalmente a que la solubilidad del sulfato férrico baja a valores cercanos a cero a pH superior a 3.

2.3.2. Ganga Mineral.

Las gangas minerales en general consumen ácido y dentro de las que consumen mayor cantidad se encuentran los carbonatos. En el caso de minerales de cobre los carbonatos más abundantes son: magnesita ($MgCO_3$), dolomita ($CaMg(CO_3)_2$), calcita ($CaCO_3$), y siderita ($FeCO_3$). La descomposición de estos carbonatos suele acompañarse de la generación de precipitados como $CaSO_4$ y $MgSO_4$, produciendo una barrera difusional. En general la descomposición de carbonatos tiene una velocidad mucho mayor que la lixiviación simultánea de los minerales expuestos y por lo tanto la formación de precipitados tendrá un efecto adverso al bloquear el acceso a los sitios de reacción e influir desfavorablemente sobre la permeabilidad de la pila y la percolación de las soluciones ^[1-2, 6].

Otro tipo de ganga la constituyen aquellas que contienen potasio, fundamentalmente en la forma de feldespato de potasio $KAlSi_3O_8$ y las arcillas mineralógicas. Este tipo de ganga libera normalmente Al^{3+} , Mg^{2+} y K^{+} en presencia de ácido sulfúrico. El potasio se encuentra además en cantidad importante en depósitos porfídicos como biotita $H_2K(Mg,Fe)3Al(SiO_4)_3$ y silicatos minerales similares. El potasio de estas estructuras es rápidamente intercambiado por protones u otros cationes pequeños. Luego son

disueltos los otros cationes de la estructura pero con una cinética mucho menor (salvo la sílice que permanece como residuo) y en proporción estequiométrica.

Debe destacarse que la liberación de potasio, en presencia de sulfato férrico, puede producir la precipitación de jarositas potásicas $KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$ (o bien sódicas, si hay sodio) y en presencia de sulfato de aluminio, puede producir también la precipitación de alunitas potásicas $KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$. Esto incide en las características de permeabilidad de la pila y en la disponibilidad de sulfato férrico como agente lixivante.

Las películas de silicatos, óxidos de hierro hidratados y sulfato de calcio precipitado son capaces de conducir procesos de intercambio iónico con soluciones acuosas, promoviendo la remoción de algunos metales. Este es un proceso reversible en el cual las partículas sólidas de la arcilla adsorben iones de la fase acuosa liberando a la vez otros iones en cantidades equivalentes en carga y masa, estableciéndose el equilibrio entre ambas fases.

Como se mencionó anteriormente, estas arcillas producen impregnación de Cu en los ripios de 2 formas ^[9]:

Físicas: debido a la precipitación de compuestos que forman sectores impermeables al paso de la solución lixivante dentro de la pila (jarositas y alunitas potásicas).

Químicas: por intercambio iónico entre los iones Cu^{+2} y los iones metálicos presentes en la red cristalina de las arcillas.

El intercambio iónico entre el Cu^{+2} y los cationes Na^+ , Ca^{+2} y Mg^{+2} aumenta conforme disminuye la concentración de H^+ (o aumenta el pH).

La composición de la ganga mineral varía en forma importante de una mena a otra, por lo cual una de las formas de caracterizarlas que podemos utilizar es medir la velocidad de disolución y valor máximo de consumo de ácido que presenta.

El mineral más común que consume ácido es la calcita (carbonato de calcio), que reacciona con el ácido para formar bicarbonato o ácido carbónico:



Asimismo estas especies entran en equilibrio para formar dióxido de carbono:



La calcita es generalmente el más reactivo de los minerales consumidores de ácido y como además es uno de los más comunes, se le utiliza como referencia para señalar el potencial de consumo de ácido de un mineral. En el cuadro siguiente se expresa el potencial de consumo de ácido de los carbonatos e hidróxidos más abundantes.

Tabla 3: Principales minerales consumidores de ácido.

Mineral	Composición	Potencial de Consumo de Ácido
Carbonatos		
Calcita / Aragonita	CaCO ₃	100
Dolomita	MgCa(CO ₃) ₂	92
Siderita	FeCO ₃	116
Magnesita	MgCO ₃	84
Rodocrosita	MnCO ₃	115
Witerita	BaCO ₃	196
Ankerita	CaFe(CO ₃) ₂	108
Hidróxidos		
Malaquita	Cu ₂ CO ₃ (OH) ₂	74
Gibsita	Al(OH) ₃	26
Limonita /Geotita	FeO*OH	89
Manganita	MnO*OH	88
Brucita	Mg(OH) ₂	29

El potencial de consumo de ácido corresponde el peso en gramos necesario para lograr el mismo efecto neutralizador que cien gramos de calcita.

Los elementos anteriores dicen relación con las capacidades máximas de consumo de ácido, sin embargo en procesos de lixiviación pueden tener mayor relevancia las características asociadas a la velocidad con las cual se realiza el consumo de ácido.

2.4. Proceso de Aglomerado- Curado Ácido.

El aglomerado-curado, desde el punto de vista químico, produce una rápida y enérgica sulfatación de los óxidos, lo que se traduce en soluciones efluentes altamente concentradas en cobre; solubiliza hierro que es la base del ion férrico necesario para la disolución de sulfuros; estabiliza la sílice evitando su forma coloidal que es la causante de pérdidas de orgánico en la extracción por solventes. Desde el punto de vista físico, produce la aglomeración de los finos en torno a las partículas más gruesas de mineral, lo que genera un material de tamaño relativamente homogéneo y estable, generando en la pila un volumen importante de huecos, fundamental para las buenas condiciones de permeabilidad líquida y gaseosa del lecho de mineral aglomerado [1-2, 6].

2.4.1. Aglomerado.

El proceso de aglomeración tiene como objetivo preparar el material mineralizado par la lixiviación, de manera de asegurar un buen coeficiente de permeabilidad de la solución.

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

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

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 mediante la reducción del área interfacial agua-aire, por fuerzas de adhesión originadas debido a cualquiera de los siguientes mecanismos ^[1, 6]:

- Fuerzas de adhesión del tipo Van der Waals que aparecen por dipolos permanentes o instantáneos originados en las moléculas.
- Fuerzas atractivas electrostáticas que aparecen como consecuencia de potenciales de contacto o de interface.
- Exceso de carga en las partículas, que para el caso específico de materiales no conductores, produce fuerzas de tipo coulombico.
- Uniones líquidas o puentes líquidos entre partículas denominados pendular y funicular. Aparecen debido a fenómenos de “mojabilidad” o tensión superficial. Es decir, los sólidos, al tener una energía libre por unidad de área (tensión superficial) debido a los enlaces desbalanceados de su superficie (proceso de mojado), forman los puentes o uniones líquidas que pueden ser de forma tal que el líquido cubra parcialmente o totalmente a las partículas, envolviéndolas o no. Tal como se muestra en la Fig. 4.

En el caso de la aglomeración de minerales de cobre, son varios mecanismos los que intervienen; pero los más importantes son las uniones líquidas y sólidas debidas al crecimiento de ligantes inorgánicos y orgánicos tales como la cal, el cemento, carbonatos, sulfatos, residuos de petróleo, dextrina, almidón, pulpas de papel, etc.

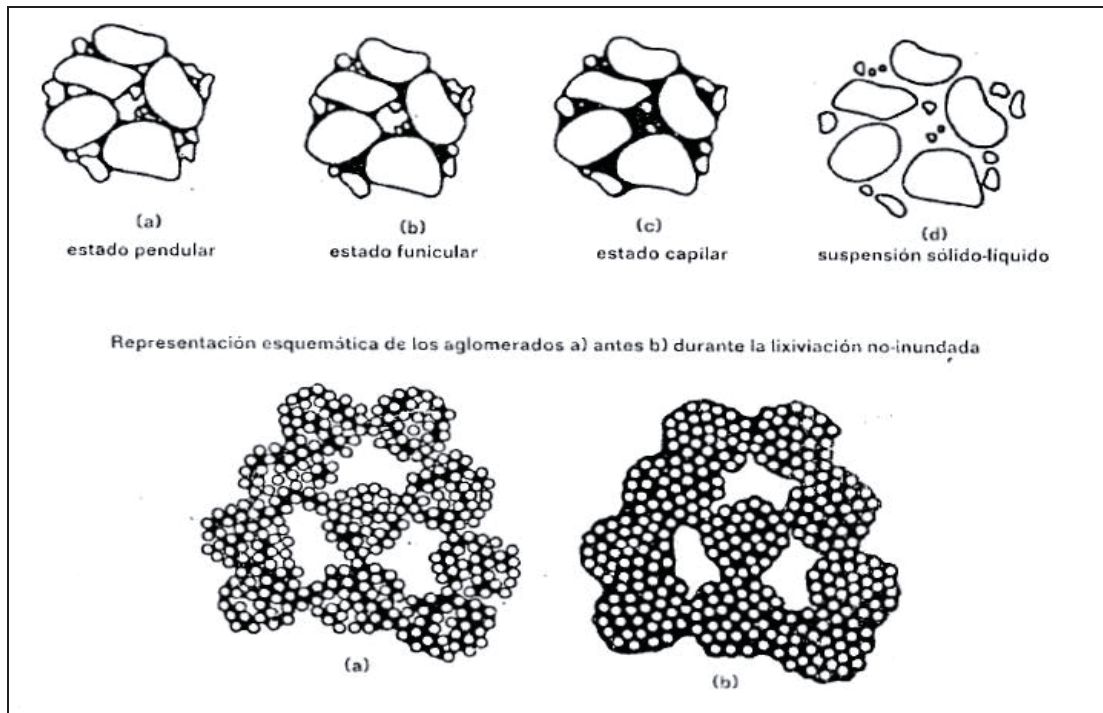


Figura 4: Diferentes estados de equilibrio en la formación de aglomerados.

De acuerdo a la literatura técnica actualmente disponible y a las condiciones de operación de numerosas minas de Sudamérica, no hay un criterio de control o metodología suficientemente acertada para ser extensamente aceptada, la cual describa la calidad de un glomero ^[6].

El Test del guante es uno de los pocos métodos comúnmente usados. Este consiste en la inspección visual de una muestra de material aglomerado por un operador en forma manual. Pero este es subjetivo, y proporciona una muy limitada indicación de la calidad.

2.4.2. Curado Ácido.

Si se considera la adición de una solución lixiviante en la parte superior de una pila de mineral, se puede ver que inicialmente esta solución presenta condiciones de Eh y de pH correspondientes al campo de estabilidad de ion Cu^{+2} ^[6].

Sin embargo, si el mineral que se está tratando presenta una ganga reactiva o moderadamente reactiva, a medida que progresa la lixiviación ácida en un frente descendente, el ácido se va consumiendo. Lo mismo ocurrirá si la altura del lecho de

mineral es mayor, tal que el ácido se consume antes de llegar a la parte inferior de la pila. En estos casos se tiene un frente de reacción que impone una acelerada variación, en sentido negativo, del valor de Eh y un aumento de pH.

Si la velocidad de la reacción de la solución con el mineral y la ganga es mayor que la velocidad de reposición del ácido, entonces se puede llegar a perder la totalidad de los iones férricos y, en breve, a consumir la totalidad de los iones hidrógeno (protones disponibles para la lixiviación). Con esto, las condiciones de Eh – pH de la solución de lixiviación ya dejarán de estar en el dominio del campo de estabilidad del ion Cu^{+2} , y pasaran al campo de estabilidad de la crisocola, el cobre nativo o la calcosina.

Para evitar estas situaciones se incorporó un pre tratamiento con ácido concentrado al mineral que se va a lixiviar. Este ácido es uniformemente distribuido, previo a su ubicación en la pilas, logrando con esto una dosificación a la medida de cada requerimiento, ya sea por parte de los minerales del yacimiento, o parte de la ganga.

Además, la distribución anticipada del ácido permite que este reaccione sobre todas y cada una de las partículas del mineral, logrando una acción de transformación de las especies minerales de cobre que están próximas a la superficie, normalmente en sulfato de cobre (Fig. 5). Con este método se ha logrado inhibir la disolución de algunas especies indeseables de la ganga como el aluminio y la sílice (SiO_2)^[1, 6].

Cuando, una vez armada la pila, se aplica la soluciones de lixiviación propiamente tales, estas se encuentran en toda la trayectoria a través del lecho de mineral, ya acidulada y, en muchos casos, sin consumir una mayor cantidad de ácido se limitan a disolver el sulfato de cobre ya producido por el pre tratamiento ácido. Este pre tratamiento con ácido concentrado ha recibido el nombre de curado ácido.

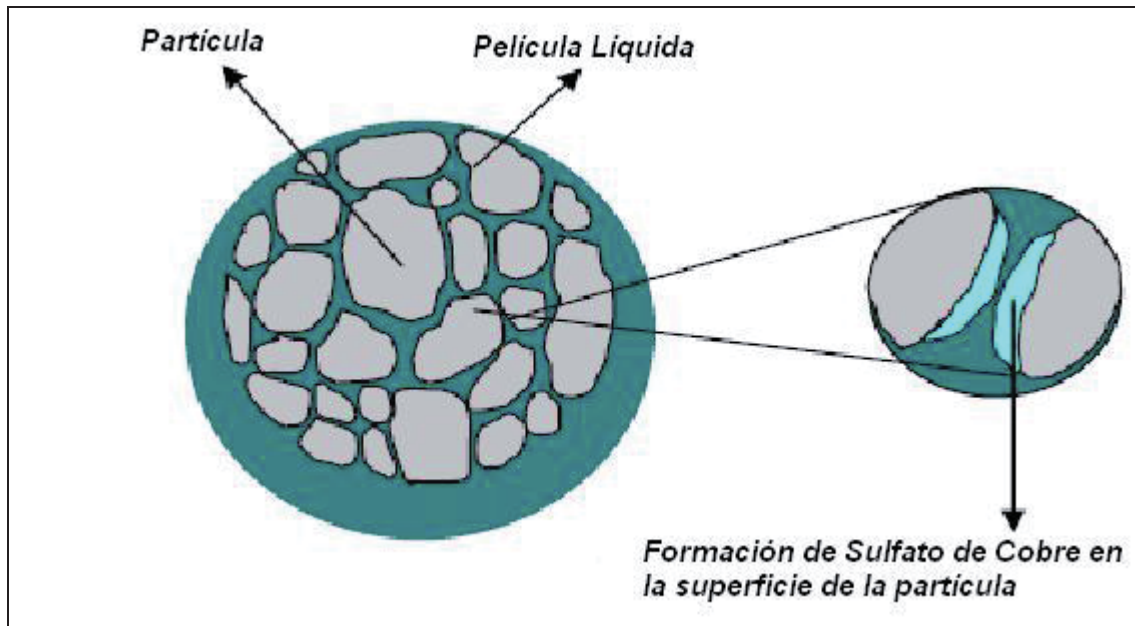


Figura 5: Detalle que muestra la acción del ácido en la zona de reacción de la partícula.

CAPITULO III

3. Trabajo Experimental.

3.1. Descripción del Mineral.

Para este trabajo se utilizó un mineral mixto de cobre (óxidos y sulfuros), proveniente de la Minera “Hugo Ibarra Zenteno”, ubicada en la localidad de Llay-Llay, región de Valparaíso.

Se recibieron 2 bolsas de mineral, con un peso total de 56,6 [kg]. Se podía observar a simple vista un exceso de humedad en el mineral, debido a las lluvias que se presentaron en ese tiempo, por lo que se tuvo que secar el mineral en su totalidad, para su mejor manejo en las pruebas a realizar.

El mineral es de color café claro, con algunos tonos verdes turquesa en las rocas de mayor tamaño, también se podían ver algunos tonos blancos y rojizos pertenecientes a minerales Silicios.

Al parecer el material venía de un chancado secundario, ya que las partículas de mayor tamaño estaban bajo 1 ½” y sobre 1”. Debido a esto, este material fue triturado en el Chancador de mandíbula del Laboratorio de Operaciones Unitarias de la Escuela de Ingeniería Química, y así dejar todo el mineral 100% de un tamaño bajo 1” para las pruebas posteriores.

El procedimiento detallado se obtiene en el Anexo A.

3.1.1. Ley del Mineral.

Para esto se tomó una muestra representativa del lote completo a través de cuarteos sucesivos y se pulverizó (100% bajo #100 U.S Standard), y los metales deben ser disueltos por medio de la adición de ácido sulfúrico.

Para determinar la ley de cobre soluble, se disolvió el mineral con ácido sulfúrico al 10% en peso, durante una hora con agitación magnética y luego se determina el cobre disuelto en la solución.

También se introduce el término “Tasa de Oxidación”, que es la razón entre el cobre disuelto en ácido sulfúrico y el cobre total en el mineral. Esta relación define la recuperación máxima de cobre soluble que se puede obtener en la lixiviación del mineral y viene dada por la Ecuación 17:

$$Tasa\ de\ Oxidación[\%] = \frac{Ley\ de\ Cobre\ Soluble}{Ley\ de\ Cobre\ Total} * 100 \quad (Ecuación\ 17)$$

Para determinar la ley total de especies presentes en el mineral, se usa un espectrómetro de absorción atómica.

3.1.2. Análisis Mineralógico.

La caracterización mineralógica tiene por objetivo reconocer y cuantificar las especies mineralógicas presentes de la mena y también de la ganga, poniendo énfasis en identificar las especies de la ganga que puedan ser perjudiciales para la lixiviación.

Una muestra de mineral fue enviada a las oficinas del GEA, los cuales tienen sus protocolos de Trabajo.

El detalle del procedimiento de la obtención de la muestra enviada se encuentra en el Anexo A.

3.1.3. Granulometría.

La granulometría se define como la distribución de los diferentes tamaños de partículas de un mineral o muestra sólida en general, expresado como porcentaje en relación con el peso total de la muestra seca. Para esto se ocupan tamices normalizados, numerados y ordenados en forma decreciente en según su abertura.

- **Mallas Tyler:** en estos tamices, su designación numérica corresponde al número de aberturas por pulgada lineal, es decir, la malla 100 tiene 100 aberturas en una pulgada.
- **Mallas US Standard o ASTM:** en estos tamices la relación es lineal, es decir, la malla 100 tiene el doble de tamaño que la malla 200.

Cuando un mineral se tamiza, queda retenida muestra sobre cada malla. El diámetro medio de estas muestras puede ser calculado basado en la abertura de la malla superior e inferior:

- Diámetro basado en el **Promedio Geométrico**:

$$d_i^* = \sqrt{d_i * d_{i+1}} \quad \text{(Ecuación 18)}$$

Donde:

d_i : Abertura malla inferior.

d_{i+1} : Abertura malla superior.

Cuando se realiza un análisis granulométrico, una porción de mineral quedará retenido sobre cada malla. Esta se masa en la balanza, y posteriormente se almacena.

Con la masa de mineral retenida, se calcula el porcentaje de mineral retenido de acuerdo a la siguiente fórmula (Ecuación 19):

$$\%_{\text{Retenido}} = f_i = \frac{M_{RCC}}{M_T} * 100 \quad \text{(Ecuación 19)}$$

Luego, se calcula el porcentaje retenido acumulado, sumando los porcentajes de cada malla. Este porcentaje R_i , representa todas las partículas mayores al tamiz i (Ecuación 20).

$$R_i = \sum_{i=1}^i f_i \quad \text{(Ecuación 20)}$$

Por último se calcula la Fracción Acumulada Pasante, que corresponde a lo contrario del R_i , este representa la totalidad de mineral que pasa por la malla o tamiz i , de acuerdo a la Ecuación 21:

$$F_i = 100 - R_i \quad (\text{Ecuación 21})$$

Con esta información se procede a construir el gráfico Porcentaje Acumulado pasante versus número de malla o Porcentaje Acumulado Pasante versus Tamaño de partícula.

3.2. Pruebas de Caracterización Física.

Las pruebas de caracterización física tienen como objetivo general, entregar valores de parámetros físicos que se usaran en futuras pruebas metalúrgicas como: tasa de riego aplicable, dosificación de líquidos a aplicar en la etapa aglomerado-curado y geometría de apilamiento.

En esta etapa de caracterización está comprendida por las siguientes pruebas:

- Humedad Natural.
- Ángulo de Reposo.
- Densidad Aparente.
- Peso Específico o Densidad Real.
- Humedad Dinámica.
- Humedad de Impregnación.

3.2.1. Humedad Natural.

El objetivo de esta prueba es determinar la humedad que posee la muestra de mineral con el fin de establecer dosificaciones de líquidos en las pruebas de aglomerado curado.

La Humedad Natural se define como la cantidad de agua que posee el mineral al ser extraído del yacimiento.

Se calcula según la Ecuación 22:

$$\text{Humedad Natural [\%]} = \frac{\text{Masa mineral húmedo} - \text{Masa mineral seco}}{\text{Masa mineral seco}} * 100$$

(Ecuación 22)

3.2.2. Ángulo de Reposo.

Su objetivo general es determinar el ángulo de reposo para definir la geometría de apilamiento.

Se define como el ángulo de reposo al ángulo formado por el mineral con la base de los taludes. Es usado en el diseño de la geometría de apilamiento y en la definición de los revestimientos necesarios para contener los taludes de la pila.

Se calcula midiendo el espacio que ocupa un apilamiento de mineral, como se muestra en las Figuras 6 y 7 y usando la Ecuación 23:

$$\text{Angulo de Reposo [grados]} = \tan^{-1} \left(\frac{\frac{H_1+H_2}{2}}{\frac{L_1+L_2+L_3+L_4}{4}} \right)$$

(Ecuación 23)

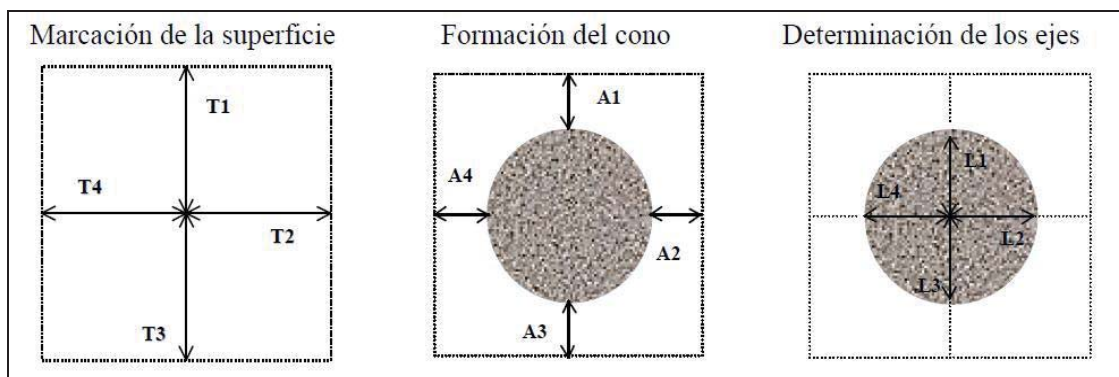


Figura 6: Esquema para la determinación del ángulo de reposo, Base.

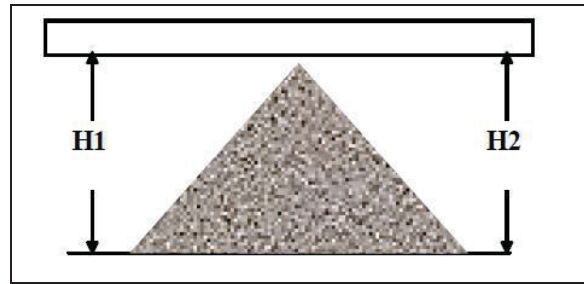


Figura 7: Esquema para la determinación del ángulo de reposo, Altura.

Teniendo el ángulo de reposo (AR), como se muestra en la Figura 8, se puede calcular las dimensiones del talud que formará el mineral mediante el Teorema del Seno (Ecuación 24), que representa una relación de proporcionalidad entre las longitudes de los lados de un triángulo y los senos de los ángulos respectivamente opuestos.

$$\frac{\alpha}{\sin \alpha} = \frac{\beta}{\sin \beta} = \frac{\gamma}{\sin \gamma} \quad \text{(Ecuación 24)}$$

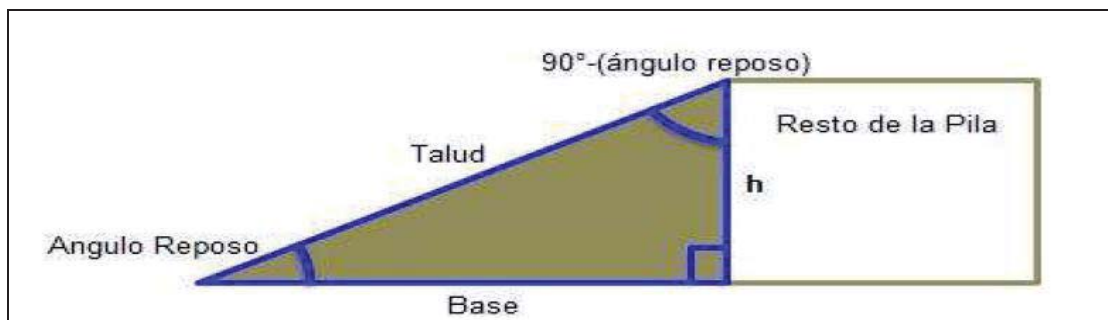


Figura 8: Formación de una pila de lixiviación.

Dándose una altura de pila h, se puede calcular las dimensiones de la base y el talud con la ecuación 25:

$$\frac{h}{\sin(AR)} = \frac{Talud}{\sin 90^\circ} = \frac{Base}{\sin(90^\circ - AR)} \quad \text{(Ecuación 25)}$$

3.2.3. Densidad Aparente.

Esta prueba tiene como objetivo determinar un valor referencial de la densidad aparente de lechos formados por el mineral, útil para el diseño de columnas que a futuro se usarán para su estudio.

Se llama densidad aparente a la razón entre la masa y el volumen que ocupa. Se usa el término “aparente” debido a que el ordenamiento del mineral influye en su volumen al quedar espacios vacíos entre partículas.

El valor de densidad aparente es usado para cálculos de apilamiento, para determinar el volumen que ocupa cierto tonelaje de mineral. Este valor dependerá de la granulometría, de la técnica y altura de apilamiento, que influye en el grado de compactación.

Esta prueba es aplicable tanto al mineral natural, como al previamente tratado y a los rípios.

Para calcular la densidad aparente se debe medir el volumen que ocupa una cierta cantidad de mineral como se muestra en la Figura 9, usando la Ecuación 26:

$$\rho_{ap} \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right] = \frac{\frac{\text{Masa del mineral [kg]}}{1000}}{(L_{\text{Total}} - L_{\text{Sobrante}})[\text{m}] * \pi * \frac{(d[\text{m}])^2}{4}} \quad (\text{Ecuación 26})$$

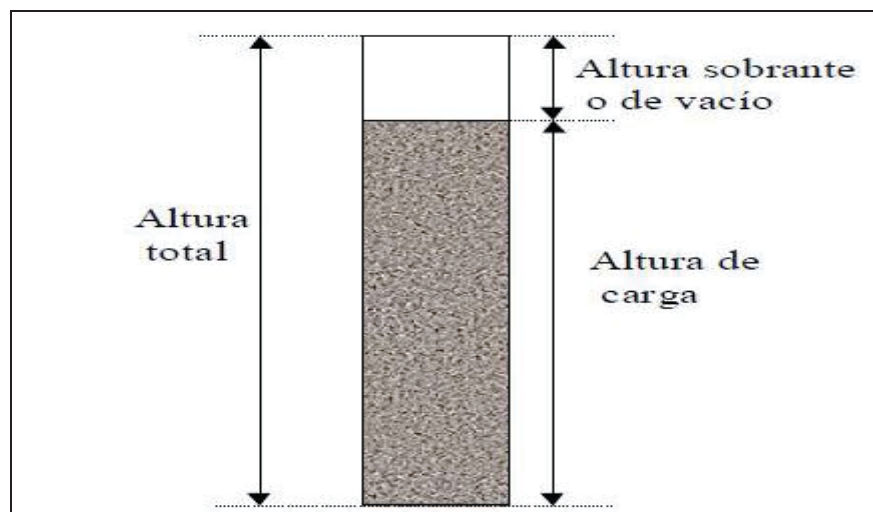


Figura 9: Esquema para la determinación de densidad aparente en columna.

3.2.4. Peso Específico o Densidad Real.

Esta prueba tiene como objetivo determinar el peso específico del mineral seco para futuras pruebas.

El peso específico se define como una propiedad inherente de cada muestra mineral que relaciona la masa del mismo con el volumen real que ocupa.

Para esta prueba se utiliza el mineral pulverizado 100% > #100, es decir, cuando todas las partículas tienen un diámetro promedio menor a 150 micrones. Esto para aproximar al volumen real, ya que bajo esta condición se supone que el espacio entre partículas es despreciable. En este método se ocupa parafina como fluido de referencia y no agua, debido a que la parafina es un fluido orgánico inerte, es decir, no reacciona con el mineral, como ocurriría si se utilizara agua como fluido de referencia.

El peso específico se calcula según la Ecuación 27, y esto se debe repetir cuatro veces:

$$\rho_S \left[\frac{gr}{mL} \right] = \frac{M_3[g] - M_1[g]}{(M_3[g] - M_1[g]) - (M_4[g] - M_2[g])} * \rho_{parafina} \quad (\text{Ecuación 27})$$

Por último se calcula la densidad real promediando las cuatro mediciones realizadas con la Ecuación 27.

3.2.5. Porosidad.

La porosidad es una medida de los espacios libres dejados por las partículas dentro de la pila, espacio por el cual percolará la solución lixivante. Si esta es cercana a 0, se producirá el estancamiento de la solución lixivante, con los problemas que esto trae. Se calcula mediante la Ecuación 28:

$$\varepsilon [\%] = \frac{(\rho_S - \rho_{ap})}{\rho_S} * 100 \quad (\text{Ecuación 28})$$

3.2.6. Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.

El objetivo de esta prueba es determinar valores referenciales de la humedad de impregnación y la humedad dinámica a distintas tasas de riegos para estimar volúmenes transientes que ayudan a definir capacidades de pozos de soluciones.

Además en esta prueba se obtiene la tasa de inundación que servirá como valor referencial para una correcta tasa de riego que servirá en pruebas futuras y la lixiviación del mineral.

La Humedad Dinámica se entiende como la cantidad de líquido en equilibrio dinámico con el mineral bajo una tasa de riego y una granulometría determinada. Está definida por la cantidad de líquido que drena el mineral cuando se interrumpe el riego de la columna.

La Humedad de Impregnación se define como la humedad que contienen los ripios después de drenar la columna. Es la cantidad de agua que retienen los ripios.

Para llevar a cabo esta prueba se debe calcular la cantidad de material a colocar en la columna con el fin de que no falte o sobre una cantidad apreciable de mineral. Para esto se calcula el volumen disponible de la columna de lixiviación, según la Ecuación 29:

$$V_C = \frac{D^2}{4} * \pi * h \quad \text{(Ecuación 29)}$$

Luego, usando la densidad aparente calculada anteriormente, se calcula la cantidad de material a usar (Ecuación 30):

$$\text{Masa de Mineral [kg]} = \rho_{ap} * V_C \quad \text{(Ecuación 30)}$$

Para esta prueba se usó un 30% del volumen total de la columna, por razones de disponibilidad del mineral.

Además, se debe definir una tasa de riego (TR) y se debe calcular la tasa de riego efectiva (TR_{ef}) para la columna, que depende del área de riego y se calcula con la Ecuación 21:

$$TR_{ef} \left[\frac{mL}{min} \right] = TR \left[\frac{L}{h \cdot m^2} \right] * A_c [m^2] * \frac{1000}{60} \quad (\text{Ecuación 31})$$

Durante la prueba se debe verificar la razón entre la tasa de riego efectiva y el flujo de percolado, para determinar cuando se llega al equilibrio, ya que cuando la columna empieza a percolar el mineral aún está absorbiendo líquido, por lo tanto el flujo de riego será mayor que el flujo de percolado. Este equilibrio se alcanza cuando la razón entre el flujo de riego y el flujo de percolado son iguales, es decir, cuando la razón de los flujos sea igual a 1, como indica la Ecuación 32:

$$Razón = \frac{\text{Flujo de Riego}}{\text{Flujo de Percolado}} \quad (\text{Ecuación 32})$$

Cuando se alcanza el equilibrio se detiene de inmediato el riego y enseguida se cambia el envase receptor por uno nuevo, que contendrá el líquido drenado. Se deja drenar la columna por un tiempo aproximado de 30 [min] y se determina la masa de líquido drenado. Se repite la prueba para varias tasas de riego, midiendo en cada ocasión la masa de líquido drenado, para determinar las humedades dinámicas para cada tasa de riego. Finalmente se descarga la columna y se obtiene el ripio húmedo para la humedad de impregnación.

Para calcular la Humedad Dinámica (HD) se utiliza la Ecuación 33 y para calcular la Humedad de Impregnación (HI) se utiliza la Ecuación 34, las que se muestran a continuación:

$$HD[\%] = \frac{\text{Líquido Drenado}[g]}{\text{Masa Mineral Seco}[g]} * 100 \quad (\text{Ecuación 33})$$

$$HI[\%] = \frac{\text{Masa Mineral Húmedo}[g] - \text{Masa Mineral Seco}[g]}{\text{Masa Mineral Seco}[g]} * 100 \quad (\text{Ecuación 34})$$

3.3. Pruebas de Caracterización Metalúrgica.

Estas pruebas tienen como objetivo determinar valores de consumo de ácido, recuperación de cobre y otros metales, y entregar información de posibles interferentes en la lixiviación.

Esta parte del estudio del mineral contempla las siguientes pruebas:

- Detección de Interferentes: Intercambio Iónico y Reductores.
- Pruebas ISO-pH.
- Pruebas de Aglomerado-Curado: Dosis de Agua y Reactivos.

3.3.1. Detección de Interferentes.

Se define como interferente a aquellas especies que, entre otros efectos, producen una pérdida del cobre ya contenido en soluciones de lixiviación, principalmente por intercambio iónico o cementación por reductores. Esto se traduce en una reducción de la recuperación.

El objetivo de esta prueba es detectar la presencia de material interferente en el proceso de lixiviación, a través de soluciones de PLS sintéticas, observando los efectos del material sobre éstas, principalmente por atrapamiento de cobre. Se distinguen principalmente dos tipos de interferentes: Arcillas y Reductores.

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.

Los reductores son compuestos magnéticos como el fierro, que se encuentran presentes en muy baja cantidad en forma natural en el mineral (valencia 0) y éstos hacen que el cobre disuelto en la solución precipite a Cu^0 , formando un cemento de cobre que queda atrapado en el ripio y no percola junto al PLS, y por tanto es cobre que se pierde (Figura 10).



Figura 10: Cobre precipitado a partir de PLS, por reductores del mineral.

Para el caso de las arcillas intercambiadoras, se obtiene una masa de material fino bajo malla #100, que se encuentra en forma natural en el mineral y se contacta con una solución valorada de cobre de 1 [g/L] aproximadamente durante 2 [h]. Luego se filtra y se envía a análisis químico una muestra de las soluciones inicial y final y se construye un bance de materia.

En la prueba para interferentes magnéticos, se toma 1 [kg] de material pulverizado (100% bajo #100) y se extrae todo el material magnético contenido en este usando un imán de tierras raras, que es un imán muy potente.

Luego de extraer todo el material magnético, se toma una muestra de 2 [g] y se pone en contacto con una solución valorada de cobre de 1 [g/L] durante dos horas. Pasadas las dos horas se filtra la solución y se envía a análisis químico, para cuantificar la concentración de cobre en la solución final. Teniendo los valores de cobre inicial y final en las soluciones, se construye un balance de materia que muestre la pérdida de cobre total en la PLS.

Para realizar el balance de materia primero se debe cuantificar la cantidad de cobre presente en las soluciones, inicial y final, de ambas pruebas para interferentes magnéticos y arcillas con la Ecuación 35:

$$Cu[g] = Volumen\ Solución[L] * Concentración\ de\ Cu \left[\frac{g}{L} \right] \quad (Ecuación\ 35)$$

Luego, habiendo calculado la masa de cobre presente en las soluciones iniciales y finales con la Ecuación 35, se calcula la masa de cobre retenida por el material interferente, usando la Ecuación 36:

$$Cu_{Retenido}[g] = Cu_{inicial}[g] - Cu_{final}[g] \quad \text{(Ecuación 36)}$$

El porcentaje de cobre retenido (que es sólo un indicador), se calcula utilizando la Ecuación 37:

$$Porcentaje\ Retenido\ [\%] = \frac{Cu_{inicial}[g] - Cu_{final}[g]}{Cu_{inicial}[g]} * 100 \quad \text{(Ecuación 37)}$$

Con esto se concluye el análisis que se les puede realizar a las soluciones tanto de interferentes magnético como arcillas.

Para analizar de forma más completa los interferentes, ahora se estudian por separado.

En el caso de las arcillas, se deben escalar los datos y ver qué pasa en el proceso de lixiviación, por lo que se necesita saber qué porcentaje representa la masa de material fino que se utilizó en la prueba.

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 Ecuación 38:

$$\%Finos = \frac{Masa\ bajo\ \#100}{Masa\ Total} * 100 \quad \text{(Ecuación 38)}$$

Luego, se necesita saber qué cantidad de material es representado por la masa de finos que se usó para la prueba, para eso se usa la Ecuación 39:

$$Masa\ del\ mineral\ [g] = \frac{Masa\ de\ Finos\ Prueba[g]}{\%Finos} * 100 \quad \text{(Ecuación 39)}$$

Finalmente se calcula cuanto cobre es retenido por las arcillas por tonelada de mineral mediante la Ecuación 40:

$$Cu_{Intercambiado} \left[\frac{kg}{TM} \right] = \frac{Cu_{Retenido}[g]}{Masa\ de\ Mineral[kg]} \quad (\text{Ecuación 40})$$

En el caso de los reductores magnéticos, primero se busca la cantidad que está presente en el mineral. Para esto se mezcla 1 [Kg] de mineral pulverizado con 3 [L] de agua y se introduce el imán a la mezcla agitada manualmente en forma constante, se retira el imán de la mezcla y se extrae el material que ha quedado adherido. Esto se repite hasta extraer todo el material magnético del mineral.

Cuando todo el material magnético se ha extraído, se deja secar por 2 días a 50 [°C] y se masa para obtener la relación de “Material Magnético por Tonelada de Mineral”, según la Ecuación 41:

$$Material\ Magnético \left[\frac{kg\ MM}{TM} \right] = \frac{Masa\ Material\ Magnético\ Extraído[g]}{Masa\ Mineral\ Usado\ [kg]} \quad (\text{Ecuación 41})$$

Para cuantificar la pérdida de Cu por el material magnético, se hace un procedimiento parecido al anterior, pero a distintos niveles de acidez que pasará el mineral en un proceso de lixiviación para evaluar así la influencia del potencial de oxidación y el pH con la masa de cobre precipitada.

Se pesan 2 [g] de material magnético y se ponen en contacto con 50 [mL] de una solución valorada de cobre de 1 [g/L] a pH: 1,5; 2,0; 2,5; 3,0 y 4,0. Luego, se realiza el mismo balance que en las pruebas de arcilla (Ecuaciones 34 a 36) y se determina la masa y el porcentaje de cobre precipitado, esta vez, para cada pH ensayado.

Primero se determina la cantidad de cobre retenido por el material magnético, para esto se utiliza la Ecuación 42:

$$Cu_{Retenido} \left[\frac{kg\ de\ Cu}{kg\ MM} \right] = \frac{Masa\ Cu_{Retenido}[g]}{Masa\ MM[g]} \quad (\text{Ecuación 42})$$

Donde:

Masa MM : Masa material magnético usado para la prueba.

Por último se calcula la masa de cobre perdida por tonelada de mineral, con la Ecuación 43:

$$Cu_{Precipitado} \left[\frac{kg \text{ de } Cu}{TM} \right] = Cu_{Retenido} \left[\frac{kg \text{ de } Cu}{kg \text{ MM}} \right] * Material \text{ Magnético} \left[\frac{kg \text{ MM}}{TM} \right]$$

(Ecuación 43)

Finalmente, la masa total de cobre perdido por interferentes está dada por la ecuación 44:

$$Cu_{Total \text{ perdido}} \left[\frac{kg}{TM} \right] = Cu_{Intercambiado} \left[\frac{kg}{TM} \right] + Cu_{Precipitado} \left[\frac{kg}{TM} \right]$$

(Ecuación 44)

3.3.2. Pruebas de Lixiviación Agitada ISO-pH.

Su objetivo principal es generar valores de parámetros metalúrgicos, como consumo total e ácido sulfúrico, recuperación de cobre y otros metales, para el diseño de futuras pruebas.

Esta prueba consiste en un set de ensayos de lixiviación agitada utilizando mineral pulverizado (100% bajo #100 Ty.). Esta prueba se realiza a distintos niveles de acidez representados por un valor de pH como referencia, que se mantiene constante a lo largo de toda la prueba. Este ensayo puede tomar muchas horas, debido a que no se detiene a menos que el pH se mantenga constante durante 2 mediciones consecutivas, como se explica en el anexo B.8.

El nivel de acidez óptimo, se obtiene a través del análisis comparativo de resultados obtenidos, teniendo como criterio maximizar la recuperación de cobre, minimizar el consumo de ácido y la recuperación de impurezas.

Para obtener valores de recuperación de metales y consumo de ácido se introducen conceptos como ley de cobre, ley de ripio, cabeza, recuperación de cobre y contabilidad metalúrgica.

A continuación se detalla la realización de balance de materia al cobre.

- **Balance de materia al Cobre.**

La ecuación más simple que describe un balance de materia de cualquier proceso es:

$$Material_{In} + Generación_{RxQ} = Material_{Out} + Acumulación \quad (\text{Ecuación 45})$$

Como este es un proceso Batch, no existe acumulación y se considera que no hay generación de especies por reacción química, sólo disolución. Por lo que la ecuación queda:

$$Material_{In} = Material_{Out} \quad (\text{Ecuación 46})$$

Para el balance de materia al Cu, el cobre que entra viene dado por la Ecuación 45:

$$Cu_{In} [g] = \frac{Masa\ mineral\ seco [g] * Ley\ de\ Cu [\%]}{100} \quad (\text{Ecuación 47})$$

A este cobre se le denomina “Cabeza”.

Y el cobre que sale del proceso viene dado por el cobre contenido en la solución rica (SR), la solución de lavado (SL), solución impregnada en el ripio y el cobre contenido en el ripio.

El cobre contenido en la solución rica (SR) se calcula con la Ecuación 48:

$$Cu_{SR} [g] = Volumen_{SR} [L] * Concentración\ Cu_{SR} \left[\frac{g}{L} \right] \quad (\text{Ecuación 48})$$

Análogamente, el cobre contenido en la solución de lavado (SL), se calcula con la Ecuación 47:

$$Cu_{SL} [g] = Volumen_{SL} [L] * Concentración\ Cu_{SL} \left[\frac{g}{L} \right] \quad (\text{Ecuación 49})$$

El cobre impregnado en el ripio es aquel que se encontraba en la solución de lavado que humedecía el ripio antes de secarlo. Este se calcula con las Ecuaciones 50 y 51:

$$Volumen\ Evaporado[L] = \frac{(Masa\ Ripio\ Húmedo - Masa\ Ripio\ Seco)[kg]}{\rho_{SL} \left[\frac{kg}{L} \right]}$$

(Ecuación 50)

Con:

$$\rho_{SL} \left[\frac{kg}{L} \right] \approx 1$$

Así:

$$Cu_{Impregnado}[g] = Volumen\ Evaporado[L] * Concentración\ Cu_{SL} \left[\frac{g}{L} \right]$$

(Ecuación 51)

Por último, y de la misma forma que se calcula el cobre presente en el mineral (Ecuación 47), se calcula el cobre contenido en los rípios por la ecuación 52:

$$Cu_{Ripio}[g] = Masa\ de\ Ripio\ (seco)[g] * \frac{Ley\ de\ Cu\ ripio[\%]}{100}$$

(Ecuación 52)

Al cobre contenido en el mineral que ingresa se le llama “Cabeza”, y para efectos del balance de materia, se introduce el concepto de “cabeza recalculada”, que es el cobre total que sale en las soluciones efluentes y contenido en el ripio. La Cabeza no siempre es igual a la cabeza recalculada, porque debido a la realización física de la prueba, se puede haber producido una pérdida de mineral, que puede provocar un error de arrastre en las mediciones, y por esto para calcular la recuperación de cualquier metal, se usa la cabeza recalculada, que es más precisa para cada prueba en particular.

Su valor se calcula con la Ecuación 53:

$$Cabeza\ Recalculada[g] = Cu_{Solución}[g] + Cu_{Rípios}[g]$$

(Ecuación 53)

Se introduce además el término de “contabilidad metalúrgica”, que describe la precisión con que se llevó a cabo la prueba. Se debe recordar que se pueden haber producidos errores en la toma de muestras, en la medición de las concentraciones, en

la medición de las masas y en general en la manipulación de los elementos por los encargados de realizar las pruebas.

La Contabilidad Metalúrgica se calcula con la Ecuación 54:

$$\text{Contabilidad Metalúrgica} = \frac{\text{Cabeza Recalculada [g]}}{\text{Cabeza [g]}} * 100 \quad (\text{Ecuación 54})$$

Continuando con el balance se debe calcular la recuperación de cobre que está definido por la Ecuación 55:

$$\text{Recuperación de Cobre [\%]} = \frac{Cu_{\text{Solución}} [g]}{\text{Cabeza Recalculada [g]}} * 100 \quad (\text{Ecuación 55})$$

Para esta prueba se considera el cobre impregnado en el ripio como parte del cobre en solución, ya que en un proceso de lixiviación en columnas, este hubiese sido recuperado, y está definido por la Ecuación 56:

$$Cu_{\text{Solución}} [g] = Cu_{\text{SR}} [g] + Cu_{\text{SL}} [g] + Cu_{\text{Impregnado}} [g] \quad (\text{Ecuación 56})$$

- **Balance de materia al ácido sulfúrico.**

En la prueba de ISO-pH, se le entrega al mineral todo el ácido sulfúrico a la mezcla para mantener el pH en su valor de control, cantidad tal, que a veces constituye un exceso de ácido y es liberado en las soluciones efluentes.

De ser así, se debe realizar un balance de materia al ácido sulfúrico, para calcular el consumo real, y valores referenciales como el consumo de ácido sulfúrico particular del cobre y la ganga.

Se tiene entonces los datos de ácido sulfúrico agregado al mineral y de ácido sulfúrico en la solución rica (SR) y de lavado (SL). El balance de masa del ácido sulfúrico queda dado por la Ecuación 57:

$$\text{Consumo Acido Sulfúrico} \left[\frac{kg}{TM} \right] = \frac{(\text{Acido Agregado} - \text{Acido SR} - \text{Acido SL}) [g]}{\text{Masa Mineral} [kg]} \quad (\text{Ecuación 57})$$

Por último se calculan los consumos particulares, que son sólo referenciales, ya que están calculados por la relación estequiométrica 1:1 dada por la siguiente reacción química:



Conociendo entonces la cantidad de cobre recuperada desde el mineral y contenido en la PLS, se calcula la cantidad de ácido sulfúrico necesario para disolverlo, con:

$$PM\ Cu = 63,54 \left[\frac{g}{mol} \right]$$

$$PM\ H_2SO_4 = 98,02 \left[\frac{g}{mol} \right]$$

Entonces:

$$\text{Consumo de } H_2SO_4 \text{ por Cobre} \left[\frac{kg\ H^+}{TM} \right] = \frac{Cu_{\text{Solución}}[g] * 98,02}{Masa\ de\ Mineral\ [kg] * 63,54} \quad (\text{Ecuación 59})$$

Terminado este cálculo referencial de consumo de ácido por cobre, se supone que el resto de ácido ha sido consumido por la ganga, definido en la Ecuación 60:

$$\begin{aligned} \text{Consumo de } H_2SO_4 \text{ por ganga} \left[\frac{kg\ H^+}{TM} \right] \\ = (\text{Consumo de } H_2SO_4 \text{ Total} - \text{Consumo de } H_2SO_4 \text{ por Cobre}) \left[\frac{kg\ H^+}{TM} \right] \end{aligned} \quad (\text{Ecuación 60})$$

Para visualizar de mejor manera los consumos de ácido sulfúrico definidos anteriormente (Ecuación 59 y 60), se puede hacer una relación porcentual tomando como base el consumo de ácido sulfúrico total, definido en la Ecuación 61:

$$\text{Consumo de ácido por Cobre} [\%] = \frac{\text{Consumo de } H_2SO_4 \text{ por Cu} \left[\frac{kg\ H^+}{TM} \right]}{\text{Consumo de } H_2SO_4 \text{ Total} \left[\frac{kg\ H^+}{TM} \right]} * 100 \quad (\text{Ecuación 61})$$

Y de forma similar se calcula el consumo de ácido sulfúrico por la ganga, con la Ecuación 62:

$$\text{Consumo de ácido por ganga [\%]} = 100 - \text{Consumo de ácido por Cobre [\%]}$$

(Ecuación 62)

También y como valor referencial se puede calcular cuánto ácido sulfúrico se necesita para extraer cada kilogramo de cobre del mineral. A este valor se le llama Consumo Unitario y está definido por la Ecuación 63:

$$\text{Consumo Unitario} \left[\frac{\text{kg } H^+}{\text{kg } Cu} \right] = \frac{\text{Consumo de ácido sulfúrico} \left[\frac{\text{kg } H^+}{\text{TM}} \right]}{\text{Recuperación de cobre en solución} \left[\frac{\text{kg } Cu}{\text{TM}} \right]}$$

(Ecuación 63)

3.3.3. Pruebas de Curado Ácido.

Su objetivo es determinar un valor óptimo de la dosis de reactivos que se deben agregar en la etapa de curado como base para futuras pruebas.

Al realizar las pruebas de lixiviación agitada se obtiene un valor óptimo de consumo de ácido sulfúrico. Este valor representa la mejor relación entre recuperación de cobre, consumo de ácido y menor recuperación de impurezas.

La prueba consiste en ensayar dosis diferentes de reactivos en una muestra a escala laboratorio. Las dosis de ácido sulfúrico están dadas por un porcentaje del consumo total de ácido considerado como óptimo en las pruebas de lixiviación agitada. La dosis en general es arbitraria pero en números manejables, por ejemplo: un 50% de la dosis definida como óptima.

Las pruebas de curado se hacen en forma batch a escala laboratorio sobre un plástico y el mineral es mezclado mediante la técnica de roleo. Luego se deja reposar en el envase sellado por un tiempo determinado.

Los resultados metalúrgicos de la prueba se expresan en base a la recuperación de cobre, fierro y consumo de ácido, junto con la medición de acidez libre, se define la dosis recomendada para el curado, que al igual que la prueba de ISO-pH tiene como

criterio maximizar la recuperación de cobre, disminuir el consumo de ácido por la ganga y minimizar la recuperación de impurezas.

- **Determinación de la cantidad de agua a usar.**

La cantidad de agua a usar depende de las propiedades físicas del mineral.

Para la prueba de curado se debe agregar agua al mineral junto con ácido sulfúrico y otros reactivos que ayuden a recuperar el cobre. La cantidad de agua a usar depende de la cantidad que pueda soportar el mineral sin drenarla, es decir, de la humedad de impregnación.

Para esto se ocupa una cantidad menor de la humedad de impregnación, que se determinará en la prueba de dosis de agua, para que sea más fácil manipular el mineral y no se pierda ni agua ni partículas finas al momento de homogenizar. La cantidad de agua a usar en esta prueba es proporcional a la cantidad de fino que tenga el mineral, es decir, cuando la cantidad de finos es baja no se necesita mucha agua para aglomerarlos y viceversa.

Para esta prueba se probaron distintos porcentajes de agua y ácido sulfúrico. Se busca además un buen aglomerado que no forme barro en el fondo del plástico roleador, porque eso significa una pérdida de mineral, además se toma una muestra aleatoria del mineral, se pone en la mano, se ejerce presión y se comprueba el grado de compactación, esto da una referencia táctil de la estabilidad del glomero.

- **Determinación de la dosis de ácido sulfúrico a usar.**

Como se mencionó anteriormente, la dosis de ácido sulfúrico a usar viene de la prueba de ISO-pH. Ahora se debe establecer la cantidad de ácido particular para cada prueba de curado.

- **Determinación Tiempo de Reposo del Aglomerado-Curado.**

Durante el proceso de aglomeración y curado del mineral se recomiendan periodos adecuados de reposo, para que el ácido penetre por los intersticios de la ganga sulfatando el mayor porcentaje de cobre.

Tiempos cortos de reposo significan bajas sulfataciones y extensión del ciclo de riego para alcanzar igual recuperación y disminución de la eficiencia de consumo de ácido, traspasando el ácido no consumido a la siguiente etapa.

Tiempos largos de reposo provocan disminución de la permeabilidad por destrucción del aglomerado producto de la pérdida de humedad en las capas superiores.

Es necesario entonces, determinar en forma experimental el tiempo de reposo más adecuado para un mineral, para lo cual se realizan pruebas de curado a distintos tiempos de reposo.

3.4. Pruebas de Lixiviación en Columnas.

Para esto se emplea un tipo de prueba en columna llamada columna unitaria, la que permite evaluar el comportamiento de la muestra en estudio frente al proceso de lixiviación, bajo las condiciones definidas en las pruebas metalúrgicas como recuperación de cobre, consumo de ácido, recuperación de impurezas, etc.

Estas pruebas permiten también evaluar el comportamiento físico e hidráulico del mineral al ser tratado en lecho, definiendo así los parámetros físicos a usar en escala real.

A la primera columna que se estudia se le llama “Trazadora”, ya que con esta se espera generar las primeras curvas cinéticas de recuperación y consumo de ácido y observar el comportamiento del mineral frente al proceso.

La primera prueba sirve para orientar las pruebas posteriores y así obtener los parámetros óptimos de operación.

Los parámetros a usar en las columnas provienen de las pruebas anteriores:

- Con la densidad aparente y las medidas de la columna a utilizar, se calcula la masa de mineral que se debe cargar a la columna con la Ecuación 4-9.
- La tasa de riego, es la recomendada de las pruebas de tasa de inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.
- La columna se carga con el mineral curado, con la dosis de reactivos recomendada de las pruebas de curado, con un tiempo de reposo igual o superior.
- El diámetro de la columna debe ser como mínimo 8 veces más grande que la partícula de mayor tamaño para evitar el “Efecto Pared”, donde la solución lixivante se desliza por las paredes de la columna, y no hay percolación en el lecho mineral. El diámetro de la mayor partícula se obtiene del análisis granulométrico.

Como se mencionó, las columnas serán operadas en forma continua y se regarán durante las 24 horas del día. Se debe calcular el volumen de riego, es decir, el volumen total de solución lixivante que usará la columna durante el periodo de lixiviación.

$$\text{Volumen de Riego [L]} = \text{Tasa de Riego} \left[\frac{\text{L}}{\text{h} * \text{m}^2} \right] * \text{Area de Riego [m}^2] * \text{Horas de Riego [h]}$$

(Ecuación 64)

Para obtener la recuperación de cobre se hace un balance como el mostrado en la sección 3.3.2. Con una excepción, en este caso se calcula la recuperación de cobre con la Cabeza del mineral y no con la Cabeza Recalculada. Esto, porque la prueba no está terminada, y no se tiene el balance total de materia. La ecuación no tiene grandes cambios y está definida en la ecuación 65:

$$\text{Cu Recuperado [\%]} = \frac{\text{Cu}_{\text{Solución}}}{\text{Cabeza}} * 100$$

(Ecuación 65)

La Ecuación 64 puede ser usada para la recuperación de cobre o para cualquier otro metal presente en el mineral.

Las recuperaciones acumuladas son la sumatoria de las recuperaciones diarias:

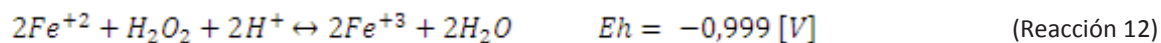
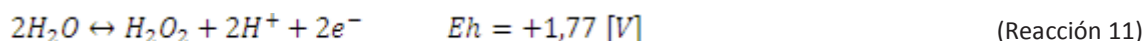
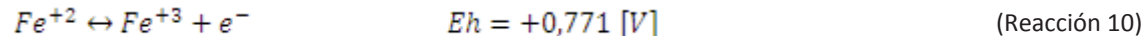
$$\text{Recuperación de Cu [\%]} = \sum_{i=1}^n \text{Recuperación de Cobre en el Percolado}_i$$

(Ecuación 66)

3.4.1. Reactivos de Lixiviación.

El objetivo de los reactivos de lixiviación es solubilizar en el medio acuoso el metal que se desea recuperar. Para óxidos el más usado es el ácido sulfúrico y para sulfuros son usados oxidantes como el cloruro férrico, sulfato férrico, peróxido de hidrógeno, etc., los cuales deben estar en ambientes ácidos.

La solución lixivante a utilizar estará compuesta en un inicio por 1 [g/l] de Fe total. Se oxidará sulfato ferroso con peróxido para generar sulfato férrico según las reacciones 10, 11 y 12, cuantificando la cantidad de Fe^{3+} y Fe^{2+} , mediante la valoración con permanganato de sodio. Se agregará a la solución NaCl para evitar la pasivación de la calcopirita.



CAPITULO IV

4. Resultados y Discusión.

4.1. Ley del Mineral.

El mineral se analizó para obtener las leyes de Cobre Total, Cobre soluble al ácido sulfúrico y las leyes de Fierro, Aluminio, Magnesio y Calcio como impurezas.

Los resultados se muestran en la Tabla 4:

Tabla 4: Leyes del Mineral.

Especie	Ley [%]
Cu _T	0,74
Cu _{Soluble}	0,51
Fe _T	5,42
Fe _{Soluble}	0,47
Mg	1,94
Al	4,42
Ca	4,65
Tasa de Oxidación [%]	69,61

Como se puede apreciar en la Tabla 4, la ley de cobre total es del 0,74 [%], siendo un 69,61 [%] de este cobre soluble al ácido sulfúrico, dando esto la máxima recuperación de cobre al disolverlo con ácido sulfúrico. Se observa en la Tabla 4 un alto contenido de impurezas, como es el caso del Calcio y Aluminio con una ley superior al 4 [%]. También contiene una alta cantidad de Fierro con una ley del 5,42 [%], que se debe encontrar en especies sulfuradas, ya que sólo un 8,67 [%] de este Fierro es soluble al ácido sulfúrico.

4.2. Análisis granulométrico del mineral.

Como se mencionó anteriormente, este análisis se realiza para cuantificar la distribución del tamaño de partícula presente en el mineral, para lo cual se realizó un análisis, cuyos resultados se muestran en la Tabla 19 del anexo C.

Con estos datos se construye el gráfico de distribución granulométrica, como muestra la Fig. 11:

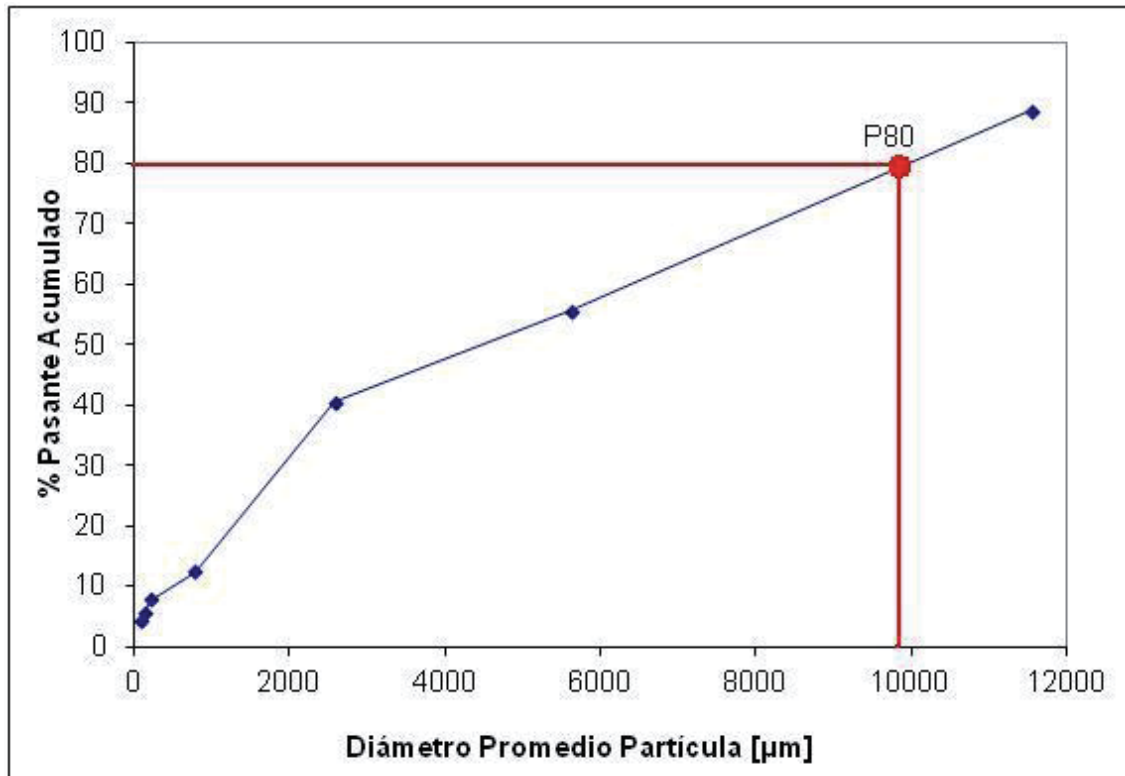


Figura 11: Perfil Granulométrico de la muestra mineral.

Como se puede apreciar en la Fig. 11, el mineral está compuesto mayormente por partículas gruesas, encontrándose el 60 [%] del mineral sobre un tamaño de 2 [mm] y bajo 1”.

El mineral contiene un 7,89 [%] bajo malla 100, es decir, material fino. De esto se podría predecir un buen comportamiento hidráulico del mineral a su lixiviación. Al haber una mayor cantidad de gruesos, el espacio entre partículas es mayor al apilarlas, y así se crean mayores intersticios para que escurra la solución a través del lecho, es decir, aumenta la permeabilidad del mineral. Además, la presencia de

arcillas también se ve afectada al asumirse que en la fracción más fina del material es donde se encuentra la mayor parte de estas.

El P_{80} del material, es decir, el tamaño de partícula bajo el cual está el 80 [%] del material, es de un diámetro promedio de 9860 [μm]. Este valor se obtuvo luego de someter al material de tamaño sobre 1" a trituración en el chancador de mandíbula del laboratorio de operaciones unitarias.

El perfil granulométrico muestra valores muy dispersos, es decir, el material no es homogéneo en tamaños. Si fuera homogéneo la curva granulométrica debió haber tomado una forma parecida a una "s". Esta homogeneidad en el tamaño de partícula del material es lo que se busca en un proceso de reducción de tamaño y entregar un material óptimo para la etapa siguiente del proceso.

4.3. Humedad Natural.

Se tomó una muestra representativa del lote de mineral como se describe en el Anexo B.2 y se pesó la muestra húmeda y seca. El resultado de la Humedad Natural es mostrado a continuación:

Humedad Natural: 1,6 [%]

Este valor se obtuvo luego de someter el lote de material a secado, debido a que se humedeció por las lluvias en ese tiempo. Este secado se realizó para favorecer el manejo del mineral en pruebas posteriores. Además este valor es importante para calcular dosis de agua en las pruebas de aglomerado-curado.

Los datos se pueden ver en la Tabla 20 del Anexo C.

4.4. Densidad Aparente.

Se tomaron medidas como se muestra en la Figura 9 y como se explica en el Anexo B.4. El resultado es mostrado a continuación y los datos están en la Tabla 21, del Anexo C.

Densidad Aparente: 1.422 [ton/m³]

La densidad aparente es de 1,422 [ton/m³]. Como el material se compone en su mayoría por material grueso, era de esperar una densidad aparente relativamente baja, por el mayor volumen libre que dejan las partículas entre sí, donde el fino no es capaz de rellenar estos espacios vacíos al estar en baja cantidad.

Este valor no debe ser muy cercano a la densidad real, ya que no habrá porosidad en el lecho y por ende, será ineficiente la percolación de la solución.

4.5. *Peso Específico.*

Para determinar la Densidad Real o Peso Específico se siguió el procedimiento experimental detallado en el Anexo B.5.

Densidad Real: 2,35 [g/mL]

La densidad del mineral es 2,35 [ton/m³], que es un valor mayor a la densidad aparente, debido a que se ocupa material fino para su estimación (100% bajo #100), ya que se asume que el espacio entre partículas es despreciable, y se asume que a tamaños muy pequeños las partículas tienden a tomar una forma más esférica y así ocupan mejor los espacios vacíos. Este valor de densidad es típicamente encontrado en menas de cobre.

Los datos y resultados son mostrados en la Tabla 22 del Anexo C.

4.6. *Porosidad.*

La porosidad del lecho es un cálculo referencial, que representa el volumen libre que queda entre partículas en forma de porcentaje, y se obtiene a través de la densidad aparente y la densidad real, según la Ecuación 26. El resultado de este cálculo es presentado a continuación:

Porosidad (ϵ): 39,58 [%]

Como se puede apreciar la porosidad del material es del 39,58 [%], lo que indica que hay prácticamente un 40 [%] de espacio libre en el lecho mineral, que es el espacio

por donde percolará la solución lixiviante. Este valor es relativamente alto, donde se pueden aplicar tasas de riego altas para el riego de la solución lixiviante, sin que ocurra inundación en la columna, aunque se puede producir arrastre de finos para tasas de riego demasiado altas.

4.7. *Angulo de Reposo.*

Se realizaron las mediciones en la carpeta tal como se muestra en las Figuras 6 y 7. El procedimiento experimental se detalla en el Anexo B.3 y los resultados son mostrados en la Tabla 23 del Anexo C.

El resultado es mostrado a continuación:

Angulo de Reposo: 33,29 [Grados]

Luego se realizaron los cálculos descritos en la sección 3.2.2, con las Ecuaciones 22 y 23 para determinar las dimensiones de la pila en función de la altura, y se muestran los resultados en la Tabla 5:

Tabla 5: Dimensiones de la base y talud de la pila de lixiviación en función de la altura.

h [m]	Base [m]	Talud [m]
2	3.05	3,64
3	4.57	5,47
4	6.09	7,29
5	7.61	9,11

El ángulo de reposo da una idea de la forma que tomará la pila a escala real. El ángulo que formará el talud con la base de la pila es de 33,29 ° aproximadamente, como se explica en la Figura 8. El ángulo de reposo depende de la consistencia del mineral, su granulometría y las propiedades físicas de las rocas que lo componen. En general, el ángulo de reposo se encuentra entre 32 y 40°.

A través del teorema del seno, expuesto en la Ecuación 23, se calculan las medidas que tendrá la pila en función de su altura, como se muestra en la Tabla 5. Las alturas de las pilas, por lo general no son demasiado altas, porque se ve reducida la percolación en el fondo de la pila, a causa de la presión ejercida por material que sostiene.

El talud de la pila se riega como máximo hasta la mitad para evitar derrumbes.

4.8. Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.

De una sola prueba se obtienen tres datos para el tratamiento del mineral como se describe en el Anexo B.6. Los resultados son mostrados en la Tabla 6, para la Tasa de Inundación y Humedad Dinámica, como se indica a continuación:

Tabla 6: Determinación Tasa de Inundación y Humedad Dinámica.

Tasa de Riego	[L/h/m ²]	4	6	8	10
Humedad Dinámica	[%]	0,95	1,16	1,22	1,23
Inundación	[Si/No]	No	No	No	No

La Humedad Dinámica puede ser apreciada de mejor manera gráficamente en la Figura 12, como se muestra a continuación:

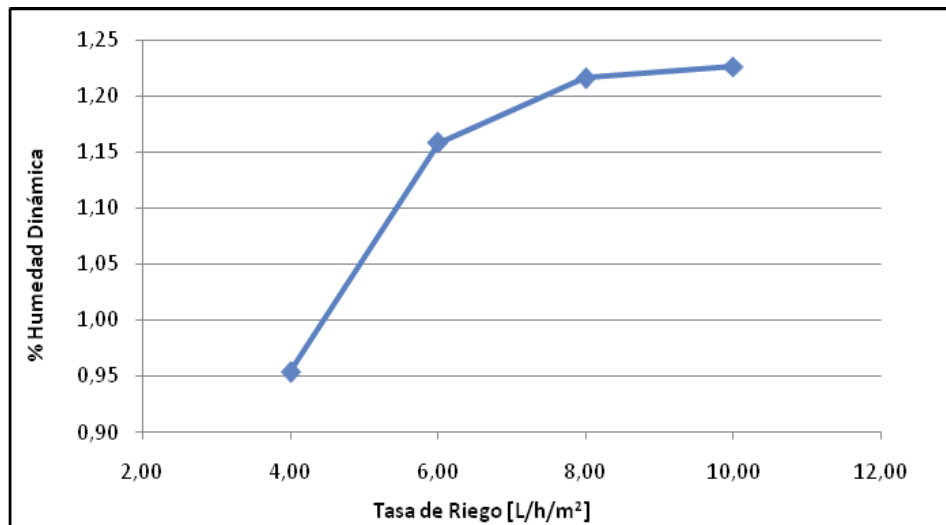


Figura 12: Representación gráfica, Tasa de Riego versus Humedad Dinámica.

Para las pruebas de Tasa de Inundación y Humedad Dinámica, en la columna se dispuso una cama de Inertes en la base de la columna, con el fin de detener los finos arrastrados por la solución hacia el receptáculo de percolado. El mineral acepto sin problemas las tasas de riego usadas para la prueba, sin provocar ninguna de estas

una inundación, es decir, acumulación de líquido en la superficie de la columna. Para provocar la inundación en la superficie de la columna, se probaron tasas de riego hasta los 30 [L/h/m²] sin resultados. Esto se debe a la alta porosidad del material, generando una muy buena percolación de la solución. Sin embargo, a partir de una tasa de riego mayor a 12 [L/h/m²], se produce el arrastre físico de finos hacia el envase receptor de percolado. Por lo tanto, la máxima tasa de riego que se puede usar para una prueba de lixiviación en columna será de 12 [L/h/m²], sin que se produzca arrastre de finos.

Una vez terminada estas pruebas, se descarga la columna y se masa el ripio húmedo. Luego se deja secar y se masa el ripio seco, para determinar la Humedad de Impregnación, el resultado se muestra a continuación:

Humedad de Impregnación: 9,01 [%]

La máxima cantidad de agua que puede retener el mineral es de un 9,01%. La cantidad de agua retenida por los menas de óxidos de cobre se debe a la presencia de arcillas, que debido a su estructura laminar son capaces de retener grandes cantidades de agua, generando zonas impermeables al paso de la solución lixivante. Este dato es de gran utilidad para definir parámetros en las pruebas de curado ácido.

Los datos y resultados de las pruebas de tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación son mostrados en la Tabla 24 del Anexo C.

4.9. Detección de Interferentes.

La realización de estas pruebas se describe en el anexo B.7. Los datos y resultados de la prueba de Arcillas Intercambiadoras son mostrados en la Tabla 25 del Anexo C.

Cobre Intercambiado por Arcillas: 0,088 [kg/TM]

Los resultados de las pruebas de detección de interferentes magnéticos son mostrados en la Figura 13:

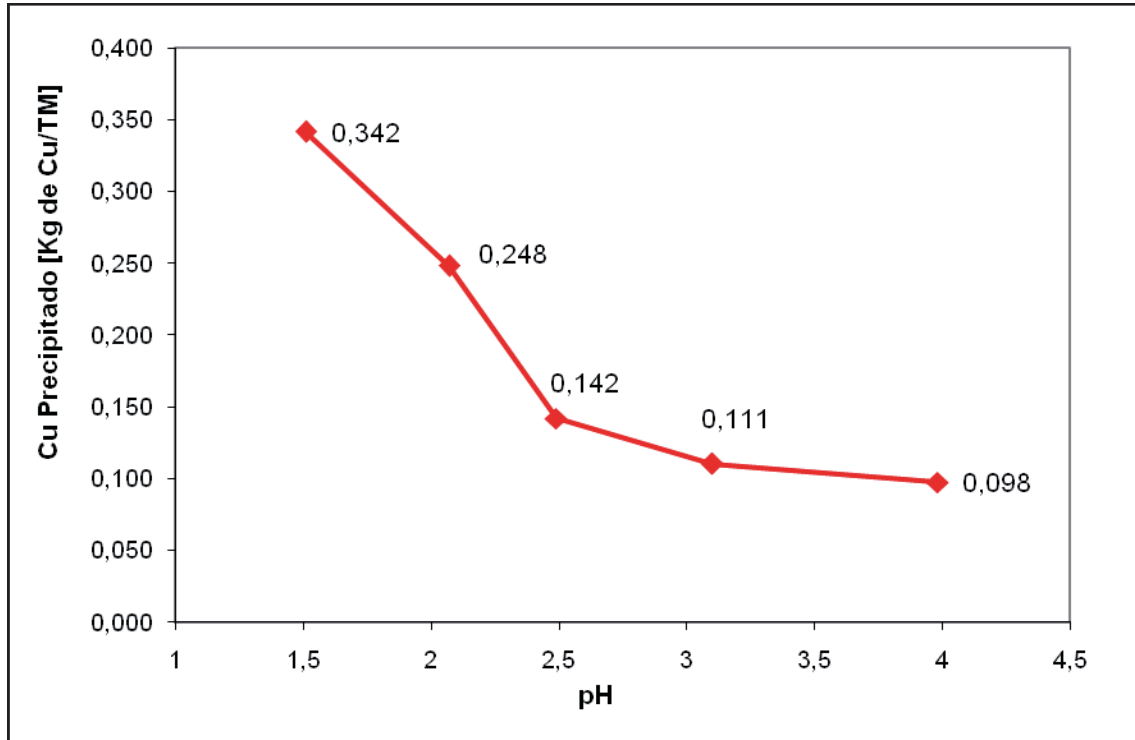


Figura 13: Representación gráfica Cobre precipitado por material magnético vs pH.

El cobre intercambiado por las arcillas es de 0,088 [kg de Cu/TM], lo que es un resultado bajo debido a la poca cantidad de finos en el mineral (material 100% bajo #100) siendo solamente un 2,61 % del total de la muestra, ya que se asume que la mayor fracción de arcillas se encuentra en esta porción del mineral. Esta prueba se realizó a pH 2, y es de conocimiento que el intercambio iónico se favorece a mayores pH, esto también influyó en el bajo valor entregado por la prueba.

En la prueba de paramagnéticos, se estudió un rango más amplio de pH simulando los rangos en que se encuentra el lecho dentro de la pila, y se puede apreciar claramente en la Fig. 13, una tendencia a disminuir la precipitación de cobre al aumentar el pH, encontrando la máxima precipitación a pH 1,5 con 0,342 [kg de Cu/TM]. El potencial de las soluciones es mayor a menores pH y luego tiende a estabilizarse a valores de aproximadamente 612 [mV]. Durante la prueba de interferentes magnéticos, la que hizo con los 5 valores de pH de referencia en simultaneo, las muestras a pH 1,5 y 2,0

mostraron a los 15 minutos de iniciada la prueba un color rojizo ladrillo, evidenciando la precipitación de cobre, que al avanzar el tiempo se intensificó un poco más.

Los datos y resultados de estas pruebas son detallados en las Tablas 25 y 26, del Anexo C.

4.10. Pruebas de Lixiviación Agitada ISO-pH.

El procedimiento para esta prueba es detallado en extenso en el anexo.

Los resultados de esta prueba son mostrados en la Figura 14 y en la Tabla 27, 28 y 29 del Anexo C con respecto a la recuperación de cobre:

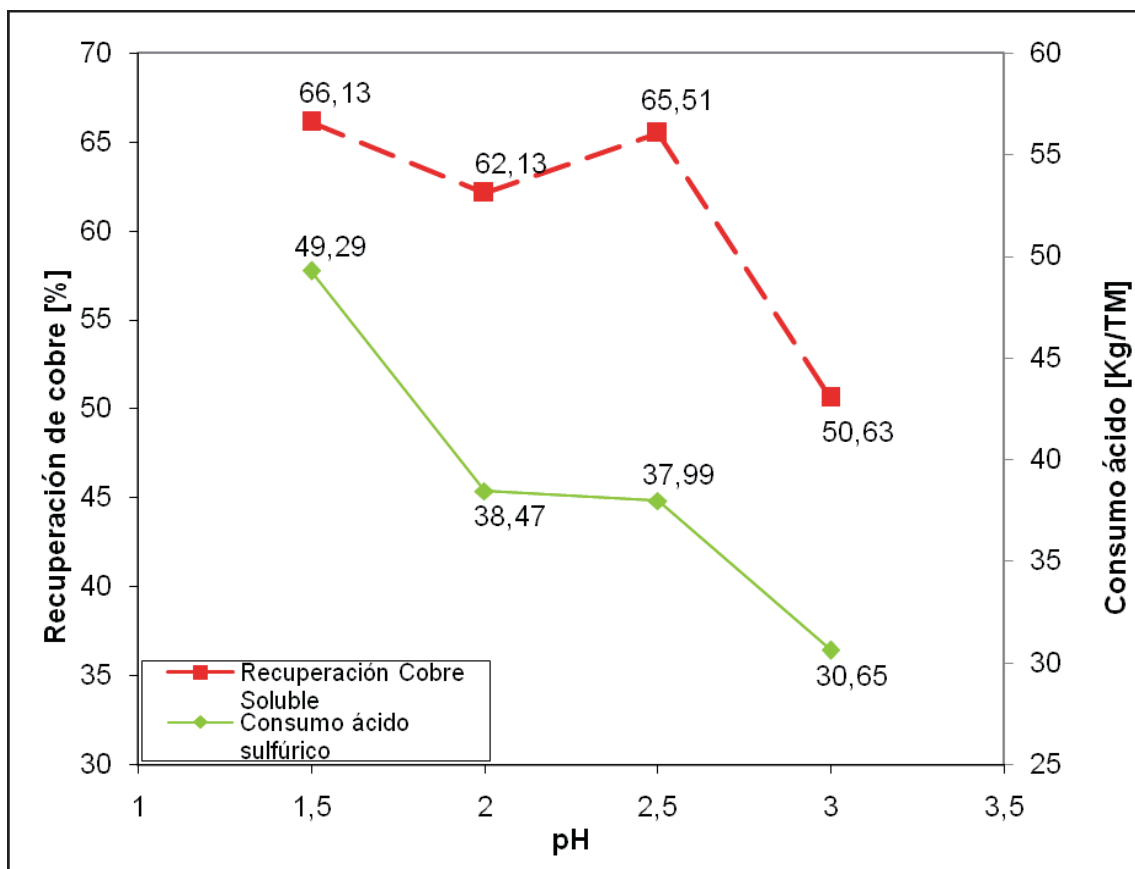


Figura 14: Gráfico Recuperación de Cobre Soluble y Consumo de Acido versus pH.

Los resultados de la recuperación de impurezas son mostrados en la Figura 15:

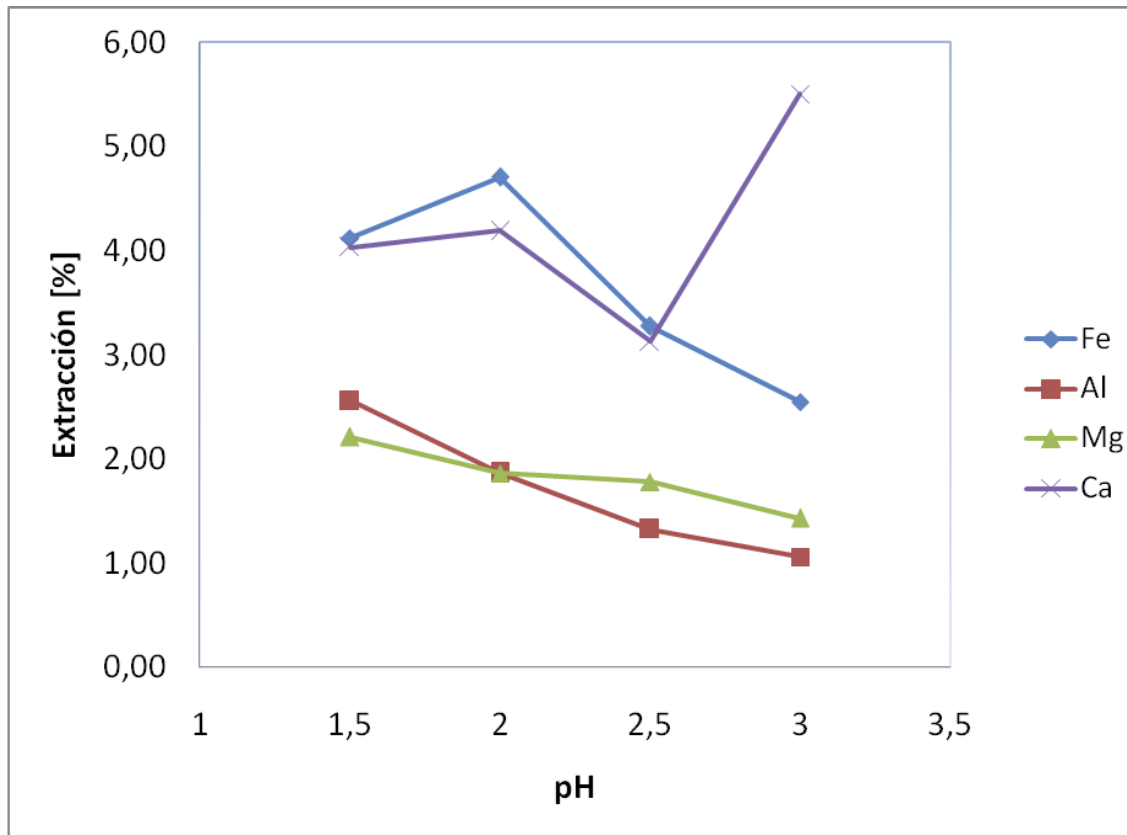


Figura 15: Gráfico Recuperación de Impurezas versus pH.

Esta prueba tiene una gran incidencia para determinar parámetros de operación para las pruebas de lixiviación en columna, ya que aquí se define el pH de operación. Como se observa en la Fig. 14, las máximas recuperaciones de cobre son a pH 1,5 y 2,5 con recuperaciones del 66,13 [%] y 65,51 [%], respectivamente, y sus consumos de ácido fueron de 49,13 y 65,51%. Claramente la menor recuperación se obtuvo a pH 3 con un 50,63%, por la menor disponibilidad de protones en solución, pero también se registra el menor consumo de ácido con un valor de 30,65 [kg H⁺/TM]. Las recuperaciones en este set de pruebas son bajas, posiblemente por la acción de la ganga consumidora de ácido (CaCO₃) o por la acción del material interferente del tipo magnético al encontrarse en mayor cantidad.

Las recuperaciones de Impurezas son relativamente bajas debido a sus altas leyes, pero no por eso menos importante. A medida que aumenta el pH existe una leve tendencia de las especies de Fe, Al y Mg a disminuir, caso contrario que el Ca que aumenta su recuperación, exceptuando esta tendencia en el pH 2,5, en el cual se reduce.

Por último, para definir el pH de operación de las siguientes pruebas de lixiviación en columna el criterio es maximizar la recuperación de cobre, minimizar la lixiviación de impurezas y disminuir el consumo de ácido. Estas condiciones se pueden apreciar a un pH 2,5 con una recuperación de cobre del 65,51% y un consumo de ácido de 39,77 [kg/TM]. A pH 1,5 que se obtuvo la mayor recuperación pero también aumentó el consumo de ácido y la extracción de impurezas. A pH 2 que muestra un consumo de ácido prácticamente igual, tampoco es óptimo debido a que la recuperación de cobre baja a un 62,13%.

4.11. Pruebas de Aglomerado-Curado Acido.

4.11.1. Dosis de Agua Etapa de Curado.

Estas pruebas de humedad se realizaron según el procedimiento descrito en el anexo B.9, y considerando los datos de las Tablas 7 y 8:

Tabla 7: Datos del mineral para prueba de Dosis de Agua.

Masa Total [g]	400	
Mono tamaño	100% -3/8"; 100% + #6	100% - #100
[%]	90	10
Masa [g]	360	40

Tabla 8: Datos para prueba de Dosis de Agua.

Humedad Natural	[%]	1,6
Humedad Natural	[kg/TM]	16,01
Humedad Impregnación	[%]	9,005
Humedad Impregnación	[kg/TM]	90,05
Dosis de Agua 100%	[kg/TM]	74,04

La prueba se realiza agregando agua en porciones sucesivas, los resultados son mostrados en la Tabla 9:

Tabla 9: Ensayo de Dosis de Agua en el Curado.

Dosis Ensayo	[% HI]	50	60	70	80
Agua agregada Total	[mL]	12	15	20	23
Aglomerado	[Bueno/Defectuoso]	Defectuoso	Bueno	Bueno	Defectuoso
Manejable	[Si/No]	Si	Si	Si	No
Barro	[Si/No]	No	No	No	Si

El criterio para esta prueba de dosis de agua es de manera visual, donde se busca el glomero más estable a través de la prueba del guante y la cantidad de agua en la cual no se forme barro en la superficie de la carpeta, para evitar pérdidas de material. Se ocuparon distintos porcentajes de la humedad de impregnación como se muestra en la Tabla 8. Siguiendo estos criterios, en los extremos de las pruebas, es decir, 50 y 80% de la humedad de impregnación hubieron dificultades con el material, por ejemplo al 50%, el agua agregada no fue suficiente para que las partículas finas se adhirieran a las partículas de mayor tamaño, a pesar de que el material fue roleado una mayor cantidad de veces para que el agua agregada se homogenice en toda la muestra, cosa que no ocurrió. Además al ejercer presión con la mano (test del guante) sobre el glomero, este se destruía fácilmente. Al usar un 80% de la humedad de impregnación se formó barro en la superficie del material, generando pérdidas de este, esto se puede atribuir a la cantidad de finos en el material, ya que a una mayor cantidad de finos se necesita una mayor cantidad de agua, pero el material no presenta gran cantidad de finos por lo que se puede haber excedido la cantidad de agua. Este barro formado deterioro el manejo del material y el glomero se destruía fácilmente al ejercer presión sobre él. Los mejores resultados se obtuvieron a 60 y 70% de la humedad de impregnación, en donde se obtuvo mejor calidad del glomero, un buen manejo de material y no se formó barro en la lona. Para medir la estabilidad del glomero se ejerce presión con el puño, para verificar que resiste tal presión simulando la presión ejercida en la pila por la compactación de la misma. En estas dos pruebas el material se

comportó de manera muy similar, resistiendo de buena manera el agua agregada, la cual se distribuyó en forma homogénea en el mineral al rolear la muestra unas pocas veces, en las cuales no hubo formación de barro. Para definir entre estos dos porcentajes, el glomero de mejor calidad se obtuvo a un 70% de la humedad de impregnación, ya que mostro una leve superioridad sobre el glomero formado a 60% de la humedad de impregnación, al observarse una mejor respuesta del glomero al ejercer presión con la mano sobre el material.

4.11.2. Dosis de Acido Etapa de Curado.

Estas pruebas de humedad se realizaron según el procedimiento descrito en el anexo B.9. Los datos más importantes para estas pruebas son mostrados en el anexo C y los resultados se muestran a continuación en la Fig. 16 y 17:

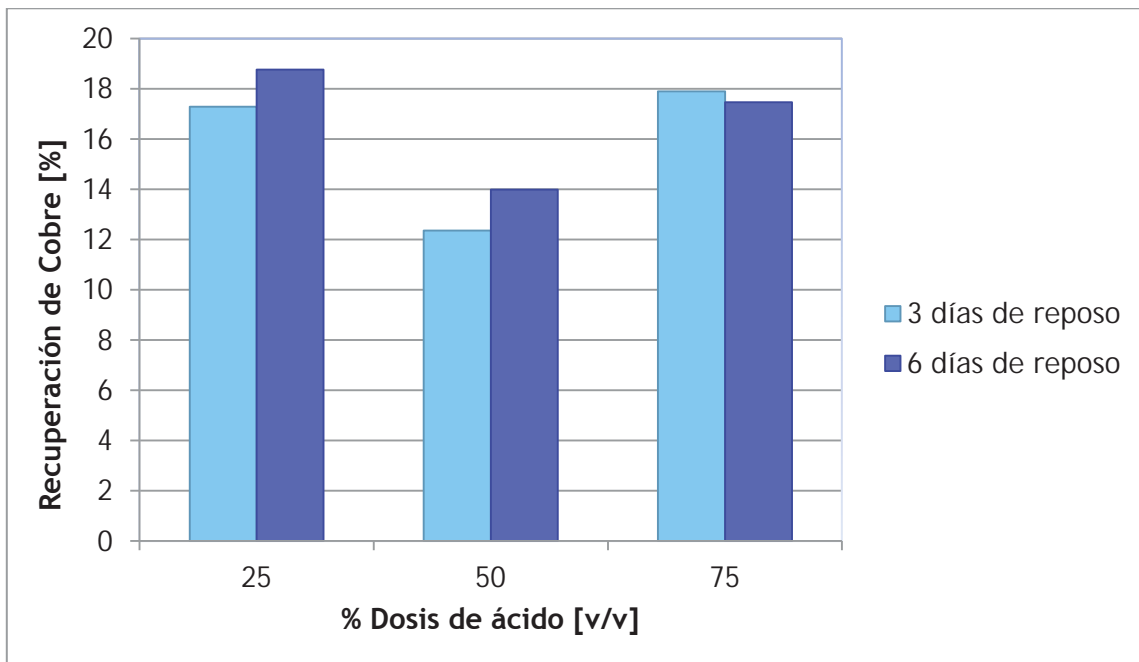


Figura 16: Recuperación de cobre pruebas dosis de ácido.

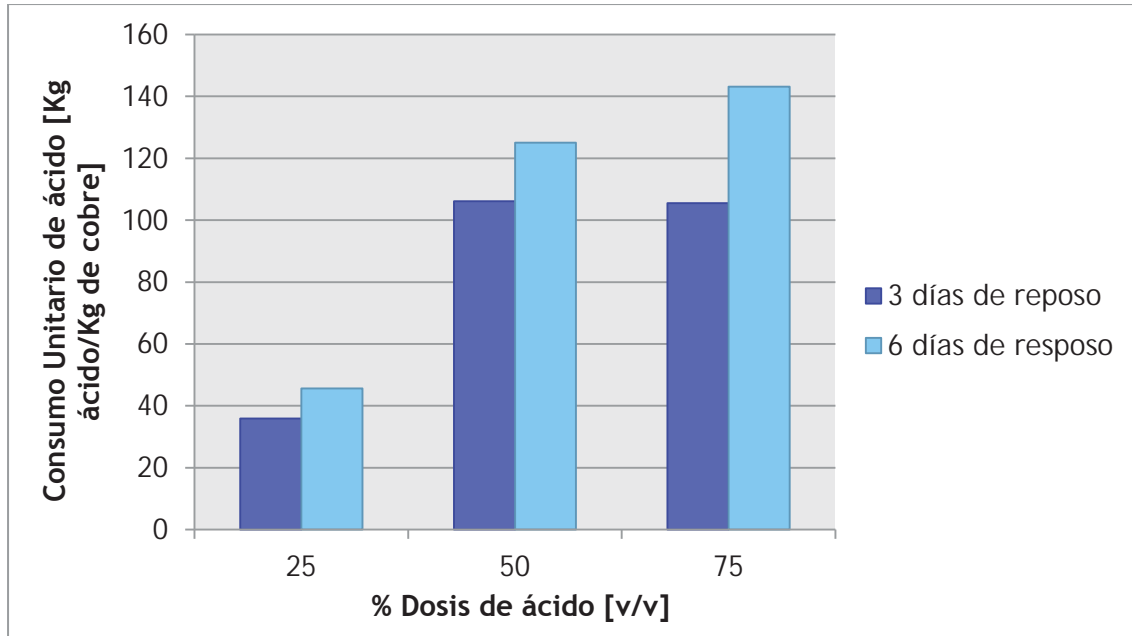


Figura 17: Extracción de impurezas prueba dosis de ácido

Los resultados del test de sulfatación para el curado ácido entre 3 y 6 días estuvieron bastante similares, mostrando las mejores recuperaciones de cobre a un 25 y 75 [% v/v] de ácido agregado. Para discriminar primero en que porcentaje de ácido favorece la disolución de cobre es de esperar que a un 75 [% v/v] se tendrá una mejor recuperación de cobre, además un mayor consumo de ácido y una mayor extracción de impurezas, pero también existe el problema de la saturación de ácido, donde el mineral absorbe toda el agua, pero queda ácido remanente sin reaccionar que no es absorbido por el mineral y afecta el manejo mecánico del material además de la estabilidad del glomero formado, como se muestra en las Fig. 18, 19 y 20 a continuación:



Figura 18: Aglomerado-Curado ácido, 25 [% v/v] de ácido.



Figura 19: Aglomerado-Curado ácido, 50 [% v/v] de ácido.



Figura 20: Aglomerado-Curado ácido, 75 [% v/v] de ácido.

Como se observa en la Fig. 20, para un 75 [%] de ácido en el aglomerado-curado, el glomero es inestable y se produce una saturación de ácido provocando que el manejo del material sea difícil, tiene una mayor extracción de impurezas, por lo que la mejor dosis de ácido es a un 25 [% v/v].

Con la dosis de ácido definida, queda discriminar el tiempo de curado que tendrá el mineral antes de ser lixiviado.

En un tiempo de 3 días la recuperación de cobre es de 17,29 [%] y a 6 días es de 18,76 [%] lo que da una diferencia porcentual de 1,5. La diferencia en la extracción de impurezas no supera el punto porcentual en cada una de ellas. Existe una mayor diferencia en el consumo unitario de ácido, donde a los 3 días de curado se tiene un consumo de 35,86 [kg de ácido/kg de Cobre] y a los 6 días de curado 45,61 [kg de ácido/ kg de Cobre], así para reducir el consumo de ácido maximizando al recuperación de cobre, se define como tiempo de curado óptimo 3 días.

Los datos y resultados de estas pruebas se muestran en la Tabla 30 y 31 del Anexo C.

4.11.3. Pruebas de Curado Ácido.

Una vez fijadas las dosis de agua y ácido en el curado aglomerado, se efectuaron pruebas con férrico, férrico y cloruro de sodio en solución y con férrico y cloruro de sodio sólido. Los datos y resultados de las pruebas se encuentran en la Tablas 32 y

33 del Anexo C, y los resultados más importantes de estas pruebas son mostrados a continuación en las Fig. 21 y 22:

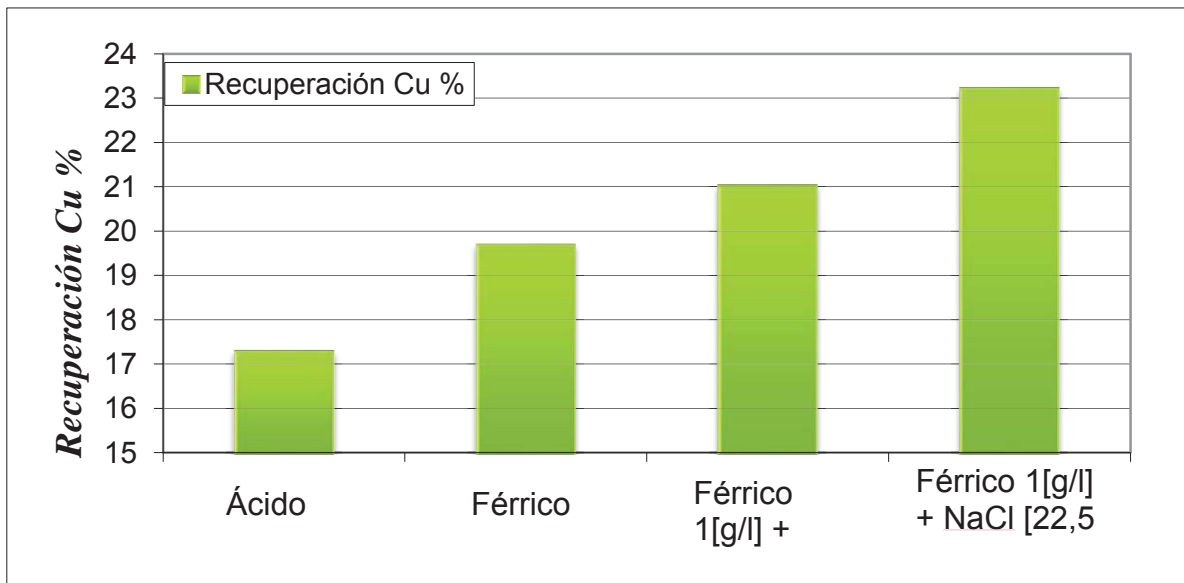


Figura 21: Recuperación de cobre pruebas de curado ácido

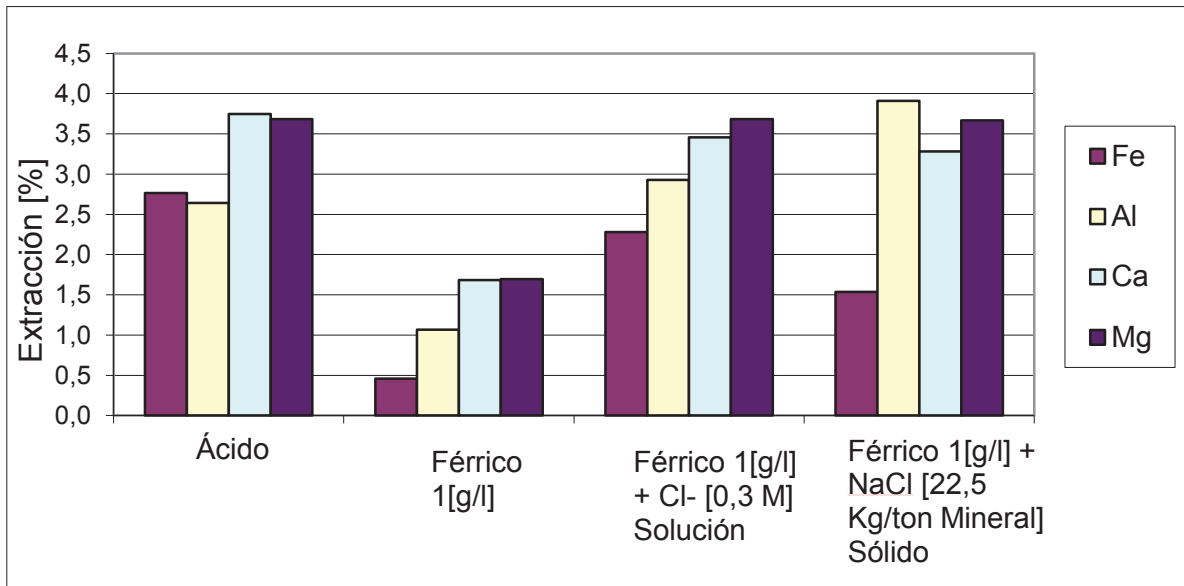


Figura 22: Extracción de impurezas pruebas de curado ácido

Los resultados de las pruebas de curado fueron bastante buenos ya que en los casos que se usó cloruro de sodio las recuperaciones de cobre sobrepasaron el 20 [%], alcanzando la recuperación más alta al utilizar cloruro de sodio sólido junto con el

mineral de tal manera que al agregar la solución de férrico y el ácido se alcanzara una concentración de 0,3 [M]. Este aumento de las recuperaciones se puede atribuir al efecto oxidante del férrico, lo cual ayudo a mejorar la disolución de las especies de cobre, tanto óxidos como sulfuros. La forma de agregar los reactivos marco una gran diferencia, ya que al agregar el cloruro de sodio sólido mejoro en 5 puntos porcentuales la recuperación de cobre, además disminuyo el consumo unitario de ácido a 22,18 [Kg ácido/Kg cobre], por lo que esta manera de agregar los reactivos se define como óptima para las pruebas siguientes.

4.12. Pruebas de Lixiviación en Columnas.

4.12.1. Columna de Lixiviación Número 1, Trazadora.

La columna consiste en un cilindro de acrílico de 50,4 [cm] de alto y 19,2 [cm] de diámetro.

En esta primera prueba, no se efectuó curado ácido, y la solución lixiviante tendrá un pH de 2,5 y contendrá una concentración de Fe^{+2} de 1 [g/L], el cual será transformado a Fe^{+3} , con peróxido de hidrogeno y manteniendo un potencial sobre los 700 [mV] para mantener la estabilidad del ión Fe^{+3} .

Los parámetros de operación de la columna son entregados en la Tabla 10:

Tabla 10: Parámetros operación columna de lixiviación N°1.

Altura de Carga	[cm]	14,3
Diámetro	[cm]	19,2
Masa de Mineral Cargado	[kg]	5,203
Granulometría Mono tamaño	[mm]	100 % -14 y 100% + 7
Densidad Aparente	[Kg/L]	1,26
Porosidad	[%]	53,41
pH		2,5
Fe_T	[g/L]	1
Curado		No
Tasa de Riego	[L/h-m ²]	8

Primero se construye un gráfico con las condiciones más importantes de la solución lixiviante y percolado, como es pH y Eh, que se muestra en la Figura 23:

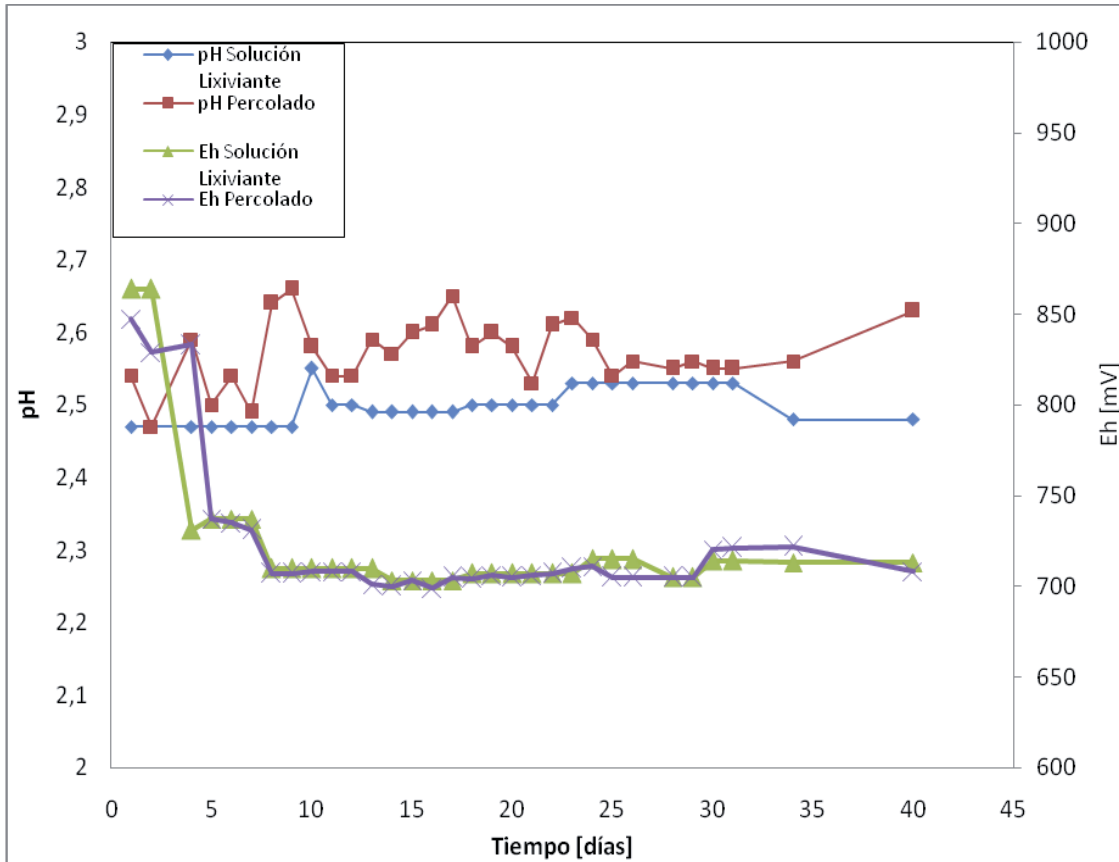


Figura 23: pH y Eh Solución Lixivante y Percolado versus días de lixiviación, Columna N°1.

Luego se construye un gráfico con las concentraciones de las especies más importantes en la solución lixivante y percolado, como se muestra en la Figura 24:

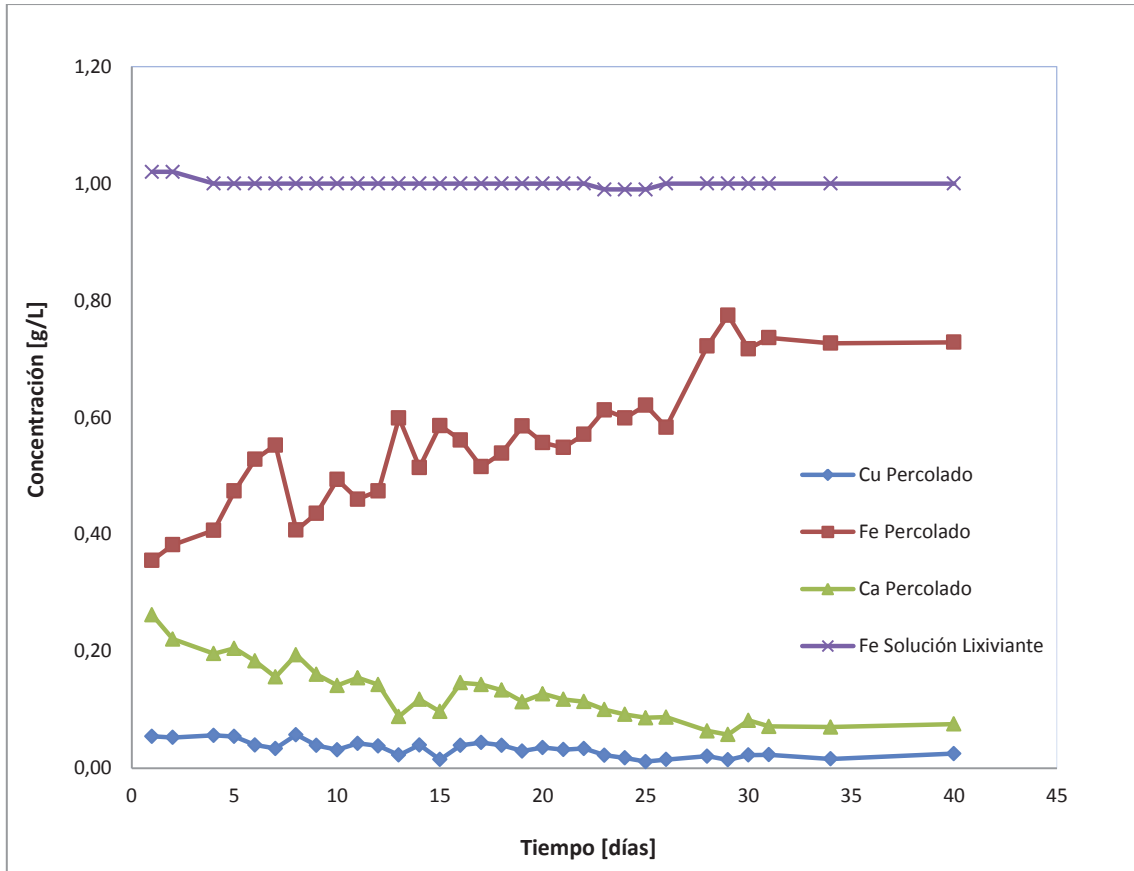


Figura 24: Concentraciones Especies más Importantes Solución Lixivante y percolado vs Días de Lixiviación, Columna N°1.

Con los datos medidos a la solución percolada, se hacen los balances de materia al cobre y otros metales, como se muestra en la Figura 25:

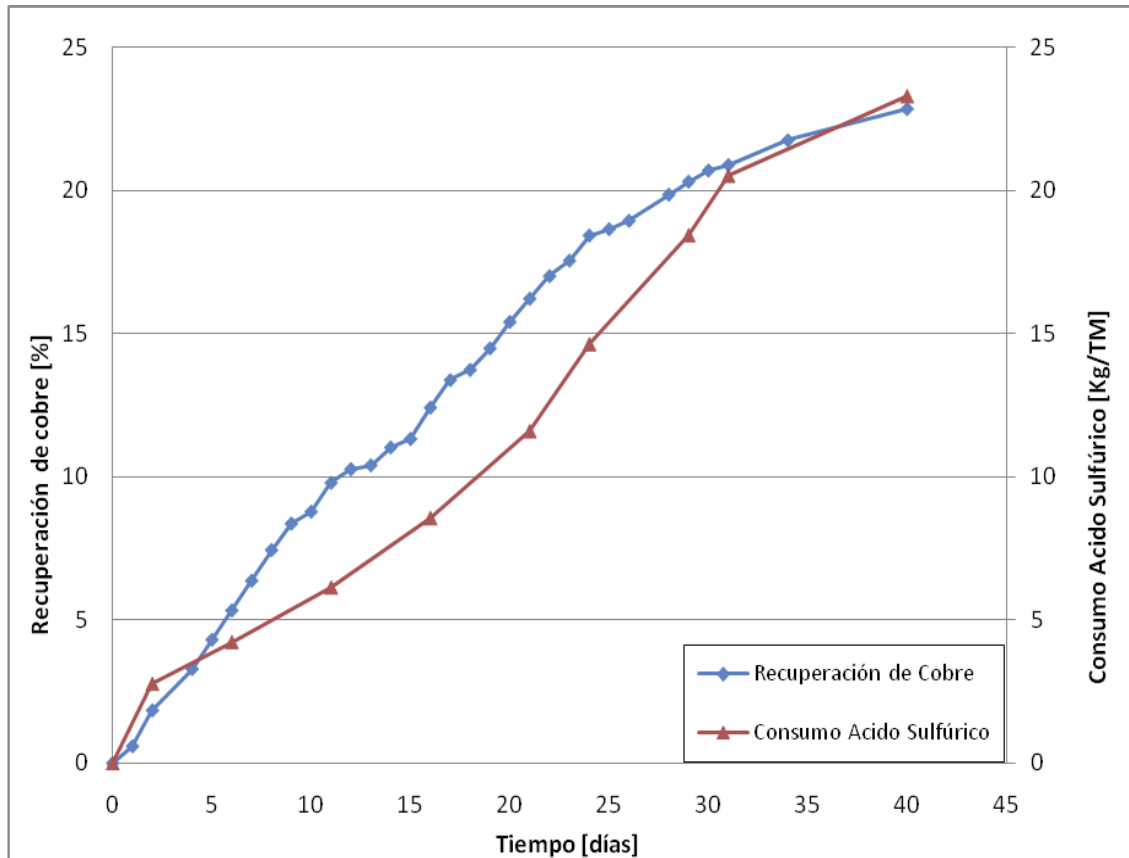


Figura 25: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido Sulfúrico versus Días de Lixiviación, Columna N°1.

Luego se hace un seguimiento a las impurezas, como se muestra en la Figura 26:

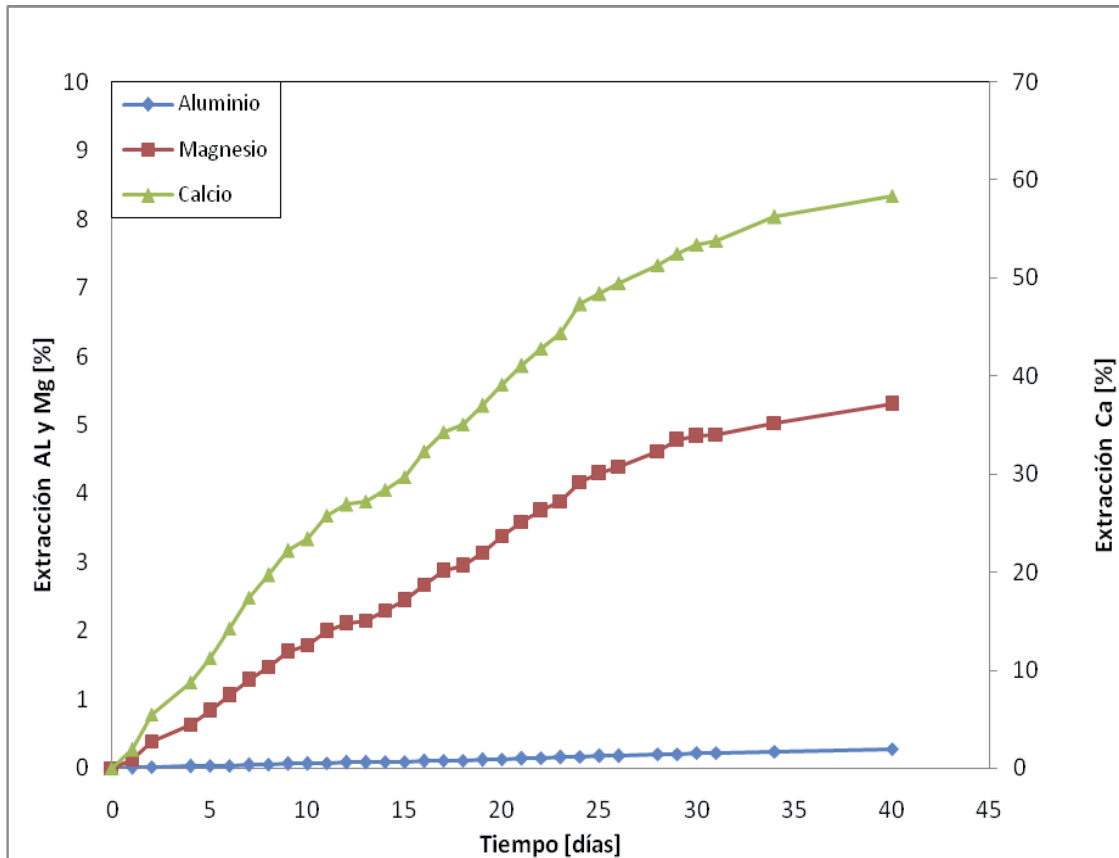


Figura 26: Recuperación de Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna N°1.

La primera columna de lixiviación fue cargada con 5,203 [kg] de mineral con un mineral mono tamaño, es decir, el material se encuentra en su totalidad entre dos harneros, en este caso el rango de tamaño es 100% - 14 [mm] y 100% + 7 [mm], que es un tamaño ocupado a escala industrial. El mineral ocupa un volumen cerca del 30% del total de la columna, y tiene una densidad aparente de 1,26 [kg/L] menor de la calculada en las pruebas de descripción física, ya que al ocupar mineral mono tamaño quedan mayores espacios entre partículas. Al disminuir la densidad aparente aumenta la porosidad del lecho como muestra la Tabla 10, y si se compara con la porosidad calculada en las pruebas de descripción física está aumento de un 39,58% a un 53,41%.

Los datos de operación son establecidos en las pruebas de caracterización del mineral como es el caso de la tasa de riego, pH solución lixivante, etc.

La columna se cargó y se lixivió por un período de 40 días. Como se puede apreciar en la Figura 23 el pH de la solución lixivante se mantiene cerca del 2,5 durante toda la prueba y el potencial durante los primeros 7 días supera los 750 [mV] y luego se mantiene cerca de los 700 [mV]. En el percolado el pH no supera un valor de 2,7 y se mantuvo siempre entre 2,55 y 2,6. Por lo anterior, se puede decir que la extracción de cobre es baja por la poca variación del pH en las soluciones.

Esto se ve más claramente en la Fig. 24 que muestra las concentraciones de cobre y calcio en el percolado. Las concentraciones de cobre son bastante bajas durante toda la prueba, sin embargo, la disolución de calcio se ve favorecida y la variación de pH se debe más que nada a la disolución de calcio. Esto es contradictorio al resultado obtenido en las pruebas de ISO-pH, pero con la diferencia que la lixiviación esta vez se realizó agregando ion férrico y ácido. Analizando nuevamente la Figura 24 para el hierro, en la solución lixivante se tiene una concentración de hierro cercana a uno, mientras que en el percolado esta se ve reducida durante los primeros días y mostrando una tendencia al alza. Esto significa una precipitación de Fe durante la lixiviación y se pudo apreciar por la aparición de un color rojizo en la superficie de las partículas de mineral (Figura 27 y 28).

Una muestra del precipitado rojizo fue enviada a análisis por Difracción de Rayos-X (DRX) a las oficinas del Departamento de Geología Económica Aplicada (GEA) de la Universidad de Concepción. Los resultados mostraron que las especies presentes en el precipitado son Jarositas y Goethita.

Este color rojizo es característico por la formación de goethita y jarosita, donde los iones férricos se hidrolizan de acuerdo a la siguiente reacción:

Goethita:



Jarosita:

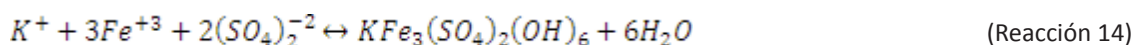




Figura 27: Aparición Color rojizo sobre partículas del mineral, Columna de Lixiviación N°1.



Figura 28: Coloración rojiza partículas de mineral, Columna de Lixiviación 1.



Figura 29: Percolado color rojizo, Columna de Lixiviación N°1.

Revisando el diagrama de Pourbaix (Fig. 30) para Fe-H₂O, se observa que bajo las condiciones de Eh y pH para la primera columna (pH = 2,5 y Eh > 700 [mV]), el sistema se encuentra en la zona de estabilidad de la goethita y también muy cercano al de Jarosita (pH>3), favoreciendo su formación.

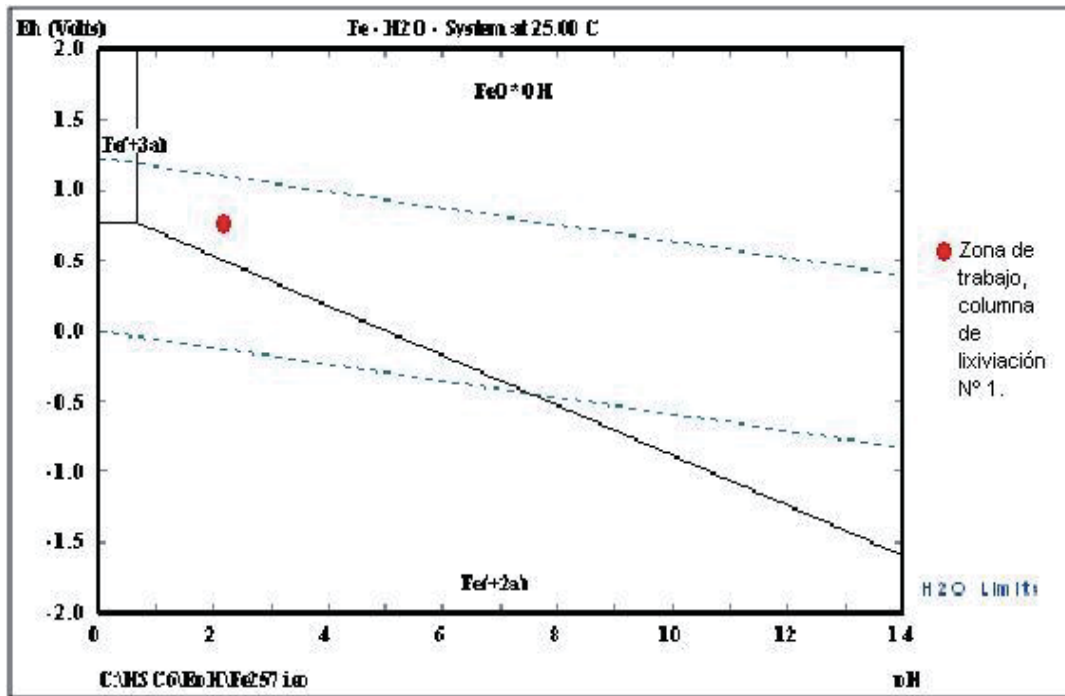


Figura 30: Diagrama de Pourbaix para sistema Fe-H₂O a 25 °C.

En la Fig. 25 se puede apreciar la recuperación de cobre y el consumo de ácido versus los días de lixiviación, notándose una recuperación de cobre al día 40 de un 22,8 [%], por lo que se detuvo la prueba, al tenerse recuperaciones tan bajas de cobre. Esto se puede atribuir a que el material presenta una cinética de disolución lenta por la impregnación de goethita y jarosita en la superficie de las partículas ya que la velocidad de extracción de cobre y otros metales bajan con el tiempo, no así para el calcio como se aprecia en la Fig. 26, donde este alcanza recuperaciones del 58 [%], por lo que el consumo de ácido claramente está determinado por la disolución de calcio. El consumo de ácido durante la prueba fue de 23,3 [kg/TM], mucho menor al estimado en las pruebas de ISO-pH al no alcanzar las recuperaciones estimadas o cercanas a ellas.

Una vez terminada la lixiviación de la primera columna se procedió a efectuar una “Re-Lixiviación” de la primera columna, para ver el efecto de un pH mayor y así activar la disolución de cobre. Los resultados de esta “re-lixiviación” son mostrados a continuación y en las Tablas 33, 35, 38 y 39 del Anexo C.

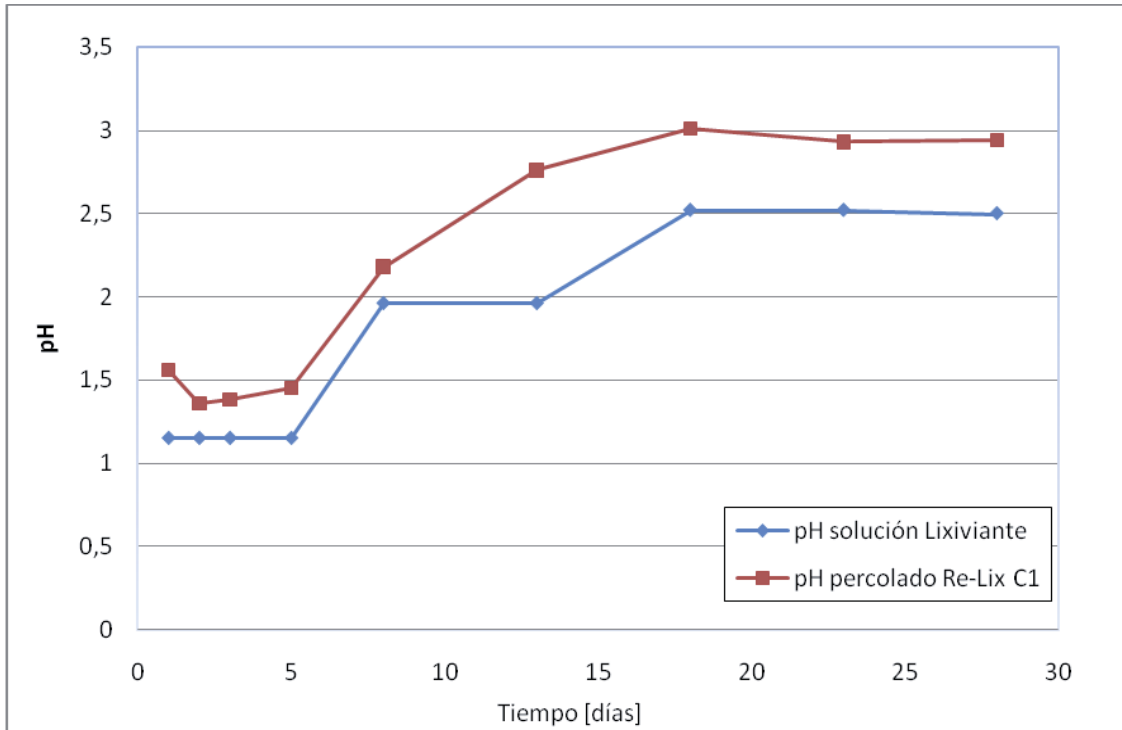


Figura 31: Gráfico pH solución Lixivante y Percolado, Re-Lixiviación Columna N°1 versus Días de Lixiviación.

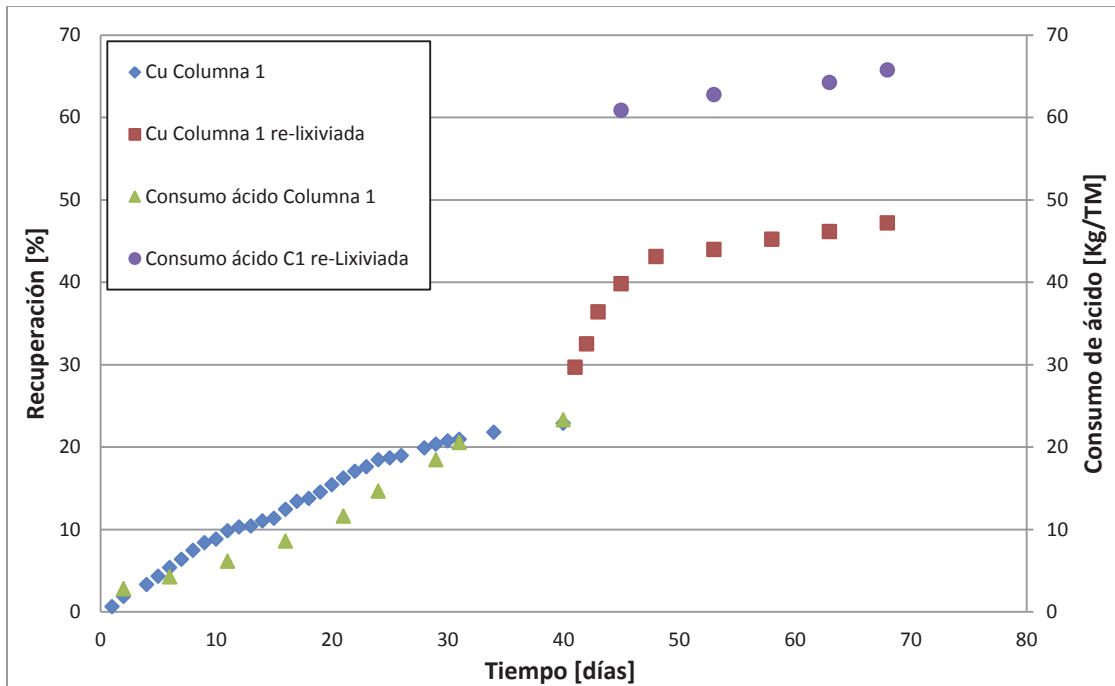


Figura 32: Recuperación de Cobre Acumulada y Consumo de ácido Acumulado Re-Lixiviación Columna N°1 versus Días de Lixiviación.

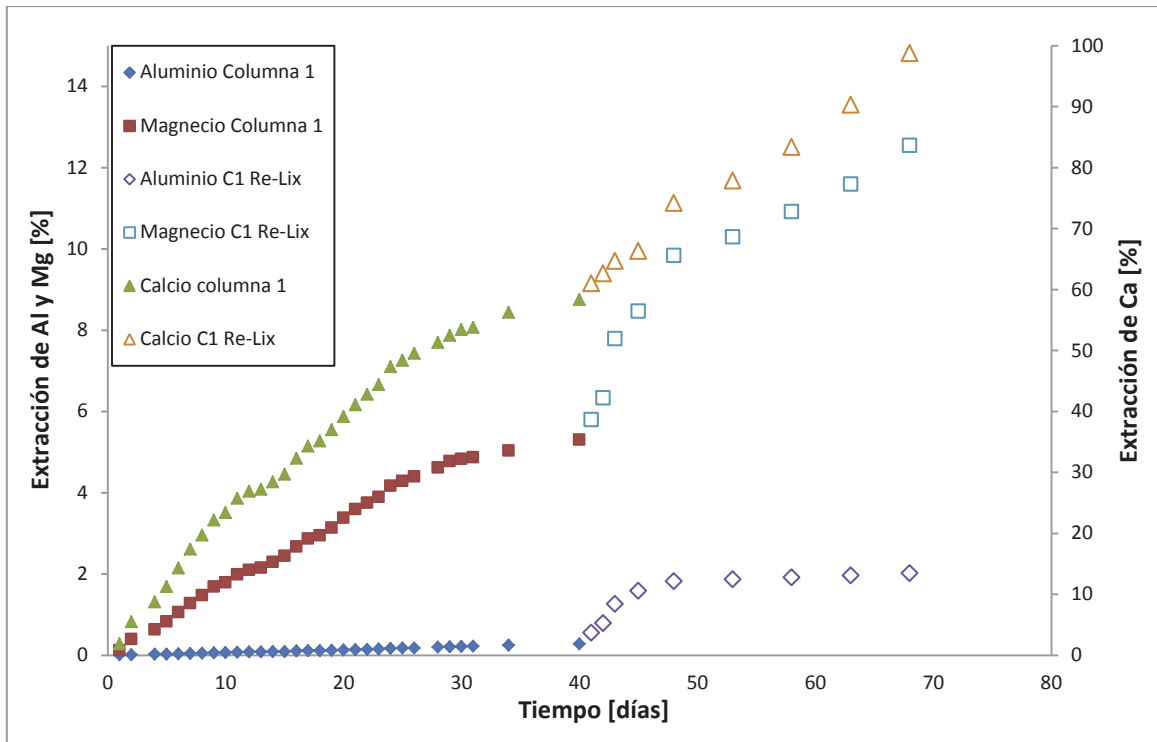


Figura 33: Recuperación de Impurezas Acumulada Re-Lixiviación Columna N°1 versus Días de Lixiviación.

Al realizar la Re-Lixiviación de la columna N°1, se trabajó con un pH inicial de 1,15 y se fue subiendo gradualmente hasta alcanzar un pH de 2,5 como muestra la Fig. 31. Como muestra la Fig. 32 la recuperación de cobre y el consumo de ácido sulfúrico aumentaron de manera drástica, notándose claramente en la recuperación de cobre que en los 8 primeros días de re-lixivación alcanzo un 43% de recuperación acumulada doblando lo obtenido en los 40 días de lixivación con las condiciones anteriores. La activación de la disolución de cobre se debe a que al aumentar el pH cercano a 1 se sale de la zona de estabilidad de la goethita y se entra a la zona de estabilidad del Fe^{+3} , y así la capa de goethita sobre la partícula mineral es disuelta y el protón es capaz de disolver el cobre.

A medida que se fue ajustando el pH a 2,5 la recuperación de cobre y el consumo de ácido fueron decayendo, mostrando una tendencia asintótica, alcanzando una recuperación acumulada total del 47,17% de cobre y un consumo de ácido final de 65,74 [kg/TM]. Al igual que el cobre la recuperación de impurezas también aumento como muestra la Fig. 33, teniendo el calcio una recuperación total del 98,75%,

mientras que el aluminio y el magnesio tuvieron una recuperación total del 2,02 y 12,55% respectivamente.

Claramente al disminuir el pH cercano a 1 la disolución de especies de cobre se activa por sobre las otras especies, y la lixiviación a pH 2,5 no favorece la extracción de cobre.

Todos los datos y resultados son mostrados en el Anexo C.

4.12.2. Columna de Lixiviación Número 2.

En esta segunda prueba, mantendrá las mismas condiciones que la columna 1 con la salvedad que se agregara NaCl con una concentración de 0,3 [M] en la solución lixivante, para la recuperación de sulfuros de cobre y así aumentar la recuperación total.

Esto se puede apreciar de mejor manera en la Tabla 11, que se muestra a continuación.

Tabla 11: Parámetros de Operación Columna de Lixiviación N°2.

Altura de Carga	[cm]	12
Diámetro	[cm]	19,2
Masa de Mineral Cargado	[kg]	5,440
Granulometría Mono tamaño	[mm]	100 % -14 y 100% + 7
Densidad Aparente	[kg/L]	1,30
Porosidad	[%]	55,07
pH		2,5
Fe _T	[g/L]	1
NaCl	[M]	0,3
Curado		No
Tasa de Riego	[L/h-m ²]	8

Una vez teniendo claro los parámetros de operación, se procede a crear el gráfico de las condiciones más importante de la solución lixivante y percolado como es el pH y Eh, que se muestra en la Figura 34:

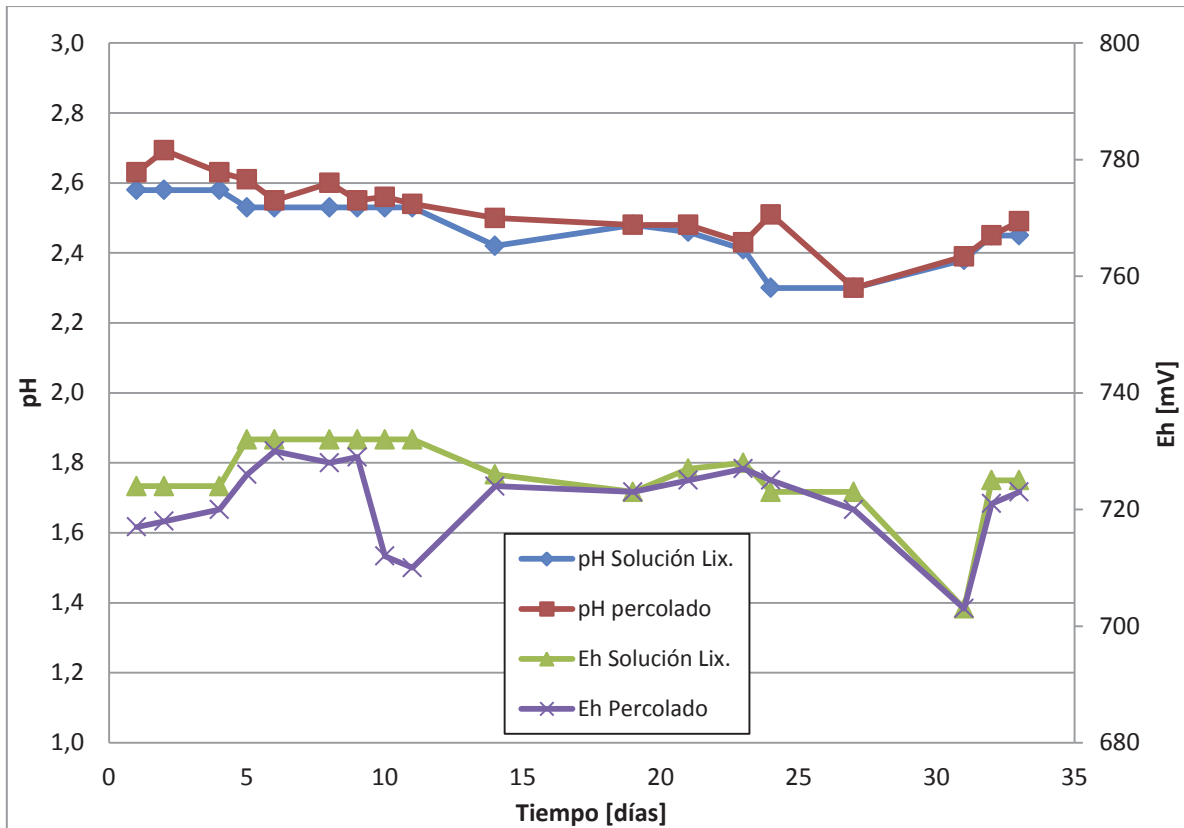


Figura 34: pH y Eh Solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°2.

Luego se procede a construir un gráfico con las concentraciones de las especies más importantes en la solución de lixiviación y percolado, como se muestra en la Figura 35:

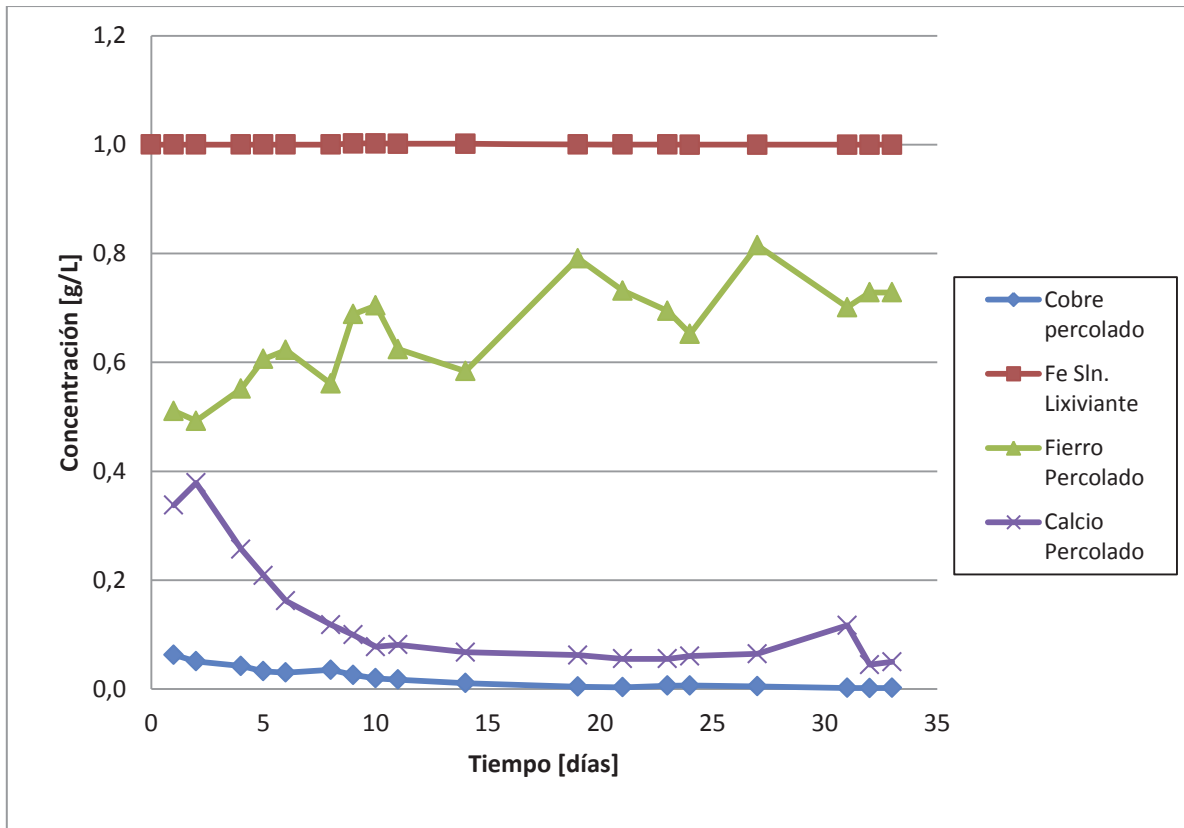


Figura 35: Concentración Especies más Importantes Solución Lixivante y Percolado vs Días de Lixiviación Columna N°2.

Con las concentraciones de las especies en el percolado se realizan los balances de materia al cobre y ácido, y se construye el gráfico de recuperación y consumo de ácido, como se muestra a continuación (Figura 36):

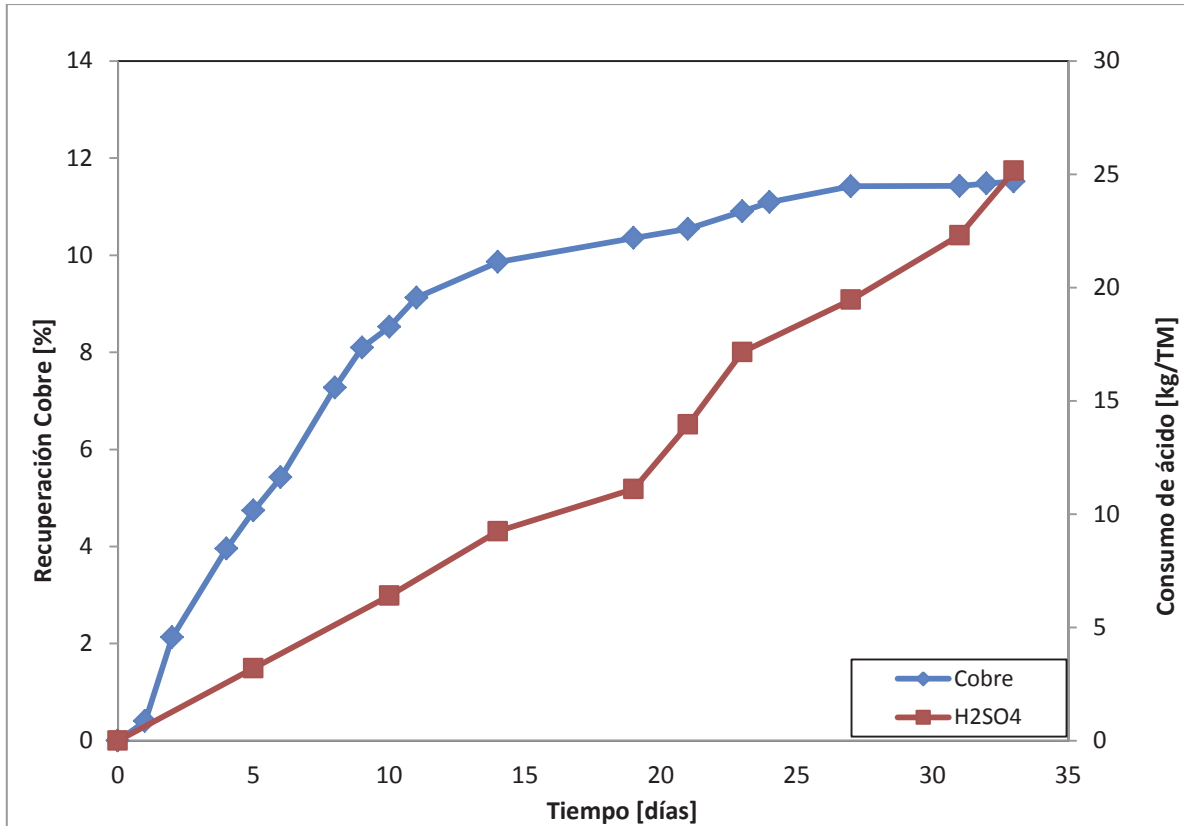


Figura 36: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N^o2.

Así mismo, se construye un gráfico para registrar la recuperación de impurezas, como muestra la Figura 37:

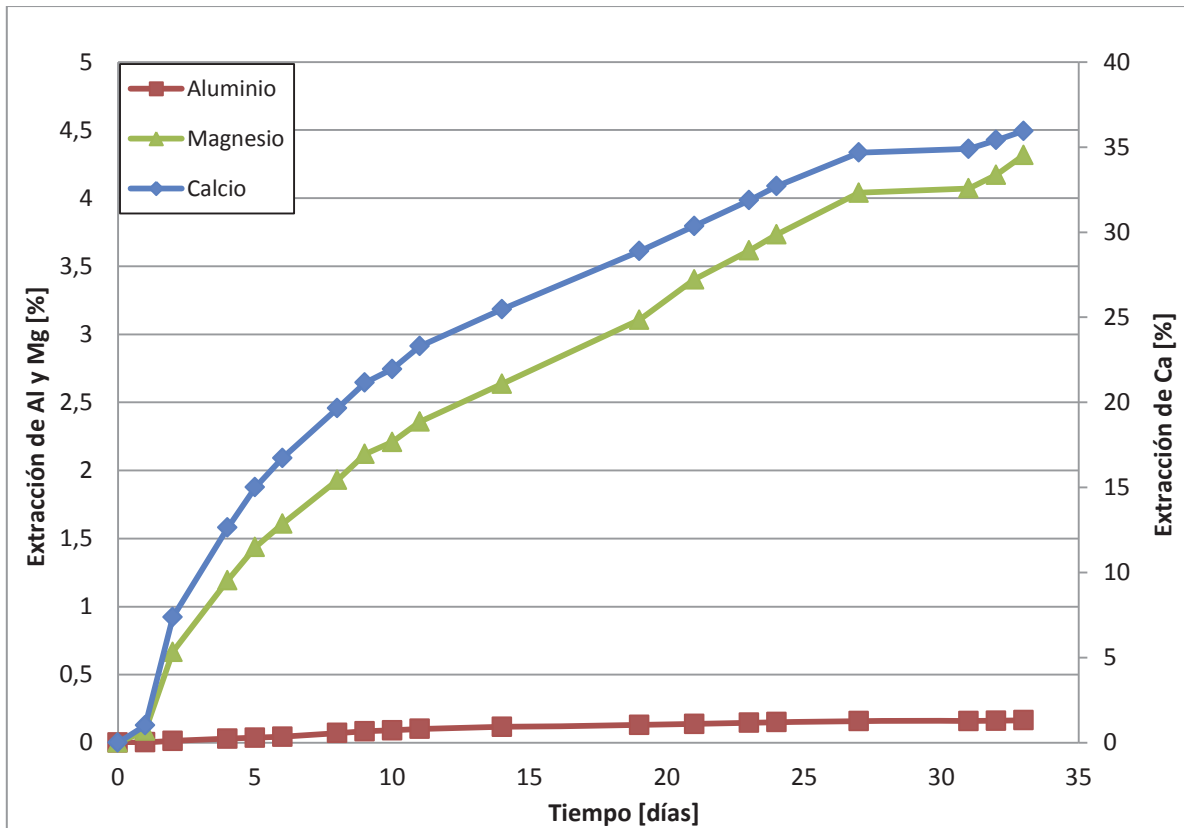


Figura 37: Recuperación de Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°2.

El periodo de lixiviación para la segunda columna fue de 33 días, y en la Fig. 34 se puede apreciar el comportamiento del pH en el percolado y solución lixivante, que presenta muy poca variación de pH, mientras que el potencial electroquímico del percolado es menor que el de la solución lixivante, pero tampoco presenta una gran diferencia a lo largo de la prueba de lixiviación.

En la Fig. 35 se aprecian las concentraciones de las especies más importantes, donde el hierro en la solución lixivante se mantiene en 1 [g/L]. En el percolado cambia la situación y la concentración de Fe al inicio es casi la mitad de la inicial y al pasar de los días muestra una tendencia al alza. Esto se debe al mismo caso de la primera columna de lixiviación, que presento la aparición de un color rojizo en la superficie del mineral. Esta coloración rojiza en la superficie del mineral de la segunda columna se debe a que se mantuvieron las condiciones de Eh y pH ($Eh > 700$ [mV]; $pH = 2,5$), lo que generó nuevamente la formación de goethita como muestra la reacción 13. La concentración de cobre en el percolado es bastante baja y sigue disminuyendo a lo

largo de los días de la prueba, no así la concentración de calcio que los primeros días se observa entre los 0,5 y 0,2 [g/L] y luego tiende a disminuir durante la prueba pero es bastante superior a la concentración de cobre.

En la Fig. 36 se muestra la recuperación de cobre y el consumo de ácido sulfúrico versus los días de lixiviación, donde se puede apreciar que la recuperación de cobre fue muy baja, alcanzando un máximo del 11,5%, mientras que el consumo de ácido fue de 25 [kg/TM]. La recuperación de cobre presenta un aumento significativo hasta el día 15 de la prueba en donde alcanza un 10 %, después de eso se reduce la extracción de cobre haciendo que la recuperación de cobre sea más lenta y en los días restantes alcance una recuperación solamente del 12%.

Las impurezas como se observa en la Fig. 37, mostró bajas extracciones como es el caso del Aluminio y Magnesio llegando a alcanzar valores de 0,17 y 4,3% respectivamente. El caso del calcio es distinto alcanzando una recuperación del 36% en el periodo de lixiviación, que fue la que mostro mejor extracción por sobre el cobre.

Debido a la baja recuperación de cobre se decidió detener la prueba, y se comenzó la “Re-Lixiviación” de la columna N°2, manteniendo el pH de operación de la columna y se lixivió solamente con ácido sulfúrico. Los resultados de la “Re-Lixiviación” de la columna N°2 se muestra a continuación.

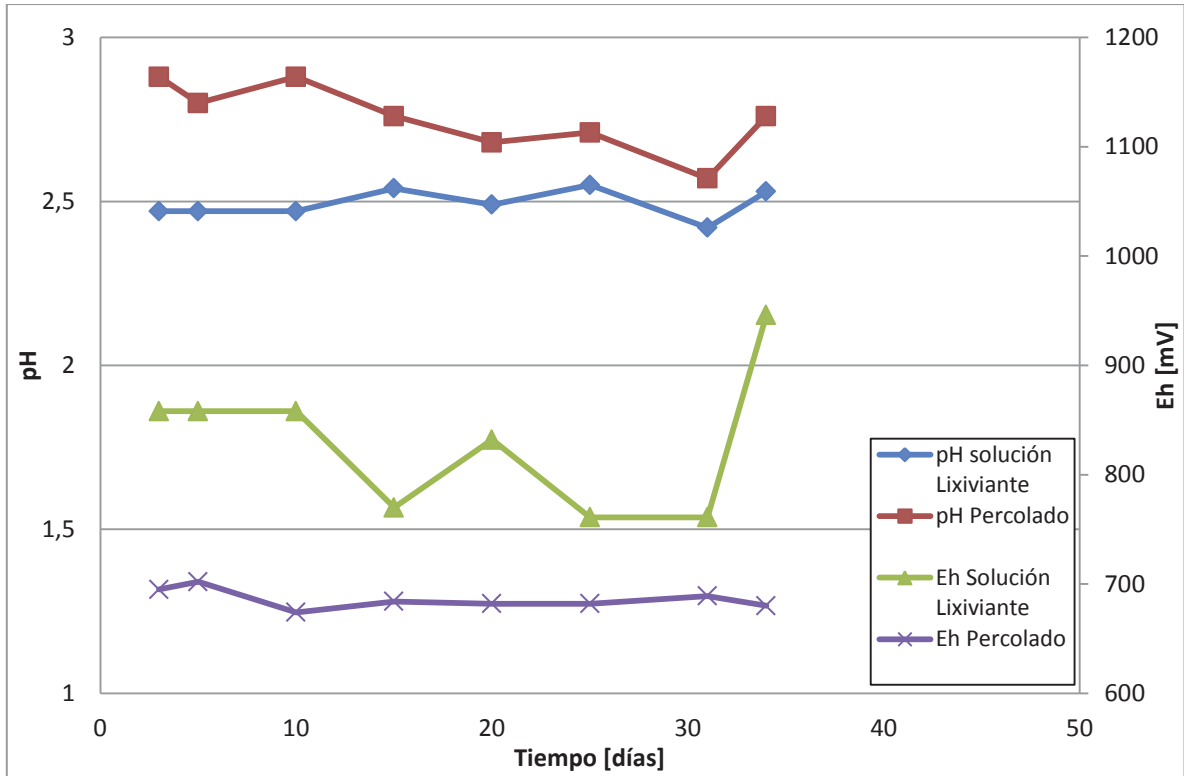


Figura 38: pH y Eh de solución lixiviante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°2 Re-Lixiviada.

Luego se analizan las concentraciones más importantes en el percolado, y son mostrados en el gráfico siguiente:

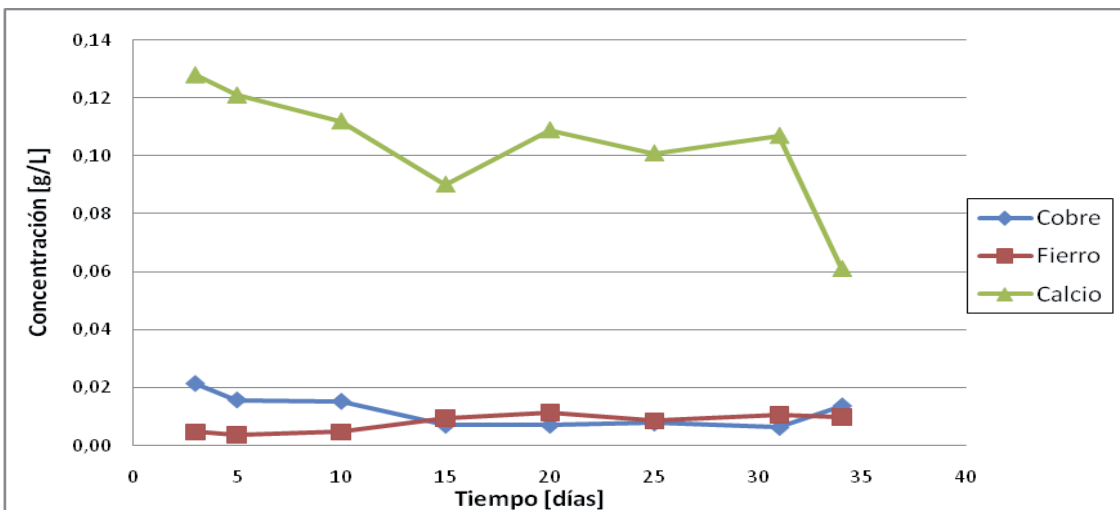


Figura 39: Concentración Especies más Importantes en el Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°2 re-Lixiviada.

Una vez obtenidas las concentraciones se vuelve a realizar los balances de masas para obtener las recuperaciones de cada especie, como muestran los siguientes gráficos:

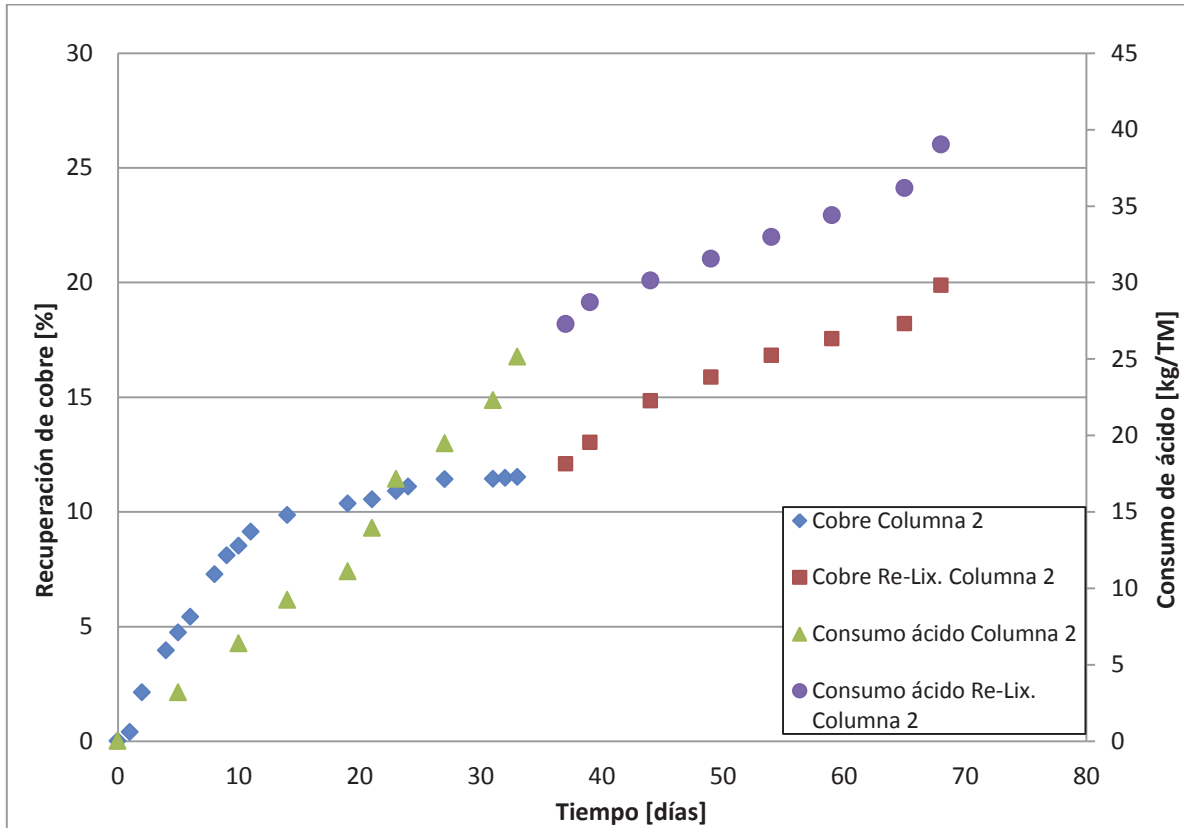


Figura 40: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido versus Días de Lixiviación, Columna N°2 Re-Lixiviada.

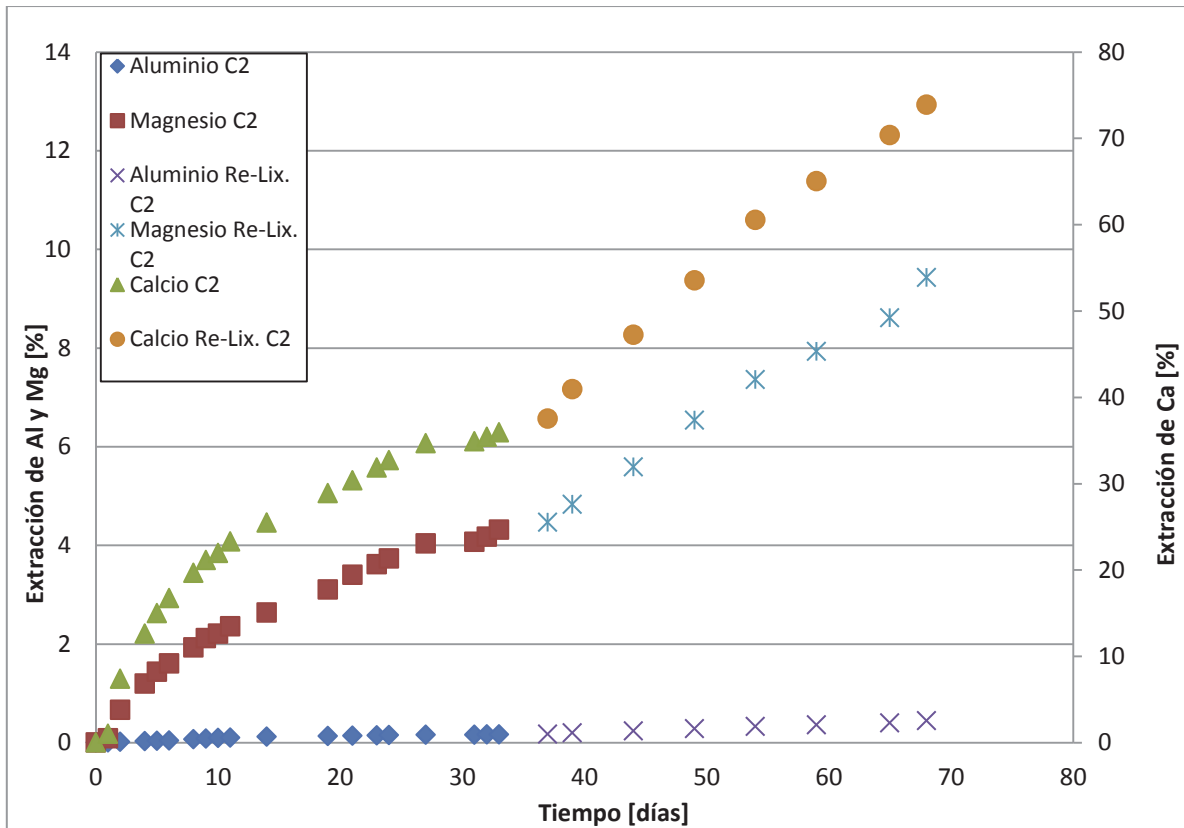


Figura 41: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido Acumulados versus Días de Lixiviación, Columna 2 Re-Lixiviada.

La columna N°2 fue Re-Lixiviada por 34 días, pero la solución lixivante solo contenía ácido sulfúrico con un pH de 2,5. Se eliminó los iones férricos para evitar la formación de goethita y jarosita y también se eliminó la adición de NaCl.

Como se puede apreciar en la Fig. 38 la variación de pH entre la solución lixivante y el percolado es mayor que en la primera parte de la lixiviación de la columna N°2, porque al no lixivarse la columna con férrico no se produce goethita y jarosita.

La concentración de cobre en el percolado sigue siendo bastante baja alcanzando un valor de 0,022 [g/L]. Al mantenerse el pH de 2,5 en la solución lixivante (Fig. 39), el ácido en solución no es capaz de disolver la goethita y jarosita formada y así aumentar la extracción de cobre, ya que se sigue prácticamente en la misma zona de trabajo. Por otra parte la concentración de hierro en el percolado también es baja, con valores muy similares al cobre, ya que en la solución lixivante sólo hay ácido. Sin embargo,

las concentraciones de calcio siguieron siendo bastante altas, pero tendiendo a disminuir a lo largo de la prueba por el agotamiento de calcio en el mineral.

Observando la Fig. 40, la recuperación de cobre acumulada en la etapa de relixiviación de la columna número 2 apenas superó el 19%, un valor más bajo del que se esperaba, evidenciando que a pH 2,5 la cinética del mineral es muy baja necesiéndose un largo tiempo para obtener recuperaciones mayores, porque manteniendo el pH de operación de la columna y sin lixiviar con Fe^{+3} , prácticamente la recuperación de cobre mantiene la misma tendencia que en la primera etapa de lixiviación. Esto también se puede apreciar para las impurezas como muestra la Fig. 41, en donde prácticamente al seguir lixiviando el doble de días a un pH 2,5 las recuperaciones de calcio, aluminio y magnesio aumentan en igual medida, alcanzando un valor al final de la prueba de 74%, 0,45% y 9,43% respectivamente.

Todos los datos y resultados son mostrados en el Anexo C.

4.12.3. Columna de Lixiviación Número 3.

Para esta última prueba de lixiviación en columna, se realizó un curado ácido al mineral según los parámetros obtenidos en las pruebas de aglomerado-curado y se muestra en la Tabla 12 a continuación:

Tabla 12: Datos Curado ácido columna de Lixiviación N°3

Masa de Mineral	[kg]	5,5
Granulometría Mono tamaño	[μ m]	90 % -9525 ;90% + 3325 y 10% - 150
Masa Mineral Grueso	[kg]	4,95
Masa Mineral Fino	[kg]	0,55
% Humedad de Impregnación	[%]	65
Volumen Solución Férrico	[mL]	206,25
Volumen Ácido Sulfúrico	[mL]	68,75
Masa NaCl	[g]	123,75
Concentración Fe en Solución	[g/L]	1
pH Solución		2,5
Potencial Solución	[mV]	810
Temperatura Curado	[°C]	36
Tiempo de Curado	[días]	3

Una vez curado el mineral se procedió con el carguío del mineral en la columna y su puesta en operación, con los siguientes parámetros de operación, como muestra la Tabla 13:

Tabla 13: Datos de Operación Columna de Lixiviación N°3.

Altura de Carga inicial	[cm]	16,3
Altura de Carga final	[cm]	14,5
Diámetro	[cm]	19,2
Masa de Mineral Cargado	[kg]	5,500
Granulometría Mono tamaño	[μm]	90 % -9525 ;90% + 3325 y 10% - 150
Densidad Aparente inicial	[kg/L]	1,17
Densidad Aparente final	[kg/L]	1,31
Porosidad inicial	[%]	50,47
Porosidad final	[%]	44,32
pH		2,5
Curado	[Si/No]	Si
Tasa de Riego	[L/h-m ²]	8

Ya terminada la prueba de lixiviación se grafican los datos más importantes de la solución lixivante y percolado como muestra la Fig. 42:

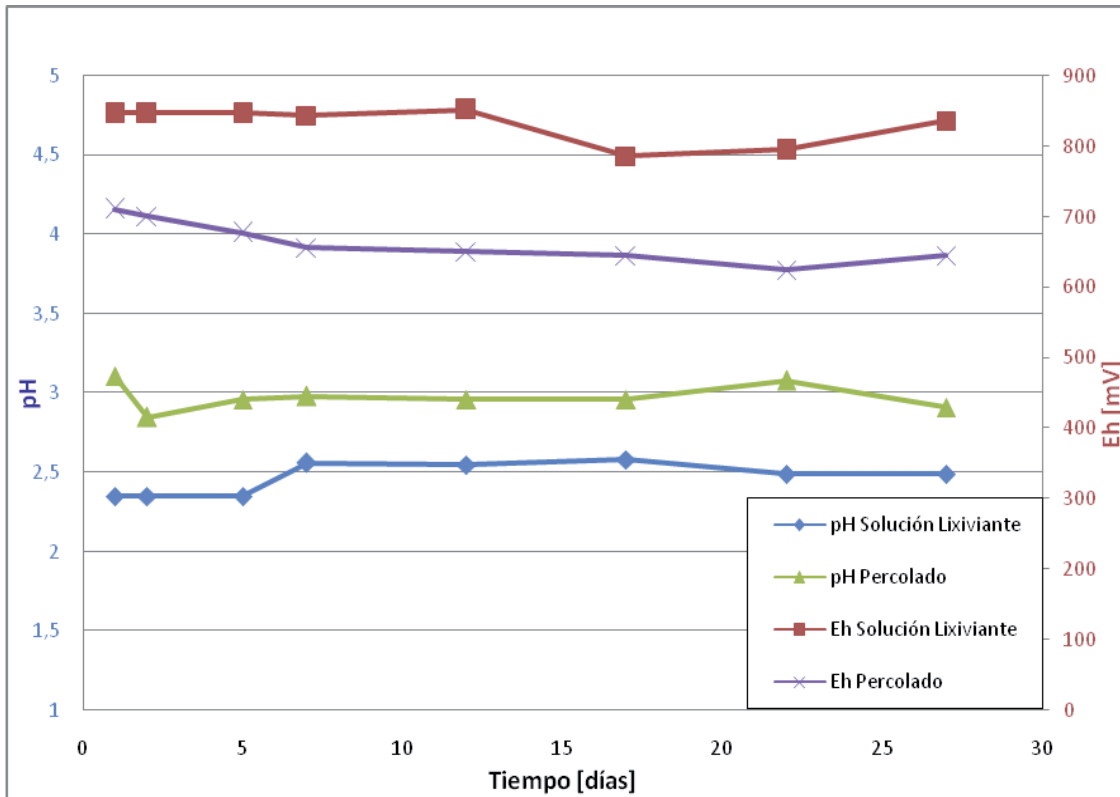


Figura 42: pH y Eh solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.

Luego se grafican las concentraciones de las especies más importantes en el percolado y los resultados se muestran en la Figura 43, a continuación:

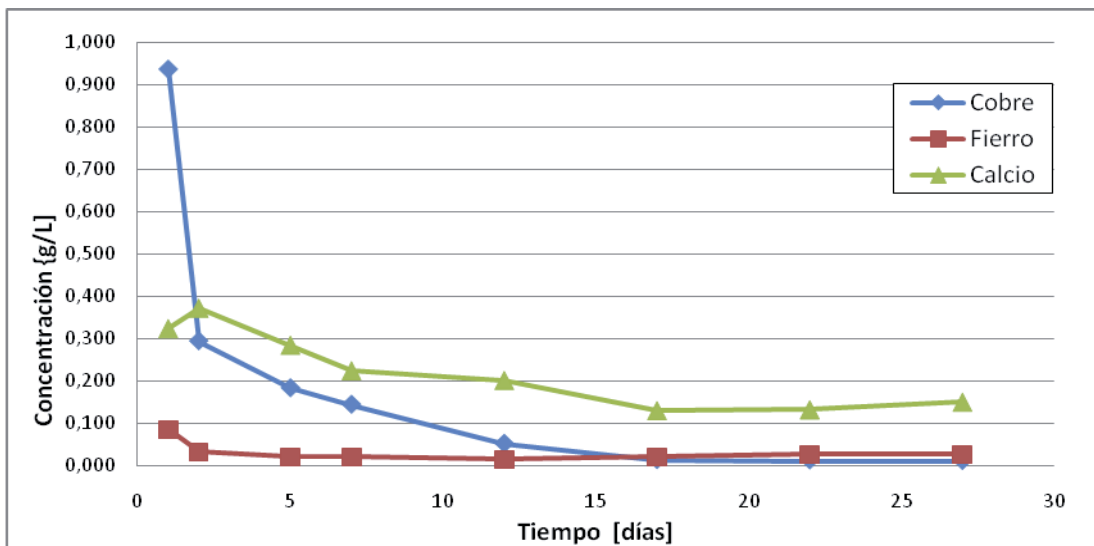


Figura 43: Concentración Especies más Importantes en el Percolado versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.

Con las concentraciones de las especies se calculan las recuperaciones y consumo de ácido con los balances de masa a las respectivas especies como muestran las Figuras 44 y 45:

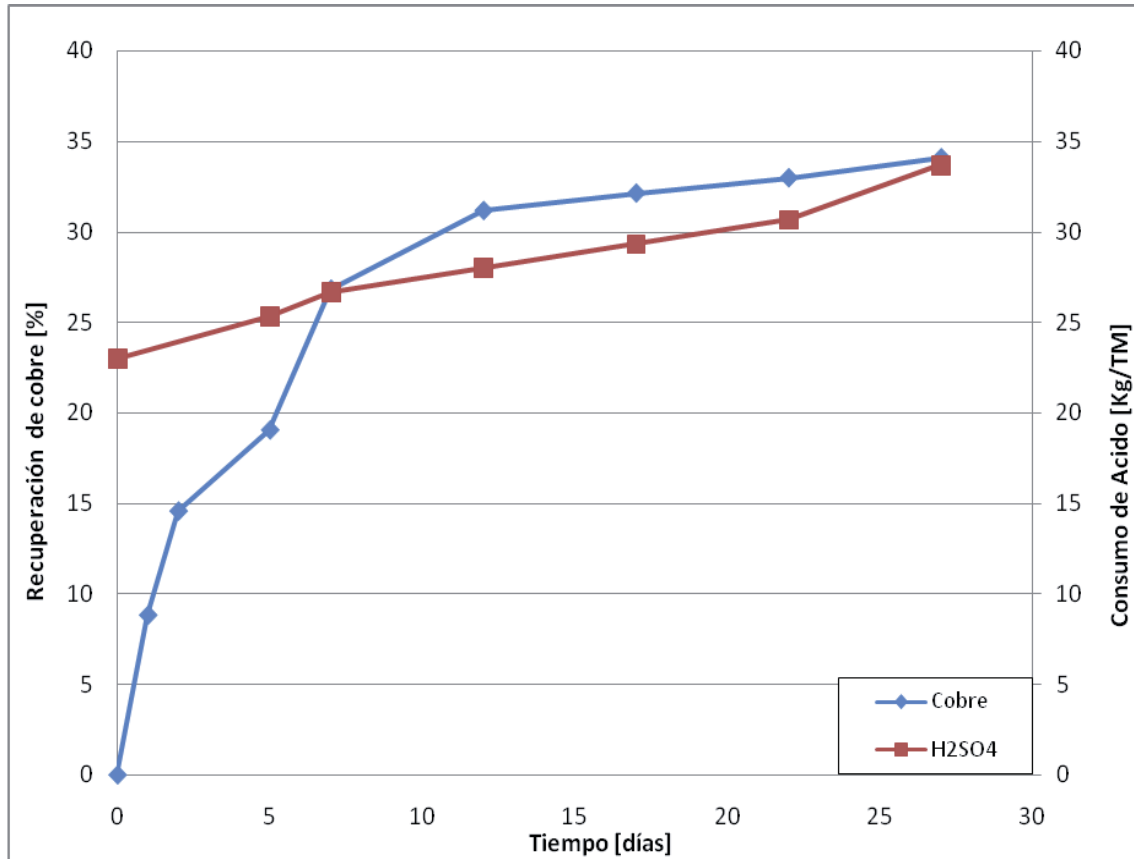


Figura 44: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.

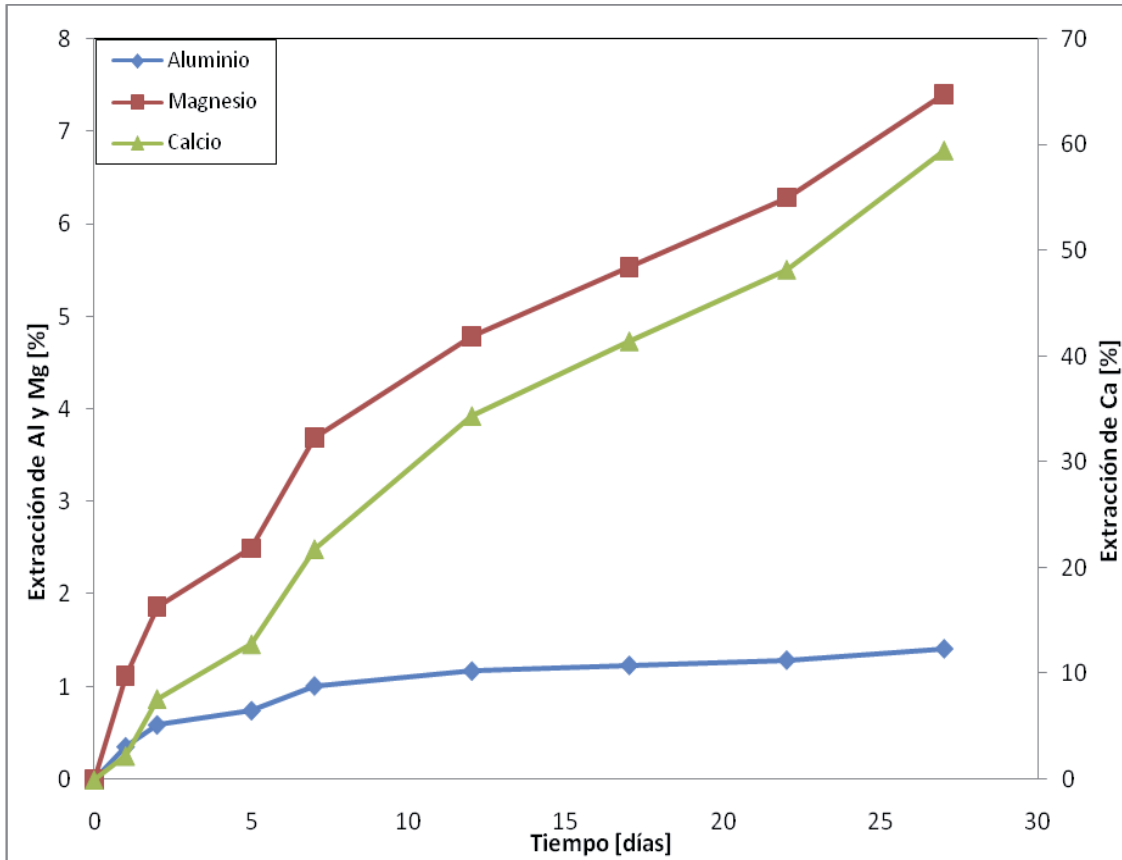


Figura 45: Recuperación de Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna de Lixiviación N°3.

En esta última prueba de lixiviación, se realizó un curado ácido al mineral según los resultados obtenidos en las pruebas de aglomerado-curado ácido. Para esta prueba se cargaron 5,500 [kg] de mineral con un 90% entre 9,525 y 3325 [mm] y el 10% restante es mineral bajo 150 [μ m] (Véase Tabla 12). Este material se puso sobre una lona impermeable y se roleo para homogenizar la muestra. Luego se le fue agregando ácido y la solución de férrico en porciones, roleando la muestra para formar los glómeros como muestran las siguientes Figuras 46 y 47:



Figura 46: Mineral roleado y aglomerado, proceso de curado ácido.



Figura 47: Formación de glómeros en curado ácido.

Una vez curado el mineral se toma la temperatura del aglomerado y esta es de 36 [°C]. Luego de esto el mineral se deja reposar por tres días antes de ser cargado a la columna.

Luego del curado ácido se carga la columna y se pone a lixiviar, según los parámetros de operación mostrados en la Tabla 13. Para esta prueba no se lixivio usando ión férrico y tampoco NaCl, ya que fueron usados para el curado del mineral. También

como se aprecia en la Tabla 12, el tamaño de partícula fue disminuido para mejorar la cinética de extracción de cobre.

La lixiviación de la tercera columna duró 27 días, y las condiciones de pH y potencial en la solución lixivante y percolado se pueden apreciar en la Fig. 42, donde se observa una mayor diferencia entre el pH de las soluciones que se mantuvo prácticamente entre 2,5 y 3, debido a que solamente se lixivió con ácido sulfúrico y esto se mantuvo durante toda la prueba. Lo mismo ocurrió con la diferencia entre los potenciales de las soluciones manteniéndose entre 800 y 650 [mV] para la solución lixivante y el percolado respectivamente.

En la Fig. 43, están las concentraciones de las especies más importantes, donde claramente durante los primeros 7 días de la prueba las concentraciones de cobre son bastante altas, teniendo el primer día de lixiviación una concentración de cobre de 0,936 [g/L], la cual fue disminuyen a valores cercanos a 0,030 [g/L] después del décimo día. La mayor extracción de cobre en los primeros días se atribuye a la percolación del cobre sulfatado en el mineral por el curado ácido efectuado, lo que mejoró la recuperación de cobre y su cinética como era de esperar. Al pasar el día 15 de lixiviación las concentraciones de cobre en el percolado se mantienen prácticamente constantes, ya que el cobre liberado por el curado ácido fue completamente removido y de ahí en adelante el cobre extraído es el que quedo remanente en el mineral. También se observa que las concentraciones de calcio el primer día fue mucho menor en comparación al cobre, ya que las condiciones de curado favorecieron la extracción de cobre por sobre la de calcio, pero aún sus concentraciones son altas durante la prueba, y al igual que el cobre tienden a disminuir a lo largo de la prueba pero en menor medida. Las concentraciones de fierro se mantuvieron bastante bajas durante la prueba porque se encuentra en especies poco solubles, como se mostró en el apartado 4.1 de análisis químico, con una ley de Fe soluble del 0,47 %.

Luego, se realizan los balances de masa respectivos y esto resultados se aprecian en las Figuras 44 y 45.

En la Fig. 44 se puede apreciar que la recuperación de cobre en los primeros 7 días alcanza una recuperación del 26,84% que es aproximadamente la recuperación que

se obtuvo en el test de sulfatación para estas condiciones de curado. Después del día número 7 la recuperación de cobre empieza a estabilizarse, esto significa que de ahí en adelante solamente se está lixiviando el cobre que no fue atacado durante el curado ácido. Al finalizar la prueba se obtuvo una recuperación de cobre del 34,11%, siendo un resultado bastante alentador. El consumo de ácido estuvo dentro de sus rangos con un consumo total de 33,71 [kg/TM]. Claramente en esta prueba se redujo el consumo de ácido y se aumentó la recuperación de cobre que era lo que se quería mejorar, sin embargo aun así no se lograron los resultados esperados.

Aun que se logró mejorar la recuperación de cobre con ello también aumentó la extracción de impurezas como Aluminio y Magnesio como muestra la Fig. 41, alcanzando extracciones del 1,41 y 7,4% respectivamente. Claramente esto también se debe al efecto del curado ácido que favoreció la extracción de estas especies. La extracción de calcio sin embargo, se vio afectada por el efecto del curado ácido obteniendo extracciones menores que las de cobre y pasado el día 7 se volvió a favorecer la extracción de calcio superando al cobre, pero en líneas generales estuvo en los mismos rangos de las pruebas anteriores alcanzando una recuperación del 59,46%.

Una vez terminada la prueba de lixiviación, también se procedió a Re-Lixiviar la columna N°3, con un pH de operación de 1,5 durante los días de lixiviación. Los primeros 10 días se lixiviaron solamente con ácido sulfúrico y el resto de los días con ión férrico, con una concentración de fierro total de 1 [g/L]. Los datos obtenidos de las soluciones de lixiviación y percolado son mostrados en la Fig. 48.

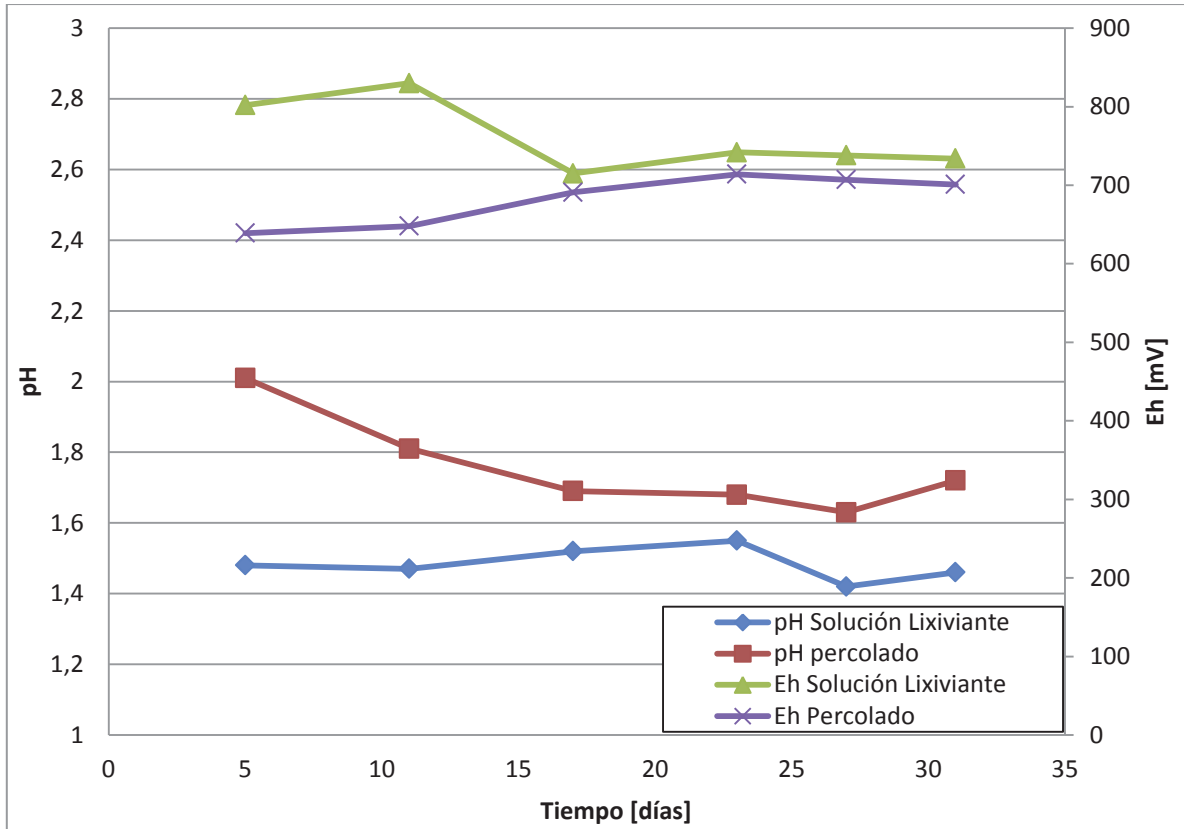


Figura 48: pH y Eh Solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.

A continuación se muestran los datos obtenidos de las concentraciones de las especies más importantes en las soluciones de lixiviación y percolado en la Figura 49:

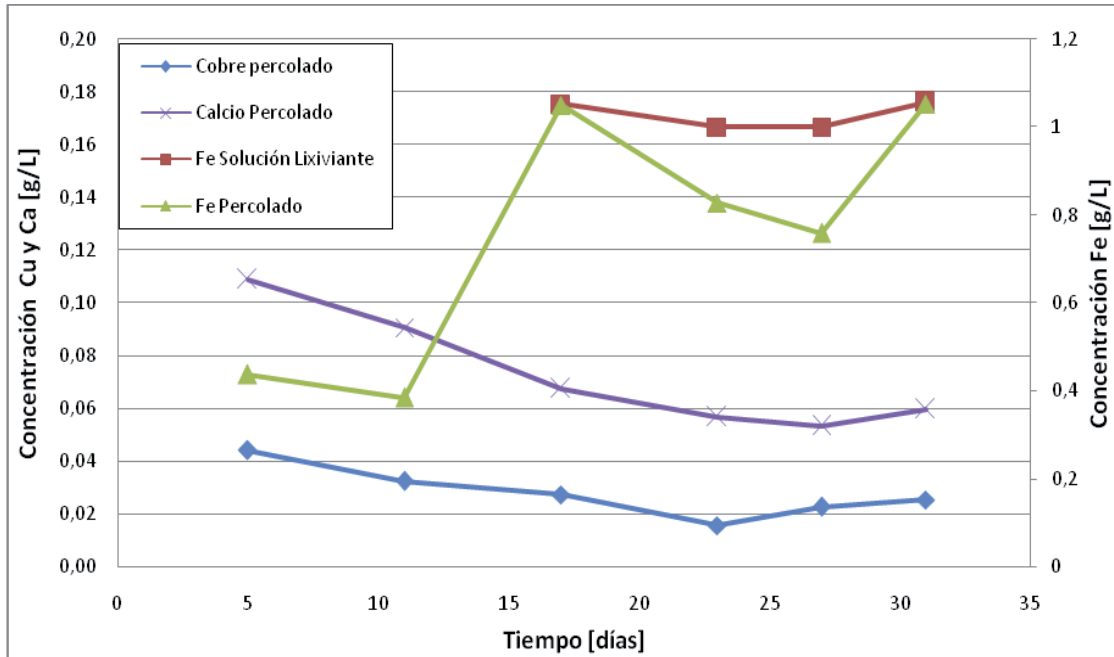


Figura 49: Concentraciones Especies más Importantes en Solución Lixivante y Percolado versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.

Con las concentraciones de las distintas especies se realizan los balances de masas correspondientes y se obtienen los datos de recuperación y consumo de ácido como muestran las Figuras 50 y 51:

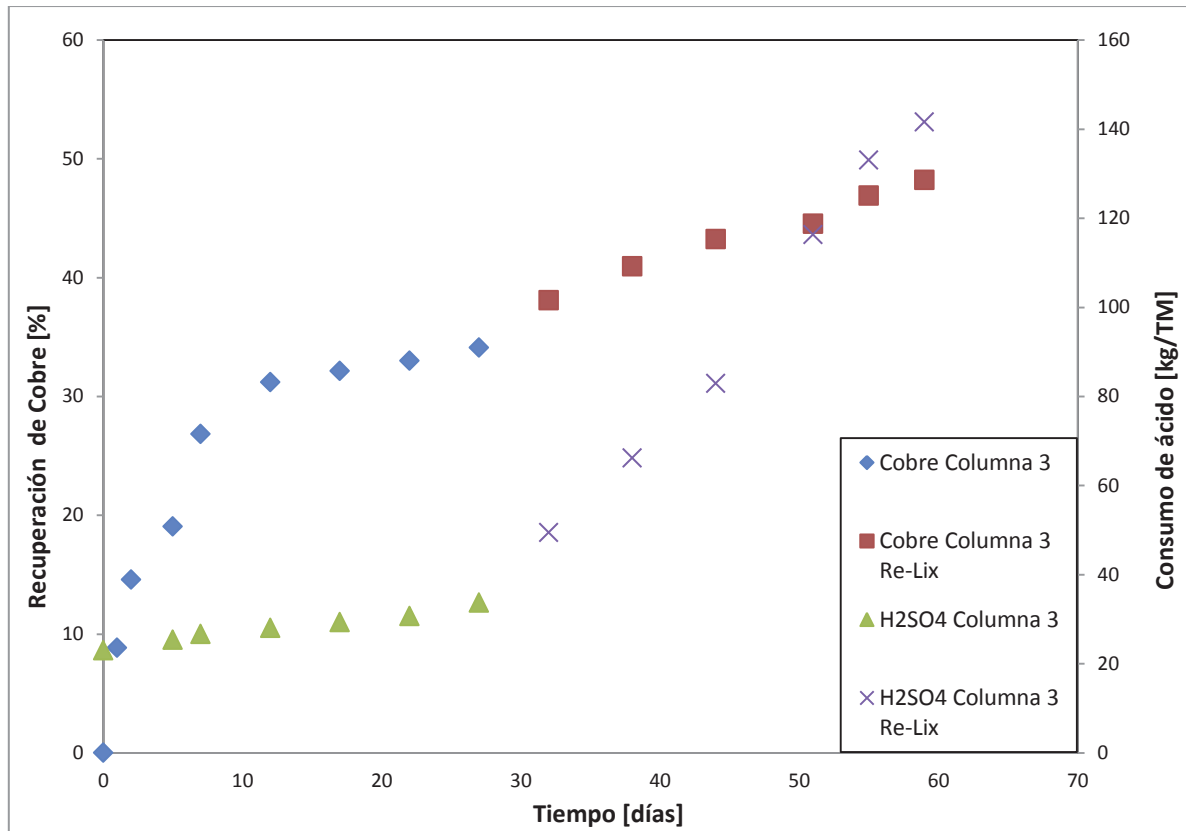


Figura 50: Recuperación de Cobre y Consumo de Ácido Acumulado versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.

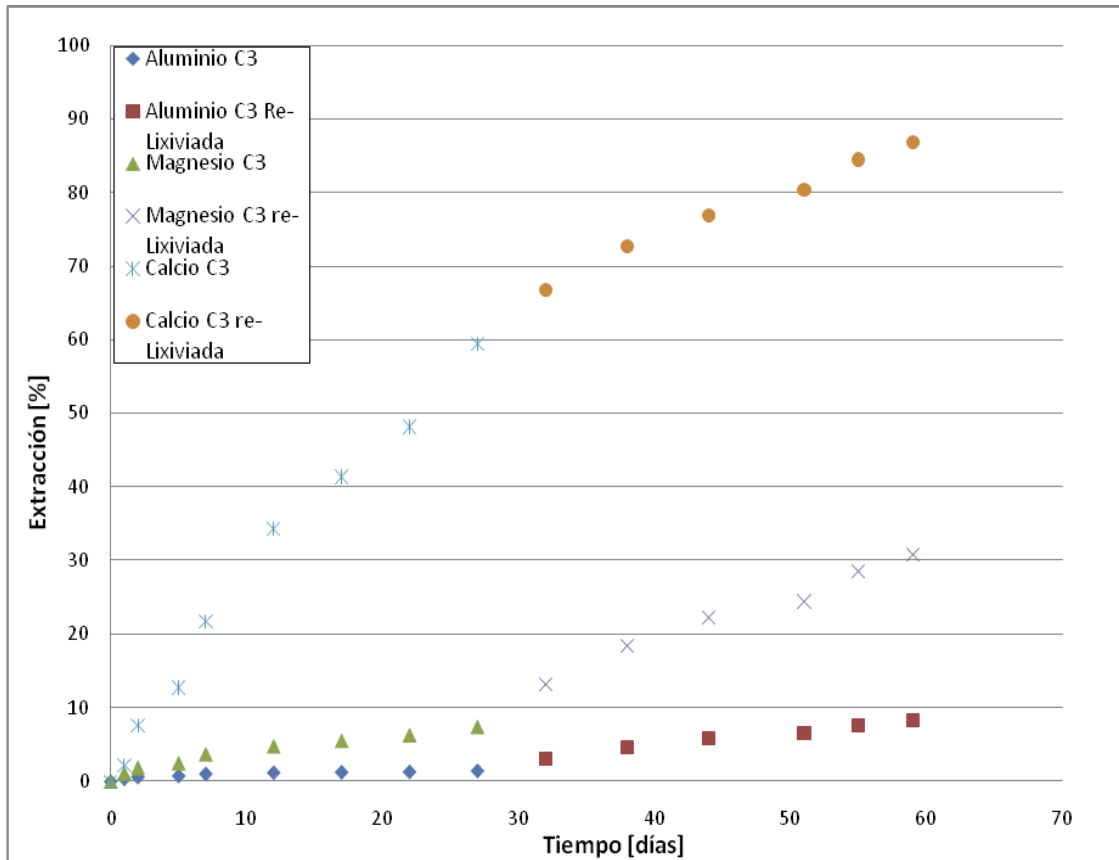


Figura 51: Recuperación Acumulada Impurezas versus Días de Lixiviación, Columna N°3 Re-Lixiviada.

El comportamiento del potencial y el pH (Fig. 48) en la solución percolada en los primeros 10 días de lixiviación, se nota una variación al igual que en la primera etapa de la lixiviación de la columna 3. Esto se debe a que sólo se lixivió con ácido sulfúrico, y el consumo de protones por las especies es más marcada. En los días siguientes ya no existe esta diferencia tan marcada y el pH y potenciales de las soluciones varían de manera muy leve, por el efecto del ión férrico en solución como se dijo en apartados anteriores (véase reacción 13). En la Fig. 45 se aprecia de mejor manera, donde se muestran las concentraciones de fierro en la solución lixiviante y percolado, donde a partir del día 10 se comenzó a lixiviar con ión férrico. Se puede observar que los primeros días las concentraciones de Fierro son bastante altas debido a que el pH de la solución aumento la cinética de disolución de esta especie. Al empezar a utilizar ión férrico en la solución lixiviante las concentraciones de fierro se mantienen casi constantes por el hecho de trabajar en una zona más cercana a su zona de estabilidad como se aprecia en la Fig. 52 del diagrama de Pourbaix para el sistema

Fe-H₂O. A pesar de esto igual existe formación de goethita y jarosita en la columna, ya que en el interior de está las condiciones de pH y Eh cambian a medida que se avanza hacia la base de la columna.

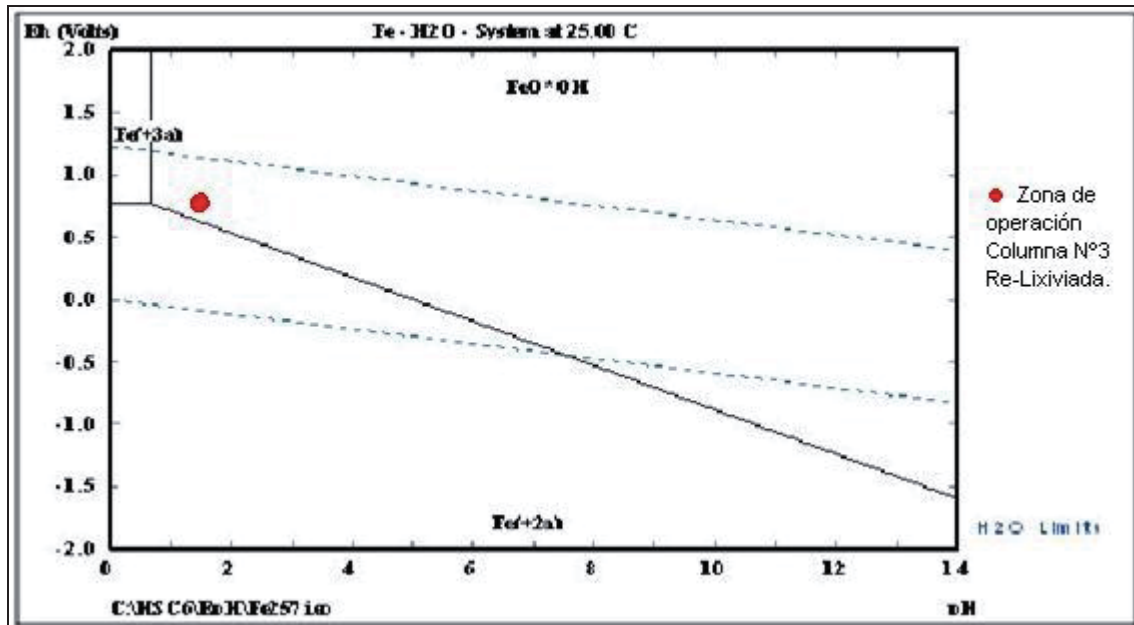


Figura 52: Diagrama de Pourbaix sistema Fe-H₂O, a 25 °C.

Las concentraciones de cobre y calcio mantienen valores muy similares a la finalización de primera lixiviación de la columna. Ambas especies tienden a disminuir sus concentraciones y el calcio en mayor medida debido al agotamiento de la especie en el lecho mineral.

A pesar de aumentar el pH de operación en esta etapa de re-lixivación la recuperación de cobre no aumenta como se esperaba (Figura 50), a pesar de haber disminuido el pH de la solución lixivante y solo alcanzo una recuperación del 48,23%. El consumo de ácido aumento de manera significativa, debido que al disminuir el pH de operación se necesitó una mayor cantidad de ácido, alcanzando un consumo total de 140 [kg/TM], más del triple de lo estimado en las pruebas de ISO-pH.

Por otro lado, la extracción de aluminio y magnesio se vieron bastante favorecidas con la disminución de pH a 1,5, aumentado sus extracciones en 6 y 4 veces en comparación a la primera etapa, obteniendo extracciones de 8,28 y 30,74% respectivamente, muy superiores en comparación a todas las pruebas anteriores.

4.12.4. Comparación Columnas de Lixiviación.

En las Tablas 14, 15 y 16 se muestran una comparación de los resultados más importantes de cada una de las columnas ensayadas.

Tabla 14: Resultados de las Columnas de Lixiviación.

Lixiviación	Columna 1	Columna 2	Columna 3
Recuperación Cobre [%]	22,86	11,52	34,11
Consumo de ácido [kg/TM]	23,29	25,15	33,71
Días de Lixiviación	40	33	27
Recuperación Aluminio [%]	0,28	0,17	1,41
Recuperación Magnesio [%]	5,30	4,32	7,40
Recuperación Calcio [%]	58,35	35,94	59,46
Promedio pH sln. percolada	2,57	2,53	2,98
Promedio Eh sln. percolada	723	720	664

Tabla 15: Resultados de las Columnas Re-Lixiviadas.

Re-Lixiviación	Columna 1	Columna 2	Columna 3
Recuperación Cobre [%]	24,31	8,35	14,12
Consumo de ácido [kg/TM]	42,45	13,86	107,89
Días de Lixiviación	28	34	32
Recuperación Aluminio [%]	1,75	0,28	6,87
Recuperación Magnesio [%]	7,24	5,11	23,34
Recuperación Calcio [%]	40,41	37,95	27,30
Promedio pH sln. percolada	2,29	2,76	1,76
Promedio Eh sln. percolada	662	686	683

Tabla 16: Resultados Acumulados de las 3 Columnas de Lixiviación.

Lixiviación	Columna 1	Columna 2	Columna 3
Recuperación Cobre [%]	47,17	19,87	48,23
Consumo de ácido [kg/TM]	65,74	39,01	141,60
Días de Lixiviación	68	67	59
Recuperación Aluminio [%]	2,02	0,45	8,28
Recuperación Magnesio [%]	12,55	9,43	30,74
Recuperación Calcio [%]	98,75	73,89	86,77

En la primera parte de la lixiviación la columna número 3 fue la que obtuvo la mayor recuperación de cobre con un 34,11[%], seguida de la columna número 1 con un 22,86[%], con una diferencia de 11,25 puntos porcentuales, lo que es una mejora bastante notoria y en comparación a la segunda columna de lixiviación que obtuvo una recuperación del 11,52[%], esta diferencia aumenta en forma significativa. La columna número tres se lixivió por 27 días y se obtuvo la mayor recuperación en comparación a la primera que se lixivió por 40 días, y la segunda por 33, esto indica que en las condiciones de operación de la tercera columna la cinética de disolución de cobre es favorecida por el aglomerado curado que se le realizó al mineral antes de lixiviarlo, a la reducción del tamaño de partícula de mineral y en cierta medida a la utilización de ácido sulfúrico sin otros reactivos, como fue en el caso de las columnas N°1 y N°2, las cuales fueron lixiviadas con ión férrico en el caso de la primera columna y ión férrico con cloruro de sodio en el caso de la segunda columna. Al lixiviar con estos reactivos junto con el ácido, se pasivo la superficie mineral como se analizó en los apartados anteriores producto de la formación de goethita y jarosita, por trabajar lejos de la zona de estabilidad de ión férrico. Con respecto al consumo de ácido la columna número 3 fue la que tuvo un mayor consumo con 33,71 [kg/TM], seguido de la columna número 2 con 25,15 [kg/TM] y por último la columna número 1 con 23,29 [kg/TM]. Debido al curado ácido que se realizó al mineral en la columna número 3 tuvo un mayor consumo de ácido, pero que es beneficiado por la mayor extracción de cobre. La columna número 2 tuvo un mayor consumo de ácido que la primera columna, con un 25,15 [kg/TM] y 23,29 [kg/TM] respectivamente, a pesar de tener una recuperación menor, debido a que en periodos de lixiviación el pH de la solución lixivante fue menor a 2,5 implicando un consumo adicional de ácido.

Con respecto a las impurezas la columna número 3 fue la que tuvo una mayor extracción al utilizar un curado ácido, favoreciendo la disolución de estas. Las columnas N°1 y N°2 tuvieron extracciones muy similares debido a que las condiciones de operación fueron muy parecidas. También se puede observar que a pesar de cambiar algunos parámetros de operación la extracción de calcio se vio favorecida de gran manera alcanzando recuperaciones en las columnas 1 y 3 cercanas al 60[%] y en la columna 2 obtuvo una extracción del 37 [%].

En la segunda etapa de re-lixiviación la columna que alcanzo una mayor recuperación de cobre fue la columna número 1 con un 24,31 [%], ya que al inicio el pH de la solución lixivante fue de 1,15, activando la disolución de las especies de cobre, mientras que la columna número 3 alcanzo una recuperación del 14,2[%] y la columna número 2 fue la que alcanzo la recuperación más baja con un 8,35[%]. Estas diferencias se debieron a que se trabajó a diferentes pH en las 3 columnas. En la primera columna la re-lixiviación se inició con un pH de 1,15 y se fue aumentando gradualmente a 2,5 durante los 28 días que duró la re-lixiviación. Mientras en la segunda columna se mantuvo el pH de 2,5 durante los 34 días de lixiviación, con la salvedad que sólo se lixivió con una solución de ácido sulfúrico sin férrico y cloruro de sodio. En la tercera columna se lixivió con un pH de 1,5 durante los 32 días de re-lixiviación y durante los 10 primeros días se utilizó solamente ácido sulfúrico, de ahí en adelante se utilizó una solución de ácido sulfúrico con férrico. Con respecto al consumo de ácido, la columna número 3 registró un consumo de 107,89 [kg/TM] que fue el más alto en todas los ensayos que se hizo al trabajar con un pH de 1,5. A pesar de utilizar un pH mucho más ácido que en ensayos anteriores, la columna número 3 no alcanzo las recuperaciones de cobre esperadas. La columna número 1 registró un consumo de ácido de 42,45 [kg/TM], mayor que en la primera lixiviación por el aumento del pH en el inicio de la lixiviación. La segunda Columna fue la que registro el consumo de ácido más bajo debido a que se mantuvo el pH de la operación (pH 2,5), pero comparado con la primera lixiviación es mucho más bajo, esto debido a que no se utilizó sulfato ferroso y se transformó a férrico (Reacciones 10, 11 y 12), reacción la cual consume ácido, pero además el pH de la solución lixivante se mantuvo mucho más cercano a 2,5 en comparación a la primera lixiviación.

También se puede apreciar que la extracción de impurezas como aluminio y magnesio se vio favorecida de mayor manera en la columna número 3 aumentándolas de manera significativa, favorecidas por el pH de operación. En la columna número 1, también aumento la extracción de aluminio y magnesio, favorecida por la disminución del pH al inicio del ensayo. En la columna número 2 las extracciones de estas dos impurezas se mantuvieron igual que en la primera etapa, al no hacerse ningún cambio en el pH. La extracción de calcio se vio reducida en las tres columnas debido al agotamiento de esta especie en el mineral.

Al revisar la Tabla 16 que muestra los resultados acumulados obtenidos en las tres columnas, la que obtuvo la mayor recuperación de cobre fue la columna número 3 con un 48,23 [%], seguida de la columna número 1 con un 47,17 [%] y por último la columna número 2 con un 19,87 [%]. El consumo de ácido acumulado de las columnas mantiene el mismo orden de mayor a menor siguiendo la línea de la recuperación de cobre, notándose que la diferencia en el consumo de ácido entre las columnas 1 y 3 es de casi el doble, a pesar de tener recuperaciones de cobre muy cercanas, pero el elevado consumo en la columna 3 se debe al re-lixiviar a pH 1,5. A la vez de aumentar el consumo de ácido en la columna 3, también aumento de manera significativa la extracción de impurezas como fue el caso del aluminio y magnesio, que alcanzaron extracciones del 6,87 y 23,74 [%] respectivamente, muy superiores a las otras dos columnas. En el caso del calcio se alcanzaron recuperaciones de sobre el 80 [%] en la columna 3, mientras que la columna número 1 se alcanzó la extracción más alta con un 98 [%].

4.13. Ajuste de Modelo Cinético Núcleo Recesivo.

Tomando en consideración que la disolución de las distintas especies de cobre, se comportan en acuerdo con el modelo de núcleo recesivo o núcleo sin reaccionar, el análisis de datos tendrá como objetivo la obtención de los parámetros de tiempo asociados a la cinética en cada caso.

La cinética de disolución de cada ion, está controlada por solo uno de los dos mecanismos posibles: control por reacción química o control por difusión a través de la capa de mineral reaccionado o residuo.

En el caso que se tenga control por reacción química, este estará dado por la ecuación 14. En cambio, si el control es por difusión en el residuo, este estará dado por la ecuación 16.

Utilizando las ecuaciones anteriores se realizara las siguientes acciones:

- Se calcula la conversión en función del tiempo de la forma $\alpha = R_{Cu}/R_{Máx.}$, donde $R_{Máx.}$ es la recuperación de cobre que es posible obtener en un tiempo infinito de lixiviación.
- Se asume que al inicio de la lixiviación el mecanismo dominante es por reacción química seguido por una etapa de transición y luego por difusión a través del residuo.
- Se definen los tiempos donde se aplicaran los modelos, graficando α vs t para cada caso.
- Se grafican las curvas $[1 - (1 - \alpha)^{1/3}]$ vs t, y $[1 + 2 * (1 - \alpha) - 3 * (1 - \alpha)^{2/3}]$ vs t.
- Se realiza una regresión lineal de datos para cada una de las curvas, ya que si el control cinético es estricto de acuerdo a uno de los casos, la curva graficada debiera ser recta, con pendiente igual al tiempo característico.
- Finalmente se asocia la pendiente de la rectificación al tiempo característico para la expresión de velocidad en cada caso.

Se graficó α vs t y se ajustó una línea recta para definir los tiempos de predominancia de cada modelo cinético. Estos gráficos son mostrados a continuación:

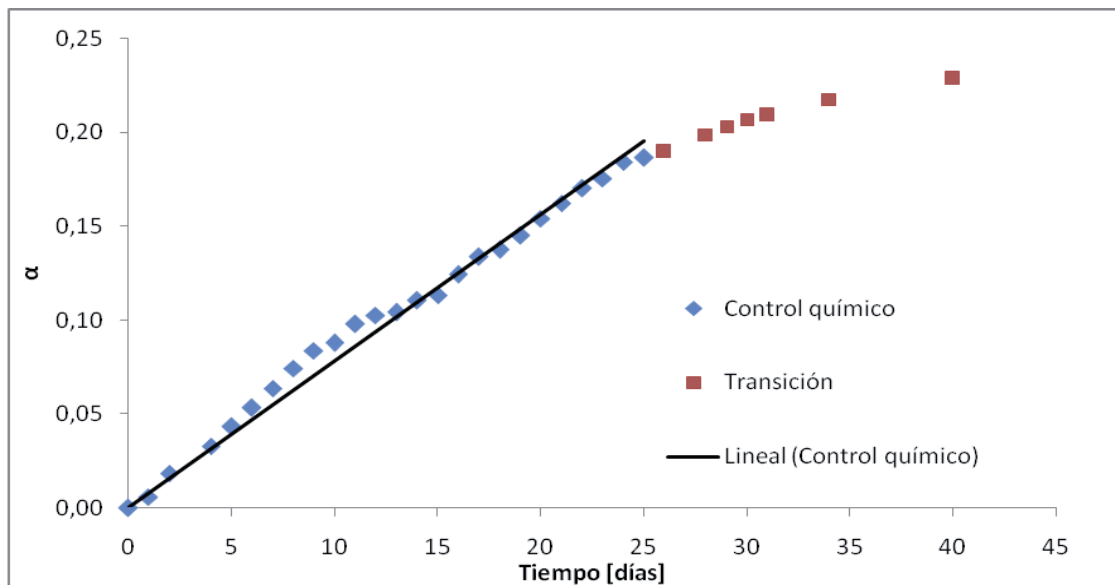


Figura 53: Conversión versus tiempo, Columna de Lixiviación N°1.

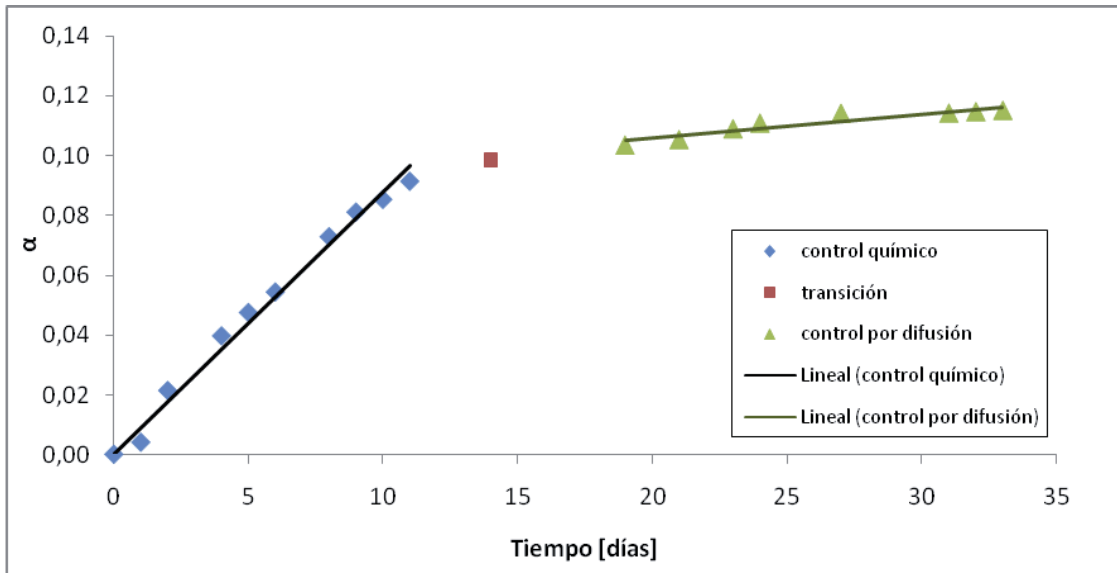


Figura 54: Conversión versus tiempo, Columna de Lixiviación N°2.

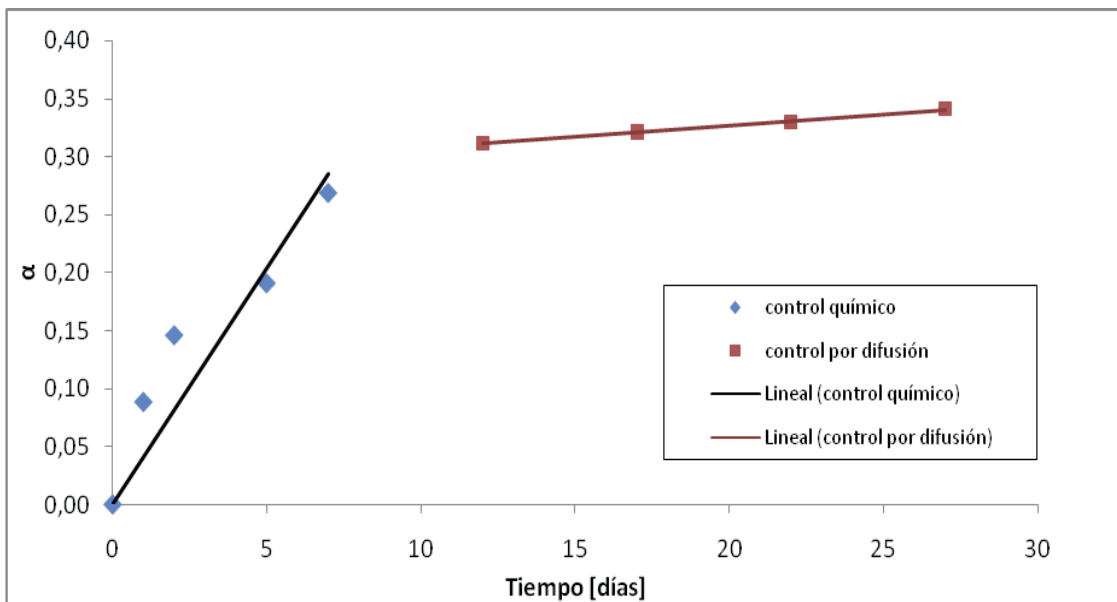


Figura 55: Conversión versus tiempo, Columna de Lixiviación N°3.

Al observar la Fig. 53 donde se muestra la conversión de cobre versus el tiempo de lixiviación de la columna número 1. En los primeros 25 días tiene una tendencia similar a una línea recta, y es sabido que en la primera etapa de la lixiviación el control de la velocidad de disolución viene dado por el control químico, pasado estos días la curva se vuelve un poco menos inclinada, pero no se logra notar una tendencia más asintótica, que es donde el control de velocidad de disolución está dado por el control

de difusión en la capa de residuo. En este caso sólo se realizó el ajuste al modelo por control químico hasta el día 25.

Para la columna número 2 (Fig. 54), se puede apreciar más claramente los fenómenos de velocidad de disolución. En los primeros 11 días la curva tiene una tendencia clara al alza, después del día 14 entra en la transición entre los dos fenómenos, y a partir del día 19 toma una forma más asintótica la curva revelando la predominancia del control por difusión en la capa de residuo.

En la tercera columna (Fig. 55) ambos fenómenos son bastante marcados, siendo el control químico predominante hasta el 7 día, y luego toma predominancia el control por difusión en la capa de residuo.

4.13.1. Ajustes Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°1, 2 y 3.

A continuación se presentan los gráficos con los resultados de los ajustes lineales para cada columna, mostrando la ecuación de la recta y la correlación de datos asociada (R^2), donde el valor de esta correlación se utiliza como índice para verificar la linealidad en cada caso. Los respaldos de la información de estos gráficos se encuentran en el Anexo C.

Los resultados de los ajustes a los casos del modelo de núcleo sin reaccionar para la columna N°1 se muestran a continuación:

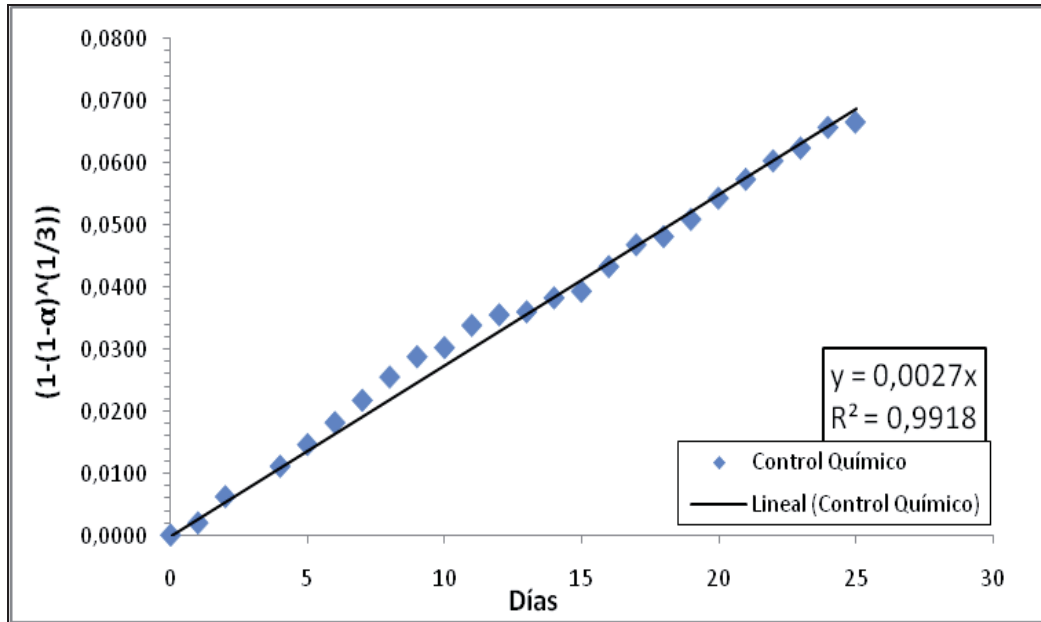


Figura 56: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°1, Control por Reacción Química.

Los resultados de los ajustes a los casos del modelo de núcleo sin reaccionar para la columna N°2 se muestran a continuación:

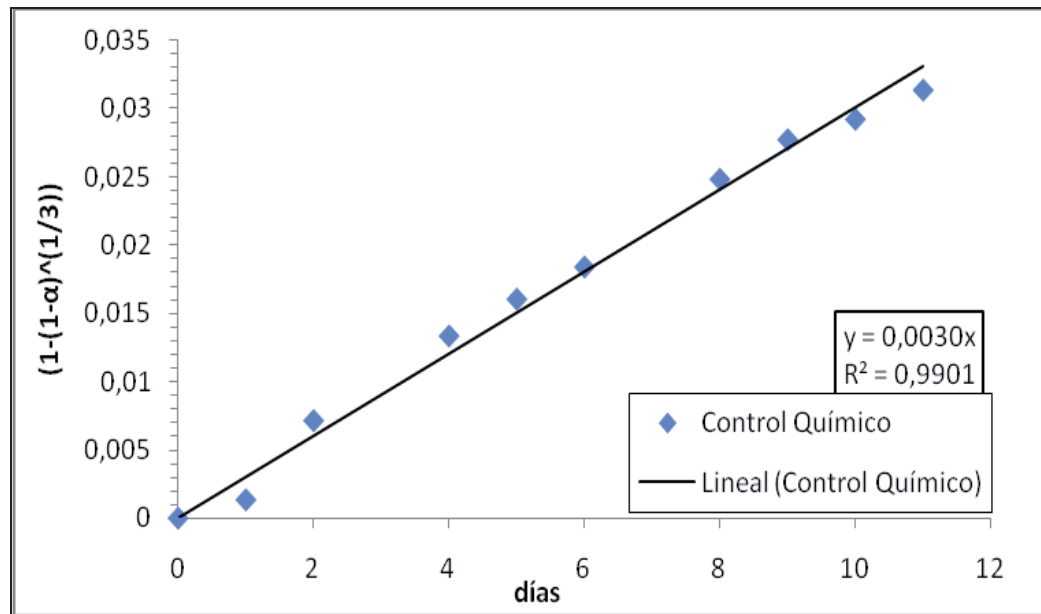


Figura 57: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°2, Control por Reacción Química.

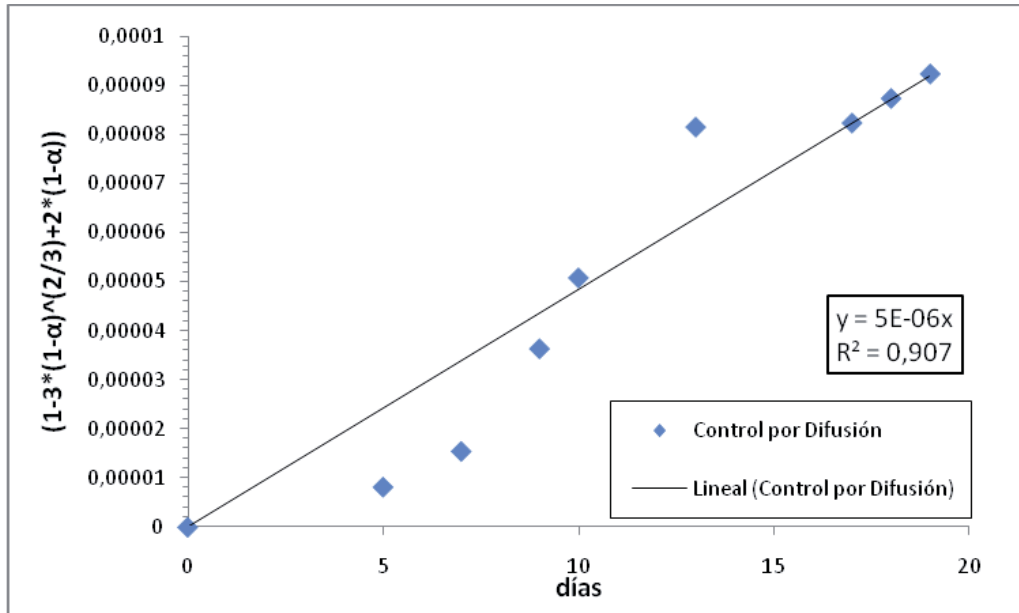


Figura 58: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°2, Control por Difusión.

Los resultados de los ajustes a los casos del modelo de núcleo sin reaccionar para la columna N°3 se muestran a continuación:

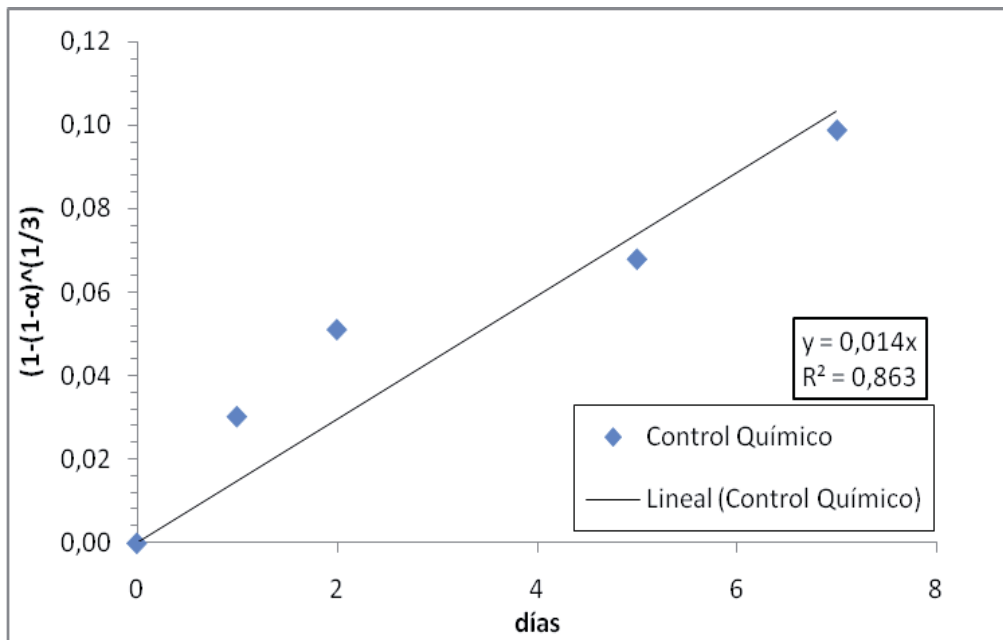


Figura 59: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°3, Control por Reacción Química.

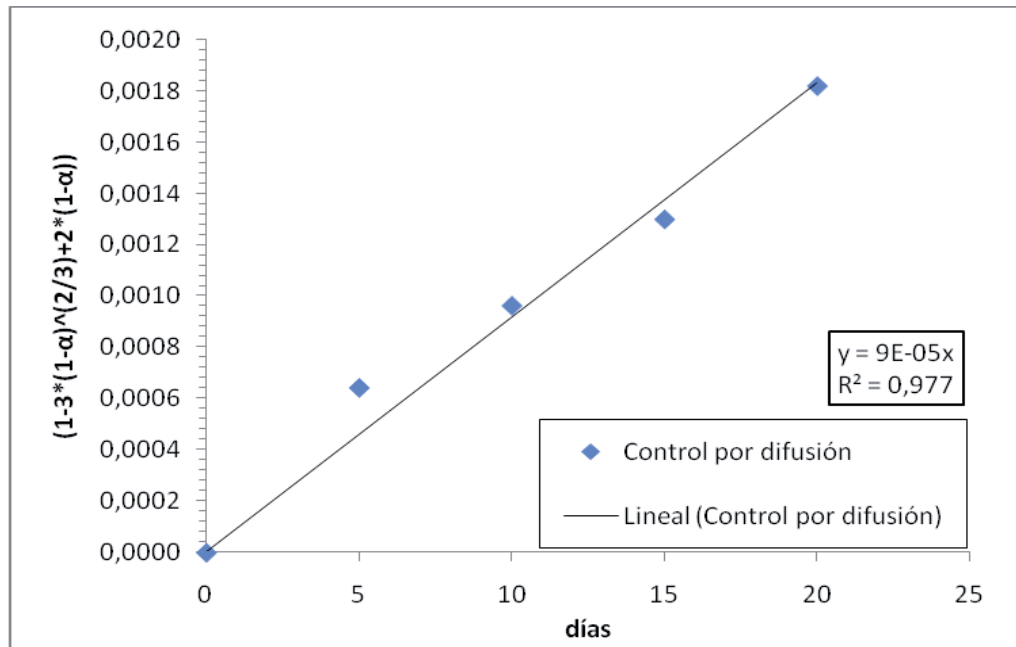


Figura 60: Modelo Núcleo sin Reaccionar Columna N°3, Control por Difusión.

El ajuste a la columna número 1 para control por reacción química (Fig. 56), tiene un R² de 0,9918 Presentando una linealidad bastante alta, ya que presenta un error menor al 1 [%], y así se corrobora que hasta el día 25 el fenómeno que controla la disolución de las especies de cobre es la reacción química.

Para la columna número 2, el ajuste para control por reacción química entregó un R² de 0,9901 manteniendo un error menor al 1 [%], el cual corrobora la predominancia de este fenómeno en los primeros 11 días de lixiviación de la columna 2. Pasados estos días la curva de conversión entra en una transición entre el control químico y difusional, por lo que el ajuste entregaría un mayor error. Pasada la zona de transición se manifiesta el control por difusión en la capa de residuo, entregando un R² de 0,9076. Este ajuste presenta un mayor error, pero aun así sigue siendo un valor significativo y demuestra la predominancia del control por difusión en la capa de residuo, en la disolución de cobre de la columna 2.

En el caso de la columna número 3, el ajuste para el mecanismo de control por reacción química entregó un R² de 0,8638. Esta correlación de datos presenta un mayor error que las columnas anteriores para el mismo mecanismo de disolución, debido al curado ácido que se realizó en la columna 3, lo que provocó la cristalización

del cobre sulfatado en la superficie de las partículas minerales. En el caso de la correlación para el control por difusión el R^2 es 0,9775, el cual es corrobora el mecanismo de difusión durante el resto de la lixiviación, presentando un error del 2,5 [%], que en comparación a la segunda columna es bastante alto.

De acuerdo a la metodología de análisis se calculan los tiempos característicos asociados a los valores experimentales obtenidos considerando el modelo de núcleo sin reaccionar. Los resultados se resumen en la Tabla 19 que incluyen los valores de tiempo característico para el mecanismo de control por reacción química (τ_R) y la correlación de datos asociada (R^2). Los tiempos característicos del mecanismo de control por difusión en la capa de ceniza no se agregaron a la tabla debido a que la cinética de disolución del mineral es demasiado lenta, este entrega valores que quedan fuera de contexto.

Tabla 17: Ajuste de parámetros para cinética de lixiviación de cobre.

Nº Columna	τ_R
1	370 [días]
2	333 [días]
3	67 [días]

Se puede apreciar en la Tabla 17, que la columna con la mejor cinética de disolución de cobre es la columna número 3 con un τ_D de 67 días, se puede decir que el curado ácido acelero la cinética de disolución de cobre, en comparación a las columnas 1 y 2, las cuales casi alcanzan el año para que se obtenga la máxima recuperación de cobre según el modelo de núcleo sin reaccionar mediante control químico y no se les realizo un curado ácido, pero al contrario las curvas que presentan una mejor linealidad son las de la columna 1 y 2. Según estos parámetros la cinética de lixiviación de este mineral es muy lenta sin un pre tratamiento de curado ácido.

CAPITULO V

Conclusiones

La máxima recuperación de cobre soluble que se puede obtener es de un 69,61 [%].

Las impurezas que se encuentran en mayor cantidad son Aluminio, Calcio y Hierro con leyes del 4,42 [%], 4,65 [%] y 5,42 [%] respectivamente.

El mineral presenta un tamaño de partícula poco homogéneo, pero con una fracción menor de finos, lo que mejora la percolación de las soluciones.

La porosidad del lecho mineral es del 40[%], y se pueden aplicar tasas de riego hasta 30 [L/h/m²], sin que se provoque inundación de la columna, pero a tasas mayores a 12 [L/h/m²], se presenta arrastre hidráulico de finos. Una tasa de 8 [L/h/m²] es óptima para la lixiviación columnar.

La presencia de Interferentes magnéticos y de arcillas no son significativos en el mineral.

En las pruebas ISO-pH se determinó como pH óptimo 2,5. En este pH de operación se alcanzó la mayor recuperación de cobre soluble de 65,51% y un consumo de ácido de 37,99 [Kg H⁺/TM].

El aglomerado-curado ácido con férrico y cloruro de sodio sólido mejoró la recuperación de cobre, redujo el consumo unitario de ácido y disminuyó la extracción de impurezas, demostrando ser efectivo.

La lixiviación columnar a pH 2,5 y con férrico en la solución lixivante no favorece la recuperación de cobre, y presenta formación de especies por hidrolisis de férrico como Jarosita y Goethita.

La utilización de cloruro de sodio en la solución lixivante no mejora la recuperación de cobre, y disminuye la cinética de disolución de este.

La lixiviación del mineral a pH 2,5 con el aglomerado y curado con férrico, ácido sulfúrico y cloruro de sodio sólido, mejora la cinética de disolución de cobre, aumenta

la recuperación sobre el 20 [%] en los primeros días, junto con aumentar la extracción de impurezas.

La lixiviación a pH 1,5 no favorece la recuperación de cobre, pero si la de impurezas como aluminio y magnesio.

La lixiviación columnar a pH 2,5 no es recomendada para lixiviar este tipo de mineral.

Según el modelo cinético de núcleo sin reaccionar, el mineral tiene una cinética de extracción de cobre lenta, pero esta aumenta sustancialmente al aglomerar y curar el mineral con un tiempo óptimo de lixiviación de 67 días.

Según todo lo anterior, para mejorar la recuperación de cobre, el mineral debe ser aglomerado y curado con NaCl sólido, ácido sulfúrico concentrado y una solución de férrico con un periodo de reposo de 3 días. El pH de la solución lixivante debe ser cercano a 1, para disolver el cobre que no fue atacado por el curado ácido y favorecer su cinética de disolución. La recuperación de cobre estimada bajo estas condiciones que se debería alcanzar es de un 60% del cobre total presente en el mineral a 67 días de lixiviación.

CAPITULO VI

Referencias Bibliográficas

- [1] Domic, E.M. (2001). "Hidrometalurgia. Fundamentos, Procesos y Aplicaciones". Primera Edición.
- [2] Benavente O. "Hidrometalurgia I" [on-line]. Universidad Católica del Norte; disponible en: <http://es.scribd.com/doc/39872456/Hidrometalurgia-I-O-Benavente>; internet; consultado el 11 de Marzo de 2013.
- [3] Jorge S. Aguad, Héctor D. Jordan, Tomás Vargas. "Lixiviación de Minerales Oxidados de Cobre con Soluciones Acidas de Alta Carga Iónica". Universidad de Chile; disponible en: <http://es.scribd.com/doc/14347327/Lixiviacion-de-Minerales-Oxidados-de-Cobre-en-Soluciones-acidas-de-Alta-Carga-Ionica>; internet; consultado el 13 de marzo de 2013.
- [4] Meruane, G.E. (1999), "Criterios de Diseño del Circuito de Soluciones en la Lixiviación Bacteriana de Cobre en Pilas". Memoria para Optar al Título de Ingeniero Civil Químico. Universidad de Chile. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas. Santiago, Chile.
- [5] Levenspiel, O. (1987) "Ingeniería de las Reacciones Químicas". Segunda edición. Editorial Reverté S.A.
- [6] Ipinza, J. "Hidrometalurgia I". Universidad Arturo Prat; disponible en: <http://es.scribd.com/doc/3117450/Apunte-Hidro-I>; internet; consultado el 19 de marzo de 2013.
- [7] Tapia Quezada, J. "Preparación Mecánica de Minerales: Teoría y Técnicas de Muestreo". Universidad Arturo Prat. Ingeniería Civil en Metalurgia Extractiva. Iquique, Chile.

- [8] Alfaro Sironvalle, M. (2002). "Introducción al Muestreo Minero". Instituto de Ingenieros de Minas de Chile. Santiago, Chile.
- [9] Boyd, G. Schubert, J. y Adams, A.W. (1947). "The exchange adsorption of ions from aqueous solutions by inorganic zeolites. I. Ion exchange equilibria, American Chemical Association Journal v. 67,pp. 102-112.
- [10] Avendaño, C. (2003). "Novedades en Lixiviación, Extracción por Solventes y Electro Obtención". Sociedad Terral S.A; disponible en: [http://www.terral.cl/wpt/wp-content/uploads/Novedades en LX-SX-EW v.01.pdf](http://www.terral.cl/wpt/wp-content/uploads/Novedades_en_LX-SX-EW_v.01.pdf); internet; consultado el 19 de marzo de 2013.

ANEXOS.

Anexo A.

A.1. Procedimiento Experimental General para Preparación de Muestras.

Cualquier mineral, sin importar su metal valioso o procedencia, tendrá características físicas heterogéneas que harán imposible estudiarlo en forma natural. Es por esto que se necesita sacar muestras de material, que sean representativas y así poder extrapolar sus propiedades a todo el mineral. De esta forma se puede caracterizar de mejor forma la mena. A continuación se presenta una metodología para la obtención de las distintas muestras sólidas que se necesitan para las distintas pruebas básicas y de lixiviación en columnas.

El procedimiento de preparación de muestra es una serie de operaciones alternada se sub muestreos y adaptaciones de la muestra que se realiza para obtener una muestra representativa y apta para determinados análisis o ensayos.

Cuando se toma la muestra para alguna prueba, el mineral debe estar mezclado uniformemente (homogéneo), y así reducir el error de muestreo al mínimo. Esto se logra preparando la muestra mediante métodos manuales o mecánicos. En este trabajo se utilizarán métodos manuales llamados “cono y cuarteo” y “roleo y cuarteo”. El método de cono y cuarteo se realiza para muestras mayores a 5 [Kg], y para muestras menores el método de roleo y cuarteo.

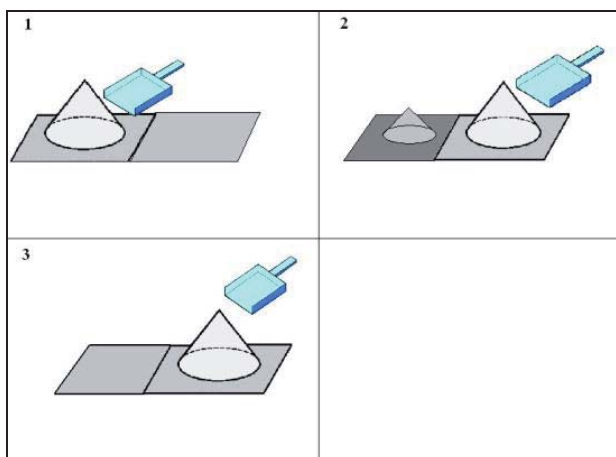
Materiales Generales:

- Palas Carboneras.
- Lona cuadrada o rectangular.
- Harneros.
- Chancador de Mandíbula y de Cono.

- Pulverizador.
- Brochas.
- Palas.
- Bolsas.
- Balanzas.

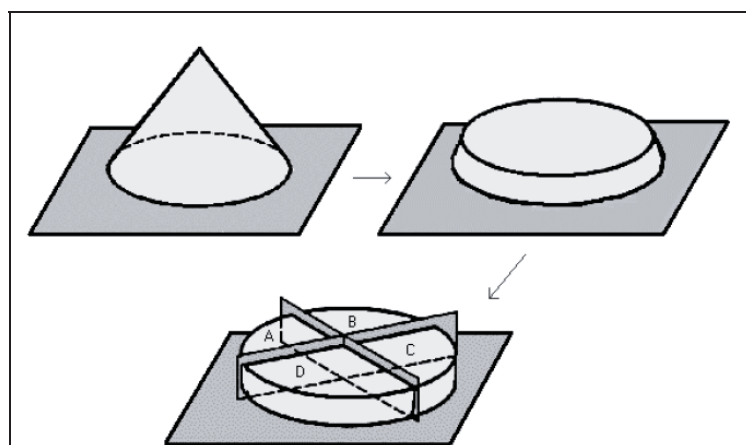
Procedimiento:

1. Al momento de recibir el material, éste se masa en su totalidad y se debe observar características relevantes como color, granulometría, etc.
2. Vaciar todo el material sobre la lona.
3. Separar el material sobre tamaño (por lo general sobre $\frac{3}{4}$ y 1”) mediante el uso de harneros.
4. Llevar el material sobre tamaño al Chancador de mandíbula, pasarlo por el chancador hasta que todo el material este bajo el tamaño deseado.
5. Amontonar todo el material sobre la lona.
6. Homogenizar la toda la muestra usando el método de cono y cuarteo:
 - a. Se toman paladas de mineral y se depositan en otro lugar de la lona, esto se debe realizar de manera que al vaciar el mineral de la pala se forme un cono.
 - b. Las paladas posteriores se depositan sobre el cono tratando que la caída del mineral sea uniforme, dejando caer poco mineral a la vez.
 - c. Cuando todo el mineral este apilado formando un solo cono, se debe desarmar y formar un nuevo cono.
 - d. Se comienza a extraer mineral desde las orillas del cono en otro lugar de la lona hasta formar un segundo cono.



Formación del cono.

- e. Esta acción se debe repetir entre 8 y 10 veces, depende de la heterogénea de la muestra.
7. Una vez finalizada la homogenización, se procede a la obtención de las muestras representativas, a través del Cuarteo:
- Con el último 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”.



Formación de torta y “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. Los dos otros dos cuartos que no se usarán se llaman

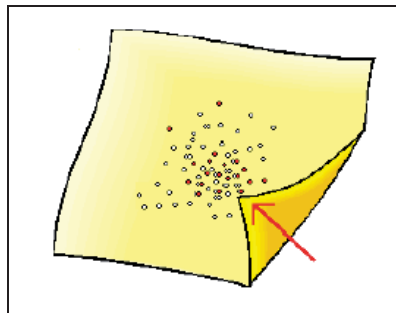
“Rechazo”, se pesan y se guardan en bolsas correctamente identificadas.

8. Las masas para cada prueba se aprecian en la Tabla:

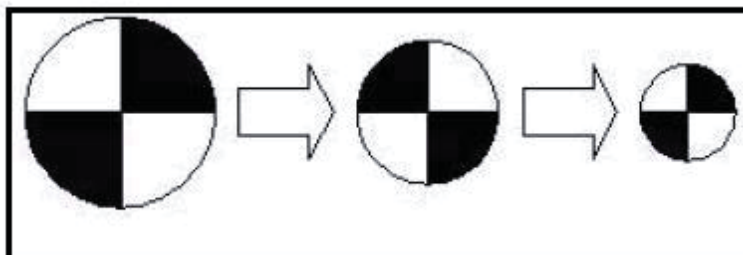
Caracterización Química y Mineralógica.		
Masa Análisis Químico	[Kg]	0,1
Análisis Mineralógico	[Kg]	0,5
Análisis Granulométrico	[Kg]	5
Caracterización Física Muestra		
Humedad Natural	[Kg]	1
Angulo de Reposo	[Kg]	Variable
Densidad Aparente	[Kg]	1
Densidad Real	[Kg]	0,5
Humedad Dinámica y de Impregnación	[Kg]	5
Caracterización Metalúrgica		
Interferentes arcilla	[Kg]	3
Interferentes paramagnéticos	[Kg]	1
Pruebas de ISO-pH	[Kg]	1
Prueba de aglomerado-curado	[Kg]	5
Pruebas de Lixiviación en Columnas	[Kg]	Variable

9. Obtención de muestras mayores o iguales a 5 [Kg]:
- Por el método de cono y cuarteo se reduce la muestra hasta los pesos indicados para todas las pruebas que requieran 5 o más kilogramos.
 - Cada una de estas muestras se debe masar, embolsar e identificar adecuadamente (Masa, Fecha, Mineral, Prueba de destino).
 - En estas pruebas se incluye:
 - Análisis Granulométrico.
 - Angulo de Reposo.
 - Humedad Dinámica e Impregnación.
 - Aglomerado-Curado.
 - Lixiviación en Columnas.
10. Para la obtención de muestras menores a 5 [Kg], la reducción de muestra se realiza por el método de roleo y cuarteo:
- Colocar la muestra de 5 [kg] sobre una lona rectangular o cuadrada.

- b. El roleo consiste en poner la muestra en una lona y luego tomar alternadamente la lona por las esquinas opuestas unas 100 veces, con el propósito de “mezclar” las partículas y generar una muestra lo más homogénea posible como muestra la siguiente figura:



- c. Una vez roleada la muestra formar una torta y se divide en 4 partes iguales, Se retiran 2 cuartos opuestos y los otros 2 restantes, que forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener la masa apropiada de muestra para el ensayo o prueba.



11. Los ensayos que requieren mineral pulverizado son:

- i. Análisis Químico.
 - ii. Análisis Mineralógico.
 - iii. Densidad Real.
 - iv. Detección de Interferentes Magnéticos.
 - v. Pruebas de ISO-pH.
- a. Este mineral se debe pulverizar para que todas las partículas que lo componen queden bajo malla 100, es decir, no tengan un diámetro superior a 150 [µm].

- b. Se obtiene una muestra de aproximadamente 4 [Kg] a través de cuarteos sucesivos y se lleva al chancador de cono hasta reducir el tamaño de partícula bajo malla 10, es decir, 2 [mm].
- c. Cuando toda la muestra este bajo malla 10, se lleva al pulverizador.
- d. Pasar la muestra por el pulverizador, hasta obtener toda la muestra bajo malla 100.
- e. Una vez pasada la muestra por el pulverizador, se debe tamizar el mineral, para verificar su tamaño.
- f. El material que esta sobre la malla 100, se vuelve a pasar por el pulverizador.
- g. Se repiten los pasos d hasta f, cuando toda la muestra quede bajo la malla 100.
- h. Una vez pulverizado el mineral, se debe rolear sobre una lona o plástico para separar por cuarteos sucesivos las muestras necesarias, que se pesan y guardan en bolsas correctamente identificadas (Masa, Fecha, prueba de destino).

Anexo B.

B.1. Procedimiento Experimental Análisis Granulométrico.

Materiales:

- Set de tamices.
- Vibrador mecánico.
- Balanza.
- Brochas.
- Bandejas.
- Bolsas plásticas.

Procedimiento:

1. Se homogeniza la muestra completamente.
2. Se selecciona una muestra mineral a través de cuarteos sucesivos.

3. El mineral se deja secar y se selecciona una muestra de masa de acuerdo al tamaño mayor de partícula como lo sugiere la Tabla 16, que es aproximadamente 5 [Kg].

Tabla 18: Masa de muestra requerida según tamaño máximo partícula.

Máximo tamaño nominal [mm]	Mínimo de masa a utilizar [g]
4,75	300
9,5	1000
19	2500
37,5	5000

4. Se seleccionan los siguientes tamices:
- 3/8"
 - #6
 - #10
 - #50
 - #70
 - #100
 - #140
 - #200
5. Estos tamices se ordenan de mayor a menor abertura sobre una bandeja para recolectar residuos.
6. A los tamices se les puede alimentar con un máximo de 300 [gr.], por lo que se sugiere tamizar los tamaños más grandes manualmente.
7. Pasar toda la muestra a través de los tamices más grandes manualmente.
8. Retirar el todo el material que queda sobre la malla, registrar su masa y guardarla en una bolsa correctamente identificada.
9. Repetir los pasos 7 y 8 si es necesario.
10. Cuando el material haya sido despojado de todo el material de gran tamaño, depositarlo de a poco en la malla superior del set de tamices (máximo 300 [gr.]).
11. Se pone el set de tamices en el vibrador mecánico (Ro-Tap) durante 5 a 10 minutos.

12. Una vez terminado el ciclo del vibrador mecánico, se retira el material que queda sobre cada tamiz y se guardan por separado en bolsas debidamente identificadas y con la denominación de cada la malla.
13. Se repiten los tres puntos anteriores hasta pasar toda la muestra por el set de tamices.
14. Al terminar el ciclo vibratorio, se masa el material retenido en cada tamiz, que previamente había sido guardado en bolsas claramente identificadas.
15. Cuando se ha registrado la masa de todas las bolsas, se procede a realizar los cálculos de porcentajes y construcción del gráfico.

B.2. Procedimiento Experimental Humedad Natural.

Materiales:

- Balanza.
- Bandeja.
- Carpeta roleo.
- Horno.
- Pala.

Procedimiento:

1. Separar aproximadamente 1 [Kg] de mineral a través de cuarteos sucesivos.
2. Registrar la masa exacta de la bandeja en una balanza.
3. Disponer el mineral sobre la bandeja y registrar la masa exacta de la bandeja con el mineral húmedo.
4. Colocar la bandeja con el mineral húmedo en un horno a 50 [°C], durante 48 [h].
5. Retirar la bandeja del horno y registrar el peso exacto de la bandeja con el mineral seco.

6. Calcular la masa del mineral húmedo y seco restando la masa de la bandeja.
7. Calcular la humedad natural.

B.3. Procedimiento Experimental Angulo de Reposo.

Materiales:

- Huincha de medir.
- Vara recta.
- Pala.
- Nivel.
- Tiza o marcador.

Procedimiento:

1. Sobre una superficie plana, demarcar un cuadrante de dimensiones conocidas. Registrar estas dimensiones que se denominan T1, T2, T3 y T4 (todas en metros).
2. Vaciar paladas de mineral en forma lisa, sin golpes, en el centro del cuadrante, formando un talud natural con forma de cono.
3. Las paladas deben ser en forma de cruz. Por ejemplo, una pala da en dirección norte-sur y la siguiente en dirección este-oeste.
4. Una vez se haya vaciado todo el mineral, posicionar la vara recta sobre el cono y bajar lentamente hasta que lo toque.
5. Usar el nivel para verificar su inclinación.
6. Medir la distancia entre la vara y el suelo en ambos extremos de la vara. Estas medidas son denominadas como H1 y H2.
7. Medir la longitud libre entre la base del cono y el extremo del cuadrante. Estas longitudes se denominan A1, A2, A3 y A4.
8. Determinar la longitud del cuadrante usada por el cono, denominada L1, L2, L3 y L4, mediante la Ecuación:

$$L_i = T_i - A_i$$

9. Calcular el ángulo de reposo.

B.4. Procedimiento Experimental Densidad Aparente.

Materiales:

- Columna o probeta.
- Huincha de medir.
- Balanza.
- Pala.

Procedimiento:

1. Registrar la masa exacta del mineral previamente separado para la prueba de densidad aparente a través de cuarteos sucesivos, aproximadamente 1 [Kg].
2. Registrar las medidas de la columna o probeta, altura (L_{Total}) y diámetro (D).
3. Vaciar el mineral en la columna o probeta.
4. Registrar la masa del mineral cargado (en caso de no usar la totalidad, pesar el mineral sobrante y restárselo al total).
5. Al terminar la carga de la columna, medir la altura libre o sobrante (L_{Sobrante}).
6. Calcular la densidad aparente.

B.5. Procedimiento Experimental Peso Específico o Densidad Real.

Materiales:

- Picnómetro de 25 [ml].
- Parafina.
- Pipeta.
- Balanza Analítica.
- Espátula.

- Papel Absorbente.

Procedimiento:

1. Extraer aproximadamente 10 [gr] del lote de 0,5 [Kg], separado anteriormente para pruebas de densidad real.
2. Las masas deben ser registradas con precisión de 0,0001 [gr].
3. Manejar el picnómetro con guantes para no contaminarlo con grasa de la piel.
4. Registrar la masa del picnómetro vacío (M1).
5. Con una pipeta extraer parafina de su envase y enrasar el picnómetro (tratando de que escurra por las paredes del picnómetro) y aforar el picnómetro dejando caer suavemente la tapa. Secar el exterior del picnómetro acuciosamente con papel absorbente, hasta dejarlo completamente limpio.
6. Masar el picnómetro tapado incluyendo la parafina agregada en el punto 5 (M2).
7. Lavar y secar el picnómetro usado.
8. Una vez seco el picnómetro, introducir la muestra separada en el punto 1 en el picnómetro vacío. Tener mucho cuidado para no votar polvo de la muestra y de no contaminar la balanza.
9. Masar el picnómetro tapado incluyendo la muestra agregada en el punto 8 (M3).
10. Con una pipeta extraer parafina de su envase.
11. Dejar caer la parafina suavemente, tratando de que escurra por las paredes del picnómetro.
12. Eliminar todas las burbujas de aire que puedan quedar dentro del picnómetro golpeándolo suavemente hasta que salgan a la superficie.
13. Enrasar el picnómetro con parafina.
14. Aforar el picnómetro dejando caer suavemente la tapa. Secar el exterior del picnómetro acuciosamente con papel absorbente, hasta dejarlo completamente limpio.
15. Masar el picnómetro tapado incluyendo la muestra agregada en el punto 8 y la parafina en el punto 14 (M4).

16. Repetir el procedimiento descrito entre los puntos 1 y 15 cuatro veces registrando cada vez todas las masas descritas en el procedimiento con precisión de 0,0001 [gr].
17. Calcular el peso específico para cada una de las repeticiones.
18. Calcular el promedio de las 4 mediciones para obtener el peso específico.

Densidad Parafina:**Materiales:**

- Vaso precipitado 50 [mL].
- Pipeta graduada 20 [mL].
- Balanza Analítica.

Procedimiento:

1. Masar el vaso precipitado.
2. Extraer 5 [mL] de parafina de su envase.
3. Agregar los 5 [mL] al vaso y pesarlo.
4. Repetir los pasos del 1 al 3 para 10, 15 y 20 [mL].
5. Calcular y promediar la densidad de la parafina.
6. Crear un ajuste lineal con los valores obtenidos entre volumen y masa.
7. Verificar que el factor de ajuste no tenga un error mayor al 1 [%].

B.6. Procedimiento Experimental Tasa de Inundación, Humedad de Impregnación y Humedad Dinámica.**Materiales:**

- Columna de lixiviación pequeña (Diámetro al menos cinco veces mayor que la partícula de mayor tamaño presente en el mineral y de largo al menos cinco veces mayor que el diámetro).
- Control de flujo.
- Balanza.
- Huincha de medir.

- Tela inerte.
- Bandeja.
- Recipientes para líquido.
- Vaso precipitado 20 [ml]
- Cronómetro.
- Probeta 20 [ml].

Procedimiento:

1. Medir las dimensiones de la columna, altura (h) y diámetro (D).
2. Calcular el volumen de la columna.
3. Calcular la masa de mineral que aproximadamente se debería usar en la prueba.
4. Colocar la tela inerte en la base de la columna (teniendo en cuenta que debe tener forma circular con las mismas dimensiones de la base), para evitar pérdidas de material fino.
5. Cargar el mineral en la columna con cuidado de no desperdiciar material que afecte los cálculos posteriores.
6. Registrar la masa exacta de mineral usado, que puede variar del calculado debido a la compactación o geometría de las partículas.
7. Medir la altura de carga de la columna o altura libre.
8. Recalcular la densidad aparente como dato anexo.
9. Disponer del sistema de riego.
10. Fijar una tasa de riego.
11. Medir la tasa de riego efectiva para la columna. Para medir el riego efectivo se necesita un pequeño vaso precipitado y un cronómetro:
 - a. Al iniciar el riego, poner el vaso precipitado en el tope de la columna bajo la manguera de riego, para que la solución lixivante caiga dentro de éste.
 - b. Cuando la solución lixivante comience a caer en el vaso, iniciar el cronómetro.

-
- c. Dejar que la solución lixivante caiga dentro del vaso por no menos de 3 minutos.
 - d. Quitar el vaso del tope de la columna e inmediatamente detener el cronómetro.
 - e. Medir el volumen de solución lixivante acumulada en el vaso con la ayuda de una probeta de 20 ml.
 - f. El líquido extraído debe ser devuelto a la columna.
 - g. Calcular el flujo de solución lixivante.
 - h. Comparar el flujo medido con el flujo calculado.
 - i. Si el flujo es mayor o menor ajustar el control de flujo y repetir el procedimiento de medición descritos en los puntos a y f.
 - j. Cuando se alcance la tasa de riego efectiva deseada, quitar el vaso del tope de la columna definitivamente y dejar regar la columna.
12. Disponer un recipiente para recibir el líquido percolado.
 13. Medir el flujo efectivo cada 30 minutos.
 14. Al cabo de algunas horas el líquido comenzará a percolar. Medir el flujo de percolado cada 30 minutos.
 15. Calcular la razón de riego/percolado.
 16. Cuando esta razón sea igual a uno, es decir, se alcance el estado estacionario, detener el riego e instantáneamente cambiar el recipiente del percolado por uno vacío.
 17. Dejar drenar la columna por 30 minutos o hasta que no gotee más líquido.
 18. Medir la masa del líquido drenado.
 19. Repetir los pasos 10 a 18 aumentando la tasa de riego en $2 \text{ [Lt/h-m}^2\text{]}$ a la vez hasta que se comience a acumular solución lixivante en la superficie de la columna, es decir, cuando se produzca inundación en la columna.
 20. Registrar la tasa a la que se produjo la inundación de la columna como Tasa de Inundación.
 21. Repetir los pasos 16 a 18 para cada tasa de riego a probar.
 22. Descargar la columna y disponer el ripio en una bandeja.
 23. Registrar la masa del ripio húmedo.
 24. Secar el ripio por 48 [h] a $50 \text{ [}^\circ\text{C]}$.
 25. Masar el ripio seco.

26. Calcular la humedad dinámica y la humedad de impregnación.

B.7. Procedimiento Experimental Detección de Interferentes.

Materiales:

- Solución valorada de cobre (1 [g/L] aproximadamente).
- Recipiente 10 [L].
- Vasos precipitados.
- Imán tierras raras.
- Probetas.
- Botellas plásticas para muestreo.
- Embudo de vidrio para filtrar.
- Matraz Kitasato.
- Embudo Buchner.
- Sistema filtrado por compresión.
- Papel filtro.
- Bolsa plástica.
- pH-metro.
- Electrodo de potencial.

Procedimiento detección de interferentes magnéticos reductores:

1. Previamente se había separado 1 [Kg] de mineral seco para la prueba de interferentes magnéticos reductores.
2. Contactar el mineral con 3 [L] de agua en un recipiente de 10 [L].
3. Agitar por varios minutos.
4. Introducir el imán de tierras raras en la mezcla envuelto en una bolsa por 30 [seg].
5. Retirar el imán de la pulpa y retirar las partículas adheridas con ayuda de agua destilada en un vaso precipitado de 250 [mL].
6. Repetir los pasos 4 y 5 hasta que ya no se adhieran más partículas al imán.

7. Colocar el imán en la parte exterior de la base del vaso precipitado para que se acumulen las partículas magnéticas en el fondo y así perder parte del agua rebalsándola por el tope del vaso sin perder material magnético.
8. Llevar lo que queda dentro del vaso precipitado a un embudo con papel filtro.
9. Filtrar todo el contenido del vaso precipitado.
10. Dejar secar el contenido del vaso precipitado por dos días.
11. Preparar un set de soluciones de 200 [mL] de aproximadamente 1 [gr/L] de cobre a distintos pH (1,5; 2,0; 2,5; 3,0 y 4,0) y Eh (500-750 [mV]) en vasos precipitados.
12. Separar una porción de aproximadamente 100 [mL] de cada solución preparada para enviar a análisis químico etiquetada claramente como “Solución Inicial”, incluyendo el número identificador, pH y Eh medidos.
13. Masar con precisión de 0,001 [gr] una alícuota de 2 [gr] de material magnético obtenido en el punto 10 para cada una de las soluciones preparadas en el punto 11.
14. Contactar cada una de las soluciones con la alícuota obtenida en el punto 13.
15. Observar detenidamente la formación de precipitados.
16. Dejar en contacto las soluciones con la alícuota de 2 [gr] durante 2 [hr].
17. Filtrar la solución obtenida en cada vaso precipitado por separado y etiquetarla claramente como “Solución Final” y un número identificador.
18. Enviar las muestras obtenidas en los puntos 12 y 17 a análisis químico y evaluar si existe disminución de cobre en solución.

Procedimiento detección de interferentes intercambiadores iónicos, arcillas:

1. Previamente se separó 100 [gr] de material fino natural del mineral.
2. Preparar aproximadamente 1.5 [L] de una solución valorada de cobre de aproximadamente 1 [gr/L] a pH=2.
3. Separar una Porción de esta solución, aproximadamente 100 [mL] e identificarla como “Solución Inicial Arcillas” para enviarla posteriormente a análisis químico al laboratorio.

4. Contactar los 100 [gr] de mineral con 1,0 [L] de la solución preparada en el punto 2.
5. Agitar manualmente durante 20 minutos.
6. Dejar reposar por 30 minutos.
7. Filtrar toda la muestra con la ayuda del sistema de filtrado.
8. Separar un porción de aproximadamente 100 [mL] e identificarla como “Solución Final Arcillas”.
9. Enviar las muestras de solución final e inicial al laboratorio para determinar si existió pérdida de cobre de la solución.

B.8. Procedimiento Experimental Pruebas de ISO-pH.

Materiales:

- Agitador Mecánico.
- pH-metro.
- Electrodo potencial.
- Sistema filtrado.
- Horno.
- Balanza.
- Vasos precipitados de 1[L].
- Probetas.
- Bolsas plásticas.
- Bandejas.
- Ácido sulfúrico 98 %.
- Botellas para muestras y tubos de ensayo.

Procedimiento:

1. Previamente, se separó 1 [Kg] de mineral y se pulverizó.
2. De esta muestra se separa 50 [g] para ser enviado al laboratorio para análisis de cabeza, es decir, ley del mineral.
3. Luego se separan por cuarteos sucesivos 4 muestras de 150 [g].

4. En un vaso precipitado de 1 [L] agregar 450 [mL] de agua destilada.
5. Adicionar cuantificadamente ácido sulfúrico concentrado desde la bureta, agitando la solución con el agitador mecánico, hasta alcanzar el valor de pH de control definido para cada ensayo, sin sobrepasarlo. Los valores de pH a utilizar son: 1,5; 2,0; 2,5 y 3,0.
6. Una vez alcanzado el pH deseado, agregar el mineral al vaso y mantener la agitación durante toda la prueba.
7. El pH del vaso debe mantenerse, idealmente, constante. Para esto se debe medir cada media hora las dos primeras horas, y cada una hora de ahí en adelante.
8. En cada medición agregar cuantificadamente ácido sulfúrico hasta alcanzar el pH de ensayo. Medir y registrar:
 - A. Masa de ácido sulfúrico agregado.
 - B. pH.
 - C. Fecha y hora de control (estas pruebas toman más de 24 horas).
 - D. Eh (referencial).
9. Cuando el pH se mantenga constante durante 2 mediciones (2 horas), se debe detener la agitación.
10. Contabilizar la cantidad total de ácido sulfúrico adicionado expresándolo en [Kg ácido sulfúrico/TM].
11. Filtrar la pulpa y medir el volumen de solución rica.
12. Envasar esta solución en una botella. De ésta se deben extraer 2 muestras de aproximadamente 100 [mL], una para ser enviada a análisis químico y la otra recibe el nombre de “Testigo”, que se guarda en caso de que algún análisis debe ser repetido.
13. Del análisis químico registrar:
 - I. Cu_T
 - II. Fe_T
 - III. pH
 - IV. Eh
 - V. Otras especies de interés (Mg, Al, Ca)
14. Retirar la torta de filtrado, registrar su peso.
15. Contactar la torta de filtrado con 0,4 [L] de agua en el mismo vaso.

16. Dejar la torta de filtrado agitando durante 30 minutos, proceso denominado lavado.
17. Filtrar por compresión, y medir la solución de lavado.
18. Al igual que con la solución rica, ésta debe envasarse y extraer 2 muestras y enviar a análisis químico de la cual se registran los mismos datos mencionados en el punto 13.
19. Masar la torta de lavado en una bandeja adecuada para el tamaño.
20. Enviar a horno de secado durante 48 [hr] a 50 [°C].
21. Una vez seca la torta pesar y enviar 100 [gr] del ripio a análisis químico para registrar Cu_T , Fe_T y otras especies de interés.
22. Una vez que se tenga los datos de cobre presente en la torta y las soluciones, hacer el balance de materia para el cobre.
23. Este procedimiento se debe repetir para todos los pH de control de la prueba.

B.9. Procedimiento Experimental Pruebas Aglomerado-Curado.

Materiales:

- Plástico flexible.
- Guantes.
- Probetas.
- Termómetro.
- Balanza.
- Agitador mecánico.
- Vasos precipitados.
- Sistema de filtrado.
- Papel filtro.
- Bandejas.
- Horno.
- Ácido sulfúrico concentrado.
- Recipiente de 10 Litros.

Procedimiento:

1. Elegir una humedad para las pruebas de lixiviación. Esta humedad es un porcentaje de la humedad de impregnación obtenida en las pruebas de caracterización física.
2. Calcular la dosificación de agua a utilizar en la Prueba.
3. Elegir la dosis de ácido sulfúrico a utilizar, según las pruebas de ISO-pH.
4. Calcular la dosis de los reactivos extras para pruebas de curado.
5. Calcular la masa de agua a utilizar en la prueba.
6. Calcular la masa de ácido sulfúrico a utilizar en la prueba.
7. Depositar en la carpeta plástica los 5 o 2,5 [Kg] de mineral según el caso, obtenidos mediante cuarteos sucesivos según el Anexo A.1.
8. Masar la muestra con exactitud de 1 [g]
9. Pesar la cantidad de reactivos y agua calculados anteriormente, guardar en recipientes separados.
10. Agregar un tercio de la dosis de agua sobre el mineral de manera que se distribuya homogéneamente.
11. Rolear la muestra hasta que se homogenice completamente el agua en el mineral.
12. Agregar un tercio de la dosis de ácido sobre el mineral de manera que se distribuya homogéneamente.
13. Rolear la muestra hasta que se homogenice completamente la mezcla.
14. Repetir los pasos 11 al 13 hasta agregar toda el agua y ácido.
15. Medir la temperatura alcanzada por el mineral curado.
16. Guardar el mineral dentro del plástico e identificarlo (dosis de reactivos, Temperatura, Tiempo de reposo).
17. Dejar reposar el mineral por el tiempo de reposo establecido.
18. Pasado el tiempo de reposo, contactar el mineral con agua en proporción 2:1 (p/p), en un recipiente de 10 litros.
19. Agitar durante 20 minutos manteniendo la pulpa en suspensión, sin que se estanque en el fondo del recipiente.
20. Separa el líquido del sólido, mediante el sistema de filtrado.
21. Tomar una alícuota de 100 [mL] del primer lavado y enviarla a análisis químico.

22. La torta del primer filtrado contactarla con agua en un recipiente de 10 litros, en una proporción de 2:1 (p/p), para efectuar un segundo lavado.
23. Agitar durante 20 minutos, procurando evitar que el sólido se estanque en el fondo del recipiente.
24. Filtrar la segunda solución de lavado.
25. Identificar la solución como “segundo lavado” y la torta como “ripio húmedo” con las dosis de reactivos usadas, tiempo de reposo, etc.
26. Enviar una alícuota de 100 [mL] del segundo lavado a análisis químico.
27. Masar la masa de ripio húmedo.
28. Secar el ripio durante 48 [hrs] a 50 [°C].
29. Una vez seco el ripio, preparar una muestra para enviarla a análisis químico, según técnicas de muestreo descritas en el anexo A.1.

B.10. Procedimiento Experimental Lixiviación en Columnas.

Materiales:

- Pala
- Carpeta
- Reactivos de Curado
- Columna de Lixiviación.
- Plástico roleador.
- Cama de Inertes.
- Balanza.
- Bandejas.

Procedimiento:

1. Medir la Columna (h y D).
2. Depositar el mineral sobre una carpeta y homogenizar el material mediante técnica de cono y cuarteo.
3. Reducir la Muestra hasta aproximadamente la masa necesaria para la prueba.
4. Tomar dos muestras de mineral para análisis químico.

5. Preparar la columna para carga, sistema de riego, cama de inertes en el fondo de la columna y sistema de recolección de percolado.
6. Si el material es curado seguir el procedimiento descrito en el Anexo B.9.
7. Con el mineral listo se procede a cargar la columna, esto se debe hacer inclinando la columna en 45°, aumentando la inclinación conforme se aumenta la cantidad de mineral ingresado. Esto se debe hacer con cuidado para evitar la compactación del mineral.
8. Se debe registrar la altura libre de la columna para calcular la densidad aparente del mineral.
9. Con la columna cargada se debe colocar los materiales necesarios para el riego:
 - a. La solución de Riego.
 - b. Un recipiente para la recolección de percolado.
 - c. Sistema de Riego.
10. El regulador de flujo debe quedar en un lugar accesible, para manejar los flujos de solución.
11. Iniciar el riego y fijar la tasa de riego, como se describió en el anexo B.6.
12. Anotar el tiempo en que se demora en reventar la columna.
13. Recibir el percolado y tomar 2 muestras líquidas (muestra y contramuestra).
14. Medir el pH y Eh de la muestra y enviarla a análisis químico.
15. Recolectar el percolado sobrante (después de tomar las muestras descritas en el punto 5) y guardarlo en un recipiente identificado como “Composito Columna ISO-pH N° X”.
16. Una vez cumplido el tiempo de lixiviación, parar el riego de la columna.
17. Una vez detenida la percolación de la columna, cambiar la solución lixivante por agua.
18. Fijar la tasa de riego y lavarla durante 24 [hrs].
19. Detener el lavado, esperar a que se detenga la percolación del agua de lavado, agitar la solución y tomar una muestra identificándola como “Solución de Lavado Columna ISO-pH N°X” y enviarla a análisis químico.
20. Sacar la columna de su soporte.
21. Voltar la columna sobre un plástico y retirar el mineral, con cuidado de que no caiga fuera de este.

22. Una vez se haya retirado todo el mineral, colocar el mineral sobre bandejas y enviarlo a secado durante 48 [hrs] a 50 [°C].
23. Una vez seco, registrar el peso del ripio seco.
24. Obtener una muestra de ripio para análisis químico según se describió en el Anexo A.1.

Anexo C.

Detalle de Datos y Resultados Capítulo IV.

Análisis Granulométrico.

Tabla 19: Análisis Granulométrico.

Número tamiz US Standard	Abertura [μm]	Intervalo Rango de Tamaño	d _i * Geométrico [μm]	Masa retenida [g]	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado	F80 [μm]
3/8"	9525	+3/8"	11547,73	523	11,34	11,34	88,66	9859,8
#6	3325	-3/8" + #6	5627,67	1527	33,11	44,45	55,55	
#10	2000	-#6 + #10	2578,76	694	15,05	59,50	40,50	
#50	300	-#10 + #50	774,60	1292	28,01	87,51	12,49	
#100	150	-#50 + #100	212,13	212	4,60	92,11	7,89	
#140	120	-#100 + #140	134,16	101	2,19	94,30	5,70	
#200	75	-#140 + #200	94,87	61	1,32	95,62	4,38	
-200		-#200		202	4,38	100,00	0,00	
Total				4612	100			

Humedad Natural.**Tabla 20:** Determinación Humedad Natural.

Masa mineral húmedo [Kg]	2,094
Masa mineral seco [Kg]	2,061
% Humedad Natural	1,600

Densidad Aparente.**Tabla 21:** Determinación Densidad Aparente.

Masa Mineral [Kg]	1,551
Largo total columna [m]	0,420
Largo sobrante columna [m]	0,070
Diámetro columna [m]	0,063
Densidad Aparente [ton/m ³]	1,422

Peso Específico.**Tabla 22:** Determinación Peso Específico.

		P1	P2	P3	P4
Peso Picnómetro vacío	[gr]	29,1187	29,4268	29,1246	28,6428
Peso picnómetro + muestra sólida	[gr]	35,8285	35,5167	34,5009	33,5548
Peso picnómetro + muestra sólida + parafina	[gr]	59,1460	58,2080	58,1350	57,6595
Peso picnómetro + parafina	[gr]	54,6648	54,5115	54,5440	54,2965
Densidad parafina	[gr/ml]	0,8018	0,8018	0,8018	0,8018
Densidad Real	[gr/ml]	2,4141	2,0402	2,4146	2,5426
Promedio	[gr/ml]	2,35			

Angulo de Reposo.**Tabla 23:** Determinación Angulo de Reposo.

Promedio de Altura (H)	[m]	20,85
Promedio de Ejes (L)	[m]	31,75
Angulo de Reposo	[grados]	33,29
Angulo de Reposo	[Rad]	0,581

Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.

Tabla 24: Determinación Tasa de Inundación, Humedad Dinámica y Humedad de Impregnación.

Prueba		1	2	3	4
Diámetro Columna	[m]	0,192	0,192	0,192	0,192
Altura Columna [m]	[m]	0,504	0,504	0,504	0,504
Volumen Columna	[m ³]	0,015	0,015	0,015	0,015
Volumen Columna a utilizar [m ³]	[m ³]	0,004	0,004	0,004	0,004
Masa mineral a usar	[Kg]	6,223	6,223	6,223	6,223
Masa mineral usado	[g]	5871	5871	5871	5871
Tasa de riego	[L/h-m ²]	4	6	8	10
Área columna	[m ²]	0,029	0,029	0,029	0,029
Tasa de riego efectiva	[mL/min]	1,9	2,9	3,9	4,8
Masa líquido drenado [gr]	[g]	56,0	68,0	71,4	72,0
Masa mineral húmedo [gr]	[g]	6089	6089	6089	6089
Masa mineral seco [gr]	[g]	5586	5586	5586	5586
Humedad dinámica	[Kg de Agua/TM]	10,03	12,17	12,78	12,89
Humedad dinámica	[%]	0,95	1,158	1,216	1,226
Humedad de impregnación [Kg Agua/TM]	[Kg de Agua/TM]	90,05	90,05	90,05	90,05
Humedad de impregnación [%]	[%]	9,005	9,005	9,005	9,005
Inundación	[Si/No]	No	No	No	No

Detección de Interferentes, Arcillas Intercambiadoras.

Tabla 25: Resultados Prueba de Detección de Interferentes de Arcillas Intercambiadoras.

Masa mineral natural para prueba	[Kg]	2,871
Masa bajo malla #100	[Kg]	0,075
% Finos	[%]	2,61
Masa para prueba	[gr]	75
Volumen solución de Cu Inicial	[mL]	700
Volumen solución de Cu final	[mL]	700
Concentración inicial de Cu	[g/L]	3,39
Concentración final de Cu	[g/L]	3,03
Cu retenido	[g]	0,252
Cu retenido	[%]	10,619
Masa de mineral representado	[g]	2871
Cu Intercambiado por Arcillas	[Kg/TM]	0,088

Detección de Interferentes Magnéticos.**Tabla 26:** Prueba Detección Interferentes Magnéticos.

Paramagnéticos						
Masa total prueba	[gr]	1013				
Masa extraída material magnético	[gr]	18				
Material magnético	[Kg MM/TM]	17,77				
Prueba		1	2	3	4	5
Masa prueba MM	[gr]	2,0002	2,0022	2,0015	2,0064	2,0025
pH		1,51	2,07	2,49	3,1	3,98
Eh	[mV]	661	624	612	616	612
Volumen Sln. Inicial	[mL]	50	50	50	50	50
Volumen Sln. Final	[mL]	100	100	100	100	100
Concentración Cu inicial	[g/L]	1,13	1,10	1,06	1,07	1,02
Concentración Cu final	[g/L]	0,18	0,27	0,37	0,41	0,40
Cobre precipitado	[g]	0,04	0,03	0,02	0,01	0,01
Cobre precipitado	[%]	68,14	50,91	30,19	23,36	21,57
Cobre precipitado	[Kg de Cu/Kg MM]	0,019	0,014	0,008	0,006	0,005
Cobre precipitado	[Kg de Cu/TM]	0,342	0,248	0,142	0,111	0,098

Pruebas ISO-pH.**Tabla 27:** Datos de Pruebas ISO-pH.

Prueba ISO-pH		pH Control	1,5	2	2,5	3
Datos	Masa Inicial	[gr]	150,00	150,30	150,80	150,00
	Solución Lixivante	[gr]	450,00	450,00	450,00	450,00
	Ácido sulfúrico agregado	[gr]	6,44	5,70	5,63	4,51
	Agua Lavado	[mL]	400,00	400,00	400,00	400,00
Ley						
Mineral	Cobre Total	[%]	0,74	0,74	0,74	0,74
	Cobre Soluble	[%]	0,51	0,51	0,51	0,51
	Fierro Total	[%]	5,42	5,42	5,42	5,42
	Aluminio Total	[%]	4,42	4,42	4,42	4,42
	Magnesio Total	[%]	1,94	1,94	1,94	1,94
	Calcio Total	[%]	4,65	4,65	4,65	4,65
Ripio	Masa ripio húmedo	[gr]	183,6	196,0	170,0	185,0
	masa ripio seco	[gr]	144,3	141,0	148,0	148,9
	Cobre Total	[%]	0,3994	0,4195	0,4021	0,4786
	Cobre Soluble	[%]	0,1035	0,1129	0,1277	0,1603
	Fierro Total	[%]	5,0635	5,1106	4,9914	5,1603
	Aluminio Total	[%]				
	Magnesio Total	[%]				
	Calcio Total	[%]				

Tabla 28: Datos Soluciones Pruebas ISO-pH.

Análisis de Soluciones						
Prueba ISO-pH		pH Control	1,5	2,0	2,5	3,0
Solución Rica (SR)	Volumen	[L]	0,565	0,631	0,552	0,549
	Cu	[gr/L]	0,7269	0,6473	0,7971	0,6071
	Fe	[gr/L]	0,4372	0,3509	0,3754	0,3468
	Al	[gr/L]	0,3000	0,1960	0,1590	0,0758
	Mg	[gr/L]	0,1140	0,0856	0,0937	0,1280
	Ca	[gr/L]	0,4980	0,4630	0,3950	0,6990
Solución de Lavado N°1	Volumen	[L]	0,480	0,578	0,514	0,486
	Cu	[gr/L]	0,1274	0,0899	0,1222	0,1099
	Fe	[gr/L]	0,1528	0,0265	0,0200	0,0342
	Al	[gr/L]				
	Mg	[gr/L]				
	Ca	[gr/L]				
Solución de lavado N°2	Volumen	[L]	0,519	0,524		
	Volumen Evaporado	[L]	0,0393	0,0550	0,0220	0,0361
	Cu	[gr/L]	0,0218	0,0268		
	Fe	[gr/L]	0,0276	0,0153		
	Al	[gr/L]				
	Mg	[gr/L]				
	Ca	[gr/L]				

Tabla 29: Resultados Balances de Masa Pruebas ISO-pH.

Balances Prueba ISO-pH		pH Control	1,5	2	2,5	3
Balances						
Cobre	Cu Total inicial	[gr]	1,109	1,111	1,115	1,109
	Cu Soluble inicial	[gr]	0,772	0,773	0,776	0,772
	Cu SR	[gr]	0,411	0,408	0,440	0,333
	Cu SL N°1	[gr]	0,061	0,052	0,063	0,053
	Cu SL N°2	[gr]	0,011	0,014		
	Cu Total Ripio	[gr]	0,576	0,591	0,595	0,713
	Cu Impregnado	[gr]	0,00086	0,00147	0,00269	0,00397
	Cu en Sólidos	[gr]	0	0	0	0
	Cu Recuperado en Solución	[gr]	0,4840	0,4759	0,5055	0,3907
	Cabeza Recalculada	[%]	1,0604	1,0674	1,1006	1,1033
	Contabilidad Metalúrgica	[%]	95,65	96,09	98,75	99,52
	Recuperación de Cobre Soluble	[%]	66,13	62,13	65,51	50,63
	Recuperación de Cobre Total	[%]	45,65	44,59	45,93	35,41
H₂SO₄	Ácido sulfúrico inicial	[gr]	1,104	0,184	0,184	0,184
	Ácido sulfúrico ingresado	[gr]	6,44	5,70	5,63	4,51
	Ácido sulfúrico SR	[gr]				
	Ácido sulfúrico SL N°1	[gr]				
	Ácido sulfúrico SL N°2	[gr]				
	Ácido sulfúrico impregnado	[gr]				
	Consumo Total	[Kg/TM]	49,29	38,47	37,99	30,65

Pruebas Aglomerado-Curado ácido.**Tabla 30:** Datos Pruebas Dosis de agua, ácido y tiempo de reposo.

		1	2	3	4	5	6
Acido	[% v/v]	25	50	75	25	50	75
Agua	[% v/v]	75	50	25	75	50	25
Masa	[gr]	207	200	200	150	150	151
Volumen Ácido	[mL]	5,0927	10,4112	14,9801	5,0927	10,4112	14,9801
Volumen Agua o Férrico	[mL]	15,0085	9,9425	5,1323	15,0085	9,9425	5,1323
NaCl	[No/Sólido/Acuoso]	No	No	No	No	No	No
Tiempo de Reposo	[días]	3	3	3	6	6	6
Vol. Agua Lavado	[L]	0,4	0,4	0,4	0,3	0,3	0,3
Cabeza Cu	[g]	1,48	1,43	1,43	1,07	1,07	1,08
Cabeza Fe	[g]	12,50	12,08	12,08	9,06	9,06	9,12
Cabeza Al	[g]	9,07	8,76	8,76	6,57	6,57	6,61
Cabeza Ca	[g]	9,55	9,22	9,22	6,92	6,92	6,96
Cabeza Mg	[g]	3,99	3,85	3,85	2,89	2,89	2,91

Tabla 31: Resultados pruebas dosis de agua, ácido y tiempo de reposo.

		Resultados					
		1	2	3	4	5	6
Cobre	[mg/L]	640,25	500,46	640,30	671,16	500,46	629,04
Fierro	[mg/L]	864,60	2554,40	3958,10	919,18	2554,40	3623,80
Aluminio	[mg/L]	599,00	1511,00	2273,00	646,00	1511,00	1789,00
Calcio	[mg/L]	894,00	696,00	867,00	847,00	696,00	768,00
Magnesio	[mg/L]	367,00	1303,00	1459,00	399,00	1303,00	1613,00
Cobre	[g]	0,2561	0,2002	0,2561	0,2013	0,1501	0,1887
Fierro	[g]	0,3458	1,0218	1,5832	0,2758	0,7663	1,0871
Aluminio	[g]	0,2396	0,6044	0,9092	0,1938	0,4533	0,5367
Calcio	[g]	0,3576	0,2784	0,3468	0,2541	0,2088	0,2304
Magnesio	[g]	0,1468	0,5212	0,5836	0,1197	0,3909	0,4839
Recuperación Cu	[%]	17,29	13,99	17,90	18,76	13,99	17,46
Recuperación Fe	[%]	2,77	8,46	13,11	3,04	8,46	11,92
Recuperación Al	[%]	2,64	6,90	10,38	2,95	6,90	8,11
Recuperación Ca	[%]	3,75	3,02	3,76	3,67	3,02	3,31
Recuperación Mg	[%]	3,68	13,53	15,15	4,14	13,53	16,64
Consumo Unitario H ⁺	[Kg ácido/Kg cobre]	35,86	93,78	105,47	45,61	125,04	143,14

Tabla 32: Datos pruebas curado ácido.

		Férrico	Férrico + NaCl (acuoso)	Férrico + NaCl (sólido)
Acido	[% v/v]	25	25	25
Agua	[% v/v]	75	75	75
Masa	[gr]	395	222	268
Volumen Ácido	[mL]	5,48	5,12	5,37
Volumen Agua o Férrico	[mL]	14,99	14,10	15,01
NaCl	[No/Sólido/Acuoso]	No	Acuoso	Sólido
Tiempo de Reposo	[días]	3	3	3
Fe _{Total}	[g/L]	1	1	1
NaCl	[M]	0,3	0,3	0,3
Vol. Agua Lavado	[L]	0,816	0,45	0,541
Cabeza Cu	[g]	2,83	1,59	1,92
Cabeza Fe	[g]	23,86	13,41	16,19
Cabeza Al	[g]	17,30	9,72	11,74
Cabeza Ca	[g]	18,22	10,24	12,36
Cabeza Mg	[g]	7,61	4,28	5,16

Tabla 33: Resultados pruebas curado ácido.

Resultados				
		Férrico	Férrico + NaCl (acuoso)	Férrico + NaCl (sólido)
Cobre	[mg/L]	682,00	742,00	823,00
Fierro	[mg/L]	134,00	679,00	459,00
Aluminio	[mg/L]	226,00	633,00	848,00
Calcio	[mg/L]	376,00	786,00	750,00
Magnesio	[mg/L]	158,00	350,00	350,00
Cobre	[g]	0,5565	0,3339	0,4452
Fierro	[g]	0,1093	0,3056	0,2483
Aluminio	[g]	0,1844	0,2849	0,4588
Calcio	[g]	0,3068	0,3537	0,4058
Magnesio	[g]	0,1289	0,1575	0,1894
Recuperación Cu	[%]	19,69	21,02	23,22
Recuperación Fe	[%]	0,46	2,28	1,53
Recuperación Al	[%]	1,07	2,93	3,91
Recuperación Ca	[%]	1,68	3,45	3,28
Recuperación Mg	[%]	1,69	3,68	3,67
Consumo Unitario H ⁺	[Kg ácido/Kg cobre]	16,59	28,99	22,18

Pruebas de Lixiviación Columnar.

Tabla 34: Datos Columna de Lixiviación ISO-pH N°1.

Altura de Carga	[cm]	12
Diámetro	[cm]	19,2
Masa de Mineral Cargado	[Kg]	5,44
Granulometría Mono tamaño	[mm]	100 % -14 y 100% + 7
Densidad Aparente	[Kg/L]	1,3
Porosidad	[%]	55,07
pH		2,5
Fe _T	[g/L]	1
Curado	[Si/No]	No
Tasa de Riego	[L/h-m ²]	8
Ley Cobre Total	[%]	0,33
Ley Cobre Soluble	[%]	0,27
Ley Fierro	[%]	4,23
Ley Aluminio	[%]	4,52
Ley Calcio	[%]	0,51
Ley Magnesio	[%]	0,92
Tasa de Oxidación	[%]	81,82

Tabla 35: Datos Solución Lixivante Columna N°1.

Fecha	pH	Eh	Fe _T
[dd/mm/año]		[mV]	[g/L]
18-10-2012	2,47	839	1,02
	2,47	864	1,02
	2,47	864	1,02
	2,47	864	1,02
	2,47	864	1,02
19-10-2012	2,47	864	1,02
	2,47	864	1,02
	2,47	864	1,02
21-10-2012	2,55	731	1,00
22-10-2012	2,5	737	1,00
23-10-2012	2,5	737	1,00
24-10-2012	2,49	737	1,00
25-10-2012	2,49	710	1,00
26-10-2012	2,49	710	1,00
27-10-2012	2,49	710	1,00
28-10-2012	2,49	710	1,00

29-10-2012	2,5	710	1,00
30-10-2012	2,5	710	1,00
31-10-2012	2,5	703	1,00
01-11-2012	2,5	703	1,00
02-11-2012	2,5	703	1,00
03-11-2012	2,53	703	1,00
04-11-2012	2,53	707	1,00
05-11-2012	2,53	707	1,00
06-11-2012	2,53	707	1,00
07-11-2012	2,53	707	1,00
08-11-2012	2,53	707	0,99
09-11-2012	2,53	707	0,99
11-11-2012	2,53	715	0,99
12-11-2012	2,48	715	1,00
13-11-2012	2,48	715	1,00
15-11-2012	2,48	705	1,00
16-11-2012	2,48	705	1,00
17-11-2012	2,51	714	1,00
18-11-2012	2,51	714	1,00
21-11-2012	2,54	713	1,00
27-11-2012	2,54	713	1,00

Tabla 36: Datos Solución Lixivante Re-Lixiviación Columna N°1.

Fecha	pH
[dd/mm/año]	
29-11-2012	1,15
30-11-2012	1,15
01-12-2012	1,15
03-12-2012	1,15
06-12-2012	1,96
11-12-2012	1,96
16-12-2012	2,52
21-12-2012	2,52
26-12-2012	2,5

Tabla 37: Datos Percolado Columna de Lixiviación N°1.

Fecha	pH	Eh	Volumen Percolado	Cu ⁺²	Fe _T	Al ⁺³	Ca ⁺²	Mg ⁺²
[dd/mm/año]		[mV]	[L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]
18-10-2012	2,55	836	0,435	0,065	0,304	0,005	0,322	0,033
	2,47	850	0,180	0,052	0,383	0,004	0,213	0,027
	2,5	855	0,360	0,044	0,411	0,003	0,214	0,026
	2,59	846	0,380	0,061	0,302	0,004	0,291	0,040
	2,54	849	0,480	0,052	0,378	0,004	0,272	0,031
19-10-2012	2,52	841	2,275	0,039	0,332	0,003	0,208	0,026
	2,52	820	0,948	0,055	0,427	0,004	0,207	0,029
	2,47	826	1,167	0,065	0,388	0,005	0,249	0,038
21-10-2012	2,59	833	4,395	0,056	0,407	0,006	0,196	0,026
22-10-2012	2,5	737	3,220	0,055	0,474	0,005	0,205	0,029
23-10-2012	2,54	735	4,400	0,040	0,528	0,003	0,184	0,025
24-10-2012	2,49	731	5,260	0,034	0,553	0,003	0,156	0,020
25-10-2012	2,64	707	3,205	0,057	0,408	0,006	0,194	0,030
26-10-2012	2,66	707	4,060	0,039	0,436	0,005	0,160	0,025
27-10-2012	2,58	708	2,260	0,032	0,494	0,005	0,142	0,022
28-10-2012	2,54	708	4,055	0,043	0,460	0,006	0,155	0,023
29-10-2012	2,54	708	2,135	0,038	0,474	0,006	0,143	0,025
30-10-2012	2,59	701	1,010	0,023	0,599	0,004	0,089	0,023
31-10-2012	2,57	700	2,680	0,040	0,515	0,005	0,118	0,027
01-11-2012	2,6	703	3,400	0,015	0,586	0,002	0,097	0,020
02-11-2012	2,61	699	4,760	0,039	0,561	0,006	0,147	0,023
03-11-2012	2,65	705	3,740	0,044	0,516	0,005	0,143	0,026
04-11-2012	2,58	704	1,570	0,039	0,539	0,004	0,134	0,022
05-11-2012	2,6	706	4,370	0,030	0,585	0,004	0,114	0,021
06-11-2012	2,58	705	4,450	0,036	0,557	0,005	0,127	0,026
07-11-2012	2,53	706	4,360	0,032	0,549	0,005	0,118	0,023
08-11-2012	2,61	707	4,000	0,034	0,571	0,005	0,114	0,019
09-11-2012	2,62	710	4,175	0,022	0,613	0,004	0,100	0,016
11-11-2012	2,59	711	8,485	0,018	0,599	0,004	0,092	0,016
12-11-2012	2,54	705	3,325	0,011	0,621	0,003	0,086	0,017
13-11-2012	2,56	705	3,375	0,015	0,584	0,004	0,088	0,016
15-11-2012	2,55	705	7,500	0,021	0,723	0,007	0,064	0,014
16-11-2012	2,56	705	5,365	0,015	0,775	0,004	0,058	0,014
17-11-2012	2,55	720	2,945	0,023	0,717	0,007	0,082	0,009
18-11-2012	2,55	721	1,415	0,023	0,736	0,009	0,072	0,012
21-11-2012	2,56	722	9,200	0,016	0,727	0,006	0,071	0,009
27-11-2012	2,63	708	7,440	0,025	0,729	0,010	0,076	0,017

Tabla 38: Datos Percolado Re-Lixiviación Columna N°1.

Fecha	pH	Eh	Volumen Percolado	Cu ⁺²	Fe _T	Al ⁺³	Ca ⁺²	Mg ⁺²
[dd/mm/año]		[mV]	[L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]
29/11/2012	1,56		2,77	0,422	0,741	0,233	0,256	0,085
30/11/2012	1,36		2,77	0,175	0,466	0,206	0,154	0,093
01/12/2012	1,38		4,44	0,151	0,524	0,249	0,122	0,157
03/12/2012	1,45		2,82	0,207	0,636	0,271	0,154	0,116
06/12/2012	2,18		13,34	0,043	0,075	0,041	0,157	0,049
11/12/2012	2,76		7,6	0,019	0,022	0,013	0,127	0,029
16/12/2012	3,01	655	7,96	0,027	0,020	0,015	0,184	0,037
21/12/2012	2,93	668	11,66	0,013	0,014	0,010	0,157	0,028
26/12/2012	2,94	665	15,94	0,011	0,016	0,008	0,141	0,029

Tabla 39: Balances de Materia Columna de Lixiviación N°1.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Recuperación de Cu Acumulada	Recuperación de Al Acumulada	Recuperación de Ca Acumulada	Recuperación de Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
18-10-2012	0,0281	0,16	0,0010	0,53	0,03
	0,0374	0,22	0,0013	0,67	0,04
	0,0532	0,31	0,0018	0,96	0,06
	0,0764	0,44	0,0024	1,38	0,09
	0,1015	0,59	0,0032	1,87	0,12
19-10-2012	0,1892	1,10	0,0064	3,65	0,25
	0,2411	1,40	0,0081	4,39	0,30
	0,3165	1,84	0,0108	5,49	0,39
21-10-2012	0,5648	3,29	0,0221	8,73	0,63
22-10-2012	0,7404	4,31	0,0287	11,22	0,83
23-10-2012	0,9161	5,34	0,0351	14,27	1,06
24-10-2012	1,0944	6,37	0,0420	17,36	1,27
25-10-2012	1,2785	7,45	0,0498	19,71	1,47
26-10-2012	1,4372	8,37	0,0583	22,16	1,69
27-10-2012	1,5087	8,79	0,0629	23,37	1,79
28-10-2012	1,6820	9,80	0,0726	25,74	1,99
29-10-2012	1,7639	10,27	0,0778	26,89	2,10
30-10-2012	1,7868	10,41	0,0795	27,23	2,15
31-10-2012	1,8942	11,03	0,0854	28,42	2,30
01-11-2012	1,9453	11,33	0,0888	29,67	2,44
02-11-2012	2,1330	12,42	0,1002	32,29	2,67
03-11-2012	2,2979	13,38	0,1085	34,31	2,87

04-11-2012	2,3599	13,74	0,1111	35,11	2,94
05-11-2012	2,4888	14,50	0,1186	36,98	3,14
06-11-2012	2,6470	15,42	0,1279	39,12	3,38
07-11-2012	2,7865	16,23	0,1371	41,05	3,59
08-11-2012	2,9221	17,02	0,1452	42,77	3,75
09-11-2012	3,0153	17,56	0,1531	44,35	3,89
11-11-2012	3,1660	18,44	0,1671	47,30	4,17
12-11-2012	3,2041	18,66	0,1712	48,38	4,29
13-11-2012	3,2545	18,95	0,1766	49,50	4,40
15-11-2012	3,4110	19,87	0,1977	51,31	4,61
16-11-2012	3,4891	20,32	0,2076	52,47	4,77
17-11-2012	3,5559	20,71	0,2158	53,39	4,83
18-11-2012	3,5890	20,90	0,2209	53,77	4,87
21-11-2012	3,7371	21,77	0,2450	56,22	5,03
27-11-2012	3,9248	22,86	0,2751	58,35	5,30

Tabla 40: Consumo de Ácido Acumulado Columna de Lixiviación N°1.

Días de Prueba	Ácido Consumido
[Día]	[Kg H ⁺ /TM]
0	0
2	2,77
6	4,23
11	6,13
16	8,56
21	11,59
24	14,63
29	18,44
31	20,52
40	23,29
45	60,86
53	62,73
63	64,24
68	65,74

Tabla 41: Balance de Materia Re-Lixiviación Columna N°1.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Recuperación de Cu Acumulada	Recuperación de Al Acumulada	Recuperación de Ca Acumulada	Recuperación de Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
29-11-2012	1,169	6,81	0,27	2,67	3,26
30-11-2012	1,654	9,63	0,52	4,28	3,79
01-12-2012	2,324	13,54	0,99	6,32	5,25
03-12-2012	2,908	16,94	1,31	7,96	5,93
06-12-2012	3,478	20,25	1,55	15,85	7,30
11-12-2012	3,622	21,10	1,59	19,50	7,76
16-12-2012	3,836	22,34	1,64	25,04	8,38
21-12-2012	3,993	23,25	1,69	31,94	9,05
26-12-2012	4,174	24,31	1,75	40,41	10,01

Tabla 42: Balance de Materia Total Columna de Lixiviación N°1.

Días de Prueba	Recuperación de Cu Acumulado Total	Recuperación de Cu Acumulada Total	Recuperación de Al Acumulada Total	Recuperación de Ca Acumulada Total	Recuperación de Mg Acumulada Total
[días]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
0	0	0	0	0	0
1	0,06	0,59	0,008	1,87	0,12
2	0,25	1,84	0,011	5,49	0,39
4	0,56	3,29	0,022	8,73	0,63
5	0,74	4,31	0,029	11,22	0,83
6	0,92	5,34	0,035	14,27	1,06
7	1,09	6,37	0,042	17,36	1,27
8	1,28	7,45	0,050	19,71	1,47
9	1,44	8,37	0,058	22,16	1,69
10	1,51	8,79	0,063	23,37	1,79
11	1,68	9,80	0,073	25,74	1,99
12	1,76	10,27	0,078	26,89	2,10
13	1,79	10,41	0,079	27,23	2,15
14	1,89	11,03	0,085	28,42	2,30
15	1,95	11,33	0,089	29,67	2,44
16	2,13	12,42	0,100	32,29	2,67
17	2,30	13,38	0,109	34,31	2,87
18	2,36	13,74	0,111	35,11	2,94
19	2,49	14,50	0,119	36,98	3,14
20	2,65	15,42	0,128	39,12	3,38

21	2,79	16,23	0,137	41,05	3,59
22	2,92	17,02	0,145	42,77	3,75
23	3,02	17,56	0,153	44,35	3,89
24	3,17	18,44	0,167	47,30	4,17
25	3,20	18,66	0,171	48,38	4,29
26	3,25	18,95	0,177	49,50	4,40
28	3,41	19,87	0,198	51,31	4,61
29	3,49	20,32	0,208	52,47	4,77
30	3,56	20,71	0,216	53,39	4,83
31	3,59	20,90	0,221	53,77	4,87
34	3,74	21,77	0,245	56,22	5,03
40	3,92	22,86	0,275	58,35	5,30
41	5,09	29,67	0,55	61,02	5,79
42	5,58	32,49	0,79	62,63	6,33
43	6,25	36,39	1,26	64,67	7,79
45	6,83	39,79	1,59	66,31	8,47
48	7,40	43,11	1,82	74,20	9,84
53	7,55	43,96	1,86	77,85	10,30
58	7,76	45,20	1,92	83,39	10,92
63	7,92	46,11	1,96	90,28	11,59
68	8,10	47,17	2,02	98,75	12,55

Tabla 43: Datos Operación Columna de Lixiviación ISO-pH N°2.

Altura de Carga	[cm]	12
Diámetro	[cm]	19,2
Masa de Mineral Cargado	[Kg]	5,44
Granulometría Mono tamaño	[mm]	100 % -14 y 100% + 7
Densidad Aparente	[Kg/L]	1,3
Porosidad	[%]	55,07
pH		2,5
Fe _T	[g/L]	1
NaCl	[M]	0,3
Curado	[Si/No]	No
Tasa de Riego	[L/h-m ²]	8
Ley Cobre Total	[%]	0,27
Ley Cobre Soluble	[%]	0,23
Ley Fierro	[%]	4,04
Ley Aluminio	[%]	4,27
Ley Calcio	[%]	0,57
Ley Magnesio	[%]	0,89
Tasa de Oxidación	[%]	85,19

Tabla 44: Datos Solución Lixivante Columna N°2

Fecha	pH	Eh	Fe _T
[dd/mm/año]		[mV]	[g/L]
08-11-2012	2,58	724	1,000
09-11-2012	2,58	724	1,000
11-11-2012	2,58	724	1,000
12-11-2012	2,53	732	1,000
13-11-2012	2,53	732	1,000
15-11-2012	2,53	732	1,000
16-11-2012	2,53	732	1,000
17-11-2012	2,53	732	1,002
18-11-2012	2,53	732	1,002
21-11-2012	2,42	726	1,001
26-11-2012	2,48	723	1,001
28-11-2012	2,46	727	1,000
30-11-2012	2,41	728	1,000
01-12-2012	2,30	723	1,000
04-11-2012	2,30	723	1,000
08-12-2012	2,38	703	1,000
09-12-2012	2,45	725	1,000
10-12-2012	2,45	725	1,000

Tabla 45: Datos Solución Lixivante, Re-Lixiviación Columna N°2.

Fecha	pH	Eh
[dd/mm/año]		[mV]
15-12-2012	2,47	858
17-12-2012	2,47	858
22-12-2012	2,47	858
27-12-2012	2,54	770
01-12-2013	2,49	832
07-01-2013	2,55	761
13-01-2013	2,42	761
19-01-2013	2,53	946

Tabla 46: Datos Percolado, Columna de Lixiviación N°2.

Fecha	pH	Eh	Volumen Percolado	Cu ⁺²	Fe _T	Al ⁺³	Ca ⁺²	Mg ⁺²
[dd/mm/año]		[mV]	[L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]
08-11-2012	2,63	717	0,940	0,063	0,511	0,002	0,338	0,045
09-11-2012	2,71	718	2,380	0,057	0,443	0,013	0,495	0,070
09-11-2012	2,67	719	1,380	0,046	0,532	0,030	0,289	0,044
09-11-2012	2,7	718	1,115	0,050	0,502	0,037	0,352	0,049
11-11-2012	2,63	720	6,345	0,042	0,552	0,043	0,257	0,040
12-11-2012	2,61	726	3,520	0,033	0,606	0,071	0,209	0,033
13-11-2012	2,55	730	3,300	0,030	0,623	0,084	0,162	0,025
15-11-2012	2,6	728	7,685	0,035	0,561	0,091	0,118	0,020
16-11-2012	2,55	729	4,680	0,026	0,689	0,101	0,100	0,020
17-11-2012	2,56	712	3,170	0,020	0,704	0,117	0,078	0,013
18-11-2012	2,54	710	5,150	0,017	0,624	0,131	0,081	0,014
21-11-2012	2,5	724	9,940	0,011	0,584	0,138	0,068	0,014
26-11-2012	2,48	723	16,940	0,004	0,791	0,147	0,062	0,013
28-11-2012	2,48	725	8,250	0,003	0,732	0,151	0,056	0,017
30-11-2012	2,43	727	8,430	0,006	0,694	0,159	0,056	0,012
01-12-2012	2,51	725	4,260	0,007	0,652	0,159	0,060	0,013
04-11-2012	2,3	720	9,460	0,005	0,815	0,162	0,065	0,016
08-12-2012	2,39	703	0,590	0,002	0,701	0,165	0,117	0,027
09-12-2012	2,45	721	3,560	0,002	0,728	0,210	0,045	0,014
10-12-2012	2,49	723	3,320	0,002	0,728	0,219	0,050	0,021

Tabla 47: Datos del Percolado, Re-Lixiviación Columna N°2.

Fecha	pH	Eh	Volumen Percolado	Cu ⁺²	Fe _T	Al ⁺³	Ca ⁺²	Mg ⁺²
[dd/mm/año]		[mV]	[L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]
15-12-2012	2,88	695	3,85	0,022	0,005	0,006	0,128	0,019
17-12-2012	2,80	702	8,77	0,016	0,004	0,005	0,121	0,020
22-12-2012	2,88	674	17,42	0,015	0,005	0,006	0,112	0,021
27-12-2012	2,76	684	21,69	0,007	0,009	0,005	0,090	0,021
01-12-2013	2,68	682	19,89	0,007	0,011	0,005	0,109	0,020
07-01-2013	2,71	682	13,79	0,008	0,009	0,006	0,101	0,020
13-01-2013	2,57	689	15,45	0,006	0,011	0,006	0,107	0,021
19-01-2013	2,76	680	17,89	0,014	0,010	0,006	0,061	0,022

Tabla 48: Balance de Materia Columna de Lixiviación N°2.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Recuperación de Cu Acumulada	Recuperación de Al Acumulada	Recuperación de Ca Acumulada	Recuperación de Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
08-11-2012	0,0592	0,40	0,002	1,02	0,09
09-11-2012	0,1937	1,32	0,008	4,82	0,43
09-11-2012	0,2570	1,75	0,011	6,11	0,56
09-11-2012	0,3130	2,13	0,013	7,38	0,67
11-11-2012	0,5811	3,96	0,030	12,64	1,19
12-11-2012	0,6963	4,74	0,037	15,01	1,44
13-11-2012	0,7967	5,42	0,043	16,73	1,61
15-11-2012	1,0682	7,27	0,071	19,66	1,93
16-11-2012	1,1893	8,10	0,084	21,16	2,12
17-11-2012	1,2516	8,52	0,091	21,95	2,21
18-11-2012	1,3403	9,13	0,101	23,30	2,36
21-11-2012	1,4484	9,86	0,117	25,48	2,64
26-11-2012	1,5211	10,36	0,131	28,88	3,11
28-11-2012	1,5482	10,54	0,138	30,36	3,40
30-11-2012	1,6014	10,90	0,147	31,87	3,62
01-12-2012	1,6291	11,09	0,151	32,70	3,73
04-11-2012	1,6772	11,42	0,159	34,67	4,04
08-12-2012	1,6784	11,43	0,159	34,90	4,07
09-12-2012	1,6852	11,47	0,162	35,41	4,17
10-12-2012	1,6919	11,52	0,165	35,94	4,32

Tabla 49: Balance de Materia Re-Lixiviación Columna N°2.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Recuperación de Cu Acumulada	Recuperación de Al Acumulada	Recuperación de Ca Acumulada	Recuperación de Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
15-12-2012	0,083	0,56	0,009	1,589	0,152
17-12-2012	0,221	1,51	0,030	5,012	0,512
22-12-2012	0,488	3,32	0,073	11,304	1,272
27-12-2012	0,640	4,36	0,117	17,613	2,221
01-12-2013	0,779	5,30	0,162	24,605	3,043
07-01-2013	0,885	6,03	0,196	29,097	3,613
13-01-2013	0,982	6,68	0,235	34,428	4,295
19-01-2013	1,227	8,35	0,280	37,947	5,112

Tabla 50: Balance de Materia Acumulado al Ácido Sulfúrico, Columna de Lixiviación N°2.

Días de Prueba	Ácido Consumido
[días]	[Kg/TM]
0	0
5	3,20
10	6,40
14	9,24
19	11,11
21	13,95
23	17,15
27	19,46
31	22,31
33	25,15
37	27,28
39	28,71
44	30,13
49	31,55
54	32,97
59	34,39
65	36,17
68	39,01

Tabla 51: Balance de Materia Acumulado, Columna de Lixiviación N°2.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Rec CuT	Recuperación Al Acumulada	Recuperación Ca Acumulada	Recuperación Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
08-11-2012	0,0592	0,40	0,002	1,02	0,09
09-11-2012	0,1937	1,32	0,008	4,82	0,43
09-11-2012	0,2570	1,75	0,011	6,11	0,56
09-11-2012	0,3130	2,13	0,013	7,38	0,67
11-11-2012	0,5811	3,96	0,030	12,64	1,19
12-11-2012	0,6963	4,74	0,037	15,01	1,44
13-11-2012	0,7967	5,42	0,043	16,73	1,61
15-11-2012	1,0682	7,27	0,071	19,66	1,93
16-11-2012	1,1893	8,10	0,084	21,16	2,12
17-11-2012	1,2516	8,52	0,091	21,95	2,21
18-11-2012	1,3403	9,13	0,10	23,30	2,36
21-11-2012	1,4484	9,86	0,12	25,48	2,64
26-11-2012	1,5211	10,36	0,13	28,88	3,11
28-11-2012	1,5482	10,54	0,14	30,36	3,40
30-11-2012	1,6014	10,90	0,15	31,87	3,62

01-12-2012	1,6291	11,09	0,15	32,70	3,73
04-11-2012	1,6772	11,42	0,16	34,67	4,04
08-12-2012	1,6784	11,43	0,16	34,90	4,07
09-12-2012	1,6852	11,47	0,16	35,41	4,17
10-12-2012	1,6919	11,52	0,16	35,94	4,32
15-12-2012	1,7746	12,08	0,17	37,532	4,47
17-12-2012	1,9132	13,03	0,19	40,955	4,83
22-12-2012	2,1797	14,84	0,24	47,247	5,59
27-12-2012	2,3316	15,87	0,28	53,556	6,54
01-12-2013	2,4708	16,82	0,33	60,548	7,36
07-01-2013	2,5772	17,55	0,36	65,040	7,93
13-01-2013	2,6735	18,20	0,40	70,371	8,61
19-01-2013	2,9186	19,87	0,45	73,890	9,43

Tabla 52: Datos Operación Columna de Lixiviación ISO-pH N°3.

Altura de Carga inicial	[cm]	16,3
Altura de Carga final	[cm]	14,5
Diámetro	[cm]	19,2
Masa de Mineral Cargado	[Kg]	5,5
Granulometría Mono tamaño	[μ m]	90 % -9525 ;90% + 3325 y 10% - 150
Densidad Aparente inicial	[Kg/L]	1,17
Densidad Aparente final	[Kg/L]	1,31
Porosidad inicial	[%]	50,47
Porosidad final	[%]	44,32
pH		2,5
Curado	[Si/No]	Si
Tasa de Riego	[L/h-m ²]	8
Ley Cobre Total	[%]	0,37
Ley Cobre Soluble	[%]	0,27
Ley Fierro	[%]	4,68
Ley Aluminio	[%]	5,21
Ley Calcio	[%]	0,50
Ley Magnesio	[%]	0,97
Tasa de Oxidación	[%]	72,97

Tabla 53: Datos Solución Lixivante Columna de Lixiviación N°3.

Fecha	pH	Eh
[dd/mm/año]		[mV]
16-12-2012	2,35	847
17-12-2012	2,35	847
20-12-2012	2,35	847
23-12-2012	2,56	844
28-12-2012	2,55	852
02-01-2013	2,58	786
07-01-2013	2,49	795
12-01-2013	2,49	836

Tabla 54: Datos Solución Lixivante, Re-Lixiviación Columna N°3.

Fecha	pH	Eh	Fe _T
[dd/mm/año]		[mV]	[g/L]
18-01-2013	1,48	802	
24-01-2013	1,47	830	
30-01-2013	1,52	715	1,053
05-02-2013	1,55	742	1,000
12-02-2013	1,42	738	1,001
16-02-2013	1,46	734	1,057

Tabla 55: Datos Percolado Columna de Lixiviación N°3.

Fecha	pH	Eh	Volumen Percolado	Cu ⁺²	Fe _T	Al ⁺³	Ca ⁺²	Mg ⁺²
[dd/mm/año]		[mV]	[L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]
16-12-2012	3,11	711	1,920	0,936	0,085	0,529	0,324	0,312
17-12-2012	2,85	701	3,980	0,294	0,032	0,169	0,372	0,100
20-12-2012	2,96	678	4,980	0,183	0,020	0,088	0,285	0,067
23-12-2012	2,98	656	11,000	0,144	0,020	0,069	0,225	0,058
28-12-2012	2,96	651	17,110	0,052	0,015	0,027	0,202	0,034
02-01-2013	2,96	645	14,820	0,013	0,021	0,012	0,131	0,027
07-01-2013	3,08	625	14,000	0,012	0,026	0,012	0,133	0,029
12-01-2013	2,91	645	20,500	0,011	0,026	0,017	0,151	0,029

Tabla 56: Datos Percolado Re-Lixiviación Columna N°3.

Fecha	pH	Eh	Volumen Percolado	Cu ⁺²	Fe _T	Al ⁺³	Ca ⁺²	Mg ⁺²
[dd/mm/año]		[mV]	[L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]	[g/L]
18-01-2013	2,01	639	18,460	0,044	0,437	0,259	0,109	0,167
24-01-2013	1,81	648	18,000	0,032	0,385	0,250	0,091	0,155
30-01-2013	1,69	691	17,010	0,027	1,050	0,210	0,068	0,121
05-02-2013	1,68	714	16,660	0,016	0,828	0,107	0,057	0,070
12-02-2013	1,63	707	21,220	0,023	0,759	0,144	0,053	0,103
16-02-2013	1,72	701	10,710	0,025	1,053	0,186	0,060	0,110

Tabla 57: Balance de Materia Columna de Lixiviación N°3.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Recuperación de Cu Acumulada	Recuperación de Al Acumulada	Recuperación de Ca Acumulada	Recuperación de Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
16-12-2012	1,7971	8,83	0,35	2,26	1,12
17-12-2012	2,9672	14,58	0,59	7,65	1,87
20-12-2012	3,8786	19,06	0,74	12,81	2,50
23-12-2012	5,4626	26,84	1,01	21,81	3,70
28-12-2012	6,3472	31,19	1,17	34,38	4,79
02-01-2013	6,5428	32,15	1,23	41,43	5,53
07-01-2013	6,7150	33,00	1,28	48,21	6,28
12-01-2013	6,9405	34,11	1,41	59,46	7,40

Tabla 58: Balance de Materia Re-Lixiviación Columna N°3.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Recuperación de Cu Acumulada	Recuperación de Al Acumulada	Recuperación de Ca Acumulada	Recuperación de Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
18-01-2013	0,8122	3,99	1,67	7,32	5,78
24-01-2013	1,3936	6,85	3,24	13,25	11,01
30-01-2013	1,8597	9,14	4,49	17,43	14,87
05-02-2013	2,1196	10,42	5,11	20,87	17,04
12-02-2013	2,6013	12,78	6,17	24,98	21,13
16-02-2013	2,8733	14,12	6,87	27,30	23,34

Tabla 59: Balance de Materia Acumulado Columna de Lixiviación N°3.

Días de Prueba	Ácido Consumido
[días]	[Kg/TM]
0	0
1	23,00
5	25,34
7	26,68
12	28,02
17	29,36
22	30,69
27	33,71
32	49,43
38	66,16
44	82,88
51	116,34
55	133,07
59	141,60

Tabla 60: Balance de Materia Acumulado Columna de Lixiviación N°3.

Fecha	Recuperación de Cu Acumulado	Recuperación de Cu Acumulada	Recuperación de Al Acumulada	Recuperación de Ca Acumulada	Recuperación de Mg Acumulada
[dd/mm/año]	[g]	[%]	[%]	[%]	[%]
16-12-2012	1,7971	8,83	0,35	2,26	1,12
17-12-2012	2,9672	14,58	0,59	7,65	1,87
20-12-2012	3,8786	19,06	0,74	12,81	2,50
23-12-2012	5,4626	26,84	1,01	21,81	3,70
28-12-2012	6,3472	31,19	1,17	34,38	4,79
02-01-2013	6,5428	32,15	1,23	41,43	5,53
07-01-2013	6,7150	33,00	1,28	48,21	6,28
12-01-2013	6,9405	34,11	1,41	59,46	7,40
18-01-2013	7,7527	38,10	3,07	66,78	13,18
24-01-2013	8,3341	40,95	4,65	72,72	18,41
30-01-2013	8,8002	43,24	5,89	76,90	22,26
05-02-2013	9,0601	44,52	6,51	80,33	24,44
12-02-2013	9,5418	46,89	7,58	84,44	28,53
16-02-2013	9,8138	48,23	8,28	86,77	30,74

Ajustes Modelo Cinético Núcleo Sin Reaccionar.

Tabla 61: Ajuste modelo NSR, Control por Reacción Química, Columna N°1.

Control Químico		
día	α	$(1-(1-\alpha)^{1/3})$
0	0,0000	0,0000
1	0,0059	0,0020
2	0,0184	0,0062
4	0,0329	0,0111
5	0,0431	0,0146
6	0,0534	0,0181
7	0,0637	0,0217
8	0,0745	0,0255
9	0,0837	0,0287
10	0,0879	0,0302
11	0,0980	0,0338
12	0,1027	0,0355
13	0,1041	0,0360
14	0,1103	0,0382
15	0,1133	0,0393
16	0,1242	0,0433
17	0,1338	0,0468
18	0,1374	0,0481
19	0,1450	0,0509
20	0,1542	0,0543
21	0,1623	0,0573
22	0,1702	0,0603
23	0,1756	0,0623
24	0,1844	0,0657
25	0,1866	0,0665

Tabla 62: Ajuste modelo NSR, Control por Reacción Química, Columna N°2.

Control Químico		
día	α	$(1-(1-\alpha)^{1/3})$
0	0,0000	0,0000
1	0,0040	0,0013
2	0,0213	0,0072
4	0,0396	0,0134
5	0,0474	0,0161
6	0,0542	0,0184
8	0,0727	0,0249

9	0,0810	0,0278
10	0,0852	0,0293
11	0,0913	0,0314

Tabla 63: Ajuste modelo NSR, Control por Difusión en la Capa de Residuo, Columna N°2.

Control por Difusión		
día	α	$(1-3*(1-\alpha)^{2/3}+2*(1-\alpha))$
0	0,0000	0,000000
5	0,0049	0,000008
7	0,0068	0,000015
9	0,0104	0,000036
10	0,0123	0,000051
13	0,0156	0,000081
17	0,0157	0,000082
18	0,0161	0,000087
19	0,0166	0,000092

Tabla 64: Ajuste modelo NSR, Control por Reacción Química, Columna N°3.

Control Químico		
día	α	$(1-(1-\alpha)^{1/3})$
0	0,0000	0,0000
1	0,0883	0,0303
2	0,1458	0,0512
5	0,1906	0,0681
7	0,2684	0,0989

Tabla 65: Ajuste modelo NSR, Control por Difusión en la Capa de Residuo, Columna N°3.

Control por Difusión		
día	α	$(1-3*(1-\alpha)^{2/3}+2*(1-\alpha))$
0	0	0,00000
5	0,0435	0,00064
10	0,0531	0,00096
15	0,0615	0,00130
20	0,0726	0,00182

Anexo D.

Ejemplos de Cálculo.

Ley de Mineral.

Determinación de la tasa de oxidación del mineral:

$$\text{Tasa de Oxidación} = \frac{\text{Ley de Cobre Soluble}}{\text{Ley de Cobre Total}} * 100$$

Los datos de ley de cobre se obtienen de la Tabla 4 apartado 4.1:

Ley de Cobre Soluble: 0,51[%].

Ley de Cobre Total: 0,74[%].

$$\text{Tasa de Oxidación} [\%] = \frac{0,51}{0,74} * 100 = 69,61[\%]$$

Análisis Granulométrico.

Determinación de los diámetros promedio de las partículas mono tamaño:

Tomando como ejemplo el mono tamaño entre los tamices 50 y 100 U.S Standard:

Tamiz	Abertura
Nº	[µm]
50	300
100	150

Diámetro basado en el Promedio Geométrico:

$$d_i^* = \sqrt{d_i * d_{i+1}}$$

Se calcula como:

$$d_i^* = \sqrt{300 * 150} = 212,13 [\mu m]$$

Cálculo del Porcentaje retenido por cada malla en el análisis granulométrico:

Se tiene por ejemplo la masa retenida en la última malla, 200 U.S. Standard:

MRCC: Masa Retenida en cada Malla = 61 [g].

MT: Masa Total = 4612 [g].

Se calcula el porcentaje retenido según la ecuación 17:

$$\%_{\text{Retenido}} = f_i = \frac{M_{RCC}}{M_T} * 100$$

$$\%_{\text{Retenido}} = \frac{61}{4612} * 100 = 1,32 [\%]$$

Luego se calcula el porcentaje retenido acumulado para el set de tamices, tomando como ejemplo los porcentajes retenidos entre las 3 primeras mallas 3/8", #10 y #50:

Porcentaje retenido 3/8" : 11,34 [%].

Porcentaje retenido #10 : 33,11 [%].

Porcentaje retenido #50 : 15,05 [%].

Luego se usa la ecuación 18:

$$R_i = \sum_{i=1}^i f_i$$

Y se calcula como:

$$R_i = \sum_{i=3/8"}^{i=\#50} f_i = 11,34 + 33,11 + 15,05 = 87,57 [\%]$$

Y finalmente se calcula el porcentaje acumulado pasante mediante la ecuación 21:

$$F_i = 100 - R_i$$

Reemplazando valores se obtiene:

$$F_i = 100 - R_i = 100 - 87,57 = 12,49[\%]$$

Estos resultados se muestran en la Tabla 22 y Figura 9.

Humedad Natural.

Se tiene:

$$\text{Humedad Natural } [\%] = \frac{\text{Masa mineral húmedo} - \text{Masa mineral seco}}{\text{Masa mineral seco}} * 100$$

Y:

Masa de mineral húmedo : 2,094 [%]

Masa mineral seco : 2,061 [%]

Reemplazando valores en la Ecuación 20:

$$\text{Humedad Natural } [\%] = \frac{2,094 - 2,061}{2,061} * 100 = 1,600 [\%]$$

Estos resultados se muestran en la Tabla 23.

Angulo de Reposo.

Con la Ecuación 21:

$$\text{Angulo de Reposo } [\text{grados}] = \tan^{-1} \left(\frac{\frac{H1 + H2}{2}}{\frac{L1 + L2 + L3 + L4}{4}} \right)$$

Las dimensiones de la base como se explican en la Figura 4 se muestran en la Tabla 68:

Tabla 66: Dimensiones de la base del talud para cálculo de ángulo de reposo.

		1	2	3	4
T	[cm]	102,5	73	102,5	73
A	[cm]	67	42	72	43
L	[cm]	35,5	31	30,5	30
H	[cm]	20,9	20,8		

Aplicando estos valores en la ecuación 23:

$$\text{Angulo de Reposo [grados]} = \tan^{-1} \left(\frac{\frac{20,9 + 20,8}{2}}{\frac{35,5 + 31 + 30,5 + 30}{4}} \right) = 33,29 [\text{grados}]$$

Densidad Aparente.

Se tiene la Ecuación 24:

$$\rho_{ap} \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right] = \frac{\frac{\text{Masa del mineral [Kg]}}{1000}}{(L_{\text{Total}} - L_{\text{Sobrante}})[m] * \pi * \frac{(d[m])^2}{4}}$$

Las mediciones realizadas como se ilustra en la Figura 7, se muestran en la Tabla 24, y al reemplazarlas en la ecuación 24, se tiene:

$$\rho_{ap} \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right] = \frac{\frac{1,511 [\text{Kg}]}{1000}}{(0,420 - 0,070)[m] * \pi * \frac{(0,063[m])^2}{4}} = 1,422 \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right]$$

Densidad Real.

La densidad real se calcula con la Ecuación 25:

$$\rho_s \left[\frac{\text{gr}}{\text{mL}} \right] = \frac{M_3[\text{gr}] - M_1[\text{gr}]}{(M_3[\text{gr}] - M_1[\text{gr}]) - (M_4[\text{gr}] - M_2[\text{gr}])} * \rho_{\text{parafina}}$$

Se toman como ejemplo los datos de la prueba uno que se muestran en la Tabla 25 y al reemplazarlas en la ecuación 25, se tiene:

$$\rho_s \left[\frac{gr}{mL} \right] = \frac{35,5167 - 29,4268}{(35,5167 - 29,4268) - (58,208 - 54,5115)} * 0,8018 = 2,4141 \left[\frac{gr}{mL} \right]$$

Porosidad.

Con los datos recién calculados de densidad aparente y densidad real se calcula la porosidad con la ecuación 26:

$$\varepsilon[\%] = \frac{(\rho_s - \rho_{ap})}{\rho_s} * 100$$

Reemplazando los valores en la Ecuación 26, se obtiene:

$$\varepsilon[\%] = \frac{(2,35 - 1,422)}{2,35} * 100 = 39,58[\%]$$

Humedad Dinámica.

Para este ejemplo se tomarán los datos obtenidos para una Tasa de Riego de 8 [L/h*m2], que se muestran en la Tabla 27 y la Ecuación 31:

$$HD[\%] = \frac{\text{Líquido Drenado}[g]}{\text{Masa Mineral Seco}[g]} * 100$$

Reemplazando los valores se tiene:

$$HD[\%] = \frac{71,4[g]}{5871[g]} * 100 = 1,216[\%]$$

Los resultados se muestran en la Tabla 27.

Humedad de Impregnación.

Con las masas de material seco y húmedo mostrado en la Tabla 25, se calcula la humedad de Impregnación con la Ecuación 32:

$$HI[\%] = \frac{\text{Masa Mineral Húmedo}[g] - \text{Masa Mineral Seco}[g]}{\text{Masa Mineral Seco}[g]} * 100$$

Reemplazando los valores se tiene:

$$HI[\%] = \frac{6089[g] - 5586[g]}{5586[g]} * 100$$

Los resultados se muestran en la Tabla 27.

Detección de Interferentes.

Para la prueba de detección de interferentes por intercambio iónico (Arcillas), se toman los datos entregados en la Tabla 27 del Anexo C, y con las Ecuaciones 33 a 38, se calcula la cantidad de cobre retenido según se muestra a continuación:

Masa de Material Total : 2,871 [Kg]

Masa de Material Bajo Malla 100 : 0,075 [Kg]

$$\%Finos = \frac{\text{Masa bajo \#100}}{\text{Masa Total}} * 100$$

Reemplazando:

$$\%Finos = \frac{0,075}{2,871} * 100 = 2,61[\%]$$

Luego se calcula la cantidad de cobre retenido por el material fino según los datos de la Tabla 27 y la Ecuación 33:

$$Cu[g] = \text{Volumen Solución}[L] * \text{Concentración de Cu} \left[\frac{g}{L} \right]$$

Con la Ecuación 33 se calcula la masa de cobre inicial y final de la prueba:

$$Cu_{inicial}[g] = \text{Volumen Solución}[L] * \text{Concentración de Cu} \left[\frac{g}{L} \right]$$

Reemplazando:

$$Cu_{inicial}[g] = 0,700[L] * 3,39 \left[\frac{g}{L} \right] = 2,373[g]$$

$$Cu_{final}[g] = 0,700[L] * 3,03 \left[\frac{g}{L} \right] = 2,121[g]$$

Luego, reemplazando en la Ecuación 34:

$$Cu_{Retenido}[g] = Cu_{inicial}[g] - Cu_{final}[g]$$

$$Cu_{Retenido}[g] = 2,373 - 2,121 = 0,252[g]$$

Se calcula el porcentaje de cobre retenido por arcillas, según la Ecuación 35:

$$Porcentaje\ Retenido\ [\%] = \frac{Cu_{inicial}[g] - Cu_{final}[g]}{Cu_{inicial}[g]} * 100$$

Reemplazando:

$$Porcentaje\ Retenido\ [\%] = \frac{2,373 - 2,121}{2,373} * 100 = 10,619[\%]$$

Luego se calcula el cobre intercambiado según la Ecuación 38:

$$Cu_{Intercambiado} \left[\frac{Kg}{TM} \right] = \frac{Cu_{Retenido}[g]}{Masa\ de\ Mineral[Kg]}$$

Reemplazando los valores:

$$Cu_{Intercambiado} \left[\frac{Kg}{TM} \right] = \frac{0,252[g]}{2,871[Kg]} = 0,088 \left[\frac{Kg}{TM} \right]$$

Para la prueba de interferentes magnéticos se tomaran los datos de la Tabla 28 del Anexo C, y con las Ecuaciones 33-35, 39-41 se calcula el cobre precipitado según:

Utilizando la Ecuación 39 se calcula la cantidad de material magnético presente en el mineral:

$$Material\ Magnético \left[\frac{Kg\ MM}{TM} \right] = \frac{Masa\ Material\ Magnético\ Extraído[g]}{Masa\ Mineral\ Usado\ [Kg]}$$

Tomando los datos de la Tabla 27 y reemplazando se obtiene:

$$\text{Material Magnético} \left[\frac{\text{Kg MM}}{\text{TM}} \right] = \frac{18 [\text{g}]}{1,013 [\text{Kg}]} = 17,77 \left[\frac{\text{Kg MM}}{\text{TM}} \right]$$

Para calcular la masa de cobre precipitado se tomarán los datos de la prueba número 1 es decir a pH 1,5 en la Tabla 27 y reemplazando los datos en las Ecuaciones 33 a 35:

$$Cu_{\text{inicial}} [\text{g}] = 0,050 [\text{L}] * 1,13 \left[\frac{\text{g}}{\text{L}} \right] = 0,057 [\text{g}]$$

$$Cu_{\text{final}} [\text{g}] = 0,100 [\text{L}] * 0,18 \left[\frac{\text{g}}{\text{L}} \right] = 0,018 [\text{g}]$$

Reemplazando en la Ecuación 34:

$$Cu_{\text{Retenido}} [\text{g}] = Cu_{\text{inicial}} [\text{g}] - Cu_{\text{final}} [\text{g}]$$

$$Cu_{\text{Retenido}} [\text{g}] = 0,057 [\text{g}] - 0,018 [\text{g}] = 0,039 [\text{g}]$$

Luego se calcula el porcentaje de cobre retenido:

$$\text{Porcentaje Retenido} [\%] = \frac{0,057 [\text{g}] - 0,018 [\text{g}]}{0,057 [\text{g}]} * 100 = 68,14 [\%]$$

Por último se calcula la cantidad de cobre perdido por tonelada de material magnético y por tonelada de mineral, según las Ecuaciones 40 y 41:

$$Cu_{\text{Retenido}} \left[\frac{\text{Kg de Cu}}{\text{Kg MM}} \right] = \frac{\text{Masa } Cu_{\text{Retenido}} [\text{g}]}{\text{Masa MM} [\text{g}]}$$

Reemplazando:

$$Cu_{\text{Retenido}} \left[\frac{\text{Kg de Cu}}{\text{Kg MM}} \right] = \frac{0,039 [\text{g}]}{2,0002 [\text{g}]} = 0,019 \left[\frac{\text{Kg de Cu}}{\text{Kg MM}} \right]$$

Luego:

$$Cu_{Precipitado} \left[\frac{Kg \text{ de Cu}}{TM} \right] = Cu_{Retenido} \left[\frac{Kg \text{ de Cu}}{Kg \text{ MM}} \right] * Material \text{ Magnético} \left[\frac{Kg \text{ MM}}{TM} \right]$$

Reemplazando:

$$Cu_{Precipitado} \left[\frac{Kg \text{ de Cu}}{TM} \right] = 0,019 \left[\frac{Kg \text{ de Cu}}{Kg \text{ MM}} \right] * 17,77 \left[\frac{Kg \text{ MM}}{TM} \right] = 0,342 \left[\frac{Kg \text{ de Cu}}{TM} \right]$$

Pruebas ISO-pH.

Para las pruebas ISO-pH se tomaran los datos mostrados en las Tablas 30 y 31 del Anexo C, y se tomará como ejemplo la prueba a pH 2,5.

Para calcular la cantidad de cobre total y soluble en la muestra se utilizan la Ecuación 45, según se muestra a continuación:

$$Cu_{In} [g] = \frac{Masa \text{ mineral seco} [g] * Ley \text{ de Cu} [\%]}{100}$$

Reemplazando los datos de la Tabla 30:

$$Cu_{TIn} [g] = \frac{150,8 [g] * 0,74 [\%]}{100} = 1,115 [g]$$

Luego para el cobre soluble:

$$Cu_{In} [g] = \frac{150,8 [g] * 0,51 [\%]}{100} = 0,776 [g]$$

A este contenido de Cobre se le llama Cabeza.

Luego se calculan las masas de cobre en los productos de la prueba, es decir, la solución rica (SR), solución de lavado (SL), al cobre impregnado y al ripio, con las Ecuaciones 43-51, según los datos de las Tablas 30 y 31:

El contenido de cobre en la solución rica se calcula como se muestra a continuación:

$$Cu_{SR} [g] = Volumen_{SR} [L] * Concentración \text{ } Cu_{SR} \left[\frac{g}{L} \right]$$

Reemplazando:

$$Cu_{SR}[g] = 0,552 [L] * 0,7971 \left[\frac{g}{L} \right] = 0,440 [g]$$

En la solución de lavado:

$$Cu_{SL}[g] = Volumen_{SL} [L] * Concentración Cu_{SL} \left[\frac{g}{L} \right]$$

Reemplazando:

$$Cu_{SL}[g] = 0,514 [L] * 0,1222 \left[\frac{g}{L} \right] = 0,063 [g]$$

Luego se calcula el cobre impregnado según:

$$Volumen Evaporado[L] = \frac{(Masa Ripio Húmedo - Masa Ripio Seco)[Kg]}{\rho_{SL} \left[\frac{Kg}{L} \right]}$$

Y

$$Cu_{Impregnado}[g] = Volumen Evaporado[L] * Concentración Cu_{SL} \left[\frac{g}{L} \right]$$

Reemplazando:

$$Volumen Evaporado[L] = \frac{(170,0 - 148,0)[g]}{1 \left[\frac{g}{mL} \right]} = 22 [mL]$$

Luego:

$$Cu_{Impregnado}[g] = 0,022[L] * 0,1222 \left[\frac{g}{L} \right] = 0,00269[g]$$

Y por último se calcula la cantidad presente de cobre en el ripio con la Ecuación 50:

$$Cu_{Ripio}[g] = Masa de Ripio (seco)[g] * \frac{Ley de Cu ripio[\%]}{100}$$

Reemplazando:

$$Cu_{Ripio}[g] = 148,0 [g] * \frac{0,4021 [%]}{100} = 0,5950 [g]$$

Con estos datos se procede al balance de masa con las ecuaciones 51-54 y los datos de las Tablas 30 y 31, como se muestra a continuación:

Primero se calcula la Cabeza Recalculada según las ecuaciones 51 y 54, como se muestra a continuación:

Con la ecuación 57 se calcula la cantidad de cobre en solución:

$$Cu_{Solución} [g] = Cu_{SR} [g] + Cu_{SL} [g] + Cu_{Impregnado} [g]$$

Reemplazando:

$$Cu_{Solución} [g] = 0,440 [g] + 0,063 [g] + 0,00269 [g] = 0,5055$$

Luego reemplazando en la ecuación 53:

$$Cabeza Recalculada[g] = Cu_{Solución}[g] + Cu_{Ripios}[g]$$

$$Cabeza Recalculada[g] = 0,5950[g] + 0,4090[g] = 1,1006[g]$$

A partir de estos valores se calcula la Contabilidad Metalúrgica con la Ecuación 52:

$$Contabilidad Metalúrgica = \frac{Cabeza Recalculada [g]}{Cabeza[g]} * 100$$

Reemplazando:

$$Contabilidad Metalúrgica[%] = \frac{1.1006 [g]}{1,115[g]} * 100 = 98,75 [%]$$

Y por último se calcula la recuperación de cobre Total y Soluble con la Ecuación 53:

$$Recuperación de Cobre Total [%] = \frac{Cu_{Solución} [g]}{Cabeza Recalculada [g]} * 100$$

$$Recuperación de Cobre Soluble[%] = \frac{Cu_{Solución} [g]}{Cabeza Cobre Soluble [g]} * 100$$

Reemplazando en ambas ecuaciones:

$$\text{Recuperación de Cobre Total [\%]} = \frac{0,5055 \text{ [g]}}{1,1006 \text{ [g]}} * 100 = 45,93 \text{ [\%]}$$

$$\text{Recuperación de Cobre Soluble[\%]} = \frac{0,5055 \text{ [g]}}{0,776 \text{ [g]}} * 100 = 65,51 \text{ [\%]}$$

Pruebas de Aglomerado-Curado y Lixiviación Columnar.

El ejemplo de cálculo para estas pruebas se remite a los ejemplos realizados en apartado de Pruebas ISO-pH, utilizando las Ecuaciones 45-47 y 50-53, con los datos de las Tablas de Aglomerado-Curado y Lixiviación Columnar del Anexo C.