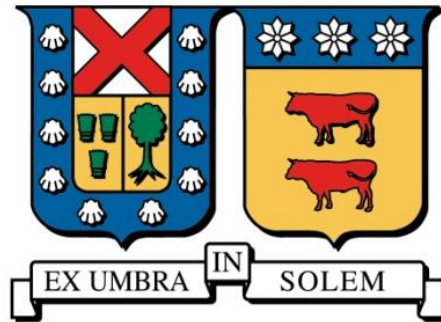


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE
MATERIALES

SANTIAGO – CHILE



“LIXIVIACIÓN CIANURADA DE MINERAL DE ORO EN
COLUMNAS A NIVEL DE PLANTA PILOTO”

Presentado por

RICARDO ANTONIO POBLETE PALMA

MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL DE MINAS

Profesor Guía

DR. SC. JORGE IPINZA ABARCA

Profesor Co-Referente

SR. GERARDO ENRIQUE CÉSPEDES JORQUERA

MAYO, 2019



AGRADECIMIENTOS

Le agradezco a todo a mi familia, que estuvo presente y me apoyo durante toda esta etapa, acompañándome en los momentos buenos y malos. En especial a mí papá y mamá que son el fiel reflejo de lo que ahora soy y que se han desvelado toda la vida para que nunca me faltara nada a mí ni a mis hermanos. Por enseñarme y demostrarme que si uno se esfuerza y trabaja es posible salir adelante de cualquier problema. Y por todo el cariño y amor que siempre entregaban a todo su alrededor.

También, quería agradecer a la familia que elegí y que espero que dure para siempre, ya que ellos fueron parte importante del apoyo y las distracciones que hicieron de esto algo más llevadero. A la Clau por ser esa amiga infalible que siempre ha estado ahí y que estoy seguro que siempre lo estará, al Omarcito por contagiarme de su alegría y simpleza y por ser un hermano más para mí, a la Kamito por ser ese amigo que me acompaña en todas mis chanchadas y por entenderme como nadie, al Moya por ser ese rival que me hizo mejorar y que a base de odio me expresa que tiene miedo de que algún día vaya a ser su jefe. A estos 4 personajes les debo gran parte de lo que soy y siempre estaré dispuesto a darlo todo por ellos, los amo con la vida cabros.

Otro hermanito que marco parte de este proceso y que a pesar que últimamente no nos podemos ver mucho es el Naldo, mi gemelo perdido, con el que tengo tantas historias y momentos inolvidables que no se me olvidarán jamás, también a la Margarita, esa amiguita que siempre está preocupada de mí y por último al Mulchén que fue el primer amigo de la U con el que compartía muchas cosas en común. Y a cada uno de mis amigos que no alcanzó a nombrar acá, pero saben que todos son parte importante de este proceso.

A toda la gente de la planta de Pullalli, en especial a Don Mario que a pesar de tener ciertas diferencias siempre estuvo para ayudarme y aconsejarme en todo ámbito, también a lo más grande de CEMIN, el Melki, que fue ese amigo, compañero y mano derecha que puso el hombro junto conmigo para sacar adelante todo el proyecto, de verdad gracias por todo.

Agradezco también a Don Gerardo que puso toda la confianza en mí para hacerme cargo del proyecto, que se preocupaba de incluirme en todo, enseñarme lo que hiciera falta y por todas esas experiencias, conversaciones y consejos que me dio. De verdad que fue súper importante todo su apoyo y respaldo durante este tiempo.

Finalmente, a Don Jorge Ipinza quien me guió durante toda la memoria y dedicó muchas horas de su tiempo para sacar este proyecto de memoria adelante, agradezco su enorme paciencia y compromiso que tuvo conmigo.



RESUMEN

En la actualidad, Minera Pullalli Ltda. (MPL), ubicada en La Ligua, Provincia de Petorca, V Región, posee una mina subterránea de mineral oro. El mineral extraído desde la faena minera ingresa a un proceso de chancado para reducir su tamaño, cuyo producto alimenta a una etapa de molienda de bolas y clasificación por hidrociclones. En el molino, se agrega el mineral chancado, el agua y los reactivos necesarios para conducir el mineral con una liberación adecuada, a la etapa de lixiviación por agitación en estanques, donde se producen reacciones físicos y químicas, que permiten la disolución de las partículas auríferas. Para recuperar el complejo cianuro-oro, la pulpa de lixiviación se transporta a otros estanques en los que se agrega el carbón activado, que tiene la propiedad de adsorber el oro, retirándolo del material estéril. El material estéril se acumula en un depósito de relaves que cumple con las regulaciones ambientales y técnicas. El oro adsorbido en el carbón activado forma parte de otros procesos metalúrgicos para su recuperación y refinación.

Debido a la disminución de la ley de oro en el mineral procedente de la mina subterránea y el pronto agotamiento del volumen efectivo del tranque de relaves, la empresa MPL desea evaluar la factibilidad técnico-económica de utilizar la técnica de lixiviación en pilas, como su nuevo proceso productivo, principalmente por dos razones. La primera, es que la lixiviación en pilas no genera relaves, y la segunda, es que este proceso permitiría trabajar con mineral de leyes más bajas, debido a la significativa reducción de costos de operación que presenta este proceso, lo que implica a su vez, un aumento en los años de operación de MPL.

A través de esta memoria de título se desea evaluar la tecnología de lixiviación en pilas del mineral de oro de menor ley, mediante ensayos de lixiviación en columnas a nivel de planta piloto, para determinar las condiciones óptimas de las principales variables (consumo estándar de cianuro de sodio, permeabilidad líquida, tasa de riego, entre otras) que permitan la máxima extracción de oro. Con las variables optimizadas se realizarán estudios de cinética de lixiviación, con alturas de columnas variables, para determinar el efecto de la compresión del lecho sobre la extracción de oro, de manera de determinar la altura óptima de pila de lixiviación.

Keywords: Lixiviación en Columnas, Lixiviación en Pilas, Oro, Cianuro, Minera Pullalli.



ABSTRACT

Currently, Minera Pullalli Ltda. (MPL), located in La Ligua, Petorca Province, Region V, has an underground mine of gold ore. The ore extracted from the mining site enters a crushing process to reduce its size, whose product feeds a stage of grinding balls and classification by hydrocyclones. In the mill, the crushed ore, water and reagents necessary to conduct the mineral with an adequate release are added to the stage of leaching by agitation in ponds, where physical and chemical reactions occur, which allow the dissolution of the particles auriferous. To recover the cyanide-gold complex, the leaching pulp is transported to other ponds where activated carbon is added, which has the property of adsorbing the gold, removing it from the sterile material. Sterile material accumulates in a tailings tank that complies with environmental and technical regulations. Gold adsorbed on activated carbon is part of other metallurgical processes for recovery and refining.

Due to the decrease of the gold grade in the ore from the underground mine and the rapid exhaustion of the effective volume of the tailings dam, the MPL company wishes to evaluate the technical-economic feasibility of using the heap leach technique, such as new productive process, mainly for two reasons. The first is that leaching in piles does not generate tailings, and the second is that this process would allow ore to work with lower grades, due to the significant reduction in operating costs that this process presents, which in turn implies, an increase in the years of operation of MPL.

Through this title report, it is desired to evaluate the heap leach technology of the lower grade gold ore, by means of leaching tests in columns at the pilot plant level, to determine the optimal conditions of the main variables (standard cyanide consumption). of sodium, liquid permeability, irrigation rate, among others) that allow the maximum extraction of gold. With the optimized variables, leaching kinetics studies will be carried out, with varying column heights, to determine the effect of bed compression on gold extraction, in order to determine the optimum leaching pile height.

Keywords: Leaching in Columns, Leaching in Batteries, Gold, Cyanide, Pullalli Mining.

GLOSARIO DE SIGLAS

Tabla 1: Glosario de términos abreviados utilizados para la realización del documento, en donde se especifica la unidad de medida en caso de que posea.

SÍMBOLO	SIGNIFICADO	UNIDAD
<i>ASTM</i>	<i>American Society of Testing Materials</i>	-
<i>CAPEX</i>	<i>Capital Expenditures</i>	-
<i>Cía.</i>	Compañía	-
<i>DIA</i>	Declaración de Impacto Ambiental	-
<i>g/L</i>	Gramos por Litro	g/L
<i>gpt</i>	Gramos por Tonelada	gpt
<i>kg/t</i>	Kilogramos por Tonelada	kg/t
<i>Ltda.</i>	Limitada	-
<i>ppm</i>	Partes por Millón	ppm
<i>RL</i>	Razón de Lixiviación	L/h/m ²
<i>S.A.</i>	Sociedad Anónima	-
<i>tpd</i>	Toneladas por Día	tpd
<i>tph</i>	Toneladas por Hora	tph
<i>tpm</i>	Toneladas por Mes	tpm
<i>CIP</i>	Carbon in Pulp	-
<i>CIL</i>	Carbon in Leaching	-
<i>CIC</i>	Carbon in Columns	-
<i>MPL</i>	Minera Pullalli Ltd	-

GLOSARIO DE TÉRMINOS

Tabla 2: Glosario de términos utilizados para la realización del documento.

TÉRMINO	SIGNIFICADO
<i>Amalgamación</i>	Extracción de los metales preciosos de los minerales que los contienen mediante la utilización del mercurio.
<i>Lixiviación</i>	La lixiviación, o extracción sólido-líquido, es un proceso en el que un disolvente líquido pasa a través de un sólido pulverizado para que se produzca la disolución de uno o más de los componentes solubles del sólido.
<i>Pelletizadores</i>	Equipos encargados de aglomerar en forma de pequeñas esferas un material que estaba desgranado.
<i>Filonas</i>	A veces subsisten cavidades, las drusas, generalmente revestidas por hermosos cristales. Existen, por último, filones que son el resultado del relleno de la fisura con basalto u otros magmas fluidos.
<i>Glómeros</i>	Conjunto de partículas de distinto tamaño que son unidas por puentes líquidos o sólidos mediante un agente aglomerante, por ejemplo, el cemento, adhiriendo las partículas más finas en torno a las gruesas.
<i>Placeres</i>	Arenal que contiene minerales explotables, como oro, magnetita, gemas.
<i>Betonera</i>	Máquina provista de un recipiente giratorio que sirve para mezclar los materiales con los que se hace el hormigón.
<i>Solución Barren</i>	En la refinería del oro, el proceso comienza con la colección del precipitado proveniente de la planta de procesos y el cual es retenido en tres filtros prensa. La solución filtrada, a la que se denomina solución Barren
<i>Solución PLS</i>	El PLS (Pregnant Leaching Solution) es la solución rica del proceso productivo de lixiviación.



ÍNDICE GENERAL

CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	21
1.1 INTRODUCCIÓN GENERAL.....	21
1.2 DEFINICIÓN DEL PROBLEMA	23
1.3 HIPÓTESIS.....	24
1.4 OBJETIVOS	25
1.4.1 Objetivo Principal.....	25
1.4.2 Objetivos Específicos	25
1.5 ALCANCE Y LIMITACIONES	26
CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES TEÓRICOS	27
2.1 EL ORO	27
2.1.1 Minerales Auríferos.....	28
2.2 HIDROMETALÚRGIA DEL ORO	31
2.3 PERMEABILIDAD Y POROSIDAD	33
CAPÍTULO 3. ESTADO DEL ARTE.....	36
3.1 PERMEABILIDAD Y POROSIDAD	36
3.2 PROCESOS DE DISOLUCIÓN EN HIDROMETALÚRGIA	39
3.2.1 Métodos de Lixiviación.....	39
3.3 FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE QUÍMICA DE SOLUCIONES Y FÍSICO Y QUÍMICA.....	51
3.3.1 Lixiviación del Oro y la Plata con Cianuro	51
3.3.2 Mecanismos de Disolución de Oro en Soluciones de Cianuro.....	53



3.3.3	Cinética de Lixiviación	60
CAPÍTULO 4. MATERIALES Y MÉTODOS DE TRABAJO		63
4.1	EQUIPAMIENTO EXPERIMENTAL.....	63
4.2	MATERIALES E INSUMOS.....	64
4.3	PREPARACIÓN DE MUESTRAS REPRESENTATIVAS	65
4.3.1	Muestra Representativa para la Caracterización Química y Mineralógica y Determinación de Parámetros Físico y Químicos	66
4.3.2	Muestra Representativa para Carguío de Columnas de Lixiviación	67
4.4	ACTIVIDADES EXPERIMENTALES	72
4.4.1	Recepción de Mineral y Obtención de Muestras Representativas para Columnas	72
4.4.2	Caracterización Química y Mineralógica del Mineral.....	72
4.4.3	Caracterización Física del Mineral	73
4.4.4	Consumo Máximo de Cianuro.....	73
4.4.5	Distribución Granulométrica de Alimentación y Producto	73
4.4.6	Aglomeración en Betonera	74
4.4.7	Carguío de Mineral Aglomerado en Columnas	75
4.4.8	Preparación de Soluciones Lixiviantes	75
4.4.9	Control de Columnas de Lixiviación.....	75
4.4.10	Descarga de Columnas	77
4.4.11	Diseño de Experimentos	78
4.5	ANÁLISIS EXPERIMENTALES DE MUESTRAS	80
4.5.1	Caracterización Química y Mineralógica del Mineral.....	80



4.5.2	Caracterización Física del Mineral	80
4.5.3	Consumo Máximo de Reactivos	81
4.5.4	Distribución Granulométrica de Alimentación y Producto	81
CAPÍTULO 5. PLAN DE TRABAJO		82
CAPÍTULO 6. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS		84
6.1	ANÁLISIS MICROSCÓPICO MINERALÚRGICO	84
6.2	PARÁMETROS FÍSICOS y QUÍMICOS	89
6.3	PERMEABILIDAD Y POROSIDAD	90
6.4	LIXIVIACIONES EN COLUMNAS	96
6.4.1	Mineral 1: Granulometría 100% -1/2”	96
6.4.2	Mineral 2: Granulometría 100% -3/8”	106
6.5	ANÁLISIS CINÉTICO DE LOS RESULTADOS	148
6.6	ESCALAMIENTO DE RESULTADOS A PLANTA PILOTO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS	151
CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		156
7.1	Conclusiones	156
7.2	RECOMENDACIONES	158
CAPÍTULO 8. REFERENCIAS		159
CAPÍTULO 9. ANEXOS		161
9.1	ANEXO A: APLICACIÓN DEL MODELO DE NÚCLEO RECESIVO	161
9.1.1	Mineral 1: Variando Concentración de Riego 0,7 [g/l] de NaCN	161
9.1.2	Mineral 2: Variando Concentración de Riego 0,7 [g/l] de NaCN	162
9.1.3	Mineral 2: Variando Tasa de Riego 12 [l/h/m ²]	162



9.1.4	Mineral 2: Variando Dosis de NaCN en el curado 50% del Consumo Máximo	163
9.1.5	Mineral 2: Sin Presentar Aglomeración	163
9.1.6	MINERAL 2: VARIANDO ALTURA DE COLUMNA 4 [m]	164
9.2	ANEXO B: Procedimientos	165
9.2.1	Masa de Mineral Mínima Representativa para Muestreo	165
9.2.2	Técnica de Cono y Cuarteo.....	166
9.2.3	Ensayo a Fuego.....	167
9.2.4	Caracterización Física del Mineral	168
9.2.5	Consumo Máximo de Cianuro en Botella	174
9.2.6	Ecuación para Estimar los Días de Lixiviación en Pilas	174
9.2.7	Planificación Carta Gantt.....	175
9.3	ANEXOS C: FIGURAS DE PROCESOS Y EQUIPOS	176

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1: Porosidad efectiva según tipo de material.....	35
Figura 3.1: Esquema del proceso de lixiviación In-Situ.....	40
Figura 3.2: Esquema del proceso de Lixiviación en Botadero.....	41
Figura 3.3: Esquema del proceso de Lixiviación en Bateas.....	42
Figura 3.4: Esquema del proceso de Lixiviación Agitada.....	43
Figura 3.5: Representación de los diferentes estados de equilibrio en la formación de glómeros.....	45
Figura 3.6: Representación esquemática de un tambor aglomerador.....	47
Figura 3.7: Sistema de recolección de material ya lixiviado mediante Rotopala.....	49
Figura 3.8: Representación de una lixiviación en pilas.....	50
Figura 3.9: Diagrama Eh/pH para el oro y el auro-cianuro, mostrando además los rangos de operación de otros procesos de extracción de oro.....	52
Figura 3.10: Esquema de la reacción sólido-líquido para la disolución de oro en cianuro.....	54
Figura 3.11: Curva típica de disolución de oro a 25°C, mostrando el efecto de la presión de oxígeno y su concentración en solución, versus la concentración de cianuro.....	56
Figura 3.12: Diagrama Eh - pH para el sistema Oro - Agua, a 25°C.....	57
Figura 3.13: Diagrama Eh - pH para el sistema Oro - Cianuro, a 25°C.....	58
Figura 3.14: Diagrama Eh - pH para el sistema de Oro - Cianuro - Agua, a 25°C.....	58
Figura 3.15: Esquema del Modelo de Núcleo Recesivo.....	60
Figura 4.1: Muestra inicial recibida de 5 toneladas aproximadamente.....	65
Figura 4.2: Diagrama del Proceso de Corte de Muestras.....	71
Figura 4.3: Botoneras Convencionales Utilizadas.....	74



Figura 4.4: Formato de planilla de control.	77
Figura 5.1: Esquema resumen de los test realizados.	83
Figura 6.1: Oro de 7[μm] ocluido en ganga de 60[μm].	87
Figura 6.2: Oro de 10 [μm] ocluido en ganga de 900[μm].	88
Figura 6.3: Oro de 8[μm] ocluido en ganga de 800 [μm].	88
Figura 6.4: Perfil granulométrico de la fracción fina para el Mineral 1.	97
Figura 6.5: Perfil granulométrico de la muestra para el Mineral 1.	99
Figura 6.6: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el mineral 1, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m^3/t], para el caso de 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.	101
Figura 6.7: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el mineral 1, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m^3/t], para el caso de 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.	102
Figura 6.8: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el mineral 1, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m^3/t], para el caso de 0,9 [g/L] de NaCN en solución de riego.	102
Figura 6.9: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 1, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.	104
Figura 6.10: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 1, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.	105
Figura 6.11: Perfil granulométrico fracción fina para el Mineral 2.	106
Figura 6.12: Perfil granulométrico de las muestras para el Mineral 2.	108
Figura 6.13: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m^3/t], para el caso de 0,3 [g/L] de NaCN en solución de riego.	110



Figura 6.14: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.	111
Figura 6.15: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.	111
Figura 6.16: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.	113
Figura 6.17: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.	114
Figura 6.18: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,4 [m ³ /t], para el caso de 8 [L/h/m ²] y 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.	117
Figura 6.19: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 10 [L/h/m ²] y 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.	118
Figura 6.20: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 12 [L/h/m ²] y 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.	118
Figura 6.21: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 8 [L/h/m ²] y 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.	121
Figura 6.22: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 10 [L/h/m ²] y 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.	121



Figura 6.23: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de estudio con diferente tasa de riego y concentración de NaCN en solución de riego.	123
Figura 6.24: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de estudio con diferente tasa de riego y concentración de NaCN en solución de riego.	123
Figura 6.25: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 30% del consumo máximo de NaCN en el curado.....	126
Figura 6.26: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de 50% del consumo máximo de NaCN en el curado.....	127
Figura 6.27: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente dosis de NaCN en el curado.....	128
Figura 6.28: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente dosis de NaCN en el curado.....	129
Figura 6.29: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de columnas de 2 [m] de altura.	131
Figura 6.30: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso de columnas de 4 [m] de altura.	132
Figura 6.31: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente altura de lecho de mineral.....	133
Figura 6.32: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente altura de lecho de mineral.....	134
Figura 6.33: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso que presenta aglomeración.	136



Figura 6.34: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m ³ /t], para el caso que no presenta aglomeración, pero si un curado en correa.....	137
Figura 6.35: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio variando el aglomerado.....	138
Figura 6.36: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio variando el aglomerado.....	139
Figura 6.37: Secciones por columna de lixiviación.....	140
Figura 6.38: Porcentaje de finos por sección de columnas 1, 2 y 3, que presentan aglomeración.....	144
Figura 6.39: Porcentaje de finos por sección de columnas 4, 5 y 6, que no presentan aglomeración.....	144
Figura 6.40: Fino promedio por columna de secciones 1-2 y 3-4.	146
Figura 6.41: Cinética de extracción de Au optimizada: (A) Control por transporte, (B) Control químico, (C) Control Difusional en capa de productos.	149
Figura 6.42: Vista general de la planta piloto construida.	152
Figura 6.43: Vista superior de la planta piloto de Pullalli.	153
Figura 6.44: Planta ADR construida para el pilotaje del proyecto.	154
Figura 6.45: Diagrama del proceso productivo de la planta piloto propuesta.....	155
Figura 9.1: Mecanismos de control para el mineral 1, variando la concentración de riego 0,7[g/L], donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.....	161
Figura 9.2: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la concentración de riego 0,7[g/L], donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.....	162



Figura 9.3: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la tasa de riego 12 [L/h/m ²], donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.	162
Figura 9.4: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la concentración de NaCN en el curado, donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.	163
Figura 9.5: Mecanismos de control para el mineral 2, variando el aglomerado sin presentar aglomerado, donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.	163
Figura 9.6: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la altura de lecho de mineral, donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.	164
Figura 9.7: Tabla Gy para determinar las muestras representativas.	165
Figura 9.8: Técnica de cono y cuarteo.	166
Figura 9.9: Ensayo porosidad para 1/2 pulgada sin aglomerar.	171
Figura 9.10: Ensayo permeabilidad para 1/2 pulgada aglomerada.	173
Figura 9.11: Ecuación de estimación de días pilas.	174
Figura 9.12: Carta Gantt confeccionada para ser utilizada durante la elaboración de este Trabajo de Título.	175
Figura 9.13: Corte representativo inicial de la muestra recibida.	176
Figura 9.14: Corte representativo inicial de la muestra recibida.	176
Figura 9.15: Harnero vibratorio Gilson, utilizado para separar en monotamaño el mineral.	177
Figura 9.16: Chancador de mandíbulas Hebro.	177



Figura 9.17: Pulverizador de anillos Labtech.	178
Figura 9.18: Olla de pulverización de anillos y lentejas Essa.	178
Figura 9.19: Corte inicial de muestra con pala JIS.	179
Figura 9.20: Divisor rotatorio DR-200	179
Figura 9.21: Divisor rotatorio DR-30.	180
Figura 9.22: Divisor rotatorio DR-15	180
Figura 9.23: Mineral aglomerado en reposo.	181
Figura 9.24: Estructura metálica de soporte de columnas.	181
Figura 9.25: Maniobra de carguío de columnas utilizando el torpedo.	182
Figura 9.26: Ripios descargado por secciones de columna.	182
Figura 9.27: Técnica de cono y cuarteo para los ripios de las columnas.	183
Figura 9.28: Técnica de cono y cuarteo en mineen ripios pulverizados.	183
Figura 9.29: Equipo de espectrofotometría de absorción atómica (EAA).	184
Figura 9.30: pH-Meter.	184
Figura 9.31: Bomba peristáltica utilizada.	185
Figura 9.32: Bombas peristáltica utilizada.	185

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Glosario de términos abreviados utilizados para la realización del documento, en donde se especifica la unidad de medida en caso de que posea.	5
Tabla 2: Glosario de términos utilizados para la realización del documento.	6
Tabla 2.1: Valores relativos de permeabilidad y clasificación de suelos.	34
Tabla 2.2: Materiales y sus rangos de porosidad.	35
Tabla 3.1: Tipos de aglomeración.	46
Tabla 4.1: Variables y parámetros a considerar en el estudio.	78
Tabla 5.1: Plan de trabajo provisorio.	82
Tabla 6.1: Especies Mineralógicas Presentes en el Mineral.	84
Tabla 6.2: Composición Mineralógica del Mineral.	85
Tabla 6.3: Composición Mineralógica de la Ganga.	86
Tabla 6.4: Distribución del oro en la Ganga.	87
Tabla 6.5: Propiedades físico y químicas del mineral de Pullalli.	89
Tabla 6.6: Parámetros constantes durante los ensayos.	90
Tabla 6.7: Porosidad por granulometría con y sin aglomerar.	90
Tabla 6.8: Resultado ensayo permeabilidad para 1/2" sin aglomerar.	91
Tabla 6.9: Resultado ensayo permeabilidad para 1/2" aglomerada.	92
Tabla 6.10: Resultado ensayo permeabilidad para 3/8" sin aglomerar.	92
Tabla 6.11: Resultado ensayo permeabilidad para 3/8" aglomerada.	93
Tabla 6.12: Coeficiente de correlación de Pearson para los controles de calidad.	97
Tabla 6.13: Perfil granulométrico de la muestra para el Mineral 1.	98



Tabla 6.14: Parámetros de operación para el mineral 1, ensayo variando concentración de NaCN en solución de riego.....	100
Tabla 6.15:Resumen de resultados relevantes para el Mineral 1, variando concentración de NaCN en solución de riego.....	103
Tabla 6.16: Coeficiente de correlación de Pearson para los controles de calidad.	107
Tabla 6.17: Perfil granulométrico de las muestras para el Mineral 2.....	107
Tabla 6.18: Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando concentración de NaCN en solución de riego.....	109
Tabla 6.19: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando concentración de NaCN en solución de riego.....	112
Tabla 6.20: Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando tasa de riego. ..	116
Tabla 6.21: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la tasa de riego a una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en la solución de riego.	119
Tabla 6.22:Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la tasa de riego a una concentración de 0,5 [g/L] de NaCN en la solución de riego.	122
Tabla 6.23:Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando dosis de NaCN en el curado.	125
Tabla 6.24: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la dosis de NaCN en el curado.....	127
Tabla 6.25:Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando la altura de lecho de mineral.	130
Tabla 6.26: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la altura de lecho de mineral.	132
Tabla 6.27:Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando el aglomerado..	135



Tabla 6.28: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando el aglomerado.	137
Tabla 6.29: Masa de columnas con granulometría bajo 3/8".	142
Tabla 6.30: Fracción de finos para granulometría bajo 3/8".	143
Tabla 6.31: Diferencia porcentual contenido de finos.	145



CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN

1.1 INTRODUCCIÓN GENERAL

En la naturaleza normalmente los minerales con presencia de algún metal de interés económico se encuentran en pequeñas concentraciones, por lo que es necesario realizar algún tipo de proceso de concentración de estos metales. Dependiendo de las características mineralógicas de algunos minerales, la alternativa más viable para la recuperación del contenido de metales de interés desde estos es el proceso de lixiviación, que es un proceso hidrometalúrgico mediante el cual se provoca la disolución de un elemento de interés desde el mineral que lo contiene, para luego ser recuperado en etapas posterior mediante diversos procesos de recuperación.

Existe una gran gama de procesos de lixiviación, los cuales varían dependiendo de las características de cada mineral que se quiere tratar. A grandes rasgos el proceso de lixiviación tradicional con ácido se realiza para óxidos de cobre y para minerales preciosos con contenido de oro y plata se utiliza una lixiviación en medio alcalino por cianuración.

La lixiviación cianurada ha sido uno de los procesos estándar durante más de 100 años a la hora de procesar minerales con contenido de oro y plata. Existen actualmente varios métodos para realizar dicho procedimiento, los cuales van variando a nivel de complejidad, costos asociados y beneficios obtenidos. Debido a esto, es de suma importancia realizar un acabado estudio de todas las variables involucradas en el proceso de lixiviación, por ejemplo, pH, Eh, concentración de cianuro, temperatura, aireación, concentración de cianidas, entre otros, y de esta manera poder seleccionar el método más adecuado y óptimo para la generación de un máximo beneficio.

En la actualidad, Minera Pullalli Ltd. (MPL), procesa mineral de la mina y de terceros, mediante un proceso de chancado para reducir su tamaño, cuyo producto alimenta a una etapa de molienda y clasificación en molinos de bolas. En estos últimos, se agrega el mineral chancado, el agua y los reactivos necesarios para conducirlo con una liberación adecuada, a



la etapa de lixiviación por agitación en estanques, donde se producen reacciones fisicoquímicas, que permiten la disolución de las partículas auríferas.

Debido a la disminución de la ley de oro en el mineral que procesa Minera Pullalli Ltda., la empresa desea evaluar la factibilidad técnico-económica de utilizar la técnica de lixiviación en pilas, evitando con ello el costo significativo asociado a la molienda y remolienda del mineral.

En la presente memoria de título, se aplicará el proceso de lixiviación por cianuración en columnas, a nivel de Planta Piloto, con el fin de optimizar todas las variables que el proceso de lixiviación presente.



1.2 DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

Actualmente, Cía. Minera Pullalli se enfrenta a dos grandes problemas que están impactando negativamente los beneficios y la productividad de la compañía. El primero de ellos es el agotamiento de la vida útil del tranque de relaves, donde se depositan los desechos del proceso productivo actual de lixiviación agitada de mineral de oro. Para enfrentar este problema se han tomado dos medidas en el plazo inmediato, la instalación de geo tubos sobre el tranque de relaves para aumentar la vida útil del tranque por un par de meses más y la construcción de una planta de espesado de relaves para disminuir la cantidad de agua con la que se depositan estos en el tranque y así disminuir el volumen de los desechos generados. El segundo de estos problemas hace relación a la significativa disminución de las leyes provenientes de la mina subterránea de Pullalli, la cual está llegando a niveles críticos, poniendo en gran peligro la sustentabilidad de la operación actual.

Debido a lo mencionado anteriormente, la empresa desea evaluar la factibilidad técnico-económica de utilizar la técnica de lixiviación en pilas, evitando además de esta manera el costo significativo asociado a la molienda y remolienda del mineral.

En la presente memoria de título, se aplicará el proceso de lixiviación por cianuración en columnas, a nivel de Planta Piloto, con el fin de optimizar todas las variables que el proceso de lixiviación presente.



1.3 HIPÓTESIS

Basado en los resultados logrados en la lixiviación en pilas de minerales de cobre, es posible inferir que mediante el aglomerado y curado de un mineral de metales preciosos, es posible aumentar la extracción de oro en al menos ocho puntos porcentuales en el proceso de lixiviación en pilas.



1.4 OBJETIVOS

1.4.1 Objetivo Principal

Aplicar la lixiviación por cianuración en columnas, a nivel de Planta Piloto en Minera Pullalli, para la extracción del oro desde su mineral.

1.4.2 Objetivos Específicos

- i. Realizar un análisis crítico del estado del arte de la lixiviación cianurada de minerales de oro y plata.
- ii. Planificar y diseñar experimentos de ensayos de lixiviación por cianuración en columnas a nivel de Planta Piloto.
- iii. Optimizar las principales variables y determinar los parámetros que afectan a la lixiviación cianurada en lechos porosos (pH, concentración de cianuro, temperatura, concentración de cianicidas, entre otros).
- iv. Determinar los mecanismos cinéticos de lixiviación cianurada considerando las siguientes variables, altura de columna, concentración de cianuro, granulometría y tasa de riego.



1.5 ALCANCE Y LIMITACIONES

El estudio realizado busca obtener las variables óptimas del proceso de lixiviación cianurada y determinar los mecanismos cinéticos que la gobiernan. Lo mencionado anteriormente se realizará a nivel de Planta Piloto y para un mineral de oro específico perteneciente a la Minera Pullalli Ltda., por ende, los resultados se limitarán a los experimentos realizados con dicho mineral y será necesario realizar un post-procesamiento de datos por parte de la Minera Pullalli para determinar la viabilidad de aplicar el método de lixiviación en pilas dentro del circuito de procesamiento de minerales.



CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES TEÓRICOS

2.1 EL ORO

Desde tiempos remotos, en la Edad Antigua o Periodo Paleolítico (40.000 años A.C), el oro ya presentaba una gran importancia y utilidad para la humanidad. Los romanos lo denominaban metal amarillo “aurum” y fue el primer elemento mencionado en la Biblia, en donde le hacen mención en más de 400 ocasiones. Este elemento ha sido fundamental durante todo el desarrollo de la humanidad, puesto que fue y seguirá siendo un elemento determinante en la evolución económica del hombre y los países que tienen la posibilidad de explotar este elemento.

El gran interés que despierta este metal se basa principalmente en sus propiedades físicas y químicas, entre las cuales destacan su color amarillo dorado, ser el metal más dúctil y maleable, su alta conductividad eléctrica y térmica, es el elemento metálico más inerte y presenta gran estabilidad y resistencia a la corrosión.

Algunas propiedades y características generales del oro, cuyo símbolo es Au, son que cristaliza en el sistema cúbico centrado en las caras con una dimensión de célula de 4.0701Å. Posee una dureza en la escala de Mohs entre 2,5 y 3, con una densidad de 19,32 g/cm³. Presenta un punto de fusión a los 1064,18 °C y el de ebullición a los 2856,85 °C. Es conocido como un metal noble, debido a que no se oxida en el aire ni en el oxígeno a ninguna temperatura.

Es totalmente resistente a los ataques con ácido clorhídrico, nítrico, sulfúrico, bromhídrico, yodhídrico y fluorhídrico a temperaturas ambientales y a 100 °C. Por el contrario, el ácido selénico es capaz de atacar al oro cuando este se encuentra por sobre los 230 °C, también es posible disolverlo con una mezcla de los ácidos a los que es resistente, conocida como agua regia, que es una mezcla en proporción 3 es a 1 en volumen de ácido clorhídrico y ácido nítrico. También, es posible atacarlo con ácido telúrico cuando se encuentra presente el ácido sulfúrico. Además, es posible hacerlo reaccionar ligeramente con ácido cianhídrico y cianuros alcalinos en presencia de agentes oxidantes.



Debido a que el oro es un metal blando, es común encontrarlo en aleaciones con plata, cobre, paladio y otros metales con el fin de proporcionarle dureza a la aleación. Las aleaciones que contienen oro, plata y cobre son muy maleables con un color muy similar al del oro fino. Las aleaciones que contienen platino o paladio, conocidas como oro blanco, son más duras y son usadas frecuentemente junto a piedras preciosas por su apariencia y durabilidad. La cantidad de oro de estas aleaciones se expresa generalmente en quilates, siendo 24 quilates el oro puro.

Por otra parte, por su buena conductividad térmica y eléctrica y alta resistencia a la corrosión es utilizado en la industria electrónica, médica y mecánica, desempeñando una función crítica en computadores, artefactos de comunicación, aeronáutica, entre otros. Actualmente, no existen metales o aleaciones que posean todas las propiedades físicas y químicas que el oro presenta, pero en caso de existir un déficit de este metal noble es posible ocupar ciertos metales como sustitutos, por ejemplo, el platino y el paladio pueden sustituir al oro en la joyería, en los componentes electrónicos la plata puede servir como un sustituto de menor calidad y los aceros níquel-cromo o cromo-cobalto pueden sustituir las aleaciones de oro labradas en la ortodoncia.

2.1.1 Minerales Auríferos

Es muy poco frecuente encontrar en la naturaleza al oro formando compuestos, a diferencia de otros metales como el cobre (Cu) o el zinc (Zn), siendo posiblemente el telurio y selenio los únicos elementos que se combinan en la naturaleza. Habitualmente, se encuentra como oro nativo o formando algún tipo de aleación, generalmente asociadas con plata (Ag), apareciendo diseminado en pequeñas cantidades dentro de filones que tienen relación genética con rocas de origen ígneo de tipo silíceo, siendo la principal fuente los filones hidrotermales de cuarzo y oro, donde junto con la pirita y otros sulfuros, el oro fue depositado mediante soluciones minerales ascendentes que lo contenían. En estos casos, el oro se encuentra mezclado solo mecánicamente con los sulfuros y no en forma ningún tipo de combinación química. Tanto en la superficie terrestre como cerca de ella, los sulfuros que contienen al oro se encuentran oxidados, dejando a este elemento libre lo que favorece



enormemente su extracción. Los filones que son sometidos a la acción del tiempo, principalmente a los efectos de la meteorización, liberan el oro contenido quedando en el manto del suelo, arenas fluviales, o es arrastrado por los arroyos cercanos para formar placeres. Debido a que el oro presenta un alto peso específico, se separa de manera mecánica de los minerales más ligeros y de los lechos de la corriente. También cabe mencionar que, el oro está presente en el agua de mar, sin embargo, sus concentraciones son demasiado bajas como para extraerlo con algún fin comercial (Ros, 2017).

Si bien existen diversas clasificaciones geológicas para los depósitos que contienen oro, la más conocida es la siguiente (Henley, 1975):

1. Vetas de oro-cuarzo.
2. Depósitos epitermales.
3. Placeres jóvenes.
4. Placeres fósiles.
5. Depósitos con oro diseminado.
6. Oro en menas de metales no ferrosos.
7. Oro en agua de mar.

Por otra parte, existe una clasificación de depósitos orientada a la extracción de este metal (McQuinston Jr & Shoemaker, 1975).

1. Menas de oro nativo, en las que el metal precioso puede obtenerse mediante separación gravimétrica, amalgamación y/o cianuración.
2. Oro asociado a sulfuros, donde el oro se encuentra en forma de partículas libres o diseminado en los sulfuros. Siendo la pirita aurífera con oro finamente diseminado en su matriz la más común (la pirita es relativamente estable en cianuro, en cambio si presenta pirrotita, esta se disuelve aumentando el consumo de cianuro).
3. Teluros de oro, generalmente asociado a oro nativo y sulfuros.
4. Oro en otros minerales, con arsénico y/o antimonio, minerales de plomo y zinc y con materiales carbonáceos.

Las clasificaciones presentadas anteriormente, son algunas de las tantas que se pueden encontrar, sin embargo, desde el punto de vista de la extracción del oro desde su mineral, se



pueden considerar dos grandes grupos de minerales de oro, los minerales refractarios y los no refractarios. Los minerales refractarios son menas de oro no oxidadas o parcialmente oxidadas que contienen materiales carbonáceos, sulfuros y/o telurios, en este tipo de mineral es complicado recuperar más del 80% del oro mediante procesos de cianuración convencional. En cambio, los minerales no refractarios, son menas de oro oxidadas, donde es posible recuperar más del 80% del oro sin dificultad aparente.



2.2 HIDROMETALÚRGIA DEL ORO

Los procesos hidrometalúrgicos son aquellos procesos utilizados para extraer, purificar y recuperar minerales y metales en sistemas acuosos. Los procesos más importantes en la hidrometalurgia del oro son: la lixiviación, la purificación de la solución y la concentración. En función del tipo de oro, también existen métodos de pretratamientos para aumentar la extracción del oro en la etapa de lixiviación; como por ejemplo la aglomeración y curado.

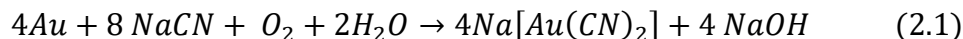
En los procesos hidrometalúrgicos existen consideraciones como el tipo de reacción y el grado al cual la reacción continúa, que son de gran relevancia para controlar la eficiencia del proceso. Estas consideraciones dependen de las propiedades termodinámicas del sistema químico. Finalmente, la cinética de reacción depende de factores químicos, físicos y de transporte de masa; los cuales pueden ser controlados con un correcto diseño de planta y selección del proceso.

En la extracción de oro, las reacciones químicas más importantes son aquellas que incluyen el oro en sí, metales de valor como cobre y plata, y reacciones secundarias relacionadas con los minerales de ganga. La comprensión de estas reacciones es de vital importancia para la eficiencia de la extracción de oro y los costos operativos de los distintos procesos. El no controlar, por ejemplo, las reacciones secundarias pueden significar disolución de especies que no se desean recuperar o la precipitación del oro en solución, disminuyendo la extracción del metal de interés. Una de las propiedades del oro es que sólo se disuelve en soluciones que se oxidan y que contengan ciertos ligantes complejos, por ejemplo, cianuro. Este comportamiento permite extraer selectivamente el oro de sus menas.

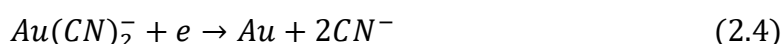
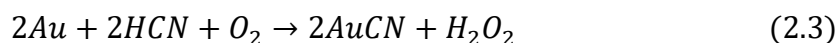
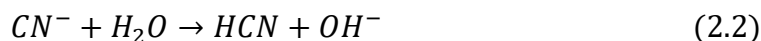
En la extracción de oro, la forma de lixiviación más ampliamente utilizada es la lixiviación cianurada. Esto debido a que las soluciones de cianuro de potasio o sodio tienen una disolución preferencial por las partículas de oro metálico. Esta forma de extracción de oro tuvo una aceptación generalizada debido a razones económicas y metalúrgicas en comparación con el proceso utilizado anteriormente, la amalgamación.



Dentro de las reacciones que ocurren en el proceso de lixiviación cianurada de oro se destaca la ecuación de Elsner, la cual forma la base de todos los procesos de lixiviación cianurada del oro:



Otras reacciones que pueden ocurrir durante el proceso de lixiviación cianurada son:



A pesar de la efectividad del cianuro para diluir el oro contenido en el material, esta disolución está restringidas por factores físicos. Debido que el cianuro debe entrar en contacto directo con el oro a lo largo de su paso por la pila de lixiviación para lograr diluir el contenido metálico, la granulometría y permeabilidad del material influyen directamente en este proceso.

Cuando la granulometría es demasiado fina y por ende con una baja permeabilidad, no se permite una correcta percolación de la solución cianurada; produciendo compactación en la base de la pila, estancamiento y fallas en el proceso. Con el objetivo de solucionar este problema, se utiliza un pretratamiento llamado aglomeración, el cual consiste esencialmente en unir los finos en torno a partículas más gruesas y de esta manera mejorar la permeabilidad del material.

Existen diversas maneras de aglomerar el material, ya sea utilizando distintas técnicas y/o mediante el uso de materiales que permiten que este proceso de formación de glómeros sea más eficiente, resistente y duradero para el posterior tratamiento en pila.



2.3 PERMEABILIDAD Y POROSIDAD

La permeabilidad se define como la capacidad de un material para que un fluido lo atraviese sin alterar su estructura interna. Cuando un material permite el paso de un fluido a través de él en un tiempo determinado se dice que dicho material es permeable. Sin embargo, es importante destacar que la permeabilidad es un parámetro que no solo varía por las propiedades del material, sino que también puede sufrir modificaciones por las propiedades del líquido que fluye a través de este.

Para que un material sea permeable debe ser poroso y de esta forma poder permitir el paso del fluido a través de estos espacios vacíos. Además, estos espacios deben estar interconectados, de forma que el líquido pueda fluir desde el tope de la columna de material hasta la base de este.

La permeabilidad es un factor relevante, aunque muchas veces poco considerado, al momento de diseñar y calcular los parámetros de la lixiviación. Es más, proyectos y diseños de planta han sufrido pérdidas económicas e incluso han debido parar sus operaciones debido a las fallas ocasionadas por no considerar la permeabilidad a la hora del diseño de lixiviación.

Es importante destacar que tanto la excesiva como poca permeabilidad son perjudiciales, ya que una excesiva permeabilidad produce bajos tiempos de residencia en la pila lo que conlleva a bajas recuperaciones. Por otro lado, una baja permeabilidad induce saturaciones en la pila lo que se traduce en posibles problemas de estabilidad. Por lo tanto, se considera como una buena permeabilidad aquella que permite que el flujo descienda a través de la pila con facilidad, pero a la vez que permita que dicha solución reaccione con la mayor cantidad de mineral posible.

Tabla 2.1: Valores relativos de permeabilidad y clasificación de suelos.

Permeabilidad relativa	Valores de k [cm/s]	Suelo típico
Muy permeable	$>1 \cdot 10^{-1}$	Grava gruesa
Moderadamente permeable	$1 \cdot 10^{-1}$ a $1 \cdot 10^{-3}$	Arena, arena fina
Poco permeable	$1 \cdot 10^{-3}$ a $1 \cdot 10^{-5}$	Arena limosa, arena sucia
Muy poco permeable	$1 \cdot 10^{-5}$ a $1 \cdot 10^{-7}$	Limo y arenisca fina
Impermeable	$< 1 \cdot 10^{-7}$	Arcilla

La porosidad se define como el volumen o espacio vacío en el interior de una determinada roca o material. Generalmente las porosidades fluctúan entre 5 y 40%. Para un fluido que atraviesa un lecho, menores porosidades implican menores espacios por los cuales circular, por ende y en base a la continuidad de flujos, la velocidad del fluido será mayor. Por otro lado, en base a la porosidad se puede deducir la cantidad de compactación que se puede producir en la pila de lixiviación.

En términos del proceso de lixiviación, la porosidad afecta directamente a este, siendo una variable para considerar en la permeabilidad del material. Una mayor porosidad significa mayor cantidad de espacios vacíos por los cuales puede circular la solución lixivante. Por otro lado, menor porosidad se traduce en menos permeabilidad y por ende mayores posibilidades de saturación de la pila.

Como consecuencia de los mecanismos difusionales de la pila y las partículas que la componen, la razón de riego es inversamente proporcional a la porosidad de las partículas, ya que una difusión fácil disminuye la razón y una difícil la aumenta.

Tabla 2.2: Materiales y sus rangos de porosidad.

Material	Porosidad [%]
Grava (gruesa)	24-36
Grava (fina)	25-38
Arena (gruesa)	31-46
Arena (fina)	26-53
Limo	34-61
Arcilla	34-60

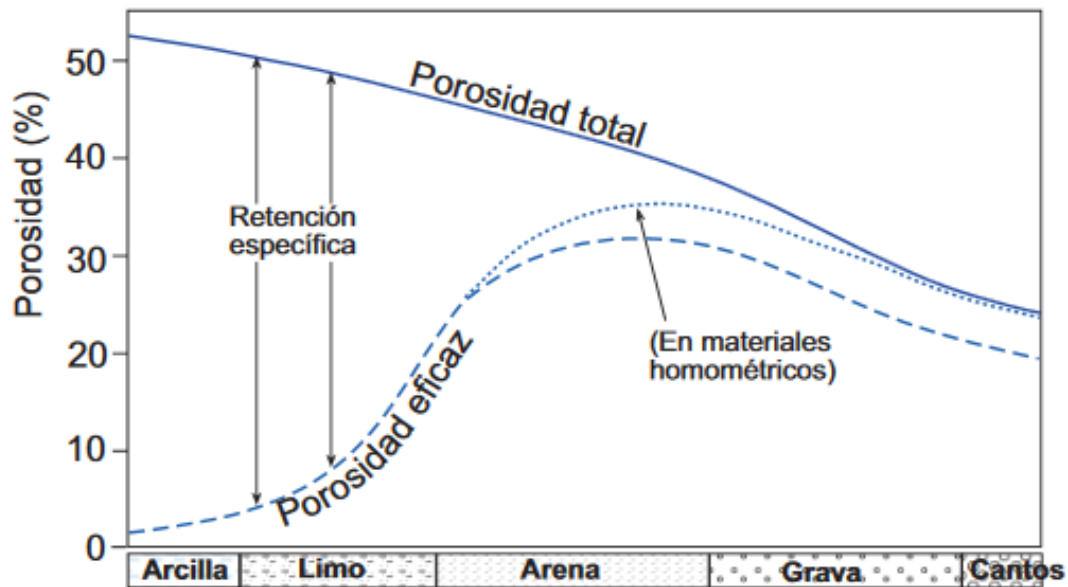


Figura 2.1: Porosidad efectiva según tipo de material.

CAPÍTULO 3. ESTADO DEL ARTE

3.1 PERMEABILIDAD Y POROSIDAD

La permeabilidad se obtiene a través de un aparato llamado permeámetro. En síntesis, este aparato se compone de una cámara en la cual se coloca una muestra de algún material y a través de la cual se hace circular algún fluido. En este ensayo es importante la representatividad de la muestra, ya que este factor puede hacer variar de gran manera el valor de la permeabilidad real. Los ensayos en laboratorio se pueden dividir en ensayos de carga constante y ensayos de carga variable.

- **Ensayos de carga constante:**

En este ensayo se ubica el material en el permeámetro y se utilizan piedras porosas o geotextiles bajo y sobre el material para evitar el arrastre de partículas finas y uniformizar el flujo. Un estanque de carga hidráulica provee una alimentación de agua (u otro fluido) a una carga constante, con lo que el agua fluye a través del material hasta alcanzar un régimen estacionario. Luego se mide el caudal Q de salida, la diferencia de carga en el estanque y se aplica la Ley de Darcy para obtener la permeabilidad según:

$$k = \frac{V \cdot L}{A \cdot h \cdot t} \quad (3.1)$$

En donde A , es el área transversal interior del permeámetro, L es la altura del lecho, t es un tiempo determinado, V es el volumen de agua y h corresponde a la diferencia de carga hidráulica.

Finalmente es importante mencionar que este ensayo se realiza en materiales no cohesivos, debido a que la permeabilidad en estos materiales es lo suficientemente alta como para que puedan ser medidos de forma sencilla.

- **Ensayos de carga variable:**

En este caso, el estanque de carga hidráulica se reemplaza por un tubo vertical en el cual se produce el descenso del nivel del agua a medida que se realiza el ensayo. Luego para determinar la permeabilidad se obtiene la altura inicial del agua h_1 y ya avanzado un determinado periodo de tiempo se anota una altura de agua h_2 . Con esto y a través de la Ley de Darcy se obtiene la permeabilidad del material. Este ensayo es utilizado para materiales cohesivos en los que el flujo del líquido es bajo y se hace difícil notar la variación del nivel de agua.

Si bien estos ensayos permiten obtener un valor para la permeabilidad, se debe tener en consideración que existen diversos factores que pueden influenciar en una medición de la permeabilidad. Distintos autores han estudiado las variables o factores que modifican el coeficiente de permeabilidad. Algunos de los factores más importantes son:

- **Granulometría:** La granulometría es un factor de gran relevancia al momento de hacer el ensayo; principalmente debido a la cantidad de finos presentes en la muestra. Un excesivo porcentaje de finos implica mayor arrastre de estos a medida que el fluido atraviesa el material, provocando saturación en los filtros y por ende aumento en el caudal medido.
- **Temperatura:** La variación en la temperatura puede afectar especialmente en los ensayos de larga duración. Esto debido a que el aumento de la temperatura produce una disminución de la viscosidad, cambiando por ende el flujo de salida.
- **Porosidad de la pila:** La permeabilidad es determinada, principalmente, por las áreas de los poros individuales normales a la dirección del flujo, la forma de los poros a lo largo de la dirección del flujo y el área total de poros por unidad de área normal a la dirección del flujo (Terzaghi, Peck and Mesri, 1996).



- **Método de formación de pilas:** este factor produce variaciones de permeabilidad debido a que el método de formación de las pilas afecta la compactación de esta, reduciendo los espacios vacíos por donde puede circular el fluido.

Por otra parte, la porosidad se puede obtener utilizando el permeámetro. Para esto se necesita saber el volumen del lecho dentro del permeámetro y hacer circular el fluido de forma ascendente a través del material. Ya que la porosidad se define como el cociente entre el volumen entre partículas sobre el volumen total (incluyendo volumen del material más el volumen entre partículas), sólo se necesita obtener la densidad y la masa del fluido (en caso de que sea un fluido distinto al agua) para calcular la porosidad. Finalmente cabe mencionar que la porosidad es afectada por los mismos factores que la permeabilidad, es decir, granulometría, tamaño de partículas y compactación (método de formación de la pila).

3.2 PROCESOS DE DISOLUCIÓN EN HIDROMETALÚRGIA

3.2.1 Métodos de Lixiviación

Los diferentes métodos de lixiviación existentes responden a las distintas condiciones y características de los minerales que se quieren tratar, con el fin de obtener el máximo beneficio económico, reduciendo los costos de operación al mínimo y disminuyendo las complicaciones que los distintos procesos pueden presentar. A modo general se trata de realizar el mejor balance económico posible entre los recursos aportados, por ejemplo, inversiones iniciales, gastos asociados a la operación de la planta de procesamiento, costos de energía, cantidad de insumos, consumo de reactivos, cianuro y agua, etc. y los beneficios asociados al valor del producto recuperado en dicha operación.

La lixiviación por ser un proceso químico es posible realizar diversas intervenciones externas en ella, con el fin de acelerar y optimizar la cinética de las reacciones que se producen con su aplicación. Algunos de los factores que se pueden modificar para mejorar el rendimiento de los procesos lixiviantes pueden ser, por ejemplo, modificar los reactivos o variando la concentración de estos, realizar agitación en la medida de lo posible, aplicar efectos de temperatura y presión y por último el factor tiempo el cual es uno de los factores determinantes a la hora de realizar la selección de un método de lixiviación, principalmente por la influencia en los costos de operación, tamaño de equipos y disponibilidad de espacios.

Los principales métodos de lixiviación usados en la actualidad se pueden resumir en los siguientes, en donde se realizará un énfasis en el método de la Lixiviación en Pilas.

3.2.1.1 Lixiviación *In-Situ*

La Lixiviación *In-Situ*, o “en el lugar” traducido al español, consiste básicamente en la aplicación de las diferentes soluciones lixiviantes directamente sobre el mineral que se encuentra ubicado en el yacimiento, sin que este sea sometido a labores de extracción y

conminución. Este método es aplicado en menas de muy baja ley, las cuales se dejan reaccionar por largos periodos de tiempo.

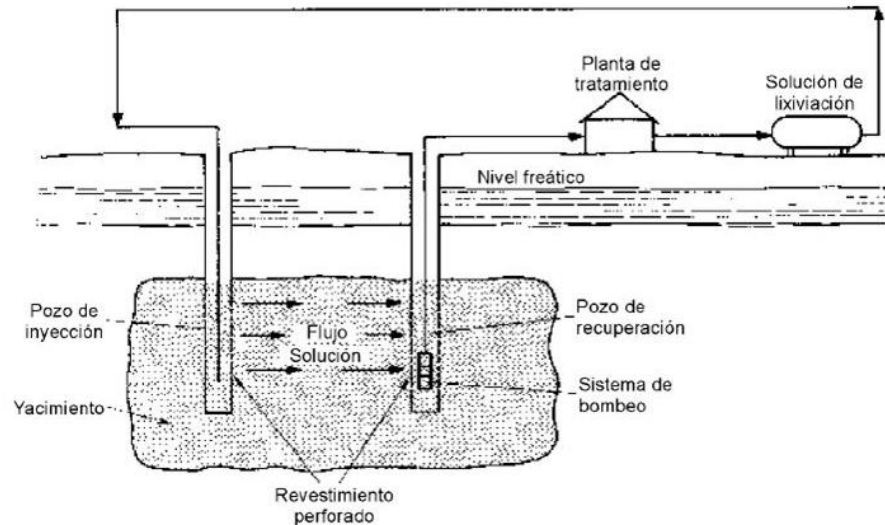


Figura 3.1: Esquema del proceso de lixiviación In-Situ.

3.2.1.2 Lixiviación en Botaderos

La Lixiviación en Botaderos o *Dump Leaching* consiste básicamente en el tratamiento de minerales por bajo la ley de corte económica para la planta de tratamiento, conocidos también como estériles mineralizados. En ocasiones se realiza este método de lixiviación en botaderos de rípios producidos por lixiviaciones anteriores, debido a que estos pueden presentar una ley que quizás, en el pasado no era rentable tratarlos, sin embargo, por el dinamismo que presentan los precios de los metales puede ser que en la actualidad sea incluso una fuente de recursos con mayor ley que el mineral principal. Un ejemplo de lo mencionado anteriormente es el caso de Chuquicamata que desde el año 1988 se encuentra lixiviando los botaderos de rípios formados desde el año 1915.

Las soluciones lixiviantes se riegan sobre los botaderos por sistemas de distribución por goteros o aspersores, dependiendo de las condiciones de evaporación que presenta el lugar y de la abundancia de agua que se disponga. La recolección de las soluciones se realiza por

un sistema de gravedad y se recolectan en piscinas, para luego ser enviadas a la planta de recuperación.

Estas operaciones se caracterizan por tener ciclos temporales muy largos, generalmente mayor a un año, presentar bajas recuperaciones bordeando entre el 40 y 60% y por presentar uno de los costos operacionales más bajos entre los métodos de lixiviación existentes.

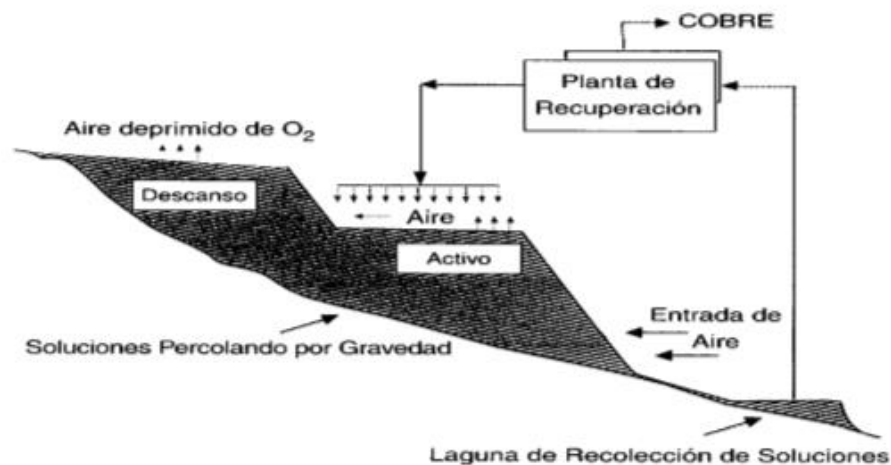


Figura 3.2: Esquema del proceso de Lixiviación en Botadero.

3.2.1.3 Lixiviación en Bateas Inundadas

La Lixiviación en Bateas Inundadas o *Vat Leaching*, se lleva cabo habitualmente en una estructura rectangular de hormigón protegido con asfalto antiácido o resina epóxica, cuya parte inferior presenta una estructura de madera con una tela filtrante. Se forman cadenas de entre 10 a 12 bateas, las cuales se rellenan con mineral de granulometría bajo $\frac{3}{4}$ " a $\frac{1}{2}$ " y se inundan con la solución lixivante. Las soluciones son recirculadas a las bateas contiguas con el fin de aumentar la concentración del metal de interés en la solución.

Por causa del dinamismo que presenta este proceso, es utilizado solo en los casos que los minerales a lixiviar presenten una rápida cinética de disolución. El ciclo de lixiviación en este caso es más rápido que en los métodos mencionados anteriormente teniendo una duración de entre 6 a 12 días.

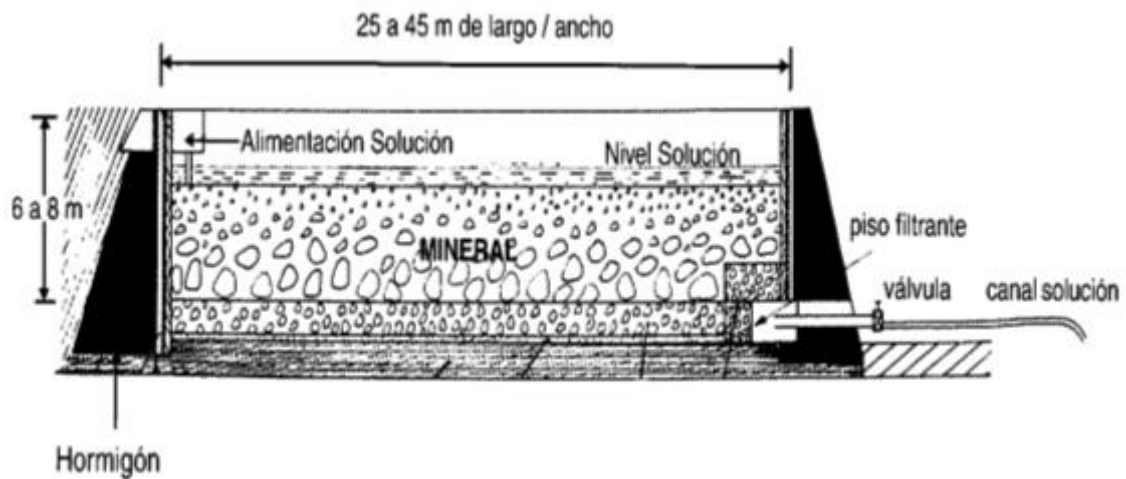


Figura 3.3: Esquema del proceso de Lixiviación en Bateas.

3.2.1.4 Lixiviación Agitada

La Lixiviación Agitada es un proceso que requiere de un mayor grado de liberación del mineral de interés, en otras palabras, requiere de un mayor grado de conminución, que generalmente se hace mediante molienda húmeda. De esta manera se aumenta el área expuesta a la solución lixivante y mediante la agitación se disminuye el tamaño de la capa límite de difusión. Es por esto que los costos operacionales de este método son mayores, pero se justifican al ser aplicado en minerales de alta ley, obteniendo así una mayor recuperación y reduciendo los tiempos de proceso. La agitación puede ser producida de dos formas, la primera usando el sistema de *air-lift* y la segunda es la más utilizada y es por agitación mecánica.

Habitualmente, luego de realizar la lixiviación por agitación se realiza una etapa de lavado en contra corriente a los sólidos, con el fin de recuperar las soluciones que puedan mantener impregnadas. En caso contrario, se realiza un lavado de colas en filtros al vacío, recuperando así importantes volúmenes de agua y evitando la dilución excesiva de las soluciones con contenido metálico.

Como se mencionó anteriormente, estos procesos se caracterizan por presentar altas recuperaciones que varían entre 75 a 90% y cortos periodos de estadía que generalmente son menores a 24 horas.

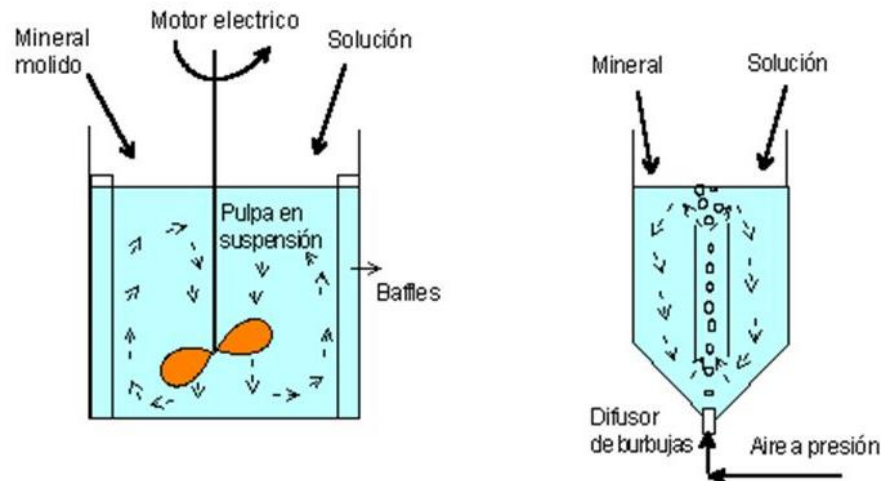


Figura 3.4: Esquema del proceso de Lixiviación Agitada.

Para recuperar el oro contenido en la solución obtenida a partir de la lixiviación agitada se utilizan los siguientes procesos de recuperación:

1. **Carbón en pulpa (CIP):** Luego de que la pulpa fluye a través de distintos tanques de agitación para lixiviar el mineral, la solución resultante de dicha lixiviación pasa a través de diversos tanques de agitación que contienen carbón activado (adsorción), el cual fluye en contracorriente a la pulpa y de esta forma el complejo cianuro-oro es adsorbido por el carbón activo.
2. **Carbón en lixiviación (CIL):** Este proceso es similar al proceso CIP, con la diferencia de que los procesos de lixiviación y adsorción ocurren de forma simultánea en los tanques de agitación, los que contienen el carbón y están equipados con rejillas de retención de carbón.



3.2.1.5 Lixiviación en Pilas y Aglomeración

La Lixiviación en Pilas a diferencia del método de Lixiviación en Botaderos, requiere de un mineral de mayor ley, por ende, es posible realizar un proceso de tratamiento más complejo sin perder interés económico. En este caso el mineral necesita pasar por una etapa de chancado, al menos del tipo secundario y en algunos casos terciario. Cuando se trabaja con una granulometría más fina producto de un chancado terciario, por ejemplo, entre $-3/8''$ y $-1/4''$, se recomienda realizar una etapa de aglomeración de finos, con el fin de restablecer la permeabilidad del lecho de mineral que se desea lixiviar.

La aglomeración tiene efectos sobre la permeabilidad del mineral en la pila, la cual tiene efectos sobre las características físicas del material en cuanto a la proporción de poros. Este es un factor crítico que muchas veces no es estudiado y conduce a bajas recuperaciones, fallas o incluso cierre de operaciones.

Es importante mencionar que la percolación puede ocurrir solamente en la zona externa de la roca (espacio inter-roca), por lo que se debe evitar confundir con el término porosidad, en donde se hace referencia al espacio o cavidades interiores a la roca (intra-roca).

Según las investigaciones, con un porcentaje entre 10 y 20% de finos se pueden ocasionar problemas de permeabilidad, evitando el contacto y disolución de los elementos valiosos en el mineral. Esto es producido por la segregación de los finos, produciendo compactación de las pilas y formación de áreas en donde la solución lixivante no logra actuar de forma uniforme.

En la aglomeración de minerales de oro interfieren mecanismos de presión capilar, fuerzas de atracción magnética, fuerzas electrostáticas, fuerzas de adhesión, etc. Sin embargo, el mecanismo que más interfiere son las uniones sólidas y líquidas.

Para aglomerar efectivamente de forma homogénea las partículas de mineral más fino en torno a las más gruesas, es necesario establecer una rotación de las partículas húmedas en torno a sí mismas, permitiendo así la acción de las fuerzas cohesivas de tensión superficial, las que corresponden a los estados de cohesión por puentes líquidos, conocidos como “pendular” y “funicular”, bajo este concepto es posible mantener a las partículas unidas entre

sí, facilitando considerablemente su transporte y posterior apilamiento. Cabe mencionar, que el lecho una vez formado conserva gran parte de la permeabilidad líquida y gaseosa obtenida en el proceso de aglomeración.

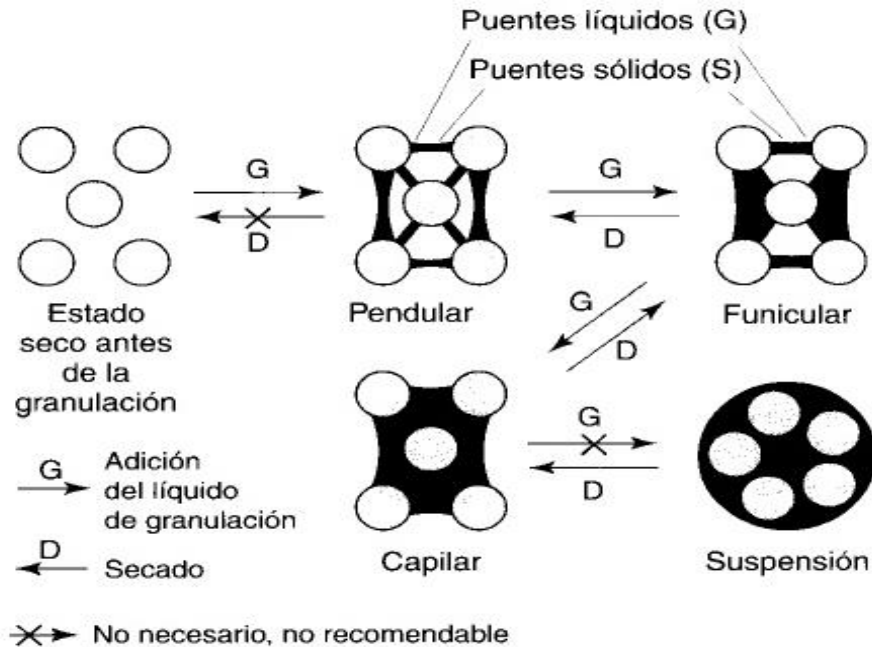


Figura 3.5: Representación de los diferentes estados de equilibrio en la formación de glómeros.

3.2.1.5.1 Tipos de aglomeración

Agglomeración por humedad: Es el proceso más simple de aglomeración y se basa en la humectación del material con líquido, hasta alcanzar un contenido de líquido que origine una tensión superficial que permita que los finos se adhieran a los gruesos. Este tipo de aglomeración se utiliza con materiales con bajo contenido de finos.

Agglomeración por adherentes: Este tipo de aglomeración consisten en el uso de ciertos materiales que permiten mejorar la adherencia de las partículas finas a las gruesas, prolongando esta unión tanto en la manipulación como en la lixiviación. Experimentalmente se han determinado tres parámetros principales del proceso:

- Tipo y cantidad de aglomerante
- Humedad necesaria para la mezcla mineral/aglomerante
- Período de curado para favorecer los puentes de silicato cálcico

En la aglomeración de minerales de oro se utiliza normalmente cemento y/o cal como aglomerante. El cianuro de forma líquida y a alta concentración, se emplea más bien como agente de humedecimiento durante la aglomeración.

A continuación, se muestran los tipos de aglomeración más comunes (extracto Marín L., 2007.).

Tabla 3.1: Tipos de aglomeración.

Tipo de mineral	Granulometría	Aglomerante
Oro y plata	Gruesa (15 mm o similar) sin arcillas	Solución de cal
Oro y plata	Fina (-15 mm o más) sin arcillas	Cal
Oro y plata	Gruesa (-15 mm o similar) con arcillas	Cemento y cal

3.2.1.5.2 Técnicas de aglomeración

Por presión: Con esta forma de aglomerar las partículas se unen mecánicamente, ejerciendo presión entre estas. Este tipo de aglomeración genera un producto muy compactado y requiere de una gran cantidad de presión para unir las partículas. Sin embargo, este método no se utiliza cuando se requiere procesar grandes tonelajes o cuando el mineral es muy abrasivo.

Por roleo: Se basa en mover y girar partículas para acercar unas a otras y activar fuerzas de cohesión, produciendo partículas de mayor tamaño. Para esto se utiliza algún líquido y muchas veces se adiciona algún material aglomerante para facilitar y generar mayor resistencia de los glómeros. En general esta es la técnica más utilizada, en donde se pueden encontrar equipos como los cilindros aglomeradores, discos pelletizadores y granuladores o betoneras.

Luego de realizada la aglomeración, si es necesaria, se da inicio al proceso de lixiviación propiamente tal, mediante riego por aspersion o goteo, el cual, si bien aumenta la cantidad de líquido presente dentro y entre los glómeros, estos siguen manteniendo a las partículas finas cohesionadas entre sí, pero esta vez en estado “capilar”, como se puede observar en la *Ilustración 5*. Esto siempre y cuando se trate de un riego de carácter no inundado o *Trickle Leaching* (TL), ya que si se llegan a exceder los límites de líquido correspondientes al estado “capilar” se llega al estado de “suspensión”, esto producto de que se eliminan las fuerzas cohesivas para mantener las partículas unidas. Al ocurrir este fenómeno, las partículas más finas se desplazan ocupando espacios entre las partículas de mayor tamaño, actuando así, como una especie de sellante de pilas, provocando un lecho inundado, el cual afecta fuertemente la permeabilidad de la pila.

Con respecto al mecanismo para realizar una aglomeración efectiva, el método es el tambor aglomerador, el cual consiste en un cilindro metálico revestido con goma antiácida y presenta levantadores interiores o *Lifters*, para lograr un mejor efecto de rodado de la carga interior. Una representación esquemática de un tambor aglomerador se muestra en la *Ilustración 6*.

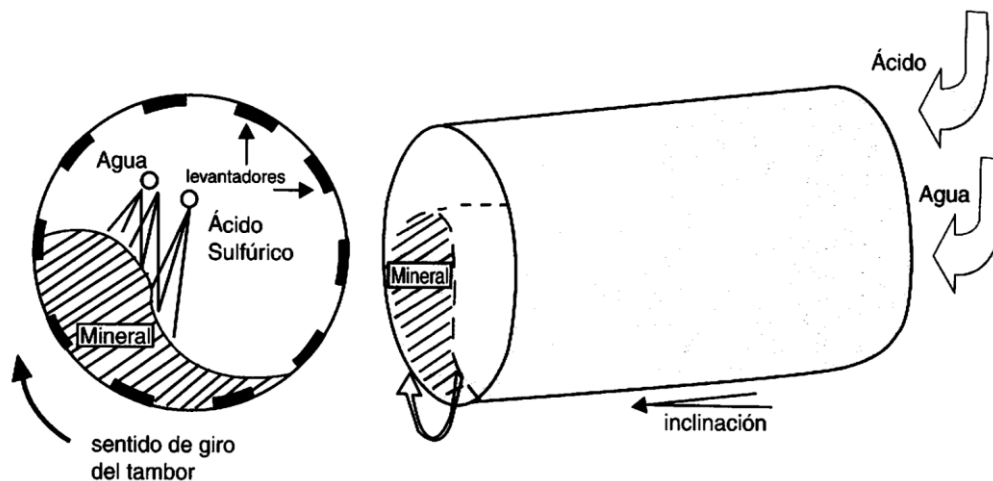


Figura 3.6: Representación esquemática de un tambor aglomerador.



Por otra parte, para el tratamiento de los minerales de oro también se utilizan pilas de lixiviación, con los métodos de aglomeración, carguío, impermeabilización del sustrato receptor y regadío. La aglomeración previa en estos casos se realiza con solución cianurada, cal y cemento. De esta manera se produce una aglomeración efectiva que proporciona una excelente permeabilidad del lecho y a su vez se acondiciona el lecho en pH alcalino. En este caso, a diferencia de lo mencionado anteriormente, después de fraguar la cal y el cemento se proporciona una excelente rigidez a los aglomerados de mineral de oro, ya que, en este caso, los puentes líquidos son remplazados por puentes sólidos formados con el cemento, que incluso permite el tránsito de equipos livianos sobre las pilas. Por último, el resto de los sistemas, tanto de riego como de recolección de soluciones se realizan de manera similar al caso común de la lixiviación con ácido.

Las pilas de lixiviación se cargan con mineral habitualmente entre 3 y 8 metros de altura, sobre un sustrato impermeable que puede ser protegido con 4 tipos de membranas de plástico con un espesor que varía entre los 0,1 a 1,5 mm:

- Polietileno de Alta Densidad (*HDPE*).
- Polietileno de Baja Densidad (*LDPE*).
- Polietileno de Muy Baja Densidad (*VLDPE*).
- Cloruro de Polivinilo (*PVC*).

Para la recolección de las soluciones que percolan a través de la pila se utilizan cañerías de drenaje perforadas y canaletas abiertas en las bases de las pilas.

Las pilas de lixiviación pueden ser principalmente de dos tipos, dinámicas o del tipo *On-Off* y permanentes. En las dinámicas el mineral que se remueve se envía a un botadero después de la lixiviación y la base de la pila se puede reutilizar, en cambio, en las pilas de tipo permanente, las nuevas pilas se cargan sobre las anteriores aprovechando o no la impermeabilización existente.

En cuanto al carguío y formación de la pila se utilizan una serie de sistemas según el tamaño de las instalaciones de cada faena. Así, para faenas más bien pequeñas (de 300 a 2000 ton/día hasta 5000 y 10000 ton/día) se usan sistemas de camiones y apiladores de correas autopropulsados, evitando el uso de cargadores frontales, debido a que estos pueden afectar

la integridad de los glómeros formados. Este sistema de carguío puede aplicarse en los dos tipos de pilas mencionados anteriormente. En faenas de mediana magnitud (de 10000 a 50000 ton/día), se utilizan sistemas de correas modulares articuladas o *Grasshoppers*, que terminan en un apilador de correa o *Stacker*. Este sistema de carguío, al igual que en el caso anterior, puede aplicarse en los dos tipos de pilas mencionados anteriormente. Por último, para faenas de gran magnitud (de 75000 a 150000 ton/día), se utilizan complejos sistemas de apiladores sobre orugas, los cuales son alimentados con sistemas de correas transportadoras móviles o estacionarias. En estos casos cuando se requiere retirar el mineral ya lixiviado desde las pilas, normalmente se utilizan “Rotopalas” o *Bucketwheel*.



Figura 3.7: Sistema de recolección de material ya lixiviado mediante Rotopala.

Finalmente, para la lixiviación en pilas el tiempo de tratamiento va desde 1 a varios meses dependiendo del tipo de mineral, la granulometría de mineral tratado y las leyes del metal de interés que esté presente.

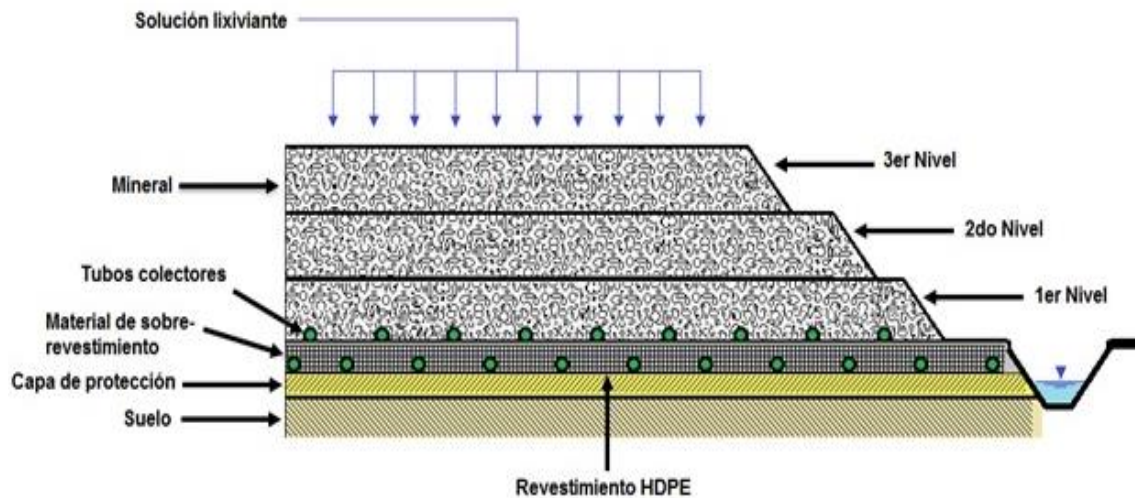


Figura 3.8: Representación de una lixiviación en pilas.

Luego de la lixiviación en pilas la solución rica en oro es enviada a un proceso para recuperar el oro a partir de la solución. Entre las maneras de recuperar el oro podemos nombrar:

1. **Carbón en Columna (CIC):** La solución que sale del proceso de lixiviación es bombeada a columnas con carbón activado, en donde el complejo oro-cianuro es adsorbido en los espacios intersticiales del carbón. Este proceso considera la carga (adsorción) y descarga (elusión) del carbón para finalmente llevar la solución con alto contenido de oro a electro-obtención.
2. **Merril-Crowe:** Este proceso consta de tres etapas: Una etapa de clarificación para eliminar las partículas sólidas que se puedan encontrar en suspensión, luego viene una etapa de desoxigenación de la solución utilizando bombas de vacío y finalmente la tercera etapa consisten en la precipitación del oro con polvo de zinc metálico, en donde el zinc reemplaza el oro que se encuentra en la solución.

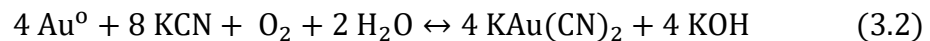


3.3 FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE QUÍMICA DE SOLUCIONES Y FÍSICO Y QUÍMICA

3.3.1 Lixiviación del Oro y la Plata con Cianuro

El oro y la plata presentan mecanismos de disolución por cianuración que son similares, es por esto que lo expuesto a continuación es aplicable tanto para el oro como para la plata. En efecto, debido a que ambos metales suelen encontrarse acompañados en la naturaleza, no resulta extraño que en este caso la química involucrada para su recuperación resulte semejante.

La acción disolvente de las soluciones de cianuro alcalino sobre el oro metálico fue descubierta en 1783, por el científico sueco Carl Wilhelm Scheele. Sin embargo, el científico L.Elsner fue el primero que habló sobre la necesidad de la presencia de oxígeno para que el cianuro pueda disolver el oro, planteando la reacción global de este proceso en el año 1846 en Alemania.



A pesar de esto, la aplicación de este proceso de obtención de oro y plata por cianuración ocurrió mucho tiempo después, específicamente en el año 1887 en manos del químico-metalurgista John Stewart MacArthur.

La recuperación del oro disuelto con cianuro es posible realizarla por medio de un método de precipitación con Zinc previa desaireación de las soluciones. La termodinámica que describe el proceso de lixiviación cianurada y el de precipitación con Zinc, puede entenderse mejor observando el diagrama de Eh/ pH para el oro y el cianuro que se presenta a continuación.

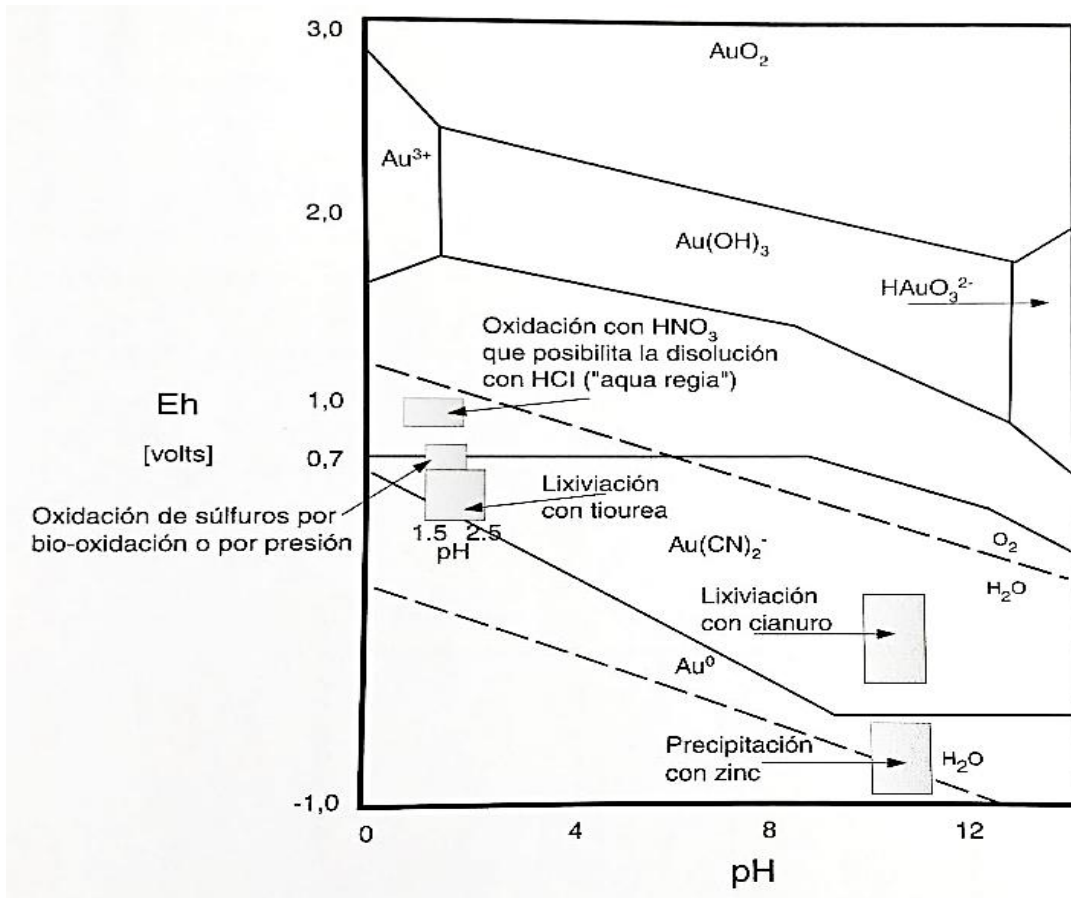


Figura 3.9: Diagrama Eh/pH para el oro y el auro-cianuro, mostrando además los rangos de operación de otros procesos de extracción de oro.

A partir del diagrama de Eh/pH expuesto anteriormente es posible notar que, la ocurrencia del proceso de lixiviación cianurada se da en los rangos de pH entre 10 y 11,5 aproximadamente, además de que se requieren condiciones más bien oxidantes. En cuanto a la precipitación con Zinc, las condiciones de operación se dan conservando el pH alcalino, pero esta vez en condiciones reductoras.

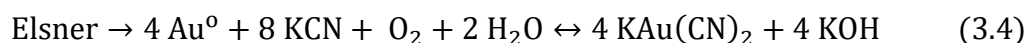
En la lixiviación cianurada, el cianuro se recomienda utilizar en alguna de sus formas más solubles, como lo son, el cianuro de sodio (NaCN), el cianuro de potasio (KCN) o el cianuro de calcio ($\text{Ca}(\text{CN})_2$). A nivel industrial es preferible ocupar el cianuro de sodio, esto debido a que presenta una mayor cantidad de CN^- activo por unidad de peso, específicamente 53%

en comparación del 40% que presenta el KCN, lo que influye en los precios asociados a la comercialización y transporte del cianuro.

3.3.2 Mecanismos de Disolución de Oro en Soluciones de Cianuro

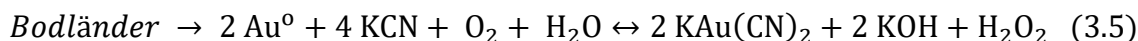
Durante el proceso de disolución del oro en una solución cianurada, ocurren una gran cantidad de reacciones, que pueden ser o no de utilidad para el proceso de disolución, por ejemplo, algunas veces es posible que se generen reacciones que provocan un consumo no deseado de cal y cianuro, lo que disminuye la efectividad del proceso. Es por esto, que es de vital importancia conocer el mecanismo exacto de disolución del oro en una solución cianurada y entender la complejidad de los procesos químicos envueltos en dichas reacciones.

En el año 1934, G.Barsky, S.J.Swainson y N.Hedley pudieron establecer los cambios de energía libre de reacción (ΔG) de las distintas reacciones propuestas hasta el momento. Determinando que solo eran termodinámicamente posibles las reacciones que tenían presencia de cianuro y oxígeno en la solución, o sea, las reacciones propuestas por Elsner y Bodländer presentadas a continuación.



$$\Delta G = -90,04 \left(\frac{\text{kcal}}{\text{mol}} \right)$$

$$K = 10^{66}$$



$$\Delta G = -22,461 \left(\frac{\text{kcal}}{\text{mol}} \right)$$

$$K = 10^{16}$$

En resumen, de acuerdo con la estequiometría de las reacciones propuestas anteriormente se tiene que:

- Se necesitan 4 moles de cianuro por cada mol de oxígeno presente en solución.
- Se necesitan 2 moles de cianuro para disolver un mol de oro.
- Se requiere de 1 mol de oxígeno para disolver 2 moles de oro
- Se genera 1 mol de agua oxigenada por cada 2 moles de oro disueltos.

El proceso de disolución y extracción de oro con cianuro a partir de sus menas involucra reacciones heterogéneas en las interfaces generadas entre sólido y líquido, como se muestra en la Figura 3.10. Por lo que, los pasos secuenciales siguientes pueden ser considerados como los principales para que exista la disolución del oro en cianuro (Revilla, 1995).

1. Absorción de oxígeno en la solución.
2. Transporte de cianuro y oxígeno disueltos a la interfase sólido-líquido.
3. Adsorción de los reactantes (CN^- y O_2) en la superficie sólida.
4. Reacción electroquímica.
5. Desorción de los complejos solubles de oro-cianuro y otros productos de la reacción desde la fase sólida.
6. Transporte de los productos desorbidos a la solución.

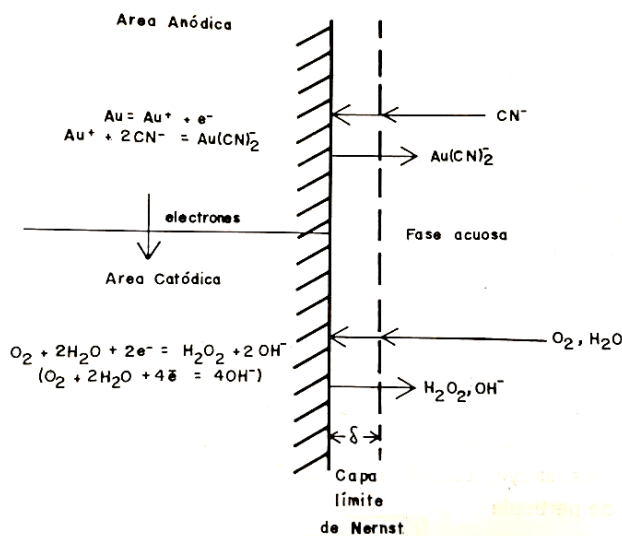


Figura 3.10: Esquema de la reacción sólido-líquido para la disolución de oro en cianuro.



El proceso de disolución de oro por cianuración está afectado por varios parámetros que influyen a la hora de extraer este metal de las distintas menas. Entre ellas se encuentran la disponibilidad de oxígeno en la interfase sólido-líquido donde ocurrirá la adsorción de los reactantes, el pH y Eh de la suspensión sólido-solvente, el efecto de álcalis e iones en solución distintos al CN^- .

3.3.2.1 Efecto del Oxígeno en la Cianuración de Oro

Una correcta aireación de las soluciones de cianuro y los lechos de mineral pueden llegar a dar resultados tan buenos como los logrados por oxidantes químicos. La cantidad de oxígeno que se encuentra disuelto en las disoluciones diluidas de cianuro depende principalmente de los cuatro factores que se mencionan a continuación:

1. La altitud a la que se esté trabajando (presión barométrica).
2. La temperatura de la disolución.
3. El tipo e intensidad de la agitación.
4. La fuerza iónica de la disolución.

Por otra parte, en el año 1953 el trabajo realizado por G. A Deitz y J.M.Halpern, el cual consistió en estudiar la disolución del oro a diferentes presiones parciales de oxígeno. A partir de esto, se determinó que, a concentraciones bajas de cianuro, una mayor presión parcial de oxígeno no incide en la velocidad de disolución, ya sea de oro o de plata. En cambio, a concentraciones mayores de cianuro en solución la disolución del oro pasa a ser dependiente de la presión parcial de oxígeno. El resultado de uno de los experimentos se puede apreciar en la siguiente figura.

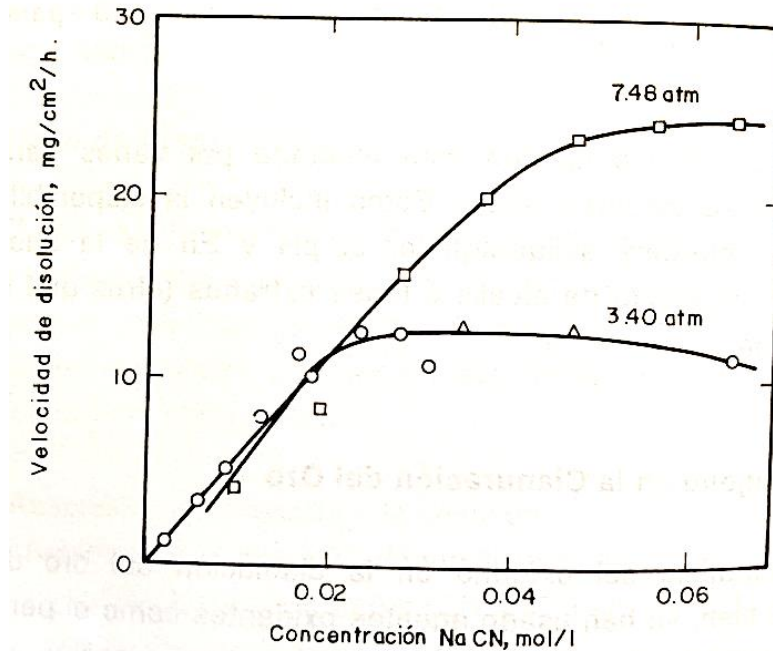


Figura 3.11: Curva típica de disolución de oro a 25°C, mostrando el efecto de la presión de oxígeno y su concentración en solución, versus la concentración de cianuro.

El uso de oxígeno en los procesos de cianuración de oro ha sido estudiado ya desde los años 1950. Sin embargo, su primera aplicación a nivel industrial fue en el año 1983 en un proceso de cianuración a presión. Actualmente muchas plantas ubicadas en Sudáfrica usan en sus procesos la inyección de oxígeno puro, incrementando de esta forma la velocidad de cianuración y la recuperación de oro.

3.3.2.2 Efecto de la Concentración de Cianuro

A presión atmosférica, la cianuración no depende de la concentración de cianuro en solución. A temperatura ambiente y presión atmosférica es posible disolver 8,2 mg/l de oxígeno, equivalentes a $0,26 \times 10^{-3}$ mol/l. Por lo que, la concentración mínima de cianuro de sodio en solución ($PM = 49$), debería ser por lo menos 4 veces la concentración de oxígeno presente, es decir, $4 \times 0,26 \times 10^{-3} \times 49 = 0,05$ g/l. Concentraciones de NaCN mayores a 0,05 g/l, no afectan la velocidad de disolución del oro, ya que a presión atmosférica ésta es controlada principalmente por la concentración de oxígeno en la solución.

3.3.2.3 Efecto del pH y Eh en la Cianuración del Oro

La química redox de la lixiviación de oro con solución de cianuro está representada por diagramas de Eh vs. pH para tres sistemas, los que fueron presentados en sus inicios por N.P. Finkelstein en 1982.

- Oro – Agua (Figura 3.11).
- Cianuro – Agua (Figura 3.12).
- Oro – Cianuro – Agua (Figura 3.13).

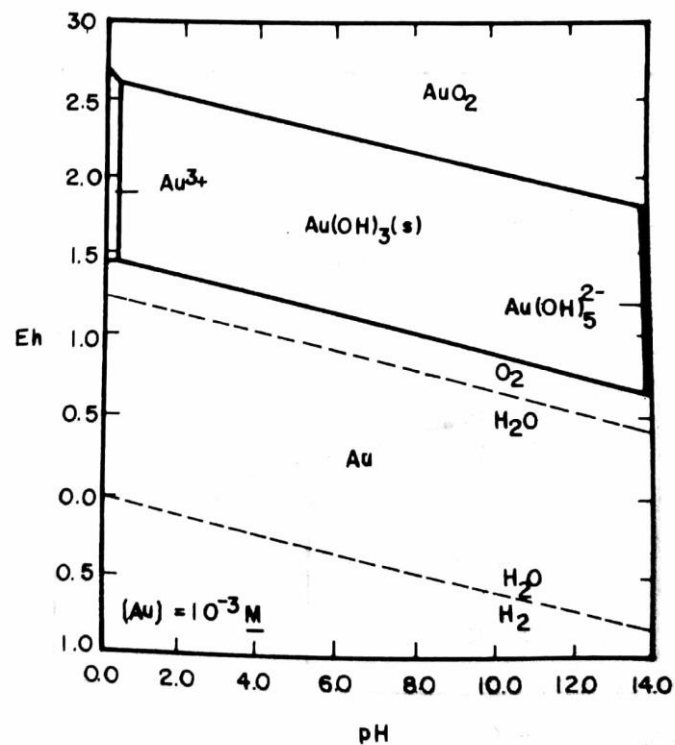


Figura 3.12: Diagrama Eh - pH para el sistema Oro - Agua, a 25°C.

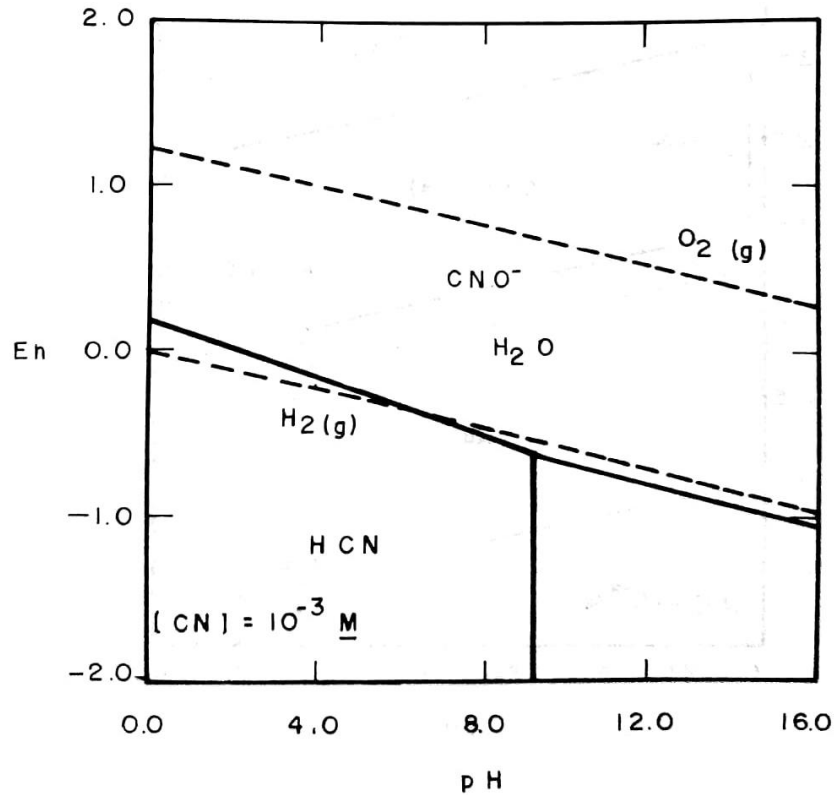


Figura 3.13: Diagrama Eh - pH para el sistema Oro - Cianuro, a 25°C.

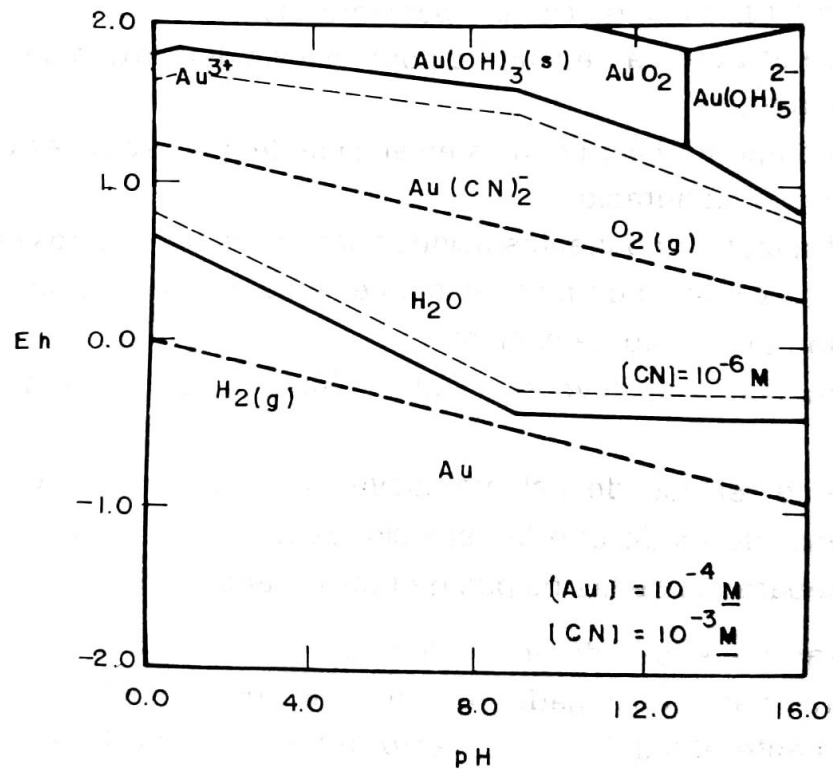


Figura 3.14: Diagrama Eh - pH para el sistema de Oro - Cianuro - Agua, a 25°C.



Como se puede ver en la Figura 3.11, los iones áuricos (Au^{3+}) pueden estar en equilibrio con oro metálico (Au^0) en el sistema oro – agua, o con iones auro – cianuro ($\text{Au}(\text{CN})_2^-$) en el sistema oro – cianuro – agua hasta pH 1, ver Figura 3.13. Los iones de oro predominantes son áuricos (Au^{3+}), y no aurosos (Au^+), esto debido principalmente a que la reacción $\text{Au}^0 \rightarrow \text{Au}^{3+}$ se encuentra muy por debajo del límite de estabilidad de la reacción $\text{Au}^0 \rightarrow \text{Au}^+$. Además, como se puede ver en la Figura 3.11 y la Figura 3.13, el campo de estabilidad del oro metálico, a potenciales de reducción relativamente bajos, cubre la totalidad del rango de pH, al igual como ocurre con la estabilidad del agua.

Por otra parte, el oro es capaz de formar especies de óxidos insolubles a potenciales relativamente altos, por ejemplo, óxido áurico hidratado, $\text{Au}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow 2\text{Au}(\text{OH})_3$, o peróxido de oro AuO_2 , los cuales son termodinámicamente inestables y por tanto fuertes oxidantes. Como se puede ver en la 57Figura 3.11 y la Figura 3.13, la fuerza oxidante o potencial de estos óxidos depende de la acidez que presenta el sistema y decae cuando incrementa el pH.

El ácido cianhídrico (HCN) y los iones cianuro (CN^-) son las especies que se mantienen estables a potenciales bajos, donde el CN^- es predominante a pH mayores a 9,24, mientras que a potenciales elevados el ion cianato (CNO^-), es la única especie estable, ver Figura 3.12. A pesar de que en la literatura se ha reportado el cianuro auroso sólido (AuCN) y el complejo áurico de cianuro ($[\text{Au}(\text{CN})_4]^-$) como estables, el complejo auroso de cianuro ($[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$) es el único complejo de cianuro que permanece estable durante la cianuración, ver Figura 3.12.

Por otra parte, haciendo una comparación entre la Figura 3.11 y la Figura 3.13, es posible indicar que, al introducir cianuro al sistema acuoso, se reduce drásticamente la zona de estabilidad del oro metálico y sus respectivos óxidos. El complejo auroso de cianuro ($[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$) tiene una amplia zona de estabilidad (ver Figura 3.13), la cual se extiende por una gran área de la zona de estabilidad agua/oro. Debido a la extensa zona de estabilidad del auro – cianuro, sobre todo a pH mayor a 9, donde la formación de ácido cianhídrico (HCN) puede ser completamente evitada, hace que la lixiviación de menas de oro sea un método factible de extracción de este metal.

3.3.3 Cinética de Lixiviación

3.3.3.1 Modelos de Núcleo Recesivo

El Modelo de Núcleo Recesivo (MNR) o Modelo de Núcleo Sin Reaccionar, es un modelo que modela la cinética de lixiviación de distintos elementos. Este se basa bajo el supuesto que la reacción química ocurre primeramente en la superficie exterior de las partículas sólidas sometidas a este proceso, luego de esta primera etapa las reacciones se desplazan hacia el interior de las partículas sólidas, dejando atrás el material completamente lixiviado y el sólido sin contenido de especies de interés, al que se le denomina “Cenizas”. De esta forma existirá durante la lixiviación un núcleo de material sin reaccionar, el cual ira disminuyendo de tamaño a medida que transcurre el tiempo de la reacción. En la Figura 3.11 podemos apreciar un diagrama que ilustra las distintas etapas que presenta este modelo.

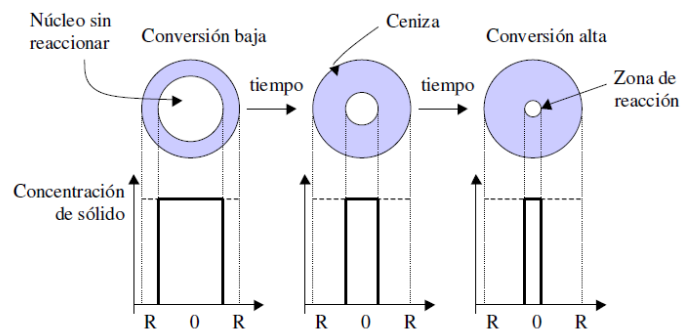


Figura 3.15: Esquema del Modelo de Núcleo Recesivo.

Durante este proceso existen 3 fases de la reacción que explican el modelo, la Difusión Externa, la Difusión en la Capa de Cenizas y la Reacción Química. Para cada una de estas fases es necesario plantear ciertos supuestos para la obtención de las distintas ecuaciones presentes para cada fase. Estos supuestos se enlistan a continuación:

- Se considera una partícula de mineral sólida y esférica.
- La matriz principal de la partícula de mineral es inerte a los reactivos y los productos formados durante este proceso.



- La especie sólida que reacciona se encuentra distribuida en la roca de forma homogénea y uniforme.
- No se consideran los cambios en la estructura del mineral producidos por las reacciones químicas.
- Se considera una reacción Topoquímica y Homotética, esto quiere decir que los distintos puntos de la estructura poseen la misma probabilidad para entrar en reacción y que se produce bajo una transformación geométrica que, a partir de un punto fijo, multiplica todas las distancias por un mismo factor.
- Finalmente, no se consideran variaciones de temperatura en el sistema.

Por otra parte, en el proceso de reacción global de la partícula solo una de las 3 fases corresponde al mecanismo controlante de la reacción. Sin embargo, la importancia de cada una de las fases varía a medida que transcurre el tiempo de reacción. Por ejemplo, para una partícula de tamaño constante la resistencia que aplica la difusión externa permanecerá constante, mientras que la resistencia de la capa de sólido inerte o capa de cenizas no existe al principio de la reacción, debido a que no hay presencia aún de esta capa, esta resistencia se hace cada vez más importante a medida que esta se va formando. Es por esto que la resistencia total es una sumatoria de las resistencias que presenta cada fase y que van variando a medida que transcurre el tiempo de reacción.

3.3.3.1.1 Difusión Externa

En esta etapa ocurre la difusión externa del reactivo A hasta llegar a la superficie del sólido a través de la película de fluido que le rodea. La siguiente ecuación representa la ecuación simplificada de la difusión externa.

$$\frac{t}{\tau_D} = X_A \quad (3.7)$$



3.3.3.1.2 Difusión en la Capa de Cenizas

En esta etapa ocurre la penetración y difusión interna del reactivo A, a través de la capa de sólido inerte o cenizas hasta llegar a la superficie del núcleo que no ha reaccionado. La siguiente ecuación representa la ecuación simplificada de la difusión interna.

$$\frac{t}{\tau_{De}} = 1 - 3 \cdot (1 - X_A)^{\frac{2}{3}} + 2 \cdot (1 - X_A) \quad (3.8)$$

3.3.3.1.3 Reacción Química

En esta etapa ocurre la reacción del reactivo A con la superficie de reacción del sólido. La siguiente ecuación representa la ecuación simplificada de la reacción química.

$$\frac{t}{\tau_k} = 1 - (1 - X_A)^{\frac{1}{3}} \quad (3.9)$$



CAPÍTULO 4. MATERIALES Y MÉTODOS DE TRABAJO

4.1 EQUIPAMIENTO EXPERIMENTAL

- 2 Estructuras metálicas para soportar 9 columnas cada una (ver Figura 9.24).
- 18 Columnas de *PVC* de 2 metros de alto y 8” de diámetro.
- 6 Columnas de *PVC* de 4 metros de alto y 8” de diámetro.
- 6 Bombas peristálticas MASTERFLEX (mínimo 18 cabezales en total, ver Figura 9.31 y Figura 9.32).
- Baldes de plástico de 20 litros (mínimo 72 unidades).
- Harnero vibratorio Gilson (ver Figura 9.16).
- Divisor rotatorio HEBRO (ver Figura 9.15).
- pH meter (Figura 9.30).
- Sistema de Tamizaje del tipo Ro-Tap con tamices ASTM.
- Betonera convencional.
- Balanza digital (0-150 kg).
- Estufa de secado.
- Cronómetro.
- Termómetro.



4.2 MATERIALES E INSUMOS

a) Reactivos

- Cianuro de sodio (NaCN).
- Hidróxido de sodio (NaOH).
- Cal viva.
- Cemento.
- Agua destilada.

b) Insumos

- Bolsas plásticas.
- Palas.
- Carretillas.
- Bandejas de aluminio.
- Arpillera 50 m².
- Lona.
- Probetas.
- Plumón / rotulador.
- Papel milimetrado.
- Botellas para soluciones de lixiviación.

4.3 PREPARACIÓN DE MUESTRAS REPRESENTATIVAS

Se solicita una muestra estadísticamente representativa del mineral de baja ley proveniente de la mina de Pullalli, estimada en 4 a 5 toneladas, las cuales pasaran por el sistema de reducción de tamaño de la planta de conminución, compuesta por 3 etapas de chancado: i) chancado primario de mandíbulas, ii) chancado secundario de cono y iii) chancado terciario de cono. Este mineral estará disponible para todo el conjunto de experimentos, con el cual se podrán realizar pruebas en triplicado, para cada una de las variables consideradas relevantes para el estudio. Además, algunas sub-muestras de mineral se usarán para realizar la caracterización química y mineralógica y determinar los parámetros físicos y químicos de este mineral.



Figura 4.1: Muestra inicial recibida de 5 toneladas aproximadamente.

Para homogenizar las muestras que se obtendrán en el cortador de muestras del chancado terciario, se utilizará el método de cono y cuarteo. Para muestras bajo los 20 kilogramos se

utilizará un hule y se procederá a rolear manualmente, mientras que para muestras de mayor peso se utilizará un método manual, moviendo el mineral con palas de un lugar a otro, este movimiento debe realizarse 10 veces.

4.3.1 Muestra Representativa para la Caracterización Química y Mineralógica y Determinación de Parámetros Físico y Químicos

Para este procedimiento se deben tomar muestras representativas del total de la muestra proveniente del chancado terciario, la cual tendrá una granulometría bajo 8 [mm]. Estas muestras se tomarán mediante el sistema de cortador de muestra existente en el circuito de chancado terciario. Mediante este procedimiento, se obtendrán las siguientes muestras:

- 1 muestras en torno a los 6,5 [kg] (masa mínima de muestreo en relación a teoría de Pièrre Gy) para análisis químico y mineralógico, medir el pH y la humedad natural y de impregnación del mineral.
- 1 muestras en torno a los 6,5 [kg] (masa mínima de muestreo en relación a teoría de Pièrre Gy) para pruebas de lixiviación cianurada en botella.

Para obtener la masa necesaria representativa de la muestra recibida, para luego reducir su tamaño a -70# *ASTM* (excepto muestras de lixiviación en botella), se debe tomar en cuenta el siguiente protocolo.

- i. Asegurar la aplicación de los protocolos de seguridad en laboratorios, principalmente en relación con el uso de extractores de polvo y EPP.
- ii. Pesarse todo el mineral disponible para los ensayos de caracterización físicos y químicos.
- iii. Apilar el mineral en el piso del laboratorio.
- iv. La masa mínima de muestreo para una granulometría -5/16" es de 6,5 kilogramos, esto de acuerdo con lo expuesto en el *Anexo 9.2.1* que hace referencia a la teoría de Pièrre Gy.
- v. Aplicar el procedimiento de cono y cuarteo a través del paleo fraccionado, este procedimiento se encuentra descrito con mayor detalle en el *Anexo 9.2.2*.



- vi. Los extremos opuestos del cono serán aceptados para repetir los pasos iii iv y v. El resto del mineral se denomina rechazo y se acumula en otro sitio.
- vii. Registrar cada peso del mineral aceptado y rechazado, verificando que no supere el 5% de error en el peso total. Si supera este valor, se debe repetir el proceso de cono y cuarteo.
- viii. Esta técnica debe repetirse hasta lograr la cantidad de muestra que acepte la capacidad del cortador de rifles disponible a nivel de laboratorio.
- ix. El mineral que se muestrea a través del cortador de rifles, también se somete a 5 repeticiones antes de ser aceptado y rechazado, respectivamente.
- x. Registrar ambos pesos, verificando que no supere el 5% del error en el peso total. Si supera este valor, se debe repetir el proceso en el cortador de rifles.
- xi. El material necesario para realizar los ensayos de humedad, densidad real, consumo de cianuro y ley, se reducen de tamaño usando un pulverizador de anillos, hasta obtener una granulometría 100% -70# *ASTM*.
- xii. La masa mínima de muestreo para una granulometría -70# *ASTM* es de 4,47 gramos, esto de acuerdo con lo expuesto en el Anexo 9.2.1.

4.3.2 Muestra Representativa para Carguío de Columnas de Lixiviación

Una vez determinadas las principales variables de lixiviación usando el método de lixiviación en botella, por ejemplo, consumo máximo de cianuro, dosis de cal (CaO), dosis de hidróxido de sodio (NaOH), etc. para el escalamiento de los resultados, se utilizarán columnas de lixiviación con diferentes alturas de lecho de mineral, tasa de riego y concentración de NaCN, que permitirán orientar los ensayos de pilotaje semi industrial. Este tipo de ensayo permite estudiar el efecto de la eficiencia del proceso de aglomeración y su impacto en los fenómenos de compactación del lecho de mineral, así como también el efecto de no disponer de una aireación representativa de lo que ocurre en una pila de lixiviación industrial.



Ilustración 1: Rolera utilizado para realizar las distintas pruebas de botella.

Para la toma de las muestras representativas, que se cargarán en las columnas, se debe considerar la totalidad del mineral y seguir un procedimiento que permita obtener la cantidad necesaria, representativa y con un mismo perfil granulométrico que el del mineral recibido, de esta forma asegurar que las diferencias entre las extracciones obtenidas de cada columna no sean producto de una variación en el perfil granulométrico de estas.

El procedimiento utilizado se diseñó junto a los expertos en sistemas de muestreo, Cristian Araneda Peñailillo y Felipe Trigo Yáñez, ambos ingenieros de proyectos de la empresa SGS Minerals S.A, en la cual se realizó la preparación y homogenización de las sub-muestras para cada columna de lixiviación.

Cabe mencionar que, se utilizaron dos muestras masivas, la primera, procesada en circuito cerrado en el sistema de chancado para obtener un mineral 100% bajo 3/8", mientras que la segunda, fue procesada en circuito abierto modificando el "setting" de los chancadores para



obtener un mineral de mayor granulometría. La totalidad de este última fue ajustada con equipos de laboratorio (chancador de mandíbulas y harnero vibratorio) para obtener un mineral 100% bajo ½”.

A continuación, se detalla el procedimiento utilizado con el mineral 100% bajo 3/8” para la generación de las cargas de las columnas. Mientras que para el mineral 100% bajo ½” se utiliza el mismo procedimiento variando los cortes y mallas utilizadas.

4.3.2.1 Clasificación Inicial de la Muestra

- i. La muestra ya inventariada debe ser llevada a la sala de clasificación donde se procederá a realizar el proceso de tamizaje del material grueso.
- ii. El proceso se realizará con un harnero “Gilson”, clasificando la totalidad del material en las mallas: 1/2”, 3/8”, 1/4”, #6 y -#6 (fondo). Cada proceso de clasificación será registrado en peso según el registro correspondiente.
- iii. Una vez clasificada la muestra completa, se procederá a almacenar cada fracción obtenida en envases resistente al transporte y herméticos con el objetivo de controlar la pérdida de finos.

4.3.2.2 Corte y Homogenización de Muestras

- i. Tomar una fracción de tamaño para la generación de corte y reducción másica de la muestra.
- ii. Genera sub-muestras con pala JIS (ver Figura 9.19) de acuerdo con la capacidad física que presenta la tolva de alimentación del Divisor Rotatorio DR-200 (ver Figura 9.20). (Por ejemplo: Para muestras sobre 400 kg, se deben generar dos cargas de 200 kg aproximadamente para la generación de corte del DR-200).
- iii. Para el corte y homogenización de muestras, se utilizará la tecnología de equipos de división rotatoria (DR-200, DR-30, DR-1,5, ver Figura 9.21 y Figura 9.22) garantizando que bajo el 5 % (para muestras sobre 1/2”), en peso, de la manipulación de la muestra será realizada por ajuste manual de las cargas a generar.



- iv. Verificar que los parámetros operacionales de los equipos de división rotatoria cumplen con la normativa ISO para la velocidad de giro de la tornamesa y abertura de los capachos en función del D_{100} de la muestra a cortar.
- v. Verificar que los capachos estén ubicados según la especificación técnica del equipo.
- vi. Tomar la sub-muestra y descargar el total de la muestra en la tolva de alimentación del DR-200, considerar que la correa de alimentación debe estar apagada al momento de cargar el material.
- vii. Cuando la muestra esté cargada en el equipo, accionar la tornamesa y verificar que no existen desviaciones en el funcionamiento, luego de esto accione la correa de alimentación y espera descarga total de la muestra alimentada.
- viii. Enumere cada muestra obtenida en baldes o bolsas plásticas para la siguiente etapa.
- ix. Registre el peso de cada carga obtenida y determine el error relativo al valor ideal de cada peso por capacho considerando que la desviación no debe ser mayor al 5% en peso según norma. Si algún capacho presenta desviaciones mayores al 5%, la muestra debe ser re-compositada y sometida al proceso de corte nuevamente.
- x. Luego de tener la primera reducción másica, se procede a establecer la cantidad de cortes para la generación de sub-muestras representativa de la masa total. Para establecer esta actividad, se debe determinar cuántos cortes de la masa original se necesitan.
- xi. Una vez determinado el número de cortes, se repiten los puntos iv, v, vi, vii, viii y ix, con el Divisor Rotatorio DR-30, el cual tiene una tolva con 30 kg de capacidad.
- xii. Para reconstituir el material por fracción que se debe cargar en cada columna, se compositan de forma aleatoria el material almacenado en cada bolsa plástica. (Por ejemplo: para un total de 300 sub-muestras, se deben tomar 10 bolsas de forma aleatoria para formar las 30 cargas necesarias).
- xiii. Finalmente repetir este procedimiento para cada fracción de tamaño existente ($1/4''$, #6 y -#6). Considerar que independiente del procedimiento original aquí descrito, la preparación de sub-muestras para las distintas fracciones, depende exclusivamente de la masa inicial de la muestra a preparar, sin embargo, el mecanismo de preparación es exactamente el mismo. A continuación, y a modo de ejemplo se presenta un diagrama de corte para 30 sub-muestras de una muestra original.

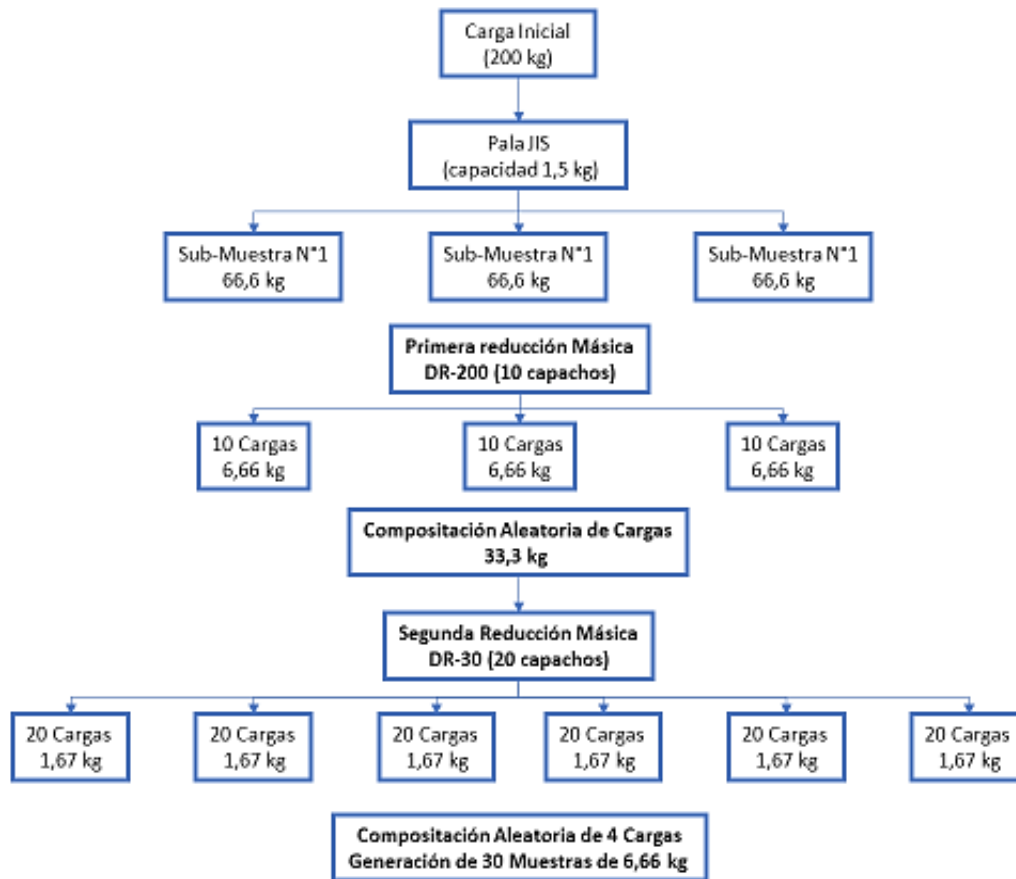


Figura 4.2: Diagrama del Proceso de Corte de Muestras.

4.3.2.3 Análisis Granulométrico de las Muestras Generadas

- i. Cuando se llega a la fracción -#6 se debe separar una carga (1,665 kg aproximadamente, según esquema) para control de AG al 10% de las muestras generadas.
- ii. Tomar la carga para control de análisis granulométricos y cortarla en el DR-1,5. Generar una carga original y una carga duplicado de no más de 300 g de muestra.
- iii. Tome los 300 g de muestra preparados del corte y tamice en Ro-Tap durante 15 minutos.
- iv. Capture los pesos de las masas tamizadas y fondo. Este control de granulometría se aplica solamente a la fracción de tamaños -#6 ya que esta presenta una distribución granulométrica fina y el resto de las otras fracciones se trabajó bajo un mono-tamaño.

4.4 ACTIVIDADES EXPERIMENTALES

4.4.1 Recepción de Mineral y Obtención de Muestras Representativas para Columnas

El mineral recibido para el pilotaje de laboratorio con granulometría correspondiente a la descarga del chancado terciario en circuito abierto y en circuito cerrado, será en cantidad suficiente para realizar el conjunto de experimentos programados para cumplir con el objetivo de esta memoria.

Para obtener muestras representativas de la totalidad del mineral recibido, se solicitan las muestras obtenidas mediante el cortador de muestra automático con el que cuenta el circuito de chancado. Con estas muestras se realizan ensayos preliminares en botellas, con el fin de determinar una serie de parámetros del mineral. Además, se realizará la caracterización química y mineralógica del mineral.

Se estima que para las columnas de 2 metros de altura y 8" de diámetro se requieren aproximadamente 80 kilogramos de muestra, mientras que en las columnas de 4 metros de altura se requieren aproximadamente 160 kilogramos, considerando que la densidad aparente del mineral es de 1,6 [g/cm³].

4.4.2 Caracterización Química y Mineralógica del Mineral

En este caso el mineral a trabajar no presenta especies metálicas significativas de otros elementos de interés, tampoco presenta grandes cantidades de impurezas, por lo que la caracterización química y mineralógica del mineral se llevará a cabo para determinar el oro que este presenta.

El contenido de oro en muestras sólidas se determina usando la técnica de copelación o ensayo a fuego, que se describe en el *Anexo ;Error! No se encuentra el origen de la referencia..* Se ha indicado que este tipo de análisis es más exacto que el análisis de oro en solución, utilizando la técnica de espectrofotometría de absorción atómica (EAA). Sin



embargo, al inicio del estudio se contempla contrastar ambas técnicas de manera de establecer aquella que se utilizará definitivamente en el estudio.

Otra submuestra se utilizará para identificar mineralógicamente las especies de oro presentes en la ganga y también para determinar el grado de liberación de este metal valioso.

4.4.3 Caracterización Física del Mineral

Una muestra representativa del mineral recibido se someterá a ensayos para la determinación de la humedad natural, humedad de impregnación, densidad absoluta y aparente, permeabilidad y porosidad, distribución granulométrica, entre otras. Los protocolos de estos ensayos se indican en el *Anexo 9.2.4*.

4.4.4 Consumo Máximo de Cianuro

Existen pruebas para averiguar requerimientos de reactivos para las distintas menas de oro a tratar, por ejemplo, consumos de cal, cianuro o algún otro reactivo. Estas pruebas normalmente son conocidas como pruebas de botella y son el punto de inicio para después un escalamiento a pruebas de mayor envergadura. El protocolo del ensayo de consumo máximo de cianuro se indica en el *Anexo 9.2.5*.

4.4.5 Distribución Granulométrica de Alimentación y Producto

Se analizará la distribución granulométrica de alimentación usando la serie de tamices ASTM: ½”, 3/8”, ¼”, 1/8”, #8, #10, #14, #20, #28, #35, #48, #65, #100, #150, #200, #270, #325, #400 y -#400. De igual forma se aplicará a los rípios de la columna en alturas de medio metro, es decir, para el caso de columnas de 2 metros, se analizará la distribución granulométrica cada medio metro. Esto permitirá determinar el nivel de segregación de tamaños generados en la columna de lixiviación y determinar la efectividad de la aglomeración.

4.4.6 Aglomeración en Betonera

El mineral se mezclará con una solución alcalina a $\text{pH}=11$ de NaCN a través de la mezcla en una betonera convencional con la finalidad de aglomerar las partículas más finas en torno a las más gruesas. El total de líquidos no puede superar la humedad de impregnación (aproximadamente entre 15 a 30 % de la humedad de impregnación, verificado visualmente mediante la “prueba del guante”, que consiste en que el operador toma una muestra de descarga del equipo usando su guante y lo presiona fuertemente y enseguida lo suelta para que caiga libremente. Si el guante se moja existe un exceso de humedad). El tiempo de mezcla será menor a 5 minutos y luego tendrá un tiempo de reposo de 48 horas (tiempo de curado, en el que se produce una reacción enérgica entre el mineral y los reactivos) antes de ser cargado en la columna respectiva (ver Figura 9.23). La concentración habitual de NaCN en el aglomerado es de 30% del consumo máximo de NaCN o bien en relación con la ecuación de consumo de cianuro en función de la ley de oro, descrita por la reacción de Elsner.



Figura 4.3: Botoneras Convencionales Utilizadas.



4.4.7 Carguío de Mineral Aglomerado en Columnas

La estructura disponible para el montaje de las columnas permite el montaje de 18 de estas al mismo tiempo y dispone de soportes para cada una de ellas.

Una vez montadas en la estructura se procede a realizar el carguío de estas con las muestras preparadas y aglomeradas anteriormente. Es importante definir una técnica para el carguío suave de los glómeros en la columna de lixiviación, para esto se utilizará un sistema de mordaza que permite cargar y descargar al interior de la columna con una altura no mayor a medio metro. Esto se realiza cargando con una pala un cilindro plástico (torpedo o mordaza), con una capacidad de 15 kilogramos, provisto de una tapa en la parte inferior y que es más angosto que la columna, de manera tal que pueda introducirse sin problemas dentro de esta. Este cilindro baja a través de la columna y la tapa se abre y deja caer el mineral a una altura no mayor de 30 centímetros del fondo, para evitar la compactación del lecho. Esto se repite hasta completar la carga de la columna (ver Figura 9.25).

Terminado el carguío del mineral, se deben preparar los recipientes de solución de alimentación, posicionar los recipientes de recepción de efluente y ajustar las bombas peristálticas provistas de mangueras que alimentarán la solución lixivante.

4.4.8 Preparación de Soluciones Lixiviantes

La solución cianurada será preparada en tambores de 200 [L] de acuerdo con el procedimiento de “Preparación de Solución Cianurada” de Minera Pullalli y su concentración variará para cada ronda de experimentos.

4.4.9 Control de Columnas de Lixiviación

- i. El control de las columnas contempla la medición de la tasa de riego, que se realiza de forma diaria, midiendo la cantidad de flujo por minuto de solución de riego con una probeta. Si el flujo difiere de lo requerido, se realiza un ajuste del flujo a través



- del controlador o variador de flujo. Para asegurar la continuidad de flujo, se utilizarán bombas peristálticas.
- ii. Para todos los experimentos se utilizará un “rum-up” o rampa de humectación de 3, 5 L/h/m², cada fase se aplicará por 24 horas, hasta alcanzar la tasa de riego deseada (donde no existe acumulación de solución). Esto con el objetivo, de humectar y lograr que se acomoden los finos con los gruesos y no producir un arrastre de finos que genere una segregación en la columna. Se deben tomar muestras diarias del volumen retenido en la columna, para tomar la decisión de aumentar o reducir la tasa de riego y así definir la máxima tasa de riego, que determinará flujos menores para los ensayos.
 - iii. Cuando aparezca el primer efluente, registrar el tiempo con respecto al tiempo de inicio.
 - iv. Al momento en que el efluente sea aproximadamente 500 ml, medir el volumen exacto de efluente, el pH, el potencial redox (electrodo de plata cloruro de plata), la temperatura en °C, determinar el NaCN en g/L y la concentración de Au. Para obtener la muestra, se debe homogenizar la solución del balde receptor y retirar 250 ml de la solución lixiviada y almacenarla en un frasco rotulado para sus respectivos análisis y una segunda muestra de aproximadamente 50 ml para dejarla como testigo.
 - v. Las dos primeras semanas se realiza la medición cada 24 horas y luego cada 48 horas por el periodo de lixiviación remanente.
 - vi. Cuantificar los volúmenes contenidos en los baldes superiores (solución lixivante) e inferiores (PLS) a través de medición volumétrica directa (graduación del balde) y determinación del volumen mediante medidas de peso y densidad de solución, respectivamente. Cuando el balde receptor sea retirado de la columna, se procederá a colocar un balde limpio en remplazo.
 - vii. Rellenar el contenedor de solución de alimentación con solución cianurada para continuar el riego de la columna. Llevar un registro del volumen alimentado a los baldes.
 - viii. Al término del ciclo de lixiviación se realiza una etapa de lavado con agua industrial por 2 días al mismo flujo y luego dejar drenar hasta que no aparezca efluente.

- ix. Luego de los 40-45 días, se detiene la irrigación de las columnas y se deja drenar hasta que no aparezca solución efluente. Registrando el volumen de drenaje, tiempo de drenaje, pH, temperatura en °C, CN⁻ libre y la concentración de Au.
- x. Finalmente, a la solución de lavado se le repiten los análisis del punto iv.

Fecha	Mediciones	Columna 1	Columna 2	Columna 3	Columna 4	Columna 5	Columna 6	Columna 7	Columna 8	Columna 9
29-05-2018 Día 7	Volumen Alimentado [ml]	16020	16400	16180	16680	16450	15630	15880	16155	18200
	Volumen Efluente [ml]	7270	7355	7470	7765	7705	7275	7450	7430	7230
	Volumen Columna [ml]	5010	5135	4895	4745	4920	4680	4640	4870	2965
	pH Sol. Alimentación	11,02	11,01	11,07	11,10	11,15	11,12	11,18	11,18	11,18
	pH Sol. Efluente	12,05	12,04	12,06	12,12	12,06	12,06	12,11	12,17	11,95
	Potencial Redox Sol. Alimentación [mV]	-244	-248	-246	-248	-250	-249	-251	-251	-251
	Potencial Redox Sol. Efluente [mV]	-298	-296	-298	-301	-298	-298	-301	303	-291
	Temperatura Sol. Efluente [°C]	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5
	Concentración NaCN Efluente [g/L]	0,343	0,3381	0,3283	0,539	0,5537	0,5341	0,735	0,7546	0,735
	Concentración de Au [mg/L]	0,45	0,45	0,42	0,58	0,56	0,39	0,63	0,64	0,64
	Concentración de Ag [mg/L]	0,45	0,43	0,42	0,61	0,88	0,57	0,39	0,66	0,66
	Concentración de Cu [mg/L]	22,1	17	18,9	21,5	22,9	19,6	20,8	25,8	16,5

Figura 4.4: Formato de planilla de control.

4.4.10 Descarga de Columnas

- i. Terminado el drenaje se prepara la columna para recibir el mineral lixiviado (Ripio).
- ii. Recibir el ripio que cae por gravedad en baldes de 10 litros en etapas sucesivas, hasta retirar la totalidad del ripio que contiene la columna. Rotular los baldes, para sus análisis respectivos (ver Figura 9.26).
- iii. Determinar la humedad, peso, distribución granulométrica, pH, leyes de Au y cianuro residual de cada uno de los baldes.
- iv. Finalmente, una vez descargadas las columnas lavarlas con agua industrial.

4.4.11 Diseño de Experimentos

Para el presente estudio se considerarán las siguientes variables y parámetros.

Tabla 4.1: Variables y parámetros a considerar en el estudio.

Parámetros	Variables	Variables Respuesta
pH Sol. Barren	Dosificación de NaCN	Extracción de Oro, Plata y Cobre
Temperatura	Tasa de Riego	Consumo Especifico de NaCN
Humedad	Altura de Columna	Potencial Redox
Dosis de Cal y Cemento	Granulometría (P80)	pH Sol. Rica

Debido a que Cía. Minera Pullalli desea trabajar con el mineral producto del sistema de chancado terciario actual y probar una granulometría mayor, la granulometría se considerará como un variable durante este estudio, por lo que, se realizará el análisis sobre los efectos que pueda causar ésta en la recuperación de oro y el consumo de reactivos. Es por esto, que se trabajará con una distribución granulométrica fija para cada set de columnas de lixiviación, evitando así, posibles distorsiones en los resultados, producidas por el efecto que provoca una distribución granulométrica heterogénea de las muestras.

En primer lugar, cabe destacar que todos los test se realizarán en triplicado, lo que ya forma parte de un estándar en todas las empresas mineras al realizar experimentos de estas magnitudes, así es posible evaluar la dispersión de los resultados y analizar la desviación estándar de estos mismos, con el fin de normalizar, si es necesario, los datos experimentales obtenidos.

Para el desarrollo de las pruebas, se comenzará a trabajar con un mineral de granulometría característica al producto del chancado terciario del sistema de conminución actual de



Minera Pullalli (100% $-#3/8''$), con el fin de extraer las variables que proporcionan una mejor recuperación para luego aplicarlas en el mineral con una mayor granulometría (100% $-1/2''$).

Inicialmente, se realiza el test de columnas con distintas dosis de NaCN, donde, habitualmente se utilizan 3 dosificaciones distintas para tener un comportamiento más real de la recuperación de metales de interés en función de esta variable, las cuales se definieron en 0,3, 0,5 y 0,7 [g/L] de NaCN.

Luego, después que se define el consumo de NaCN, se realiza el test de columnas variando la tasa de riego. Para este estudio, se utilizan tasas de riego de 8, 10 y 12 [L/h/m²], dependiendo de la tasa máxima admisible por la columna, sin que ocurra retención de líquido. Cabe mencionar, que en esta fase sólo se realizan las pruebas con las tasas de riego de 8 y 12 [L/h/m²], debido a que los resultados con un flujo de 10 [L/h/m²], ya se tendrán como input del test anterior.

Finalmente, para estudiar el efecto de la altura de la columna se emplearán columnas de igual diámetro, pero de alturas distintas. Se propone utilizar columnas de 2 y 4 m de altura, para evaluar el efecto de la compresión del lecho sobre la extracción de oro. Además, durante el periodo en que se realizará esta prueba, se montará un set de columnas sin aglomerar, pero con curado, para estudiar el efecto que tendría sobre la extracción de oro y percolación del lecho, para validar la operación del curado en la correa transportadora.



4.5 ANÁLISIS EXPERIMENTALES DE MUESTRAS

4.5.1 Caracterización Química y Mineralógica del Mineral

En este caso el mineral a trabajar no presenta especies metálicas significativas de otros elementos de interés, tampoco presenta grandes cantidades de impurezas, por lo que la caracterización química y mineralógica del mineral se llevara a cabo para determinar el oro que esté presente y la composición de la ganga que la soporta.

El contenido de oro en muestras sólidas se determina usando la técnica de copelación o ensayo a fuego, que se describe en el *Anexo* **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia..** Se ha indicado que este tipo de análisis es más exacto que el análisis de oro en solución, utilizando la técnica de espectrofotometría de absorción atómica. Sin embargo, al inicio del estudio se contempla contrastar ambas técnicas de manera de establecer aquella que se utilizará definitivamente en el estudio. No se descarta también, la posibilidad de usar fluorescencia de rayos x (FRX).

Otra submuestra, se utilizará para identificar mineralógicamente las especies de oro presentes en la mena, determinar el grado de liberación de este metal valioso y analizar el contenido de cianicidas que presenta el mineral (por ejemplo, cobre, zinc, plomo, entre otros). Se recomienda realizar los análisis mineralógicos a través de la empresa Mineralogía Aplicada Metalúrgica Ltda. (MAM Ltda.), que cuenta con el prestigio del geólogo Franco Barbagelata.

4.5.2 Caracterización Física del Mineral

Una muestra representativa del mineral recibido se someterá a ensayos para la determinación de la humedad natural, humedad de impregnación, densidad absoluta y aparente, permeabilidad y porosidad, distribución granulométrica, entre otras. Los protocolos de estos ensayos se indican en el Anexo 9.2.4.



4.5.3 Consumo Máximo de Reactivos

Es sumamente necesario realizar una prueba de consumo máximo de reactivos utilizados en el proceso de lixiviación con un mineral en específico, esto con el fin de, definir los rangos de concentración de cianuro con los cuales se trabajará posteriormente en la etapa de curado previa a las pruebas de lixiviación en columnas. Para esta etapa de curado se utilizará el 30% y 50% del consumo máximo obtenido en esta prueba.

Para el consumo máximo de cianuro se utiliza una cantidad definida de sólido con su respectiva solución de NaCN, habitualmente 100% -#70 o -#100. En este caso se aplicará el “Procedimiento para Realizar pruebas de Lixiviación en Pulpa” con el que cuenta la empresa.

4.5.4 Distribución Granulométrica de Alimentación y Producto

Se analizará la distribución granulométrica de alimentación usando la serie de tamices *ASTM*: 1/2”, 3/8”, 1/4”, 1/8”, #8, #10, #14, #20, #28, #35, #48, #65, #100, #150, #200, #270, #325, #400. De igual forma se aplicará a los ripsos de la columna en alturas de medio metro, es decir, para el caso de columnas de 2 metros, se analizará la distribución granulométrica cada medio metro. Esto permitirá determinar el nivel de segregación de tamaños generados en la columna de lixiviación y determinar la efectividad de la aglomeración.

CAPÍTULO 5. PLAN DE TRABAJO

En la Tabla 5.1 se presenta un detalle del plan de trabajo del proyecto de memoria junto con la duración estimada de cada una de las actividades a desarrollar.

Tabla 5.1: Plan de trabajo provisorio.

N°	Actividad	Duración
1	Estado del arte: búsqueda bibliográfica	-
2	Diseño experimental	-
3	Montaje de equipamiento experimental	1 semana
6	Determinación del consumo máximo de reactivo	1 semana
5	Caracterización física, química y mineralógica del mineral.	2 semana
4	Preparación de muestras representativas para todas las columnas	4 semanas
7	Carguío de columnas, variando concentración de NaCN, tasa de riego y altura	1 semana x 3 veces
8	Tiempo de lixiviación	40 días x 3 veces
9	Tiempo de lavado	2 días x 3 veces
10	Descarga de columnas	1 semana x 3 veces
11	Lavado y montaje del equipo experimental	2 días x 3 veces
13	Análisis de ripios	1 semana
12	Procesamiento de datos y preparación de informe	4 semanas
13	Tiempo Total Estimado de Proyecto	9 meses

Las actividades que no especifican tiempo se realizaron previo al inicio de actividades como trabajo correspondiente a la práctica profesional, durante los meses de enero y febrero.

A continuación, se presenta un esquema resumido con los distintos ensayos de columnas que se realizarán para efectos de la presente memoria.

Mineral 1: 100% -3/8" (Producto del Chancado Terciario)

• Primera Etapa, Variación de Concentración de NaCN:

- I. 3 Columnas con 0,3 [g/L] de NaCN.
- II. 3 Columnas con 0,5 [g/L] de NaCN.
- III. 3 Columnas con 0,7 [g/L] de NaCN.

- Tasa de Riego: 10 [L/hm²].
- Curado: 30 % del Consumo Máx. de NaCN.
- Tiempo de Riego: 40 días.
- Concentración de NaCN: Variable.

• Segunda Etapa, Variación de Tasa de Riego:

- I. 3 Columnas con 0,5 [g/L] de NaCN y 8 [L/hm²].
- II. 3 Columnas con 0,7 [g/L] de NaCN y 8 [L/hm²].
- III. 3 Columnas con 0,7 [g/L] de NaCN y 12 [L/hm²].

- Tasa de Riego: Variable.
- Curado: 30 % del Consumo Máx. de NaCN.
- Tiempo de Riego: 40 días.
- Concentración de NaCN: Variable.

• Tercera Etapa, Variación de Curado y Altura de Columna :

- I. 3 Columnas de 2 [m].
- II. 3 Columnas de 4 [m].
- III. 3 Columnas de 2 [m] sin Aglomeración.

- Tasa de Riego: 12 [L/hm²].
- Curado: 50 % del Consumo Máx. de NaCN.
- Tiempo de Riego: 40 días.
- Concentración de NaCN: 0,7 [g/L] de NaCN.

Mineral 2: 100% -1/2" (Producto del Chancado Terciario Modificando Setting)

• Primera Etapa, Variación de Concentración de NaCN:

- I. 3 Columnas con 0,5 [g/L] de NaCN.
- II. 3 Columnas con 0,7 [g/L] de NaCN.
- III. 3 Columnas con 0,9 [g/L] de NaCN.

- Tasa de Riego: 12 [L/hm²].
- Curado: 50 % del Consumo Máx. de NaCN.
- Tiempo de Riego: 40 días.
- Concentración de NaCN: Variable.

• Segunda Etapa:

- I. 3 Columnas de 2 [m].
- II. 3 Columnas de 2 [m] sin Aglomeración.

- Tasa de Riego: 12 [L/hm²].
- Curado: 50 % del Consumo Máx. de NaCN.
- Tiempo de Riego: 40 días.
- Concentración de NaCN: 0,7 [g/L] de NaCN

Figura 5.1: Esquema resumen de los test realizados.

CAPÍTULO 6. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1 ANÁLISIS MICROSCÓPICO MINERALÚRGICO

Se realizó un análisis mineralógico a la muestra de mineral, con la finalidad de caracterizar el estado de las especies de oro, en cuanto a su liberación, asociación, oclusión y tamaño granulométrico. Este análisis fue realizado por Guarachi Ingenieros Ltda.

La muestra de mineral fue analizada a una granulometría 100% -#28 Tyler.

Tabla 6.1: Especies Mineralógicas Presentes en el Mineral.

Especies Mineralógicas	
Oro	Au ⁰
Calcopirita	CuFeS ₂
Covelina	CuS
Blenda	ZnS
Molibdenita	MoS ₂
Rutilo	TiO ₂
Pirita	FeS ₂
Pirrotina	FeS
Magnetita	Fe ₃ O ₄
Limonita	Fe ₂ O ₃ *nH ₂ O
Ganga no Metálica	-

El oro nativo presente en la muestra de mineral se encuentra totalmente ocluido en la ganga no metálica, la cual corresponde al 97,0% de la muestra, mientras que la ganga de hierro se

presenta solo a niveles de trazas. Además, es posible observar trazas de calcopirita y covelina e indicios de blenda.

Tabla 6.2: Composición Mineralógica del Mineral.

Composición Mineralógica 100% Base Mineral				
Especies	% en Peso	Cu	Fe	S
Calcopirita	tz	-	-	-
Covelina	tz	-	-	-
Blenda	0,17	-	-	-
Rutilo	tz	-	-	-
Pirita	2,14	-	-	-
Pirrotina	0,19	-	1,00	1,15
Magnetita	tz	-	-	-
Limonita	0,54	-	0,00	-
Ganga	96,95	-	0,34	-
Total	100	0	1,34	1,15
Composición Mineralógica 100% Base Sulfuros de Cu y Fe				
Calcopirita	tz	-	-	-
Covelina	tz	-	-	-
Pirita	100	-	46,6	53,4
Total	100	0	46,6	53,4
Composición Mineralógica 100% Base Sulfuros de Cu				
Calcopirita	tz	-	-	-
Covelina	tz	-	-	-
Total	0	0	0	0

Tabla 6.3: Composición Mineralógica de la Ganga.

Composición Mineralógica de la Ganga 100% Base Mineral				
Especies	% en Peso	Cu	Fe	S
Calcopirita	tz	-	-	-
Covelina	tz	-	-	-
Blenda	0,17	-	-	-
Rutilo	tz	-	-	-
Pirita	2,14	-	-	-
Pirrotina	0,19	-	1,00	1,15
Magnetita	tz	-	-	-
Limonita	0,54	-	0,00	-
Ganga	96,95	-	0,34	-
Total	100	0	1,34	1,15
Composición Mineralógica de la Ganga no Metálica				
Especies	% en Peso	Formulas		
Anfibola	1,07	$\text{Ca}_2\text{Na}(\text{Mg}, \text{Fe}^{2+})_4(\text{Al}, \text{Fe}^{3+}, \text{Ti})\text{Al}_2\text{Si}_8\text{O}_{22}(\text{O}, \text{OH})_2$		
Biotita	2,01	$\text{K}(\text{Mg}, \text{Fe}^{2+})_3(\text{Al}, \text{Fe}^{3+})\text{Si}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_2$		
Clorita	1,02	$(\text{Mg}, \text{Fe}^{2+}, \text{Fe}^{3+})_6\text{AlSi}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_8$		
Cuarzo	68,95	SiO_2		
Feldespato Potásico	4,02	KAlSi_3O_8		
Illita	3,02	$(\text{Si}_{4-y}\text{Al}_y\text{O}_{10})(\text{Al}_2\text{Fe}_{1,5}\text{Mg}_5)\text{K}_2$		
Plagioclasa	6,95	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8\text{-CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$		
Sericita	9,91	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$		
Total	96,95	-		

El oro contenido en el mineral se presenta principalmente como oro nativo, el cual se encuentra totalmente ocluido en la ganga no metálica, con un tamaño granulométrico promedio de 7 [µm], aproximadamente 2400# Ty, fluctuando entre un tamaño máximo de

10 [μm] (1800# Ty) y un mínimo de 5 [μm]. Por otra parte, la ganga que contiene al oro ocluido tiene un tamaño granulométrico promedio de 618 [μm], aproximadamente 28# Ty.

A continuación, se detalla el estado del oro, en relación con su tamaño granulométrico y de acuerdo con las especies con que coexiste.

Tabla 6.4: Distribución del oro en la Ganga.

Intervalos [μm]	Mallas Ty	Oro Ocluido en Ganga [%]
0 - 5	-2400#	16,7
5 - 10	+2400# - 1800#	83,3
10 - 20	+1800# - 900#	0
Total	-	100

A continuación, se muestran una serie de microfotografías (objetivo 40x), que muestran la presencia de oro en las diferentes fases de ganga.

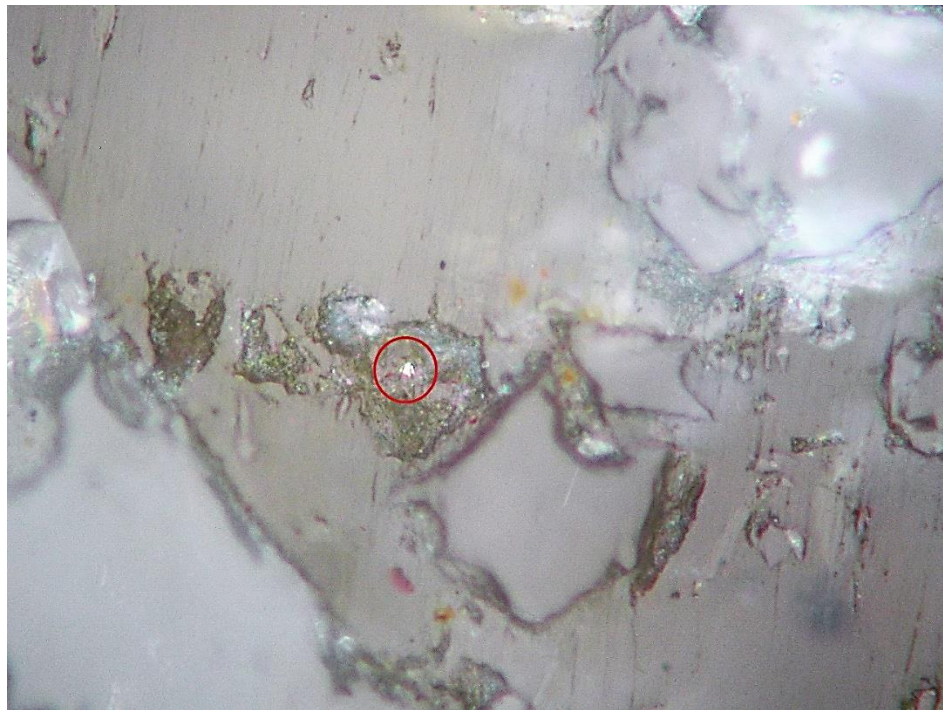


Figura 6.1: Oro de 7[μm] ocluido en ganga de 60[μm].



Figura 6.2: Oro de 10 [μm] ocluido en ganga de 900[μm].

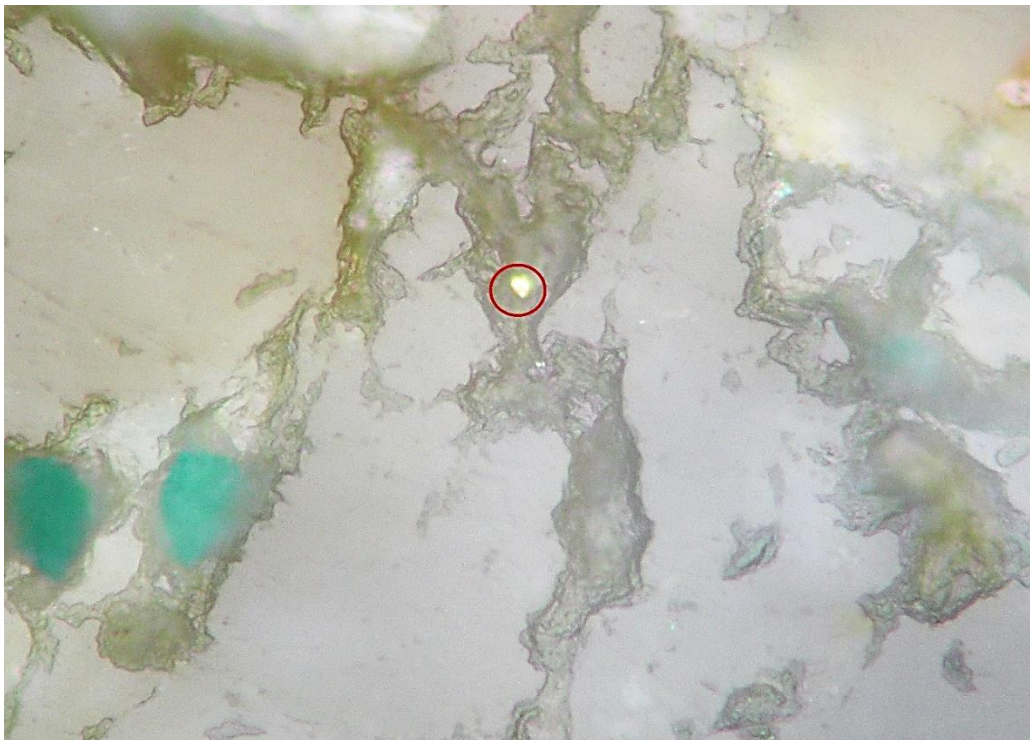


Figura 6.3: Oro de 8[μm] ocluido en ganga de 800 [μm].

6.2 PARÁMETROS FÍSICOS Y QUÍMICOS

Los parámetros físicos y químicos presentados a continuación fueron determinados experimentalmente de acuerdo con la metodología descrita previamente y que se resumen en la Tabla 6.5.

Tabla 6.5: Propiedades físico y químicas del mineral de Pullalli.

Propiedad	Valor
Humedad natural* [%]	0,44
Humedad de impregnación [%]	7,89
Densidad aparente [g/cm ³]	1,59
pH natural	7,27
Consumo máximo de NaCN [kg/t]	0,55
Consumo de cal viva (pH=11) [kg/t]	1,22

**Humedad natural del material dispuesto en el laboratorio.*

El mineral de Pullalli, en general, presenta un consumo de cianuro de sodio de 0,55 [kg/t], considerado un consumo de tipo medio en relación con los consumos indicados por el informe de (COCHILCO, 2014), esto debido principalmente al bajo contenido de elementos cianicidas que presenta el mineral, por ejemplo, minerales de cobre y arsenopiritas, así como también de bajo contenido de plata.

Por otra parte, la humedad natural del mineral trabajado es considerablemente baja, esto por causa de la preparación mecánica que tuvo la muestra antes de ser analizada, la cual se realizó a la intemperie y temperatura ambiente sobre los 30°C. Habitualmente, el mineral proveniente de la mina de Pullalli, presenta una humedad promedio de 1,5%.

6.3 PERMEABILIDAD Y POROSIDAD

Para obtener la porosidad se utilizó el permeámetro haciendo fluir agua en sentido ascendente hasta que este alcanza la superficie del lecho de la muestra. Los valores que se mantuvieron constantes fueron los siguientes:

Tabla 6.6: Parámetros constantes durante los ensayos.

Diámetro Base Permeámetro [cm]	Altura de Lecho [cm]	Área de lecho [cm ²]
14,4	34,7	162,9

Para el ensayo de porosidad, la bomba peristáltica se mantuvo trabajando a 150 RPM para todas las muestras ensayadas. Considerando los valores de la Tabla 6.6 y mediante los ensayos se obtuvieron las siguientes porosidades para las muestras:

Tabla 6.7: Porosidad por granulometría con y sin aglomerar.

Granulometría [in]	Condición	Volumen lecho [cm ³]	Densidad aparente [g/cm ³]	Volumen agua [cm ³]	Porosidad ϵ [%]
1/2"	Sin aglomerar	5651,2	1,55	2377,9	30
1/2"	Aglomerado	5651,2	1,65	2102,4	27
3/8"	Sin aglomerar	5651,2	1,56	2528,8	31
3/8"	Aglomerado	5651,2	1,59	2198,3	28



Luego se procedió a obtener la permeabilidad de cada una de estas muestras mediante un ensayo de carga constante y con la bomba peristáltica funcionando a 190 RPM. Los datos considerados a continuación fueron muestreados durante un lapso de 60 segundos cada uno, con el objetivo de que los diferentes ensayos no sufriesen diferencias en sus valores debido a este aspecto. Por otro lado, debido a que la diferencia de presión al momento de medir es bastante variable, se consideraron 10 mediciones para luego obtener un promedio de la diferencia de presión y utilizar este valor para el cálculo de la permeabilidad. Finalmente, los resultados se muestran a continuación:

Tabla 6.8: Resultado ensayo permeabilidad para 1/2" sin aglomerar.

Permeabilidad 1/2" sin aglomerar (190 RPM)		
Ítem	Ensayo 1	Ensayo 2
Volumen agua [cm ³]	264,5	270,4
Δh [cm H ₂ O]	0,79	0,88
Tiempo [s]	60	60
Permeabilidad [cm/s]	1,19	1,10
Permeabilidad promedio [cm/s]	1,14	

Tabla 6.9: Resultado ensayo permeabilidad para 1/2" aglomerada.

Permeabilidad 1/2" aglomerada (190 RPM)		
Ítem	Ensayo 1	Ensayo 2
Volumen agua [cm ³]	283,6	281,4
Δh [cm H ₂ O]	0,66	0,65
Tiempo [s]	60	60
Permeabilidad [cm/s]	1,52	1,54
Permeabilidad promedio [cm/s]	1,53	

Tabla 6.10: Resultado ensayo permeabilidad para 3/8" sin aglomerar.

Permeabilidad 3/8" sin aglomerar (190 RPM)		
Ítem	Ensayo 1	Ensayo 2
Volumen agua [cm ³]	210,1	93,5
Δh [cm H ₂ O]	0,59	0,42
Tiempo [s]	60	60
Permeabilidad [cm/s]	1,27	0,79
Permeabilidad promedio [cm/s]	1,03	

Tabla 6.11: Resultado ensayo permeabilidad para 3/8" aglomerada.

Permeabilidad 3/8" aglomerada (190 RPM)		
Ítem	Ensayo 1	Ensayo 2
Volumen agua [cm ³]	323,6	252,3
Δh [cm H ₂ O]	1,12	0,68
Tiempo [s]	60	60
Permeabilidad k [cm/s]	1,03	1,33
Permeabilidad k promedio [cm/s]	1,18	

Lo primero a observar es la densidad aparente de las muestras. Debido a que se utilizó aglomeración, se espera que las densidades de estas muestras aglomeradas sean mayores a las sin aglomerar:

$$\rho_{\frac{1}{2} \text{ aglomerado}} > \rho_{\frac{3}{8} \text{ aglomerado}} > \rho_{\frac{1}{2} \text{ sin aglomerar}} > \rho_{\frac{3}{8} \text{ sin aglomerar}}$$

Tal como se puede observar, las densidades de las muestras aglomeradas son mayores y es por esto que al ordenar los valores de porosidad de la Tabla 6.7 en forma descendente se debiese obtener un orden inverso:

$$\varepsilon_{\frac{3}{8} \text{ sin aglomerar}} > \varepsilon_{\frac{1}{2} \text{ sin aglomerar}} > \varepsilon_{\frac{3}{8} \text{ aglomerado}} > \varepsilon_{\frac{1}{2} \text{ aglomerado}}$$

El orden anterior tiene sentido al considerar lo siguiente:

- Una granulometría menor con partículas de menor tamaño tendrá mayor cantidad de espacios vacíos y por ende una mayor porosidad.
- La aglomeración busca juntar los finos y disminuir los espacios vacíos, por lo que debiese existir una reducción de la porosidad en las muestras aglomeradas al compararlas con las que no tiene aglomeración.

En base a lo anteriormente expuesto y considerando las porosidades obtenidas, es posible decir que la aglomeración efectivamente tuvo una influencia en la porosidad y por tanto en la reducción de espacios vacíos.

También en base a la Tabla 2.2, podemos caracterizar cada una de las muestras en base a su porosidad. En este caso las muestras se podrían clasificar desde arena gruesa hasta grava gruesa.

Es importante mencionar el término de porosidad efectiva, el cual se define como el porcentaje de poros interconectados que permiten la circulación de fluidos. Esta porosidad efectiva permite conocer qué porcentaje de los espacios vacíos permite realmente la circulación de un fluido a través de un determinado material. En este caso y en base a la Figura 2.1, se puede establecer que, en las muestras, la porosidad efectiva se mueve entre un 22 y 29 %.

En cuanto a la permeabilidad, al ordenarla de forma descendente se establece el siguiente orden:

$$k_{\frac{1}{2}} \text{aglomerado} > k_{\frac{3}{8}} \text{aglomerado} > k_{\frac{1}{2}} \text{sin aglomerar} > k_{\frac{3}{8}} \text{sin aglomerar}$$

Debido a que una mayor cantidad de partículas de tamaño pequeño provocan que la circulación de un determinado líquido a través del material sea más difícil, es razonable obtener que la permeabilidad del material aglomerado sea mayor a la del material que no sufrió este pretratamiento.



En base a la Tabla 2.1, todos los valores de permeabilidad obtenidos en los ensayos quedan dentro del rango definido como muy permeable y en base a esta misma tabla se clasificaría el material como grava gruesa.

En resumen, las porosidades se vieron afectadas debido a la aglomeración, que es lo que se espera de este proceso. En ambos casos, la porosidad disminuyó un 3% al aplicar el pretratamiento de aglomeración. Otra forma de observar el cambio debido al pretratamiento aplicado es mediante la diferencia de las densidades aparentes de las muestras con y sin aglomeración.

Con la aglomeración se logró aumentar la permeabilidad en ambas granulometrías ensayadas. En base a los resultados y las permeabilidades obtenidas, se concluye que la aglomeración fue más efectiva o produjo mayores cambios en el material con granulometría bajo 1/2".

Tanto la granulometría bajo 3/8" como la bajo 1/2" y en base a las clasificaciones de tipo de suelo según porosidad y permeabilidad, el material se podría identificar como grava principalmente.



6.4 LIXIVIACIONES EN COLUMNAS

Para comenzar, cabe recordar que todos los ensayos realizados para estudiar y analizar el efecto de cada variable fueron realizados en triplicado y los resultados presentados a continuación corresponden al promedio de cada prueba en triplicado.

Para el desarrollo de la presente memoria de título, se llevó a cabo el programa de pruebas presentado en la Figura 5.1, con un total de 42 columnas de lixiviación entre 2 y 4 metros de altura. En el programa mencionado anteriormente, se detallan las variables que se desean estudiar en cada set de columnas, con el fin de optimizar las condiciones de operación para aumentar la extracción de oro del mineral.

6.4.1 Mineral 1: Granulometría 100% -1/2”

A continuación, se presentan los resultados para el mineral ensayado de 1/2”. Cabe mencionar, que este mineral proviene de la mina subterránea de Pullalli, presenta una ley de cabeza promedio de 1,22 [g/t] de Au, la cual fue calculada mediante una serie de ensayos a fuego (gravimetría). Además, se tiene una ley de cabeza promedio de 2,99 [g/t] de Ag y de 63,51 [g/t] de Cu. Para este estudio fue posible trabajar con este valor de ley de cabeza promedio para determinar las extracciones de todas las columnas que presentan esta granulometría, debido principalmente al sistema de generación de cargas de columna realizado por SGS Minerals.

Por otra parte, y bajo el mismo concepto de preparación de cargas de mineral para alimentar las columnas de lixiviación, la distribución granulométrica de estas se consideró como un parámetro fijo, por ende, en esta fase del experimento la extracción de oro, plata y cobre, no serán afectadas por fenómenos asociados a la granulometría del mineral alimentado.

Esto es posible confirmarlo por el control de calidad granulométrico que se le realizó al 10% de las cargas de mineral generadas, específicamente a la fracción fina, que no fue dividida

por monotamaño, las cuales presentan un coeficiente de correlación de Pearson dentro de los márgenes aceptables para realizar este tipo de pruebas.

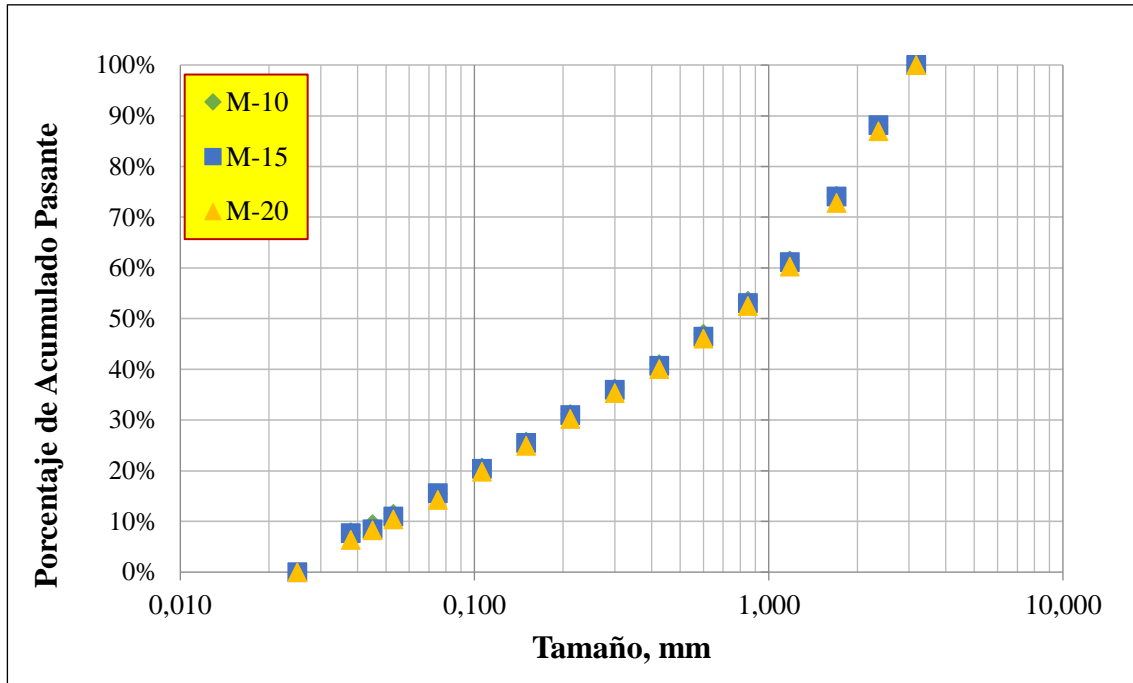


Figura 6.4: Perfil granulométrico de la fracción fina para el Mineral 1.

Tabla 6.12: Coeficiente de correlación de Pearson para los controles de calidad.

R ² (Pearson)	Valor
M10	0,9956
M15	0,9796
M20	0,9921

La pérdida obtenida de la preparación mecánica de las muestras es de 1,2% de la masa de la muestra inicial, lo que está dentro de los márgenes aceptables en la industria, considerando que las pérdidas de masa para este tipo de actividades no deben ser mayor a 3%.

Es de esperarse que la masa de la fracción mayor (1/2") debe presentar la mayor dispersión por carga generada, en este caso, con un valor de 3,83%. En caso contrario, la menor variabilidad promedio entre los cortes realizados por el divisor rotatorio se presenta en la fracción más fina (-#6), con un valor de 0,57%. Ambos valores de dispersión se encuentran por debajo del valor esperado, correspondiente a un 5% de variabilidad máxima entre cargas, lo que valida el argumento propuesto anteriormente.

Los tamaños característicos para estas muestras son; D_{80} :10,92 [mm] y D_{50} : 6,50 [mm].

Tabla 6.13: Perfil granulométrico de la muestra para el Mineral 1.

Malla	Tamaño	Peso	Retenido, %		Pasante
Tyler	mm	kg	Parcial	Acumulado	%
3/4"	19,050	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
1/2"	12,700	4,98	6,5%	6,5%	93,5%
3/8"	9,525	18,49	24,0%	30,5%	69,5%
1/4"	6,350	15,78	20,5%	51,0%	49,0%
1/8"	3,175	14,23	18,5%	69,5%	30,5%
# 8	2,360	2,50	3,3%	72,7%	27,3%
# 10	1,700	2,79	3,6%	76,3%	23,7%
# 14	1,180	2,62	3,4%	79,7%	20,3%
# 20	0,850	1,63	2,1%	81,8%	18,2%
# 28	0,600	1,34	1,7%	83,6%	16,4%
# 35	0,425	1,23	1,6%	85,2%	14,8%
# 48	0,300	0,99	1,3%	86,5%	13,5%
# 65	0,212	1,04	1,3%	87,8%	12,2%
# 100	0,150	1,12	1,4%	89,3%	10,7%
# 150	0,106	1,04	1,4%	90,6%	9,4%
# 200	0,075	1,06	1,4%	92,0%	8,0%
# 270	0,053	0,82	1,1%	93,1%	6,9%
# 325	0,045	0,41	0,5%	93,6%	6,4%
# 400	0,038	0,33	0,4%	94,0%	6,0%
-# 400	0,025	4,61	6,0%	100,0%	0,0%

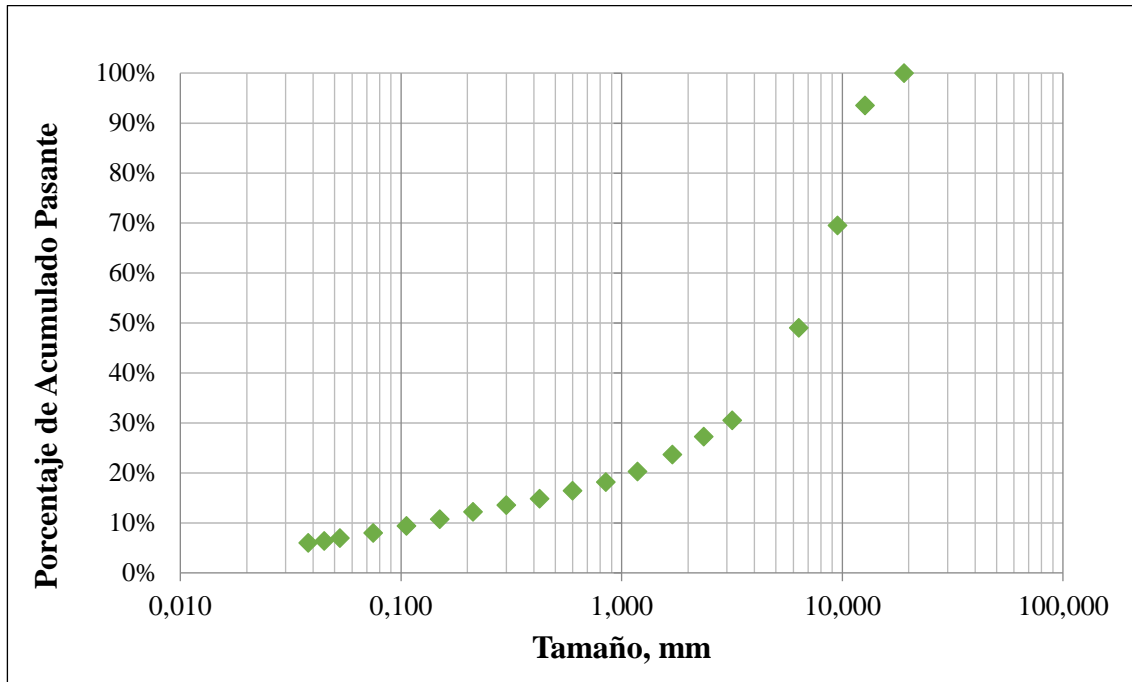


Figura 6.5: Perfil granulométrico de la muestra para el Mineral 1.

6.4.1.1 Variación de Concentración de Cianuro en Solución de Riego

Para estudiar el efecto que tiene la concentración de cianuro (NaCN) en la solución de riego sobre la extracción de Au y Ag, se probó con 3 valores de concentración de este agente lixiviante: i) bajo (0,5 [g/L]), ii) medio (0,7 [g/L]) y iii) alto (0,9 [g/L]).

Para esta prueba se consideraron los siguientes parámetros de operación:

Tabla 6.14: Parámetros de operación para el mineral 1, ensayo variando concentración de NaCN en solución de riego.

Parámetro	Valor
Altura de Columna [m]	2
Granulometría [pulg]	100% -1/2"
Tiempo de lixiviación [d]	40
Tasa de Riego [L/h/m ²]	12
Ramp-up [L/h/m ²]	3 y 5
Dosis de NaCN en el Curado [kg/t]	50% del Consumo Máximo de NaCN
Dosis de Cal en el Aglomerado [kg/t]	1,2
Dosis de Cemento en el Aglomerado [lb/t]	8
Humedad de Aglomerado [%]	30% de la Humedad de Impregnación
Tiempo de Reposo [d]	2

Los parámetros mencionados anteriormente, son el resultado de un *benchmarking* realizado con diversas mineras que actualmente presentan una etapa de curado y aglomeración, seguido de sus respectivos módulos de pilas de lixiviación. Es importante destacar que la etapa de curado/aglomerado en general no se aplica en la minería del oro desconociéndose las razones de esta omisión.

El muestreo de los rípios de cada columna se realizó cada medio metro, por lo que se generó un gran número de muestras para su posterior análisis físico y químico, además, el mineral alimentado a las columnas presenta bajos contenidos de Ag y Cu, sumado a sus bajas extracciones preliminares, conllevó a tomar la decisión de realizar un balance ajustado en función de las leyes de los rípios, solo para el elemento de mayor interés, que en este caso es el Au, dejándose en el entendido que en particular cualquiera sea la extracción de la plata, constituye un *commodity* para el proceso, que reporta en el metal doré.

A continuación, se presentan las figuras de extracción de Au esperada para las 3 condiciones mencionadas anteriormente. Cabe mencionar que, esta extracción esperada, es el resultado de una ponderación entre las extracciones Cabeza / Solución y Cabeza / Rípio, donde esta última, fue determinada utilizando el promedio del contenido de Au en los rípios, en secciones de 30 [cm] cada una, hasta completar los dos metros de columna.

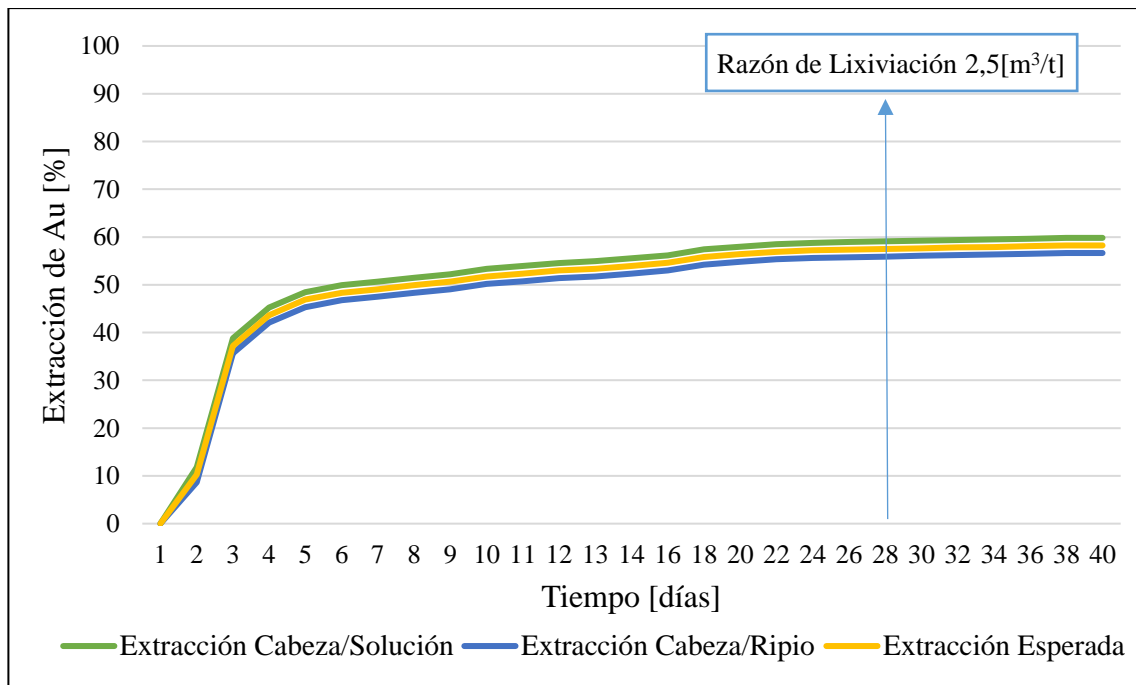


Figura 6.6: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el mineral 1, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.

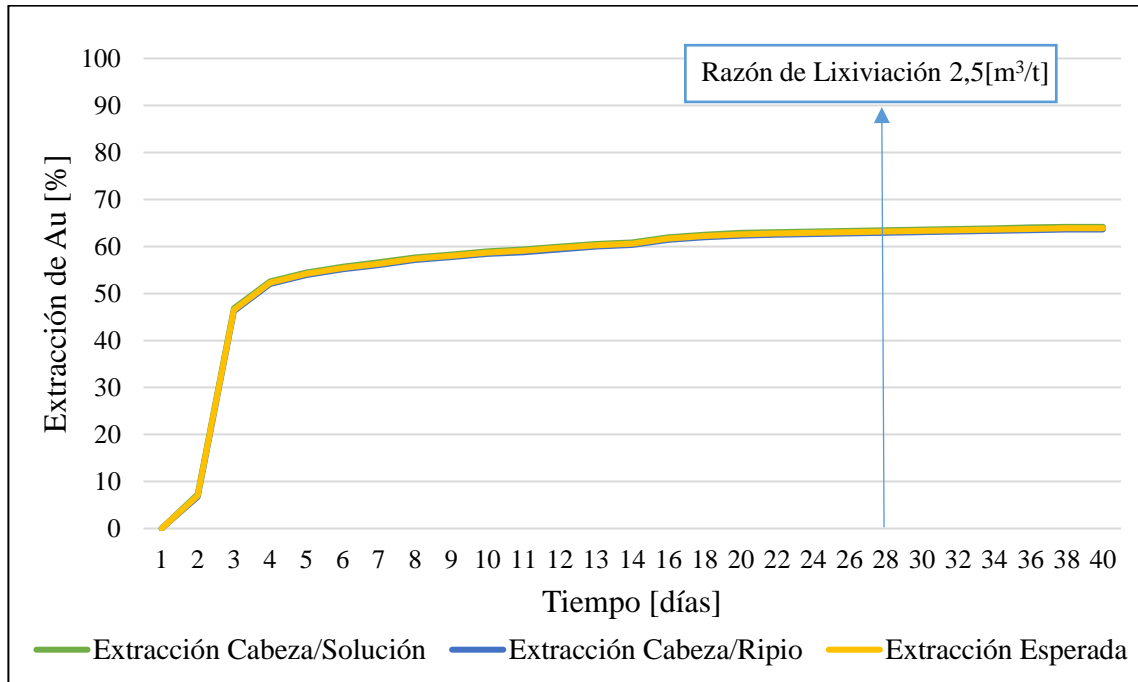


Figura 6.7: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el mineral 1, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.

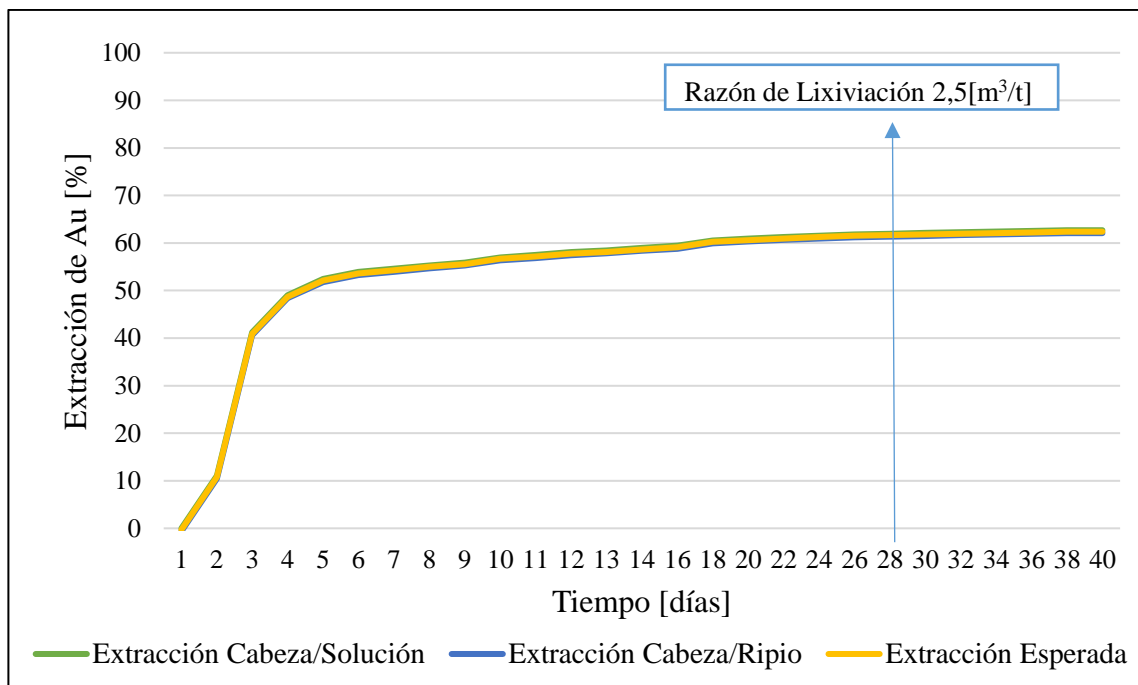


Figura 6.8: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el mineral 1, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 0,9 [g/L] de NaCN en solución de riego.

Tabla 6.15: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 1, variando concentración de NaCN en solución de riego.

Variable de Estudio	Extracción Cabeza / Solución [%]	Extracción Esperada [%]	Extracción Esperada RL 2,5 [m ³ /t]	Consumo de NaCN [kg/t]
0,5 [g/L] de NaCN en Sol. de Riego	59,8	58,2	57,5	0,51
0,7 [g/L] de NaCN en Sol. de Riego	64,2	63,9	63,2	0,68
0,9 [g/L] de NaCN en Sol. de Riego	62,7	62,4	61,7	0,71

Inicialmente cabe mencionar que, para el triplicado de columnas correspondiente al set con una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en la solución de riego, debido a un problema con la bomba peristáltica encargada de irrigar la solución cianurada al set de columnas, estas presentan 2 días más de reposo que sus pares de estudio. Esto es posible verlo reflejado en los resultados obtenidos, ya que este set presentó extracciones mayores de Au, incluso que su par de estudio que presentaba concentraciones mayores de cianuro en la solución de riego. Lo anterior, principalmente es debido al proceso de curado previo que se realizó a cada muestra de mineral, en donde normalmente se trabajó con un tiempo de reposo de 2 días, en los cuales las soluciones lixiviantes concentradas realizan un ataque más enérgico al mineral. Por ende, este set tuvo un tiempo de contacto mayor con estas soluciones de curado concentradas, antes de ser recuperadas por las soluciones de riego más diluidas, lo que a su vez se ve reflejado en el consumo de cianuro, el cual se encuentra dentro del mismo rango que su par, que presenta una mayor concentración de cianuro en la solución de riego.

Los balances de masa ajustados y en soluciones, para una granulometría 100% -1/2", entregan un rango posible de extracción de Au entre 63,2% y 64,2%, para la mejor condición de estudio, lo que representa una extracción esperada de 63,9% (ver Figura 6.7).

Como se puede apreciar en la Tabla 6.15, omitiendo el set con una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en la solución de riego (por la razón expuesta anteriormente), existe un aumento en la extracción de Au directamente proporcional a la concentración de NaCN en la solución de riego, alcanzando un máximo de 62,4% de extracción esperada, a una concentración de 0,9 [g/L] de NaCN en la solución de riego.

De la misma manera, a medida que aumenta la concentración de NaCN en la solución de riego y por ende la extracción de Au, aumenta el consumo de NaCN que presenta cada set de columnas, alcanzando un máximo de 0,71 [kg/t], para el caso de una concentración de 0,9 [g/L] de NaCN en la solución de riego. Este valor, en relación con los consumos de cianuro para pilas de lixiviación indicados por el informe de (COCHILCO, 2014), es un valor de consumo alto.

Puesto que, en esta prueba se utilizaron las mejores condiciones, tanto en el curado como en la concentración de cianuro en la solución de riego y no se lograron las extracciones de Au necesarias para un proyecto rentable, se decidió seguir con las pruebas de lixiviación de columnas, pero esta vez con una granulometría menor y de esta forma se espera que las extracciones de Au mejoren.

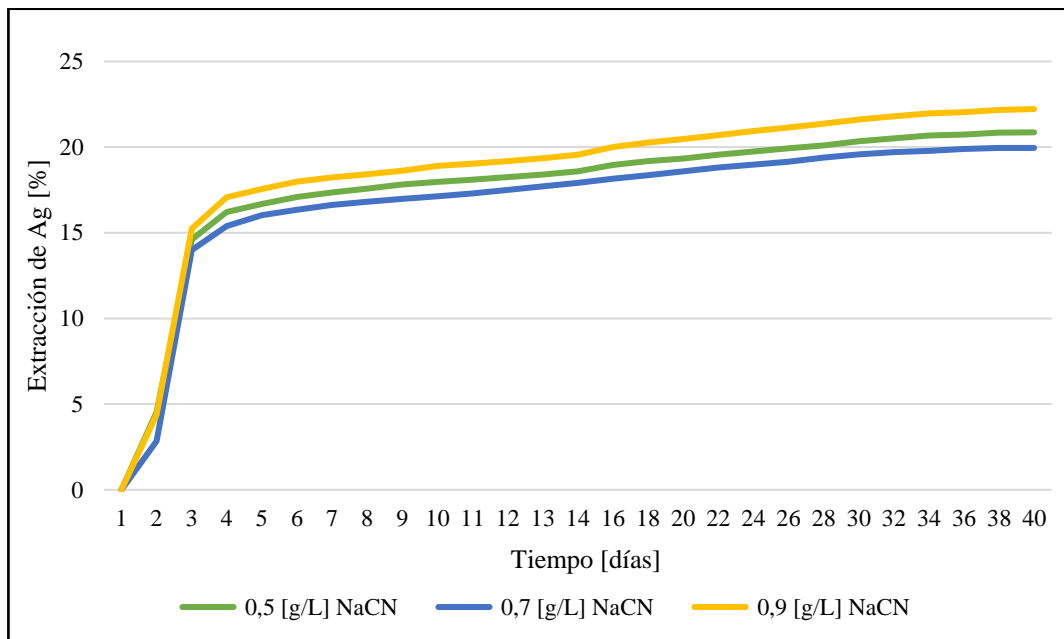


Figura 6.9: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 1, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.

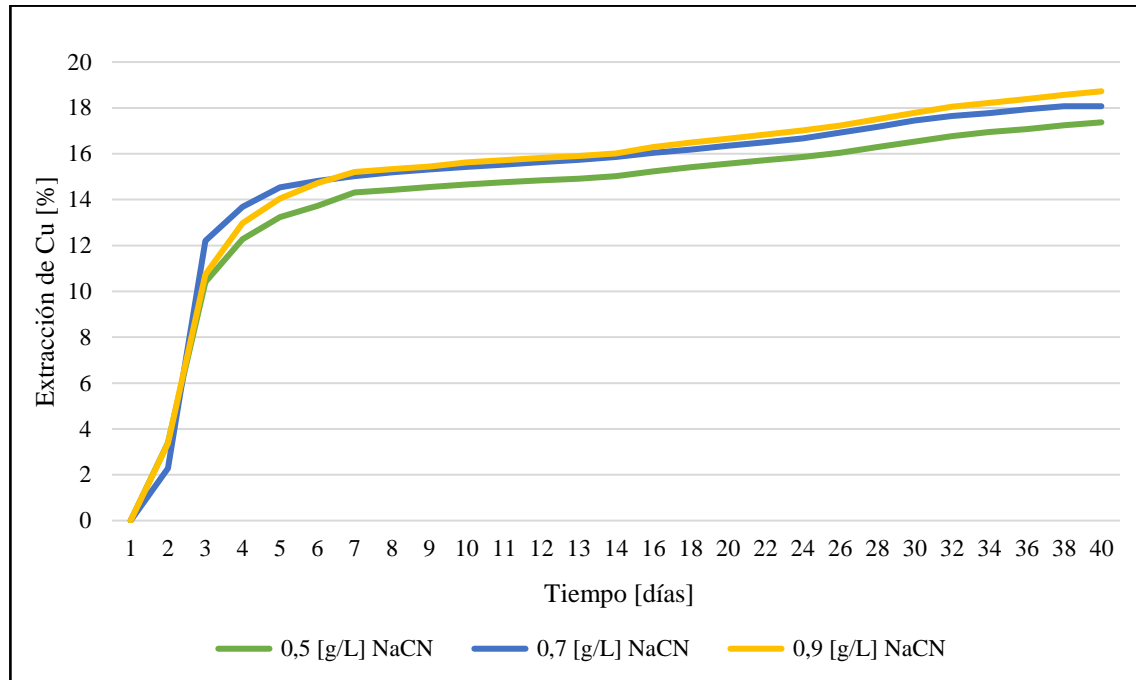


Figura 6.10: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 1, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.

En relación a las figuras de extracción de Ag y Cu en función del tiempo para las 3 condiciones estudiadas (ver Figura 6.9 y Figura 6.10). En estos es posible notar que se alcanza una extracción máxima de 22,2% de Ag y de 18,7% de Cu para la mejor condición de concentración de NaCN en solución de riego. Estos resultados en cuanto a la Ag extraída no son muy favorables, ya que ésta a la hora de vender el concentrado de oro o el metal doré se adiciona como un crédito a la venta. Por otro lado, la baja extracción de Cu en esta ronda de pruebas es favorable para el proceso, ya que indica que el agente lixivante, en este caso el cianuro, no se centra en atacar el Cu contenido en el mineral, disminuyendo de esta forma el consumo de cianuro por efectos de los cianicidas presentes en el mineral 1.

6.4.2 Mineral 2: Granulometría 100% -3/8"

A continuación, se presentan los resultados para el mineral 2 ensayado. Cabe mencionar, que este mineral proviene de la mina subterránea de Pullalli y presenta una ley de cabeza promedio de 0,86 [g/t] de Au, la cual fue calculada mediante una serie de ensayos a fuego (gravimetría). Además, se tiene una ley de cabeza promedio de 2,38 [g/t] de Ag y de 36,63 [g/t] de Cu. Para este estudio fue posible trabajar con este valor de ley de cabeza promedio para determinar las extracciones de todas las columnas que presentan esta granulometría, debido principalmente al sistema de generación de cargas de columna realizado por SGS Minerals.

Por otra parte, y bajo el mismo concepto de preparación de cargas de mineral para alimentar las columnas de lixiviación, la distribución granulométrica de estas se consideró como un parámetro fijo, por ende, en esta fase del experimento la extracción de oro, plata y cobre, no serán afectadas por fenómenos asociados a la granulometría del mineral alimentado.

Esto es posible confirmarlo por el control de calidad granulométrico que se realizó al 10% de las cargas de mineral generadas, específicamente a la fracción fina, que no fue dividida por monotamaño, las cuales presentan un coeficiente de correlación de Pearson dentro de los márgenes aceptables para realizar este tipo de pruebas.

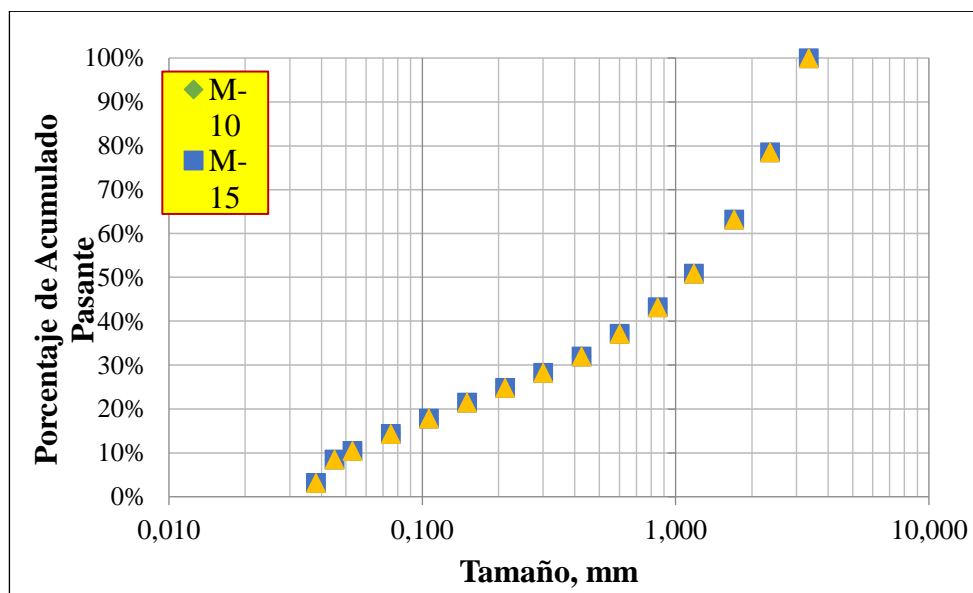


Figura 6.11: Perfil granulométrico fracción fina para el Mineral 2.

Tabla 6.16: Coeficiente de correlación de Pearson para los controles de calidad.

R ² (Pearson)	Valor
M10	0,9989
M15	0,9887
M20	0,9927

La pérdida obtenida de la preparación mecánica de las muestras es de 0,8% de la masa de la muestra inicial, lo que está dentro de los márgenes aceptables en la industria, considerando que las pérdidas de masa para este tipo de actividades no deben ser mayor a 3%.

Es de esperarse que la masa de la fracción mayor (1/4") debe presentar la mayor dispersión por carga generada, en este caso, con un valor de 1,2%. En caso contrario, la menor variabilidad promedio entre los cortes realizados por el divisor rotatorio se presenta en la fracción más fina (-#6), con un valor de 0,3%. Ambos valores de dispersión se encuentran por debajo del valor esperado, correspondiente a un 5% de variabilidad máxima entre cargas, lo que valida el argumento propuesto anteriormente.

Los tamaños característicos para estas muestras son; D80:6,06 [mm] y D50: 3,78 [mm].

Tabla 6.17: Perfil granulométrico de las muestras para el Mineral 2.

Malla	Tamaño	Peso	Retenido, %		Pasante
Tyler	Mm	kg	Parcial	Acumulado	%
3/8"	9,525	0,00	0,0%	0,0%	100,0%
1/4"	6,350	13,40	16,2%	16,2%	83,8%
# 6	3,350	32,55	39,2%	55,4%	44,6%
# 8	2,360	7,93	9,6%	65,0%	35,0%
# 10	1,700	5,67	6,8%	71,8%	28,2%
# 14	1,180	4,58	5,5%	77,3%	22,7%
# 20	0,850	2,83	3,4%	80,7%	19,3%

# 28	0,600	2,23	2,7%	83,4%	16,6%
# 35	0,425	1,91	2,3%	85,7%	14,3%
# 48	0,300	1,39	1,7%	87,4%	12,6%
# 65	0,212	1,28	1,5%	88,9%	11,1%
# 100	0,150	1,24	1,5%	90,4%	9,6%
# 150	0,106	1,36	1,6%	92,0%	8,0%
# 200	0,075	1,30	1,6%	93,6%	6,4%
# 270	0,053	1,42	1,7%	95,3%	4,7%
# 325	0,045	0,72	0,9%	96,2%	3,8%
# 400	0,038	1,97	2,4%	98,6%	1,4%
-# 400	0,025	1,19	1,4%	100,0%	0,0%

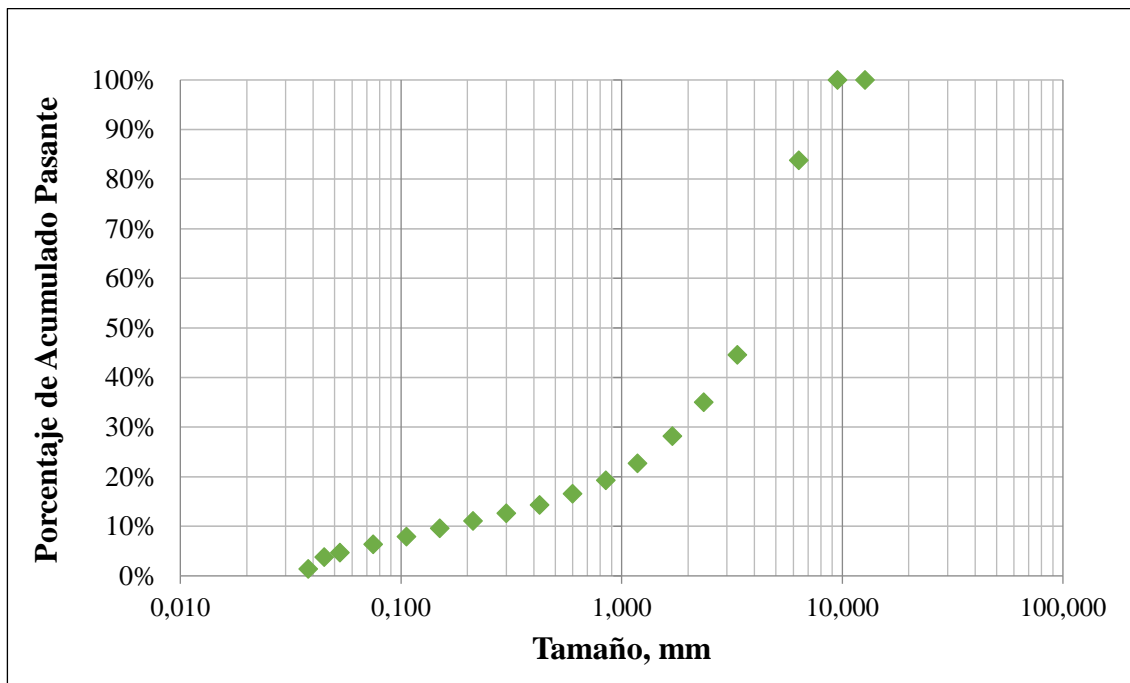


Figura 6.12: Perfil granulométrico de las muestras para el Mineral 2.

6.4.2.1 Variación de Concentración de Cianuro en Solución de Riego

Para estudiar el efecto que tiene la concentración de cianuro (NaCN) en la solución de riego sobre la extracción de Au y Ag, se probó con 3 valores de concentración de este agente lixiviante: i) bajo (0,3 [g/L]), ii) medio (0,5 [g/L]) y iii) alto (0,7 [g/L]).

Para esta prueba se consideraron los siguientes parámetros de operación:

Tabla 6.18: Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando concentración de NaCN en solución de riego.

Parámetro	Valor
Altura de Columna [m]	2
Granulometría [pulg]	100% -3/8"
Tiempo de lixiviación [d]	40
Tasa de Riego [L/h/m ²]	10
Ramp-up [L/h/m ²]	3 y 5
Dosis de NaCN en el Curado [kg/t]	30% del Consumo Máximo de NaCN
Dosis de Cal en el Aglomerado [kg/t]	1,2
Dosis de Cemento en el Aglomerado [lb/t]	8
Humedad de Aglomerado [%]	30% de la Humedad de Impregnación
Tiempo de Reposo [d]	2

Los parámetros mencionados anteriormente, son el resultado de un *benchmarking* realizado con diversas mineras que actualmente presentan una etapa de curado y aglomeración, seguido de sus respectivos módulos de pilas de lixiviación. Es importante destacar que la etapa de curado/aglomerado en general no se aplica en la minería del oro desconociéndose las razones de esta omisión.

El muestreo de los rípios de cada columna se realizó cada medio metro, por lo que se generó un gran número de muestras para su posterior análisis físico y químico, además, el mineral alimentado a las columnas presenta bajos contenidos de Ag y Cu, sumado a sus bajas extracciones preliminares, conllevó a tomar la decisión de realizar un balance ajustado en función de las leyes de los rípios, solo para el elemento de mayor interés, que en este caso es el Au, dejándose en el entendido que en particular cualquiera sea la extracción de la plata, constituye un commodity para el proceso, que reporta en el metal doré.

A continuación, se presentan los gráficos de extracción esperada de Au para las 3 condiciones mencionadas anteriormente. Cabe mencionar que, esta extracción esperada, es el resultado de una ponderación entre las extracciones Cabeza / Solución y Cabeza / Rípio, donde esta última, fue determinada utilizando el promedio del contenido de Au en los rípios, en secciones de 30 [cm] cada una hasta completar los dos metros de columna.

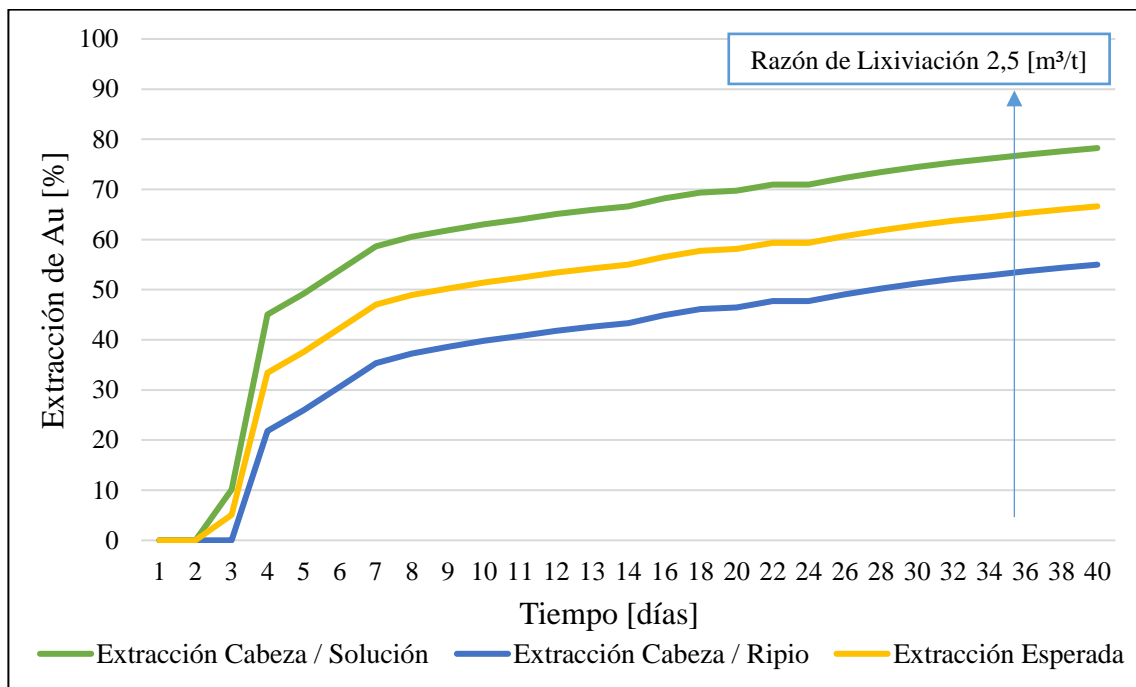


Figura 6.13: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 0,3 [g/L] de NaCN en solución de riego.

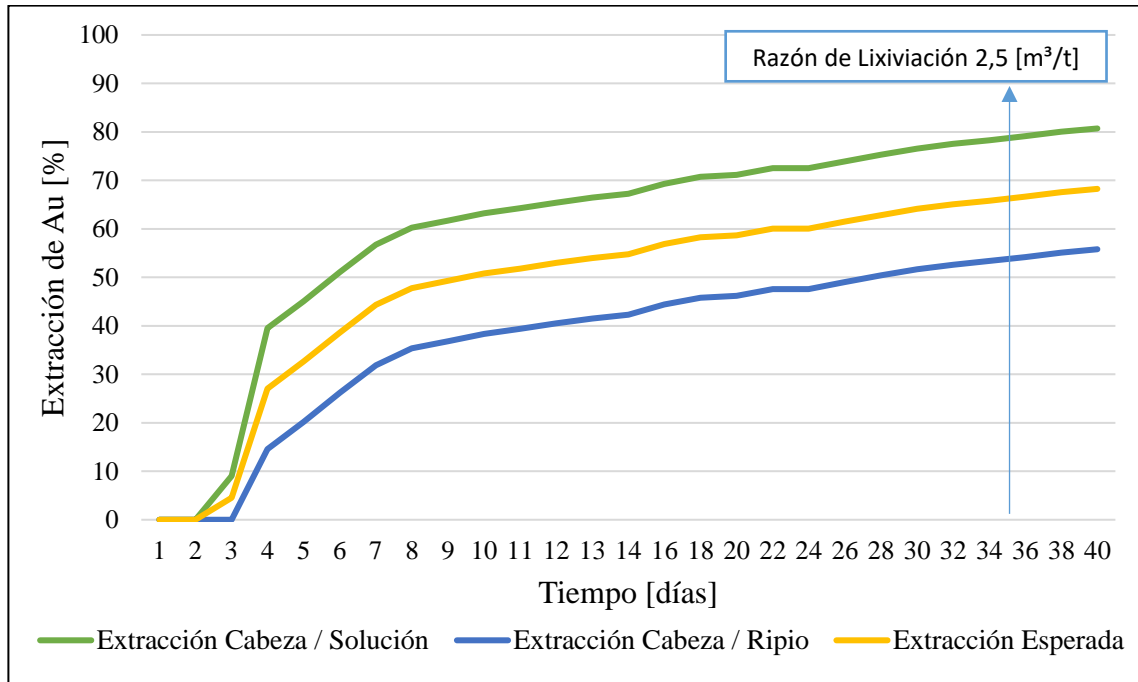


Figura 6.14: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.

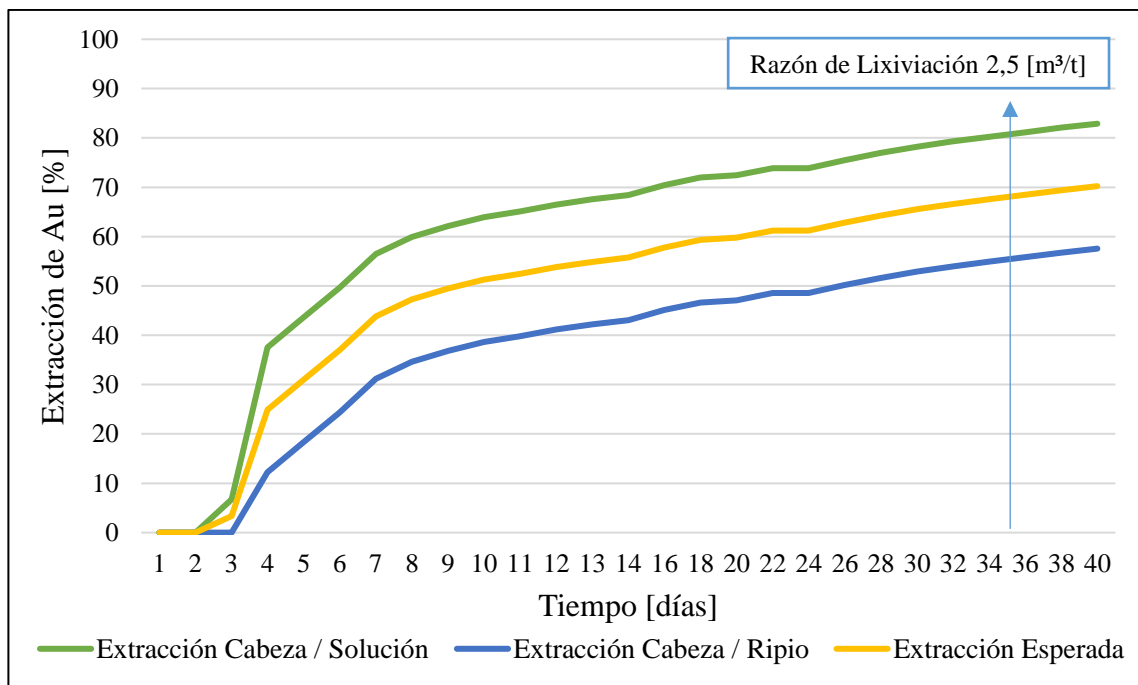


Figura 6.15: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.

Tabla 6.19: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando concentración de NaCN en solución de riego.

Variable de Estudio	Extracción Cabeza / Solución [%]	Extracción Esperada [%]	Extracción Esperada RL 2,5 [m ³ /t]	Consumo de NaCN [kg/t]
0,3 [g/L] de NaCN en Sol. de Riego	78,9	67,3	65,3	0,19
0,5 [g/L] de NaCN en Sol. de Riego	81,5	69,1	66,7	0,26
0,7 [g/L] de NaCN en Sol. de Riego	83,8	71,1	68,5	0,29

Los balances de masa ajustados y en soluciones, para una granulometría 100% -3/8”, entregan un rango posible de extracción de Au entre 60,3% y 83,8%, para la mejor condición de cianuro total, lo que representa una extracción esperada de 71,1% (ver Figura 6.15).

Como se puede apreciar en la Tabla 6.19, existe un aumento en la extracción de Au directamente proporcional a la concentración de NaCN en la solución de riego, alcanzando un máximo de 71,1% de extracción esperada, a una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en la solución de riego.

De la misma manera, a medida que aumenta la concentración de NaCN en la solución de riego y por ende la extracción de Au, aumenta el consumo de NaCN que presenta cada set de columnas, alcanzando un máximo de 0,29 [kg/t], para el caso de una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en la solución de riego.

El mineral de la minera Pullalli presenta un consumo de cianuro máximo de 0,55 [kg/t], este valor en relación con los consumos de cianuro indicados por el informe de (COCHILCO, 2014), es un valor de consumo medio, lo que se debe principalmente al bajo contenido de elementos cianicidas.

Puesto que, en esta primera instancia aún no se supera el valor de consumo máximo de cianuro, es altamente probable mejorar la extracción de Au por sobre los 71,1%, incrementando la adición temprana de este reactivo en la aglomeración y curado. Además, la adición temprana de cianuro permitirá alcanzar niveles similares de extracción de Au con razones de lixiviación y tiempos de ciclos significativamente menores.

Comparando estos resultados en relación con el cambio de granulometría, se puede observar que para el mineral 1 (granulometría 100% -1/2”), con una mayor concentración de cianuro los resultados de extracción de Au alcanzados son menores que con las columnas de mineral 2. En efecto, con este último mineral se logró un aumento de 11% aproximadamente para la extracción de Au.

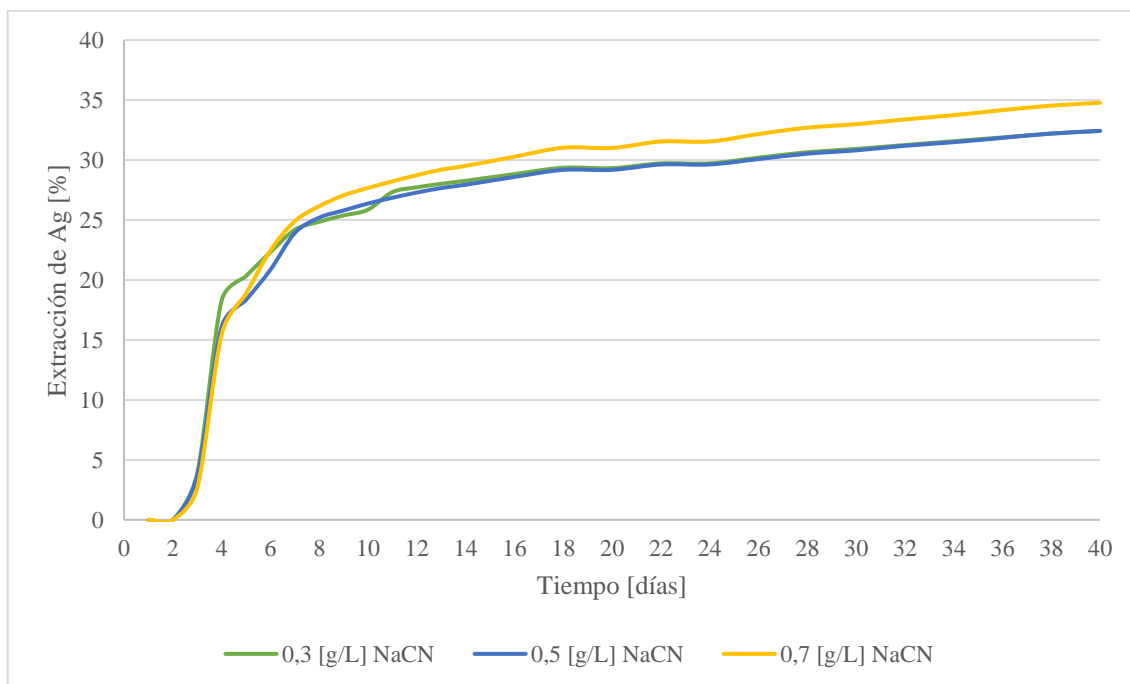


Figura 6.16: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.

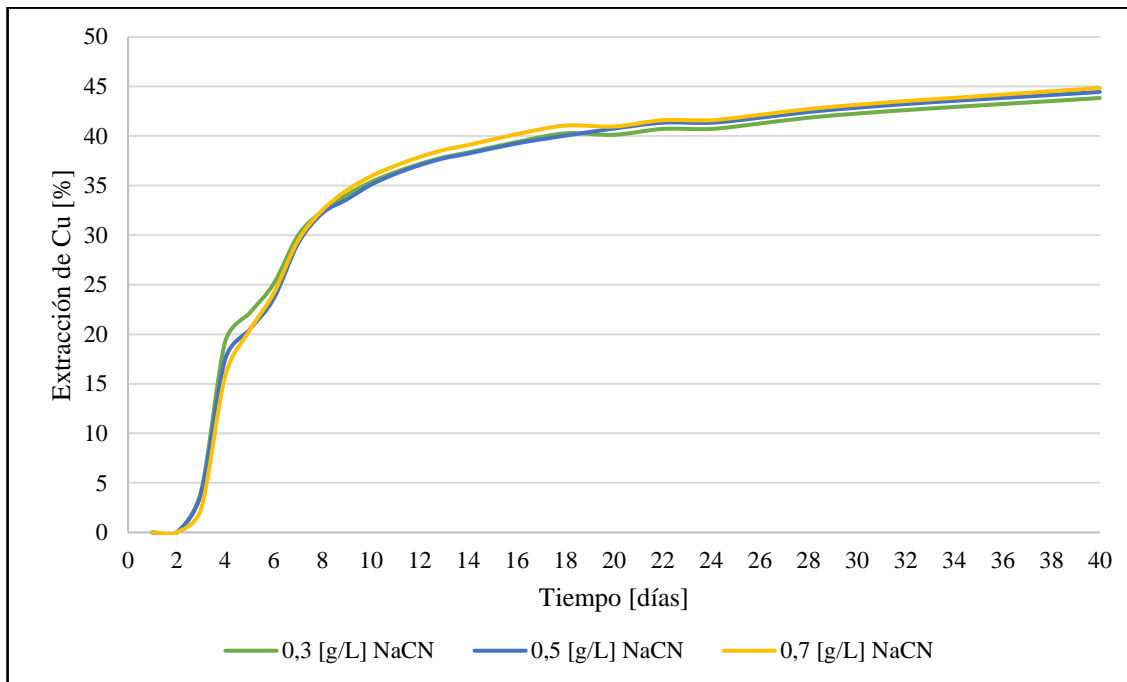


Figura 6.17: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de concentración de NaCN en solución de riego.

En relación a las figuras de extracción de Ag y Cu en función del tiempo para las 3 condiciones estudiadas (ver Figura 6.16 y Figura 6.17). En estas es posible notar que se alcanza una extracción máxima de 34,8% de Ag y de 44,9% de Cu para la mejor condición de concentración de NaCN en solución de riego. Estos resultados en cuanto a la Ag extraída no son muy favorables, ya que esta última, a la hora de vender el concentrado de oro o el metal doré, se adiciona como un crédito a la venta. Por otro lado, en esta ronda de pruebas se presenta que la extracción media de Cu es alta, lo que no es muy favorable para el proceso posterior, ya que indica que el agente lixivante, en este caso el cianuro, ataca gran parte del Cu contenido en el mineral, aumentando de esta forma el consumo de cianuro por efectos de los cianicidas presentes en el mineral 2. Además, la presencia de los complejos de cobre y cianuro formados durante la lixiviación afectan negativamente el proceso posterior de adsorción en las columnas de carbón activado, requiriéndose un mayor consumo de este insumo.



Comparando estos resultados en relación con el cambio de granulometría, se puede observar que para el mineral 1 (granulometría 100% $-1/2''$), con una mayor concentración de cianuro los resultados de extracción de elementos secundarios son menor que los alcanzados con las columnas de mineral 2. En efecto, con este último mineral se logró un aumento de 13% aproximadamente para la extracción de Ag y de 26% aproximadamente para la extracción de Cu.

6.4.2.2 Variación de la Tasa de Riego

Para estudiar el efecto que tiene la tasa de riego sobre la extracción de Au y Ag, se probó con 3 valores de tasa de riego: i) bajo (8 [L/h/m²], ii) medio (10 [L/h/m²]) y iii) alto (12 [L/h/m²]), para una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego. Y, un valor bajo y medio (8 [L/h/m²] y 10 [L/h/m²], respectivamente), para una concentración de 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.

Para esta prueba se consideraron los siguientes parámetros de operación:

Tabla 6.20: Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando tasa de riego.

Parámetro	Valor
Altura de Columna [m]	2
Granulometría [pulg]	100% -3/8"
Tiempo de Lixiviación [d]	40
Concentración de NaCN en Sol. de Riego [g/L]	0,5 – 0,7
Ramp-up [L/h/m ²]	3 y 5
Dosis de NaCN en el Curado [kg/t]	30% del Consumo Máximo de NaCN
Dosis de Cal en el Aglomerado [kg/t]	1,2
Dosis de Cemento en el Aglomerado [lb/t]	8
Humedad de Aglomerado [%]	30% de la Humedad de Impregnación
Tiempo de Reposo [d]	2

Los parámetros mencionados anteriormente, son el resultado de un *benchmarking* realizado con diversas mineras que actualmente presentan una etapa de curado y aglomeración, seguido de sus respectivos módulos de pilas de lixiviación. Es importante destacar que la

etapa de curado/aglomerado en general no se aplica en la minería del oro desconociéndose las razones de esta omisión.

El muestreo de los rípios de cada columna se realizó cada medio metro, por lo que se generó un gran número de muestras para su posterior análisis físico y químico, además, el mineral alimentado a las columnas presenta bajos contenidos de Ag y Cu, sumado a sus bajas extracciones preliminares, conlleva a tomar la decisión de realizar un balance ajustado en función de las leyes de los rípios, solo para el elemento de mayor interés, que en este caso es el Au, dejándose en el entendido que en particular cualquiera sea la extracción de la plata, constituye un commodity para el proceso, que reporta en el metal doré.

A continuación, se presentan los gráficos de extracción esperada de Au para las 3 condiciones mencionadas anteriormente. Cabe mencionar que, esta extracción esperada, es el resultado de una ponderación entre las extracciones Cabeza / Solución y Cabeza / Rípio, donde esta última, fue determinada utilizando el promedio del contenido de Au en los rípios, en secciones de 30 [cm] cada una hasta completar los dos metros de columna.

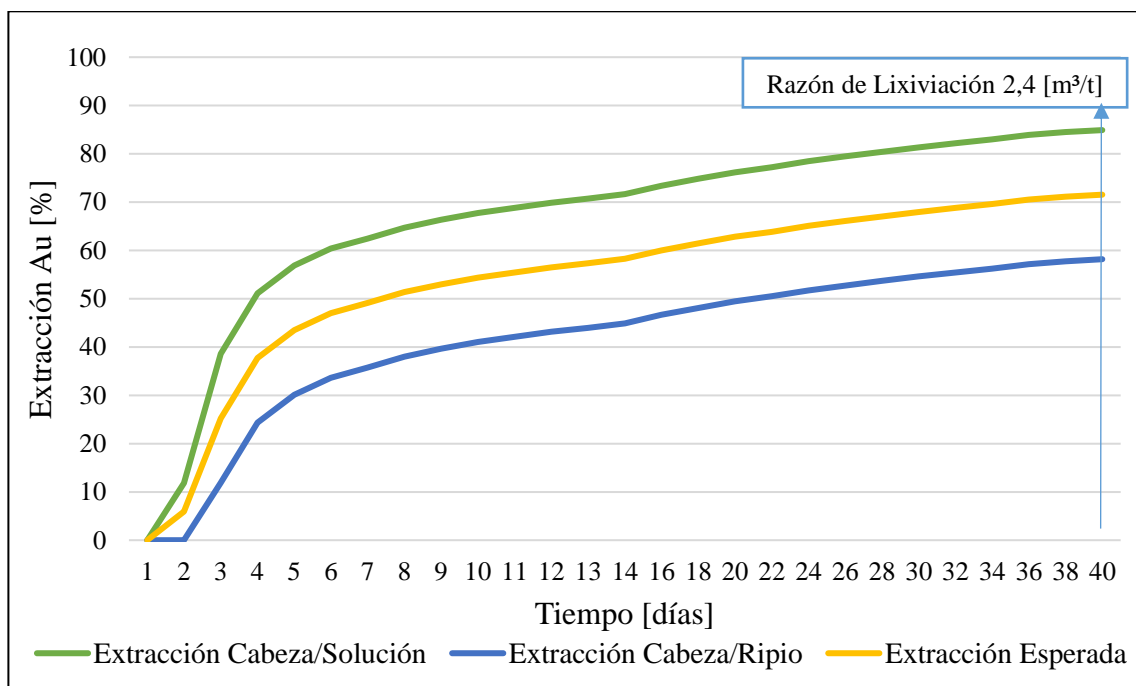


Figura 6.18: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,4 [m³/t], para el caso de 8 [L/h/m²] y 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.

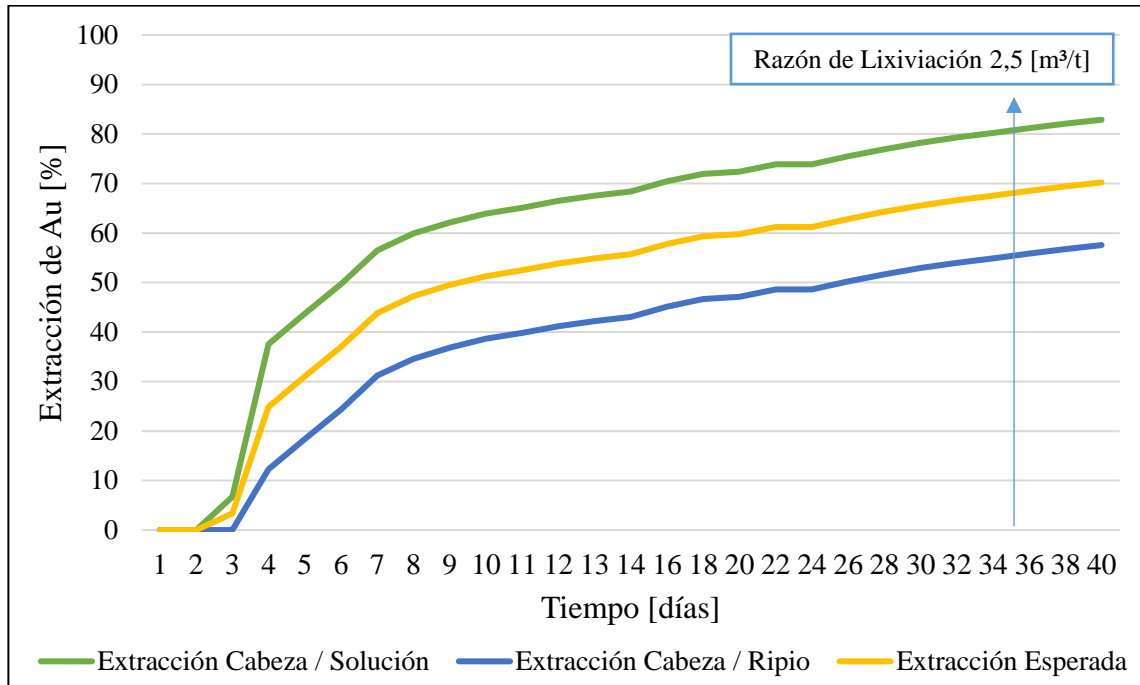


Figura 6.19: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 10 [L/h/m²] y 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.

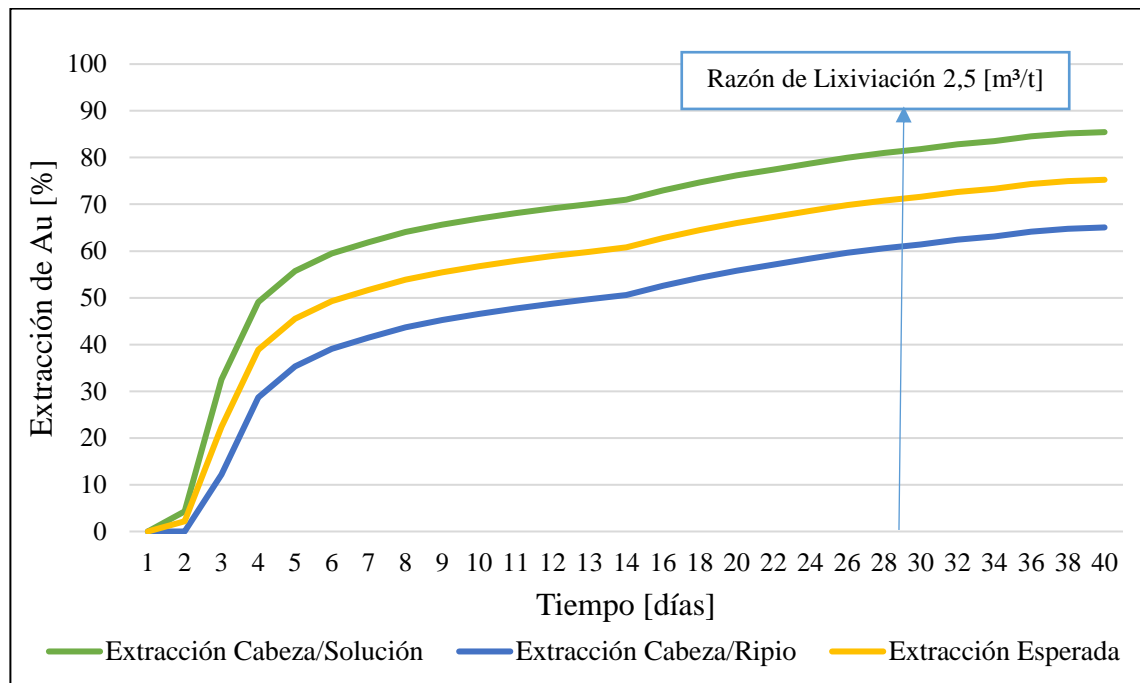


Figura 6.20: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 12 [L/h/m²] y 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.

Tabla 6.21: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la tasa de riego a una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en la solución de riego.

Variable de Estudio	Extracción Cabeza / Solución [%]	Extracción Esperada [%]	Extracción Esperada RL 2,5 [m ³ /t]	Consumo de NaCN [kg/t]
Tasa de Riego de 8 [L/h/m ²]	84,9	71,1	71,1	0,32
Tasa de Riego de 10 [L/h/m ²]	83,8	71,1	68,5	0,29
Tasa de Riego de 12 [L/h/m ²]	85,4	75,3	70,8	0,36

Inicialmente cabe mencionar que, para el triplicado de columnas correspondiente al set con una tasa de riego de 12 [L/h/m²], se consideraron para el análisis 2 de las 3 columnas de lixiviación. Esto debido a que el primer día de lixiviación, uno de los cabezales de la bomba peristáltica, encargado de regular el flujo de solución cianurada hacia la columna, se abrió, provocando un flujo de solución excesivamente grande que no se alcanzó a detectar. Sin embargo, gracias a este incidente se pudieron realizar un par de análisis cuantitativos y cualitativos. La columna de lixiviación mencionada fue la que presentó una mayor extracción Cabeza / Solución de Au a los 40 días de riego, alcanzando un valor de 91,4 %, comparado con sus pares del triplicado (86,8% y 84,1% de extracción Cabeza / Solución). Este aumento de extracción se asocia principalmente a dos fenómenos, el primero corresponde al “lavado” que recibió el lecho de mineral (previamente aglomerado y curado), donde se arrastró gran parte de los complejos aurosos de cianuro ($[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$) formados durante el aglomerado y curado. El segundo fenómeno corresponde al efecto que tiene la técnica de riego/reposo, utilizada actualmente en muchas faenas mineras que operan con pilas de lixiviación, esto se asocia con este incidente debido a que se dejó reposar la columna de lixiviación hasta que sus pares del triplicado lograran el mismo flujo de solución de alimentación, con el fin de mantener la misma razón de lixiviación en el triplicado.



Por otra parte, y de manera cualitativa, se observó la calidad del mineral en cuanto a su permeabilidad, ya que en pocas horas toda la solución alimentada a la columna de lixiviación fue reportada como efluente de esta misma (descontando la humedad de impregnación del mineral), sin presentar retención de solución en el lecho de mineral. Lo anterior se atribuye a la aglomeración con cemento realizada al mineral.

Como se puede apreciar en la Tabla 6.21, no se presenta un aumento en la extracción Cabeza/Solución de Au entre los sets con tasa de riego de 8 y 10 [L/h/m²], mientras que en la Extracción Esperada estos dos sets alcanzan el mismo valor. Lo mencionado anteriormente, no concuerda con el hecho de que a una mayor tasa de riego y por ende razones de lixiviación mayores, es posible obtener mayores extracciones de los elementos de interés, sin embargo, esto es posible explicarlo en base a los consumos de NaCN promedio que tuvo cada set de pruebas, donde el set con una tasa de riego de 8 [L/h/m²] alcanzó un consumo de NaCN promedio de 0,32 [kg/t], valor que es mayor al alcanzado por el set con una tasa de riego de 10 [L/h/m²], el cual alcanzó un valor de 0,29 [kg/t].

En cambio, para el set de pruebas con una tasa de riego de 12 [L/h/m²], efectivamente es posible notar el aumento de la extracción Cabeza/Solución y Esperada de Au con respecto a los sets de pruebas con tasa de riego de 8 y 10 [L/h/m²]. Obteniendo un máximo de 75,3% de Extracción Esperada de Au, presentando un consumo de NaCN de 0,36 [kg/t], el cual sigue siendo un valor medio y por debajo del consumo máximo de NaCN que presenta el mineral.

Por otra parte, hay que destacar que estos aumentos en cualquiera de las extracciones de Au presentadas implican de por sí un aumento en la razón de lixiviación utilizada (2,5, 3,0 y 3,5 [m³/t], respectivamente) y por ende un aumento en los flujos a tratar en etapas posteriores (ADR), por lo que sería necesario realizar un *Trade-Off*, para verificar hasta qué punto es rentable aumentar la tasa de riego (mientras la permeabilidad del mineral lo permita) a cambio de un aumento de la extracción de Au.

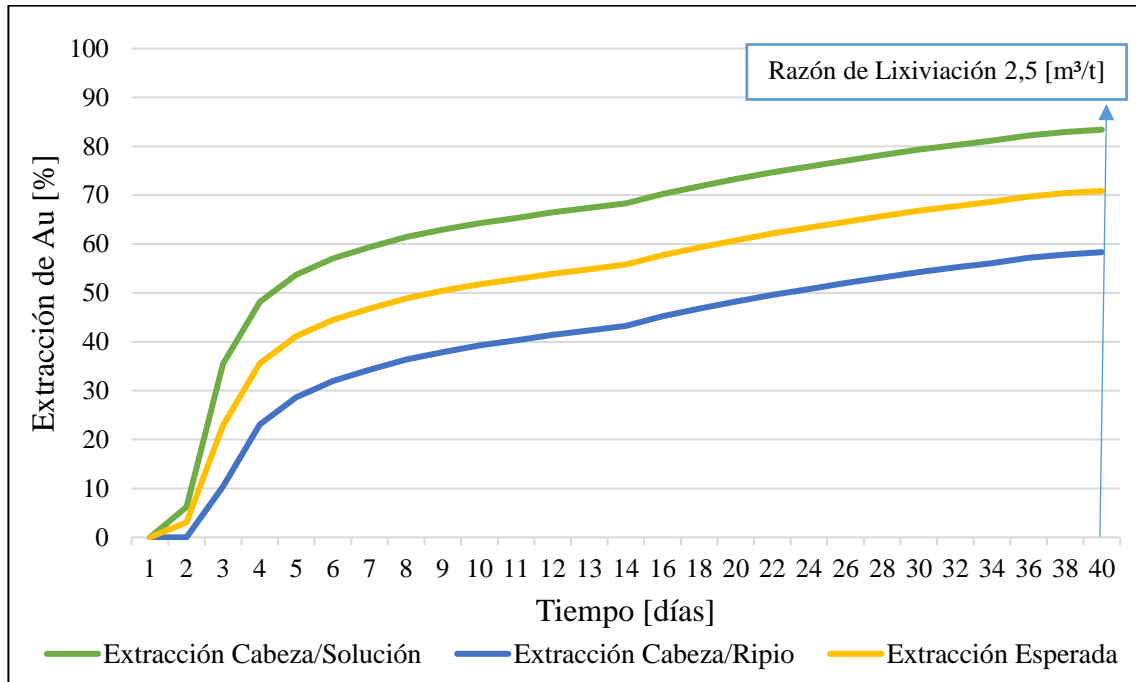


Figura 6.21: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 8 [L/h/m²] y 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.

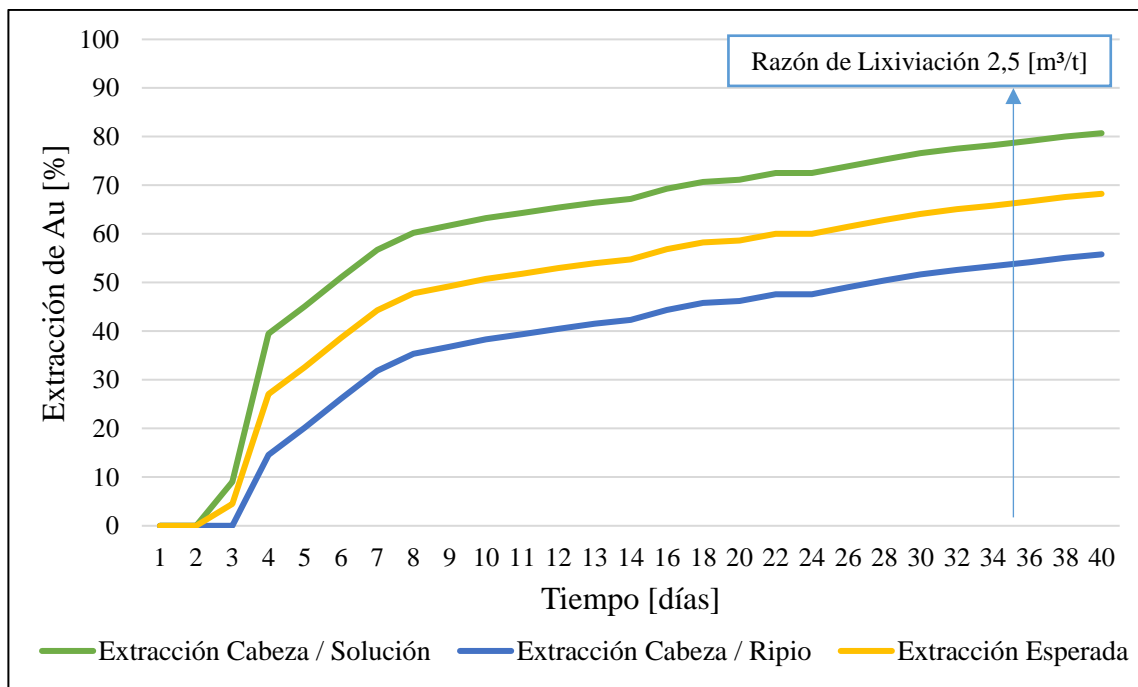


Figura 6.22: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 10 [L/h/m²] y 0,5 [g/L] de NaCN en solución de riego.

Tabla 6.22: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la tasa de riego a una concentración de 0,5 [g/L] de NaCN en la solución de riego.

Variable de Estudio	Extracción Cabeza / Solución [%]	Extracción Esperada [%]	Extracción Esperada RL 2,5 [m ³ /t]	Consumo de NaCN [kg/t]
Tasa de Riego de 8 [L/h/m ²]	83,4	70,9	70,9	0,29
Tasa de Riego de 10 [L/h/m ²]	81,5	69,1	66,7	0,26

Como se puede apreciar en la

Tabla 6.22, no se presenta un aumento en la extracción de Au entre los sets con tasa de riego de 8 y 10 [L/h/m²]. Lo mencionado anteriormente, no concuerda con el hecho de que a una mayor tasa de riego y por ende razones de lixiviación mayores, es posible obtener mayores extracciones de los elementos de interés, sin embargo, esto es posible explicarlo en base a los consumos de NaCN promedio que tuvo cada set de pruebas, donde el set con una tasa de riego de 8 [L/h/m²] alcanzó un consumo de NaCN promedio de 0,29 [kg/t], valor que es mayor al alcanzado por el set con una tasa de riego de 10 [L/h/m²], el cual alcanzó un valor de 0,26 [kg/t].

Cabe destacar que, si se comparan los valores presentados en la Tabla 6.19 y la Tabla 6.22, para un mismo consumo de NaCN de 0,29 [kg/t], se obtienen extracciones Cabeza/Solución y Esperada de Au levemente mayores aumentando tanto la concentración de NaCN en la solución de riego y la tasa de riego de este set de pruebas. En cambio, para la Extracción Esperada a una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], no ocurre lo mismo, esto debido principalmente a los días de lixiviación que presenta el lecho de mineral para alcanzar dicha RL, donde para una tasa de riego de 8 [L/h/m²] esta RL se alcanza al día 40 de lixiviación aproximadamente, mientras que para una tasa de riego de 10 [L/h/m²] esta se alcanza al día 35 de lixiviación aproximadamente.

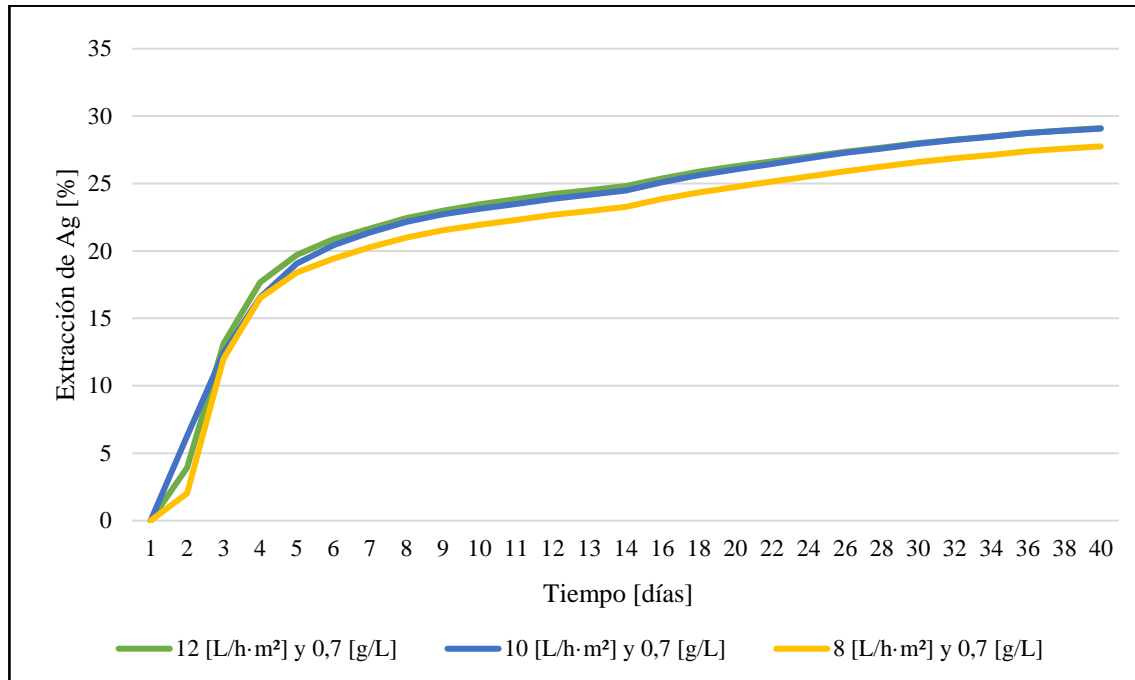


Figura 6.23: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de estudio con diferente tasa de riego y concentración de NaCN en solución de riego.

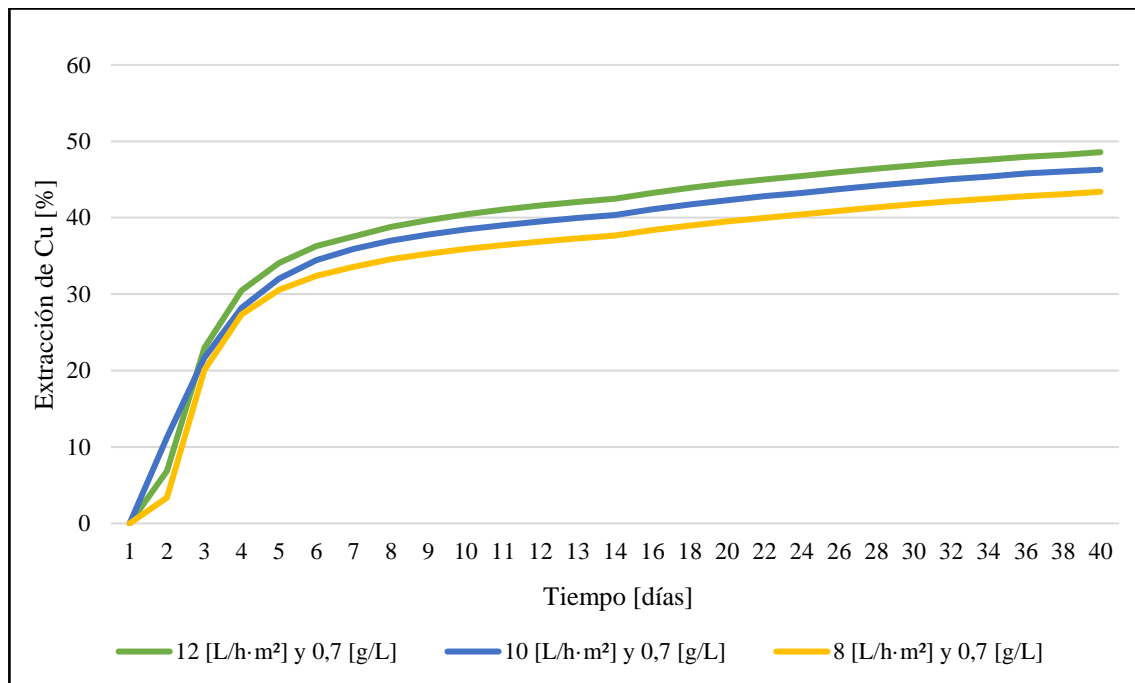


Figura 6.24: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 3 casos de estudio con diferente tasa de riego y concentración de NaCN en solución de riego.

A continuación, se presentan las figuras de extracción de Ag y Cu en función del tiempo para las 3 condiciones estudiadas (ver Figura 6.23 y Figura 6.24). En estos es posible notar



que se alcanza una extracción máxima de 29,1% de Ag y de 46,3% de Cu para la mejor condición de tasa de riego y concentración de NaCN en solución de riego. Estos resultados en cuanto a la Ag extraída no son muy favorables, ya que ésta a la hora de vender el concentrado de oro o el metal doré, se adiciona como un crédito a la venta. Por otro lado, se presenta extracción media de Cu en esta ronda de pruebas lo que no es muy favorable para el proceso posterior, ya que indica que el agente lixivante, en este caso el cianuro, ataca gran parte del Cu contenido en el mineral, aumentando de esta forma el consumo de cianuro por efectos de los cianicidas presentes en el mineral 1. Además, la presencia de los complejos de cobre y cianuro formados durante la lixiviación afectan negativamente el proceso posterior de adsorción en las columnas de carbón activado. Comparando estos resultados con las pruebas anteriores (Sección 6.4.2.1), cabe destacar que, se presentó una menor extracción de Ag para los 3 casos de estudio sin presentar alguna tendencia clara, sin embargo estos valores se encuentran dentro de los rangos de recuperación de Ag presentados en la planta actual.

6.4.2.3 Variación de Dosis de NaCN en el Curado

Para estudiar el efecto que tiene la dosis de NaCN en el curado sobre la extracción de Au y Ag, se probó con 2 valores de dosis de NaCN en el curado: i) bajo (30% del consumo máximo de NaCN) y ii) alto (50% del consumo máximo de NaCN), para una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.

Para esta prueba se consideraron los siguientes parámetros de operación.

Tabla 6.23: Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando dosis de NaCN en el curado.

Parámetro	Valor
Altura de Columna [m]	2
Granulometría [pulg]	100% -3/8"
Tiempo de Lixiviación [d]	40
Tasa de Riego [L/h/m ²]	12
Concentración de NaCN en Sol. de Riego [g/L]	0,7
Ramp-up [L/h/m ²]	3 y 5
Dosis de NaCN en el Curado [kg/t]	30% - 50% del Consumo Máx. de NaCN
Dosis de Cal en el Aglomerado [kg/t]	1,2
Dosis de Cemento en el Aglomerado [lb/t]	8
Humedad de Aglomerado [%]	30% de la Humedad de Impregnación
Tiempo de Reposo [d]	2

Los parámetros mencionados anteriormente, son el resultado de un *benchmarking* realizado con diversas mineras que actualmente presentan una etapa de curado y aglomeración, seguido de sus respectivos módulos de pilas de lixiviación. Además, se fijó la concentración

de cianuro en la solución de riego y la tasa de riego, a partir del análisis de los ensayos de las fases anteriores. Es importante destacar que la etapa de curado/aglomerado en general no se aplica en la minería del oro desconociéndose las razones de esta omisión.

El muestreo de los rípios de cada columna se realizó cada medio metro, por lo que se generó un gran número de muestras para su posterior análisis físico y químico, además, el mineral alimentado a las columnas presenta bajos contenidos de Ag y Cu, sumado a sus bajas extracciones preliminares, conlleva a tomar la decisión de realizar un balance ajustado en función de las leyes de los rípios, solo para el elemento de mayor interés, que en este caso es el Au, dejándose en el entendido que en particular cualquiera sea la extracción de la plata, constituye un *commodity* para el proceso, que reporta en el metal doré.

A continuación, se presentan los gráficos de extracción esperada de Au para las 3 condiciones mencionadas anteriormente. Cabe mencionar que, esta extracción esperada, es el resultado de una ponderación entre las extracciones Cabeza / Solución y Cabeza / Rípio, donde esta última, fue determinada utilizando el promedio del contenido de Au en los rípios, en secciones de 30 [cm] cada una hasta completar los dos metros de columna.

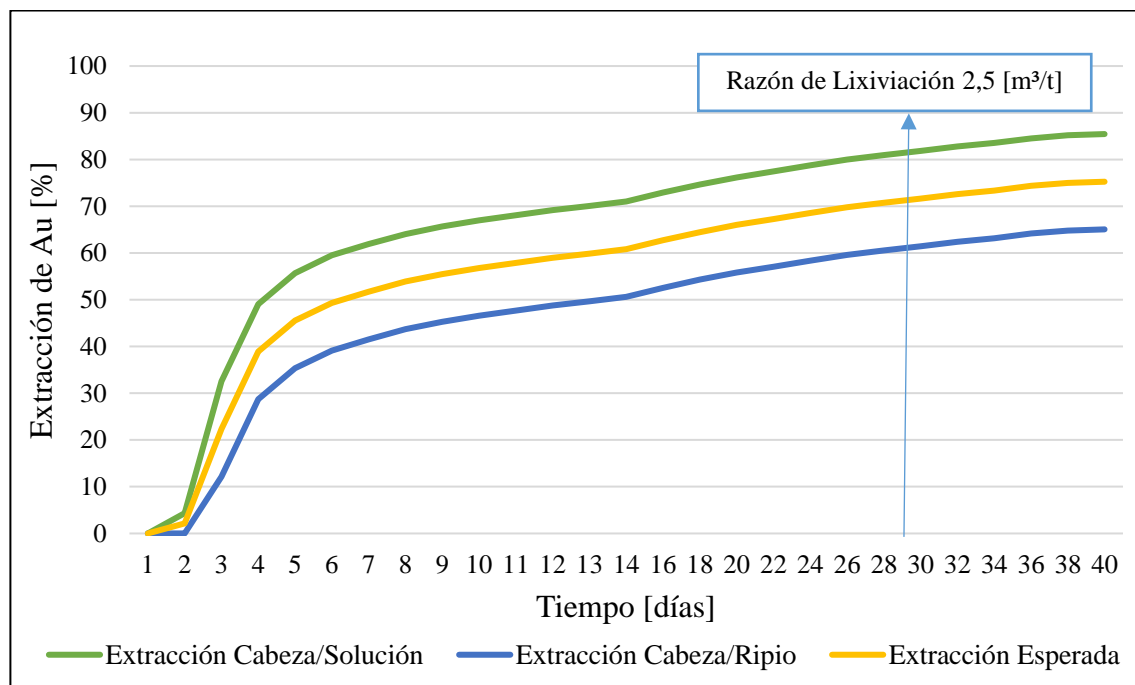


Figura 6.25: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 30% del consumo máximo de NaCN en el curado.

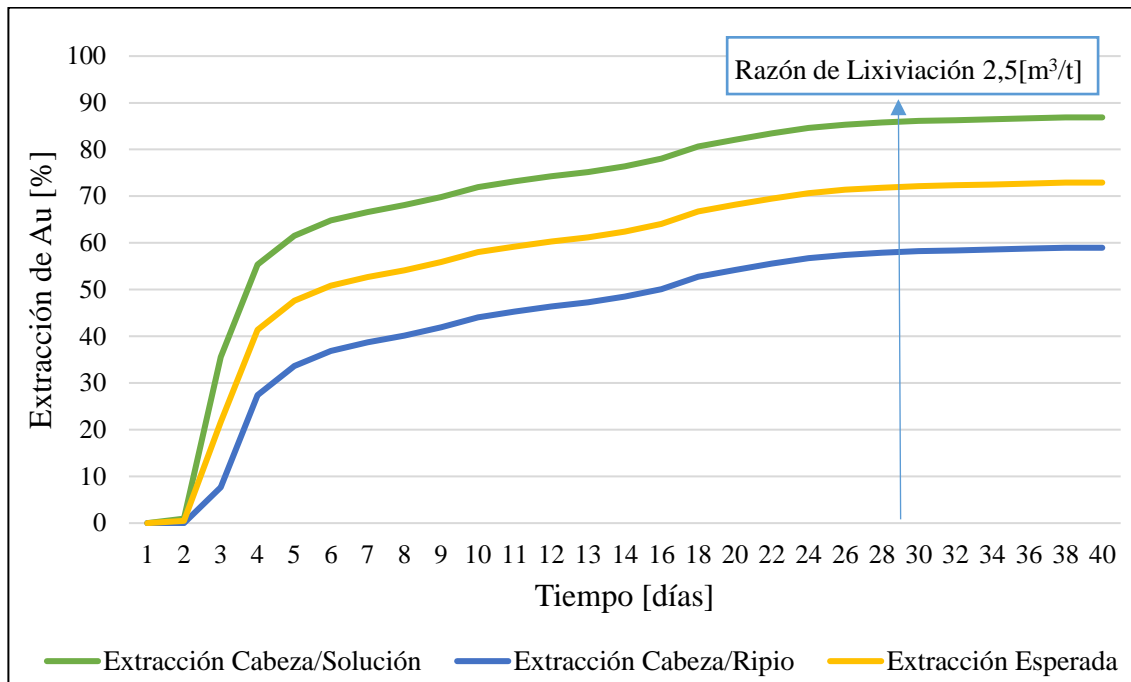


Figura 6.26: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de 50% del consumo máximo de NaCN en el curado.

Tabla 6.24: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la dosis de NaCN en el curado.

Variable de Estudio	Extracción Cabeza / Solución [%]	Extracción Esperada [%]	Extracción Esperada RL 2,5 [m ³ /t]	Consumo de NaCN [kg/t]
30% del Consumo Máx. de NaCN	85,4	75,3	70,8	0,36
50% del Consumo Máx. de NaCN	86,9	73,0	71,8	0,41

Inicialmente, como se puede apreciar en la Tabla 6.24, se presenta una extracción cabeza / solución 1,5% mayor para el set que presenta un curado con el 50% del consumo máximo de NaCN, lo que también se ve reflejado a la hora de analizar la extracción esperada a una

razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], presentando una extracción 1,0% mayor. En este caso la extracción esperada no se comportó bajo la misma tendencia anterior, disminuyendo en un 2,3% la extracción de Au desde el mineral, lo que puede deberse al análisis de los rípios de estas pruebas, ya que se está trabajando en rangos muy bajos de leyes, en donde el Au presente en el mineral se encuentra a nivel de trazas, por lo que el análisis de estos rípios se vuelve muy complicado y poco preciso. Por esta misma razón, es que, en los resultados presentados anteriormente, se realiza un ajuste entre las extracciones obtenidas por solución y por vía sólida.

En cuanto al consumo de cianuro, es posible notar un leve aumento de este en la prueba que se adicionó un 50% de consumo máximo de NaCN en el aglomerado y curado, lo que puede deberse a una mayor presencia de ganga consumidora de reactivo en este set de columnas.

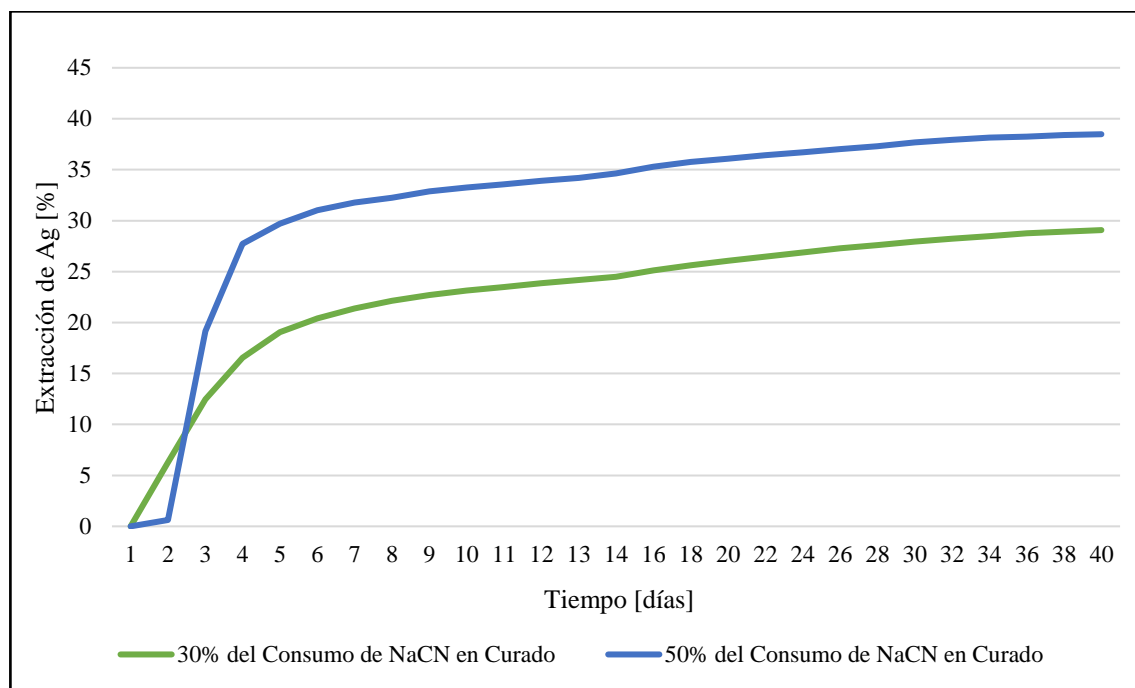


Figura 6.27: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente dosis de NaCN en el curado.

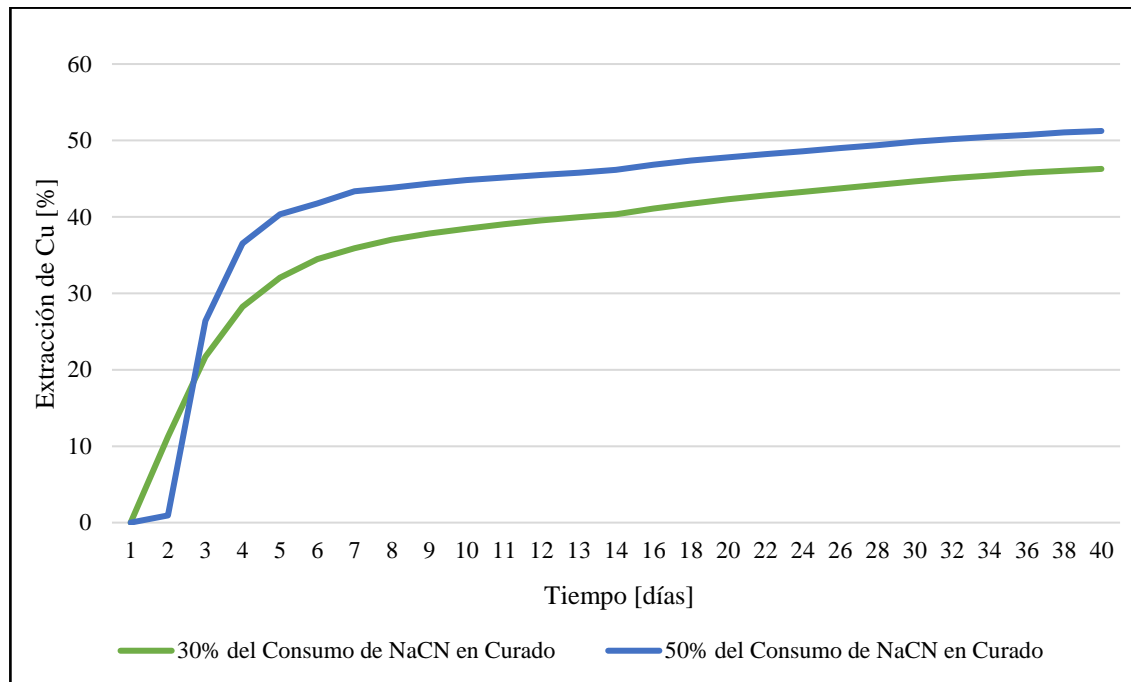


Figura 6.28: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente dosis de NaCN en el curado.

Para el mineral 2 (granulometría 100% -3/8”), en el test donde se varía la dosis de cianuro adicionada en el curado, se alcanzó una extracción máxima de 38,5% de Ag y de 51,2% de Cu, para la dosis más alta de consumo de cianuro en el curado (50% del consumo máximo de NaCN). Estos valores al ser considerablemente menor que la extracción obtenida para el Au, representan una ventaja del mineral al ser lixiviado con cianuro, debido a que se demuestra que este reactivo prioriza al Au como elemento primordial al momento de lixiviar. Para este caso es posible notar el efecto que tiene la adición de una mayor dosis de cianuro en el curado, que al igual que para el Au, provoca un aumento en la pendiente de extracción en los primeros días de lixiviación, y por ende una cinética de lixiviación mayor. En este caso en específico se alcanzó un aumento de 9,4% para la Ag y de 4,9% para el Cu.

El incremento de la adición de NaCN en el curado incide prioritariamente en la cinética de extracción de Ag y Cu, más que en la cinética del Au. En efecto, para un incremento del consumo del reactivo lixivante de 30 a 50% del consumo máximo de cianuro, los incrementos de extracción observados son de aproximadamente 1% Au, 9% Ag y 5% Cu (ver Tabla 6.24, Figura 6.27 y Figura 6.28).

6.4.2.4 Variación de Altura de Lecho de Mineral

Para estudiar el efecto que tiene la altura del lecho de mineral sobre la extracción de Au y Ag, se probó con 2 valores de altura de lecho de mineral, un valor bajo y uno medio (2 y 4 [m], respectivamente), para una concentración de 0,7 [g/L] de NaCN en solución de riego.

Para esta prueba se consideraron los siguientes parámetros de operación.

Tabla 6.25: Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando la altura de lecho de mineral.

Parámetro	Valor
Granulometría [pulg]	100% -3/8"
Tiempo de Lixiviación [d]	40
Tasa de Riego [L/h/m ²]	12
Concentración de NaCN en Sol. de Riego [g/L]	0,7
Ramp-up [L/h/m ²]	3 y 5
Dosis de NaCN en el Curado [kg/t]	50% del Consumo Máx. de NaCN
Dosis de Cal en el Aglomerado [kg/t]	1,2
Dosis de Cemento en el Aglomerado [lb/t]	8
Humedad de Aglomerado [%]	30% de la Humedad de Impregnación
Tiempo de Reposo [d]	2

Los parámetros mencionados anteriormente, son el resultado de un *benchmarking* realizado con diversas mineras que actualmente presentan una etapa de curado y aglomeración, seguido de sus respectivos módulos de pilas de lixiviación. Es importante destacar que la etapa de curado/aglomerado en general no se aplica en la minería del oro desconociéndose las razones de esta omisión. Además, se fijó la concentración de cianuro en la solución de

riego, la tasa de riego y la dosis de cianuro en el curado, a partir del análisis de los ensayos de las fases anteriores.

El muestreo de los rípios de cada columna se realizó cada medio metro, por lo que se generó un gran número de muestras para su posterior análisis físico y químico, además, el mineral alimentado a las columnas presenta bajos contenidos de Ag y Cu, sumado a sus bajas extracciones preliminares, conlleva a tomar la decisión de realizar un balance ajustado en función de las leyes de los rípios, solo para el elemento de mayor interés, que en este caso es el Au, dejándose en el entendido que en particular cualquiera sea la extracción de la plata, constituye un commodity para el proceso, que reporta en el metal doré.

A continuación, se presentan los gráficos de extracción esperada de Au para las 3 condiciones mencionadas anteriormente. Cabe mencionar que, esta extracción esperada, es el resultado de una ponderación entre las extracciones Cabeza / Solución y Cabeza / Rípio, donde esta última, fue determinada utilizando el promedio del contenido de Au en los rípios, en secciones de 30 [cm] cada una hasta completar los dos metros de columna.

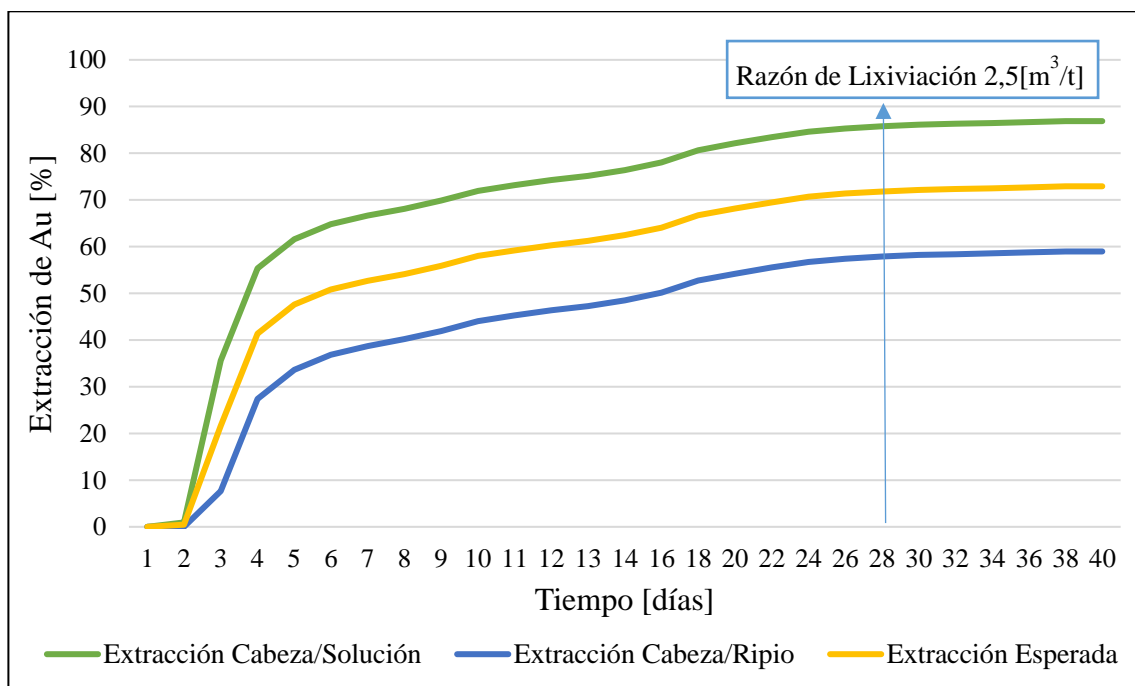


Figura 6.29: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de columnas de 2 [m] de altura.

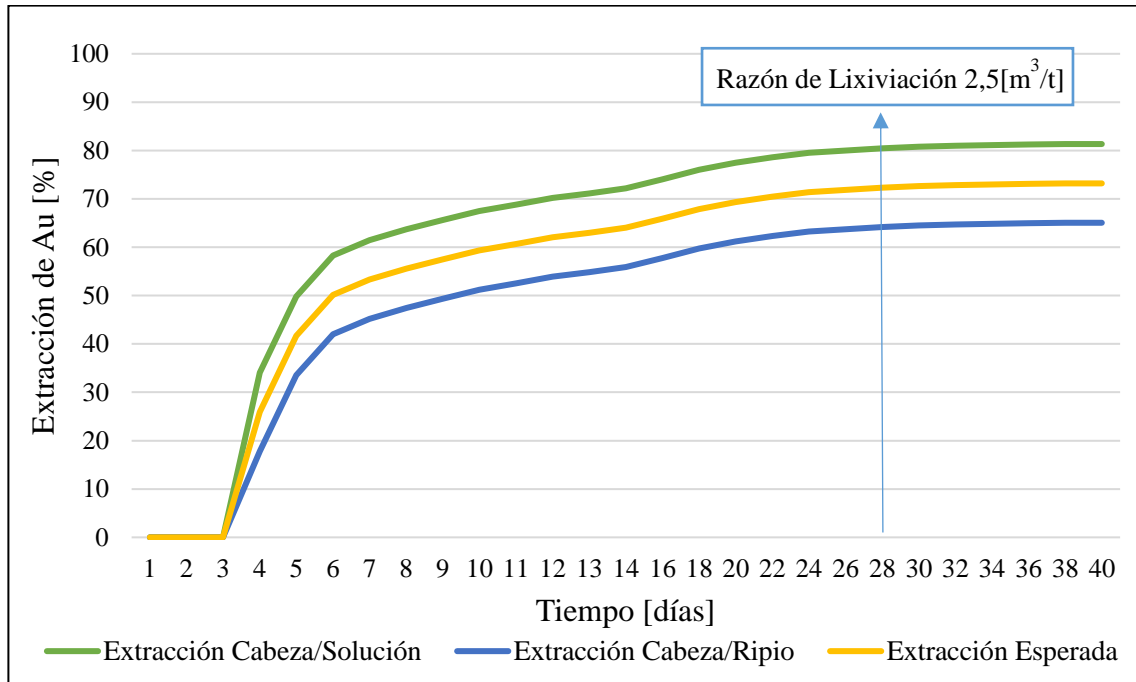


Figura 6.30: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso de columnas de 4 [m] de altura.

Tabla 6.26: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando la altura de lecho de mineral.

Variable de Estudio	Extracción Cabeza / Solución [%]	Extracción Esperada [%]	Extracción Esperada RL 2,5 [m ³ /t]	Consumo de NaCN [kg/t]
Altura de Lecho de Mineral 2 [m]	86,9	73,0	71,8	0,41
Altura de Lecho de Mineral 4 [m]	81,3	73,2	72,3	0,53

Como se puede apreciar en la Tabla 6.26, la extracción esperada y la extracción esperada a una RL de 2,5 [m³/t], son bastante similares entre alturas de lecho de mineral de 2 y 4 [m], alcanzando una diferencia máxima de 0,5% entre las diferentes alturas. Sin embargo, al analizar la extracción cabeza / solución de Au de estas pruebas, se obtuvo una extracción cabeza / solución de Au 5,6% mayor para columnas de 2 [m] de altura. Esto es posible explicarlo por el efecto que tiene la compresión del lecho poroso de mineral sobre la cinética de lixiviación, ya que

al presentar una mayor masa de mineral, el lecho se tiende a comprimir más al paso de los días, provocando una mayor canalización de soluciones por los sectores donde al fluido le es más fácil escurrir, de esta forma el lecho de mineral no logra lixiviarse de manera homogénea, debido a que se generan zonas donde el mineral no se alcanza a lixiviar por completo.

Para este caso se estudió la compresión del lecho de mineral luego de los 40 días de lixiviación, alcanzando un 3,0% de compresión para las columnas de 2 [m] y un 8,2% para las columnas de 4 [m]. Cabe mencionar que, se estima que estos valores pueden ser un poco más bajos de lo presentado por las vibraciones de la estructura que soportaba a las columnas a la hora de realizar los trabajos diarios de control.

En cuanto al consumo de cianuro de estas pruebas, ambos valores se encuentran dentro de los márgenes antes estudiados, presentando una diferencia de 0,12 [kg/t] entre ambos casos de estudio, lo que puede deberse a un mayor ataque a las gangas consumidoras de reactivo en las zonas donde se producen canalizaciones de la solución lixivante por la existencia de un déficit de especies de Au.

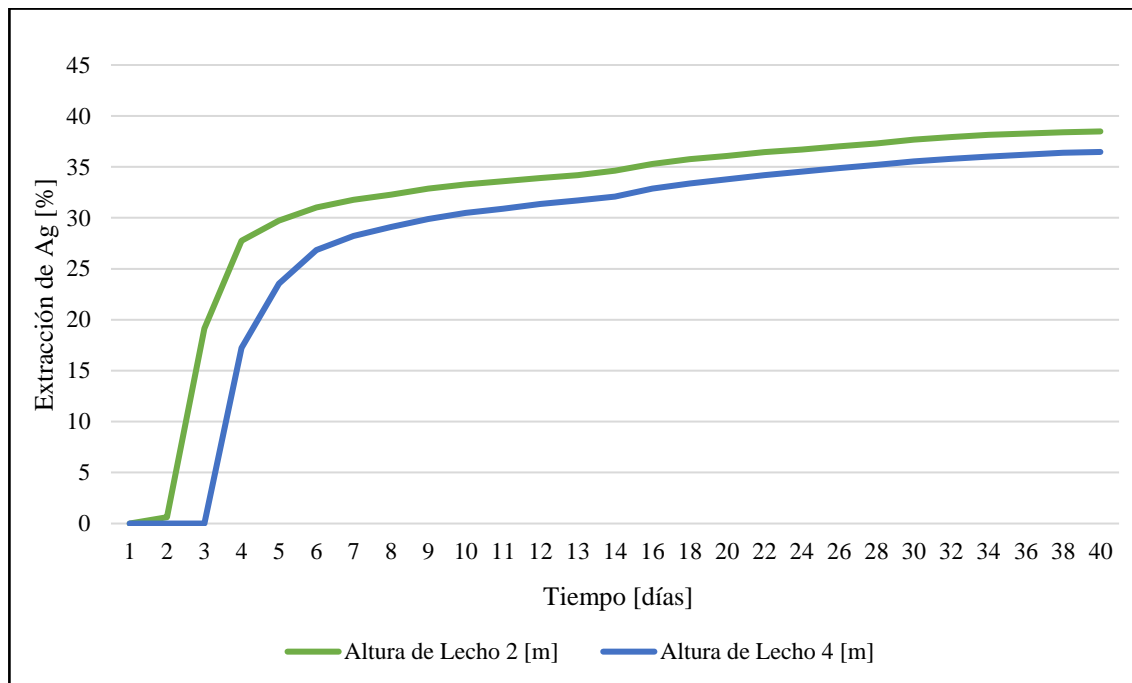


Figura 6.31: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente altura de lecho de mineral.

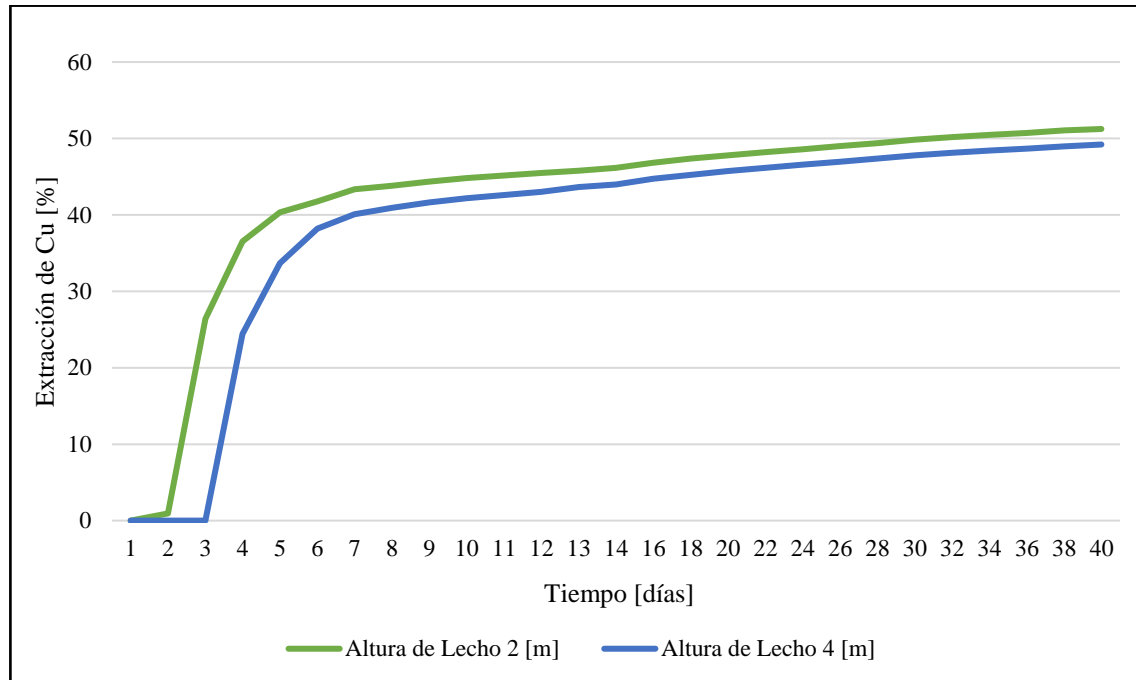


Figura 6.32: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio con diferente altura de lecho de mineral.

Para las extracciones de Ag y Cu se aprecia una diferencia menos notoria en comparación a las extracciones de Au. Para la mejor condición probada (altura de lecho de 2 [m]) se alcanzó una extracción de 38,5% de Ag y 51,2% de Cu. Mientras que para una altura de lecho de mineral de 4[m] se produce una disminución de la extracción de estos metales, alcanzando 36,5% de Ag y 49,2% de Cu. Cabe mencionar que, estos valores siguen dentro de los márgenes de los resultados obtenidos a partir de los ensayos anteriores.

6.4.2.5 Variación en el Aglomerado

Para estudiar el efecto que tiene la aglomeración sobre la extracción de Au y Ag, se probó con un set de columnas con curado y aglomerado y el otro set solo con curado (como una orientación hacia el curado industrial en correa).

Para esta prueba se consideraron los siguientes parámetros de operación.

Tabla 6.27: Parámetros de operación para el mineral 2, ensayo variando el aglomerado.

Parámetro	Valor
Granulometría [pulg]	100% -3/8"
Tiempo de Lixiviación [d]	40
Tasa de Riego [L/h/m ²]	12
Concentración de NaCN en Sol. de Riego [g/L]	0,7
<i>Ramp-up</i> [L/h/m ²]	3 y 5
Dosis de NaCN en el Curado [kg/t]	50% del Consumo Máx. de NaCN
Dosis de Cal en el Aglomerado [kg/t]	1,2
Dosis de Cemento en el Aglomerado [lb/t]	8
Humedad de Aglomerado [%]	30% de la Humedad de Impregnación
Tiempo de Reposo [d]	2

Los parámetros mencionados anteriormente, son el resultado de un *benchmarking* realizado con diversas mineras que actualmente presentan una etapa de curado y aglomeración, seguido de sus respectivos módulos de pilas de lixiviación. Es importante destacar que la etapa de curado/aglomerado en general no se aplica en la minería del oro desconociéndose las razones de esta omisión. Además, se fijó la concentración de cianuro en la solución de riego, la tasa de riego y la dosis de cianuro en el curado, a partir del análisis de los ensayos de las fases anteriores.

El muestreo de los rípios de cada columna se realizó cada medio metro, por lo que se generó un gran número de muestras para su posterior análisis físico y químico, además, el mineral alimentado a las columnas presenta bajos contenidos de Ag y Cu, sumado a sus bajas extracciones preliminares, conllevó a tomar la decisión de realizar un balance ajustado en función de las leyes de los rípios, solo para el elemento de mayor interés, que en este caso es el Au, dejándose en el entendido que en particular cualquiera sea la extracción de la plata, constituye un *commodity* para el proceso, que reporta en el metal doré.

A continuación, se presentan los gráficos de extracción esperada de Au para las 3 condiciones mencionadas anteriormente. Cabe mencionar que, esta extracción esperada, es el resultado de una ponderación entre las extracciones Cabeza / Solución y Cabeza / Ripio, donde esta última, fue determinada utilizando el promedio del contenido de Au en los rípios, en secciones de 30 [cm] cada una hasta completar los dos metros de columna.

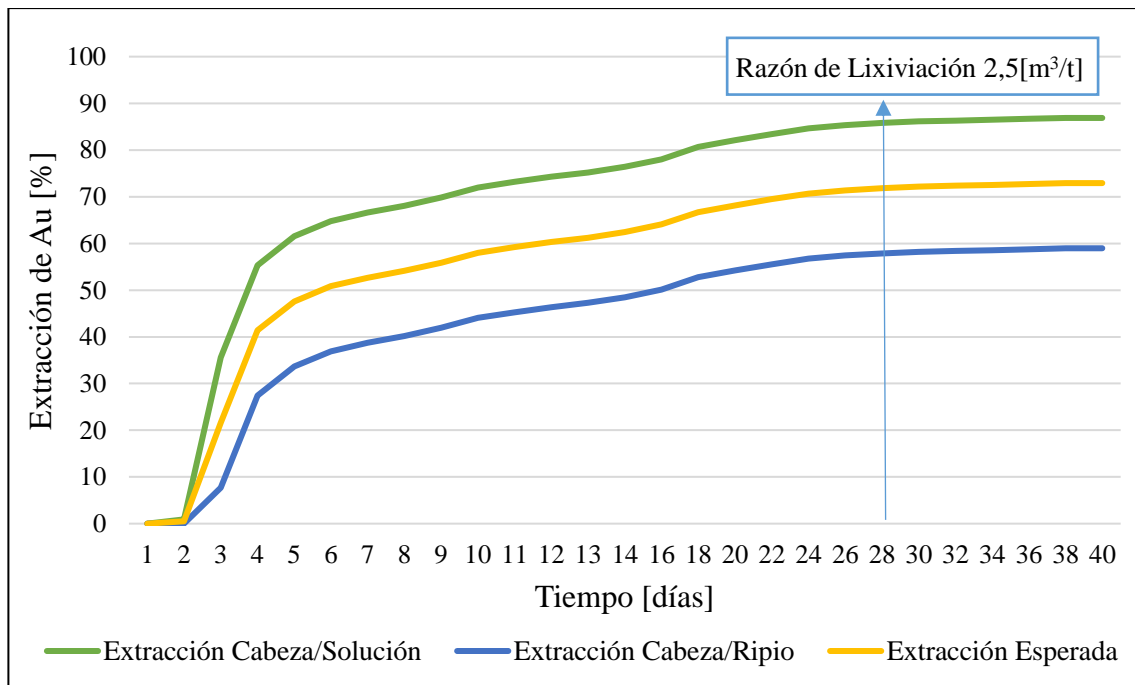


Figura 6.33: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso que presenta aglomeración.

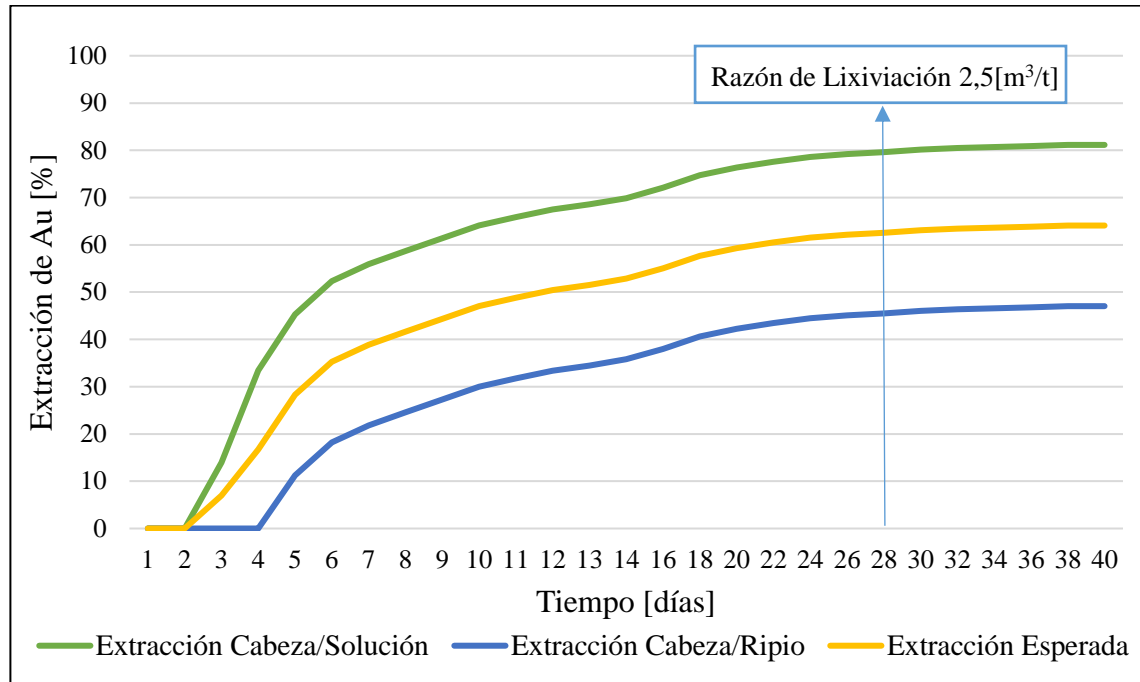


Figura 6.34: Gráfica de extracción de Au en función del tiempo, para el Mineral 2, indicando una razón de lixiviación de 2,5 [m³/t], para el caso que no presenta aglomeración, pero si un curado en correa.

Tabla 6.28: Resumen de resultados relevantes para el Mineral 2, variando el aglomerado.

Variable de Estudio	Extracción Cabeza / Solución [%]	Extracción Esperada [%]	Extracción Esperada RL 2,5 [m ³ /t]	Consumo de NaCN [kg/t]
Mineral Aglomerado	86,9	73,0	71,8	0,41
Mineral sin Aglomerar	81,1	64,1	62,6	0,90

Como se puede apreciar en la Tabla 6.28, es posible notar que para las 3 extracciones estudiadas se alcanza una gran diferencia al momento de trabajar con mineral aglomerado y no aglomerado, alcanzando una diferencia de 5,8% de extracción cabeza/solución para el Au y de aproximadamente 9,0% para las dos extracciones esperadas.

Se puede observar que esta disminución de la extracción de Au está acompañada con una disminución de la extracción de la Ag y Cu desde el mineral (ver Figura 6.35 y Figura 6.36), evidenciando una asociación mineralógica entre estas especies.

El mayor consumo de cianuro observado en el mineral sin aglomerar se debería a la existencia de canalización del lecho de mineral, exhibiendo un área constante al flujo de riego, promoviendo con ello un rápido agotamiento de las especies de valor, lo que incidiría en una mayor demanda de cianuro por elementos del tipo cianicida, no descartándose alguna especie mineralógica en abundancia después del Cu.

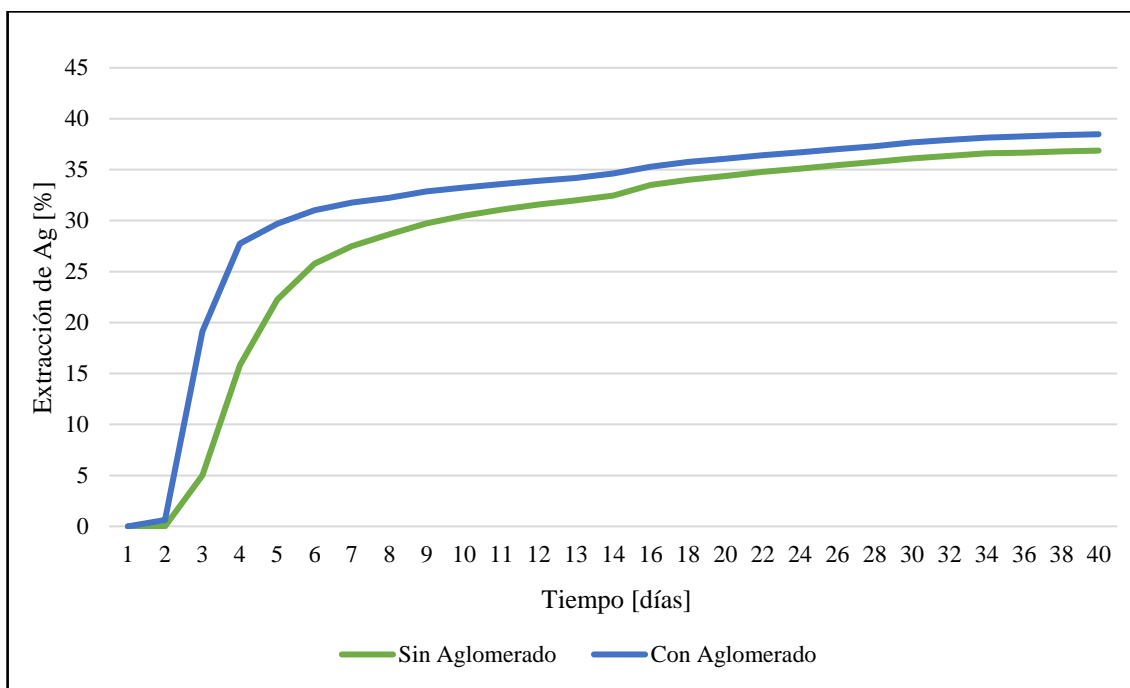


Figura 6.35: Gráfica de extracción de Ag en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio variando el aglomerado.

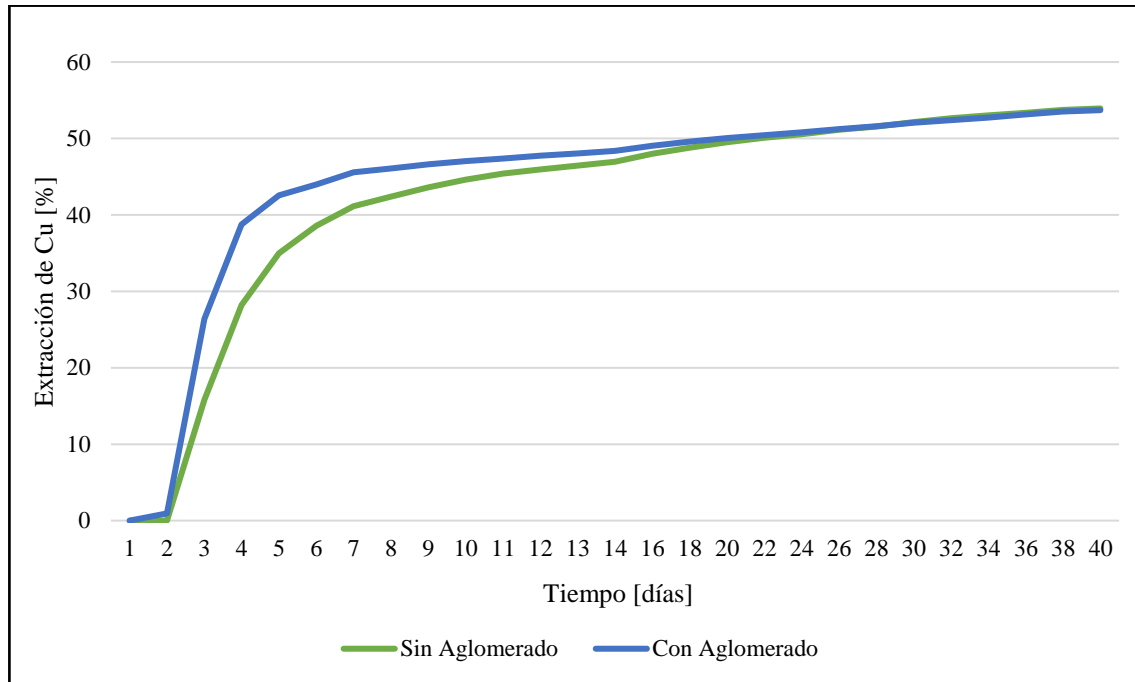


Figura 6.36: Gráfica de extracción de Cu en función del tiempo, para el Mineral 2, para los 2 casos de estudio variando el aglomerado.

6.4.2.5.1 Efectos Físicos de la Aglomeración en la Lixiviación en Columnas

Se utilizaron 6 columnas de lixiviación de 2 metros de altura, las primeras 3 con aglomeración y las 3 siguientes sin aglomeración. Cada columna se dividió en secciones de 50 centímetros para facilitar la entrega de resultados y posterior análisis, obteniendo 4 secciones por cada columna de 2 metros. En la Figura 6.37 se muestra un esquema de la división realizada de cada columna:

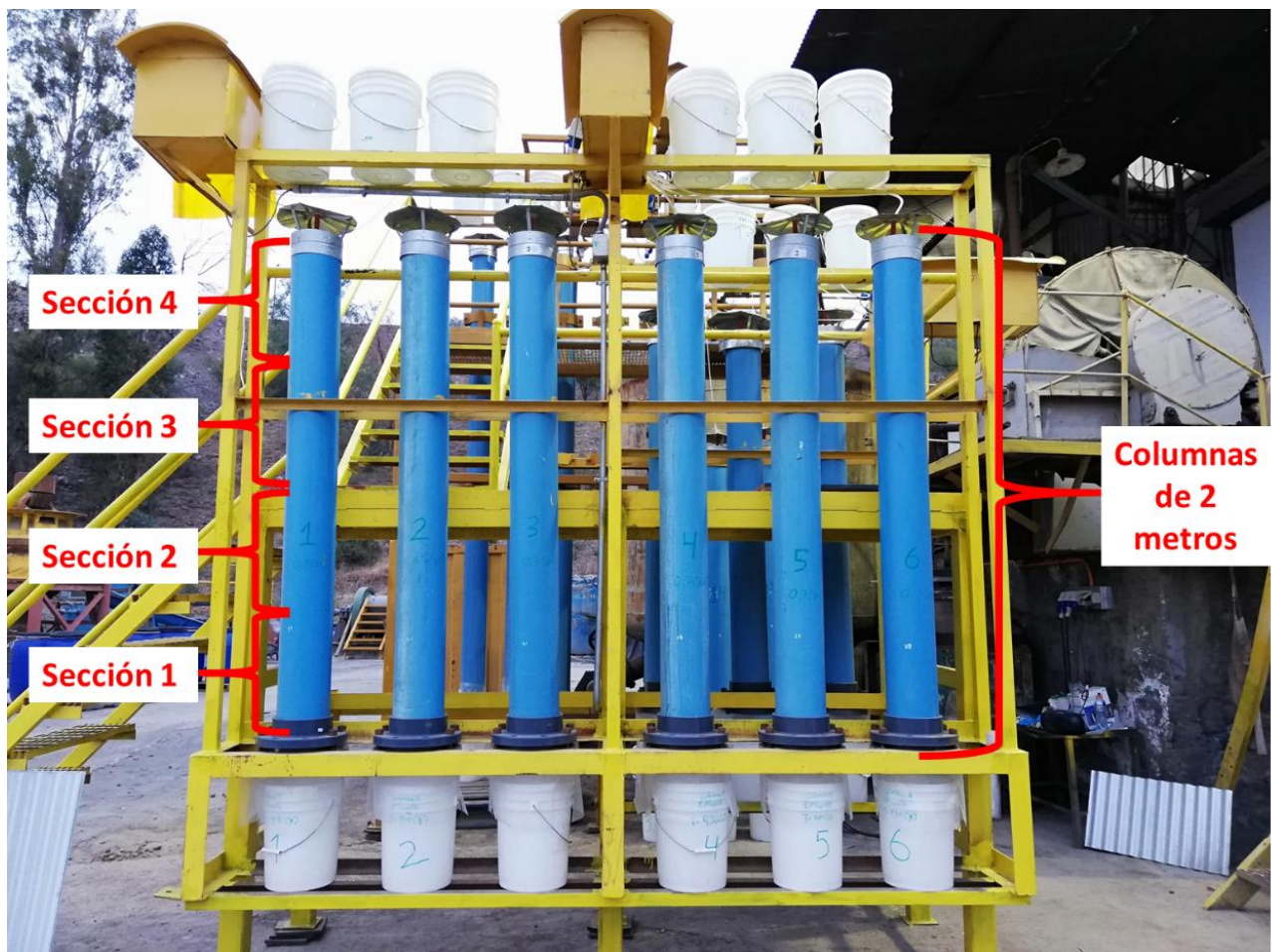


Figura 6.37: Secciones por columna de lixiviación.



En cuanto al proceso de aglomeración, este se realizó imitando las condiciones normales del proceso para las 3 primeras columnas. Las condiciones utilizadas fueron las siguientes:

- 8 [lb/t] de cemento
- 1,2 [kg/t] de cal viva
- Agua equivalente al 30% de la humedad de impregnación del mineral

Para ver la efectividad de la aglomeración se usó como información base el porcentaje de finos del material antes de realizar la aglomeración, correspondiente a todo el pasante de la malla #100, presentando un 9,5% de material fino (ver Figura 6.12). No obstante, este material posee un contenido de fino menor a 12%, considerado un valor crítico para ir a un proceso de aglomeración. Se tomó la decisión de considerarla debido a que este criterio se emplea para minerales de cobre y para minerales de oro podría ser menor debido a que el valor agregado que tiene la ganancia de unos puntos de extracción es altamente significativo.

Además, se tiene la masa por columna y sección del mineral luego de la lixiviación y aglomeración, con lo que se puede obtener un resultado para el porcentaje de finos calculando la masa de finos presentes en cada una de las secciones de columnas. Es importante mencionar que para la lixiviación se utilizó el modelo de núcleo recesivo, es decir, el mineral es lixiviado extrayendo únicamente el contenido metálico de cada partícula sin hacer reaccionar el núcleo de esta, con lo cual no se genera impacto en el material aglomerado y así es posible comparar el contenido de finos antes y después de la aglomeración. A continuación, se presenta la masa por columna y sección:

Tabla 6.29: Masa de columnas con granulometría bajo 3/8”.

Columna	Masa [kg]	Sección	Masa sección [kg]
1	82,1	1	21,6
		2	21,6
		3	20,1
		4	18,8
2	79,5	1	21,0
		2	20,3
		3	19,7
		4	18,5
3	81,0	1	19,9
		2	19,2
		3	19,1
		4	22,8
4	80,1	1	19,5
		2	21,8
		3	17,9
		4	20,9
5	79,6	1	20,3
		2	19,5
		3	19,0
		4	20,8
6	80,4	1	21,5
		2	19,3
		3	20,0
		4	19,6

Luego se procedió a obtener muestras representativas de cada una de las secciones de cada columna para calcular el porcentaje de finos presentes después de los 40 días de lixiviación:

Tabla 6.30: Fracción de finos para granulometría bajo 3/8”.

Columna	Sección	Masa [g]	Masa finos [g]	Fracción finos [%]
1	1	425,6	27,6	6,5
	2	345,7	21,9	6,3
	3	289,3	17,8	6,2
	4	282,2	18,2	6,4
2	1	388,4	21,4	5,5
	2	391,1	25,1	6,4
	3	454,1	26,9	5,9
	4	427	27,9	6,5
3	1	397,2	26,0	6,5
	2	387,9	26,5	6,8
	3	419,7	29,2	7,0
	4	418,4	26,7	6,4
4	1	414,2	36,9	8,9
	2	427,4	35,9	8,4
	3	420,0	34,8	8,3
	4	428,8	32,1	7,5
5	1	438,8	38,4	8,8
	2	416,3	36,7	8,8
	3	434,4	36,0	8,3
	4	441,9	35,4	8,0
6	1	424,6	38,5	9,1
	2	381,7	34,0	8,9
	3	394,5	32,7	8,3
	4	430,4	35,3	8,2

Con el objetivo de poder visualizar de mejor manera estos resultados se presentan las siguientes figuras, donde se puede observar con mayor claridad la variación del porcentaje de finos en cada una de las secciones de las columnas.

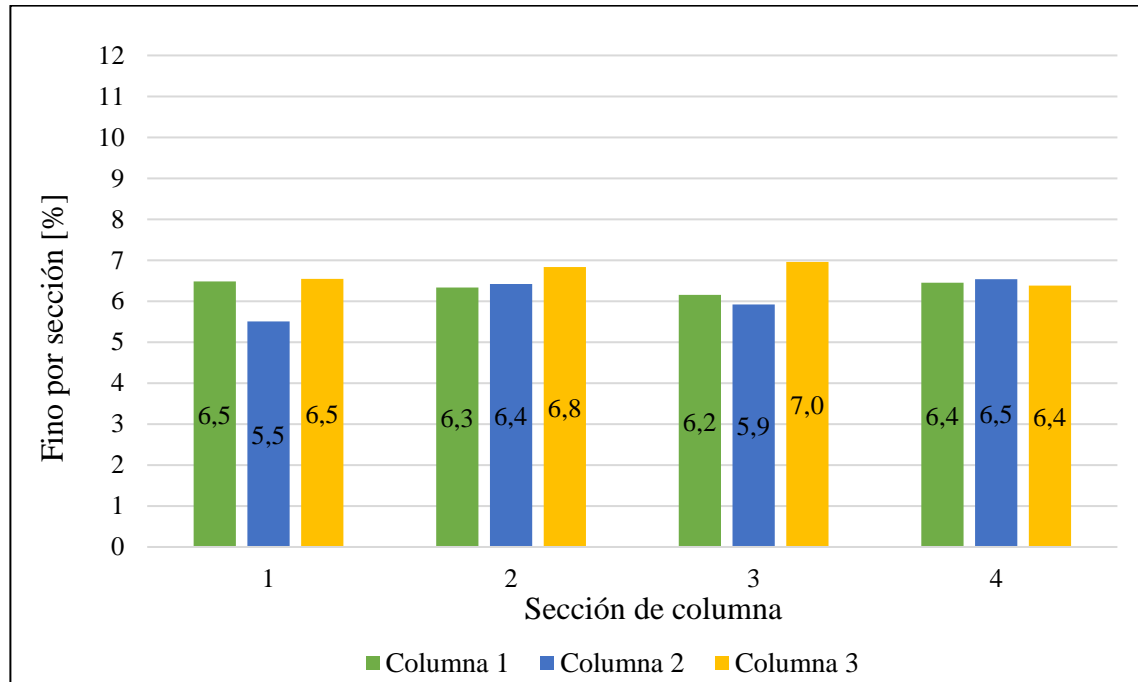


Figura 6.38: Porcentaje de finos por sección de columnas 1, 2 y 3, que presentan aglomeración.

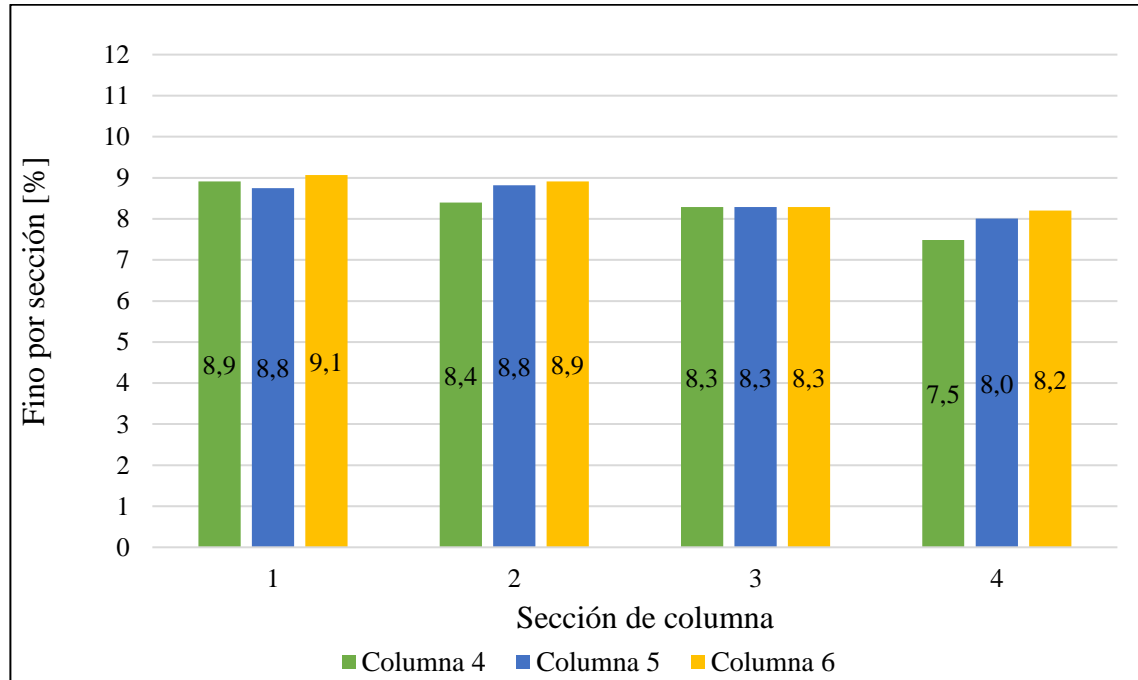


Figura 6.39: Porcentaje de finos por sección de columnas 4, 5 y 6, que no presentan aglomeración.

Finalmente, se obtiene el porcentaje de finos por columnas en función de los datos previamente presentados, utilizando la masa y porcentaje de finos por sección. Primero, para ver la eficiencia de la aglomeración, se realiza un análisis comparativo de la cantidad de finos presente en las distintas columnas. Para esto se calcula una diferencia porcentual por columna del contenido de fino antes y después de la lixiviación:

Tabla 6.31: Diferencia porcentual contenido de finos.

Columna	Estado del Mineral	Porcentajes de Finos Inicial [%]	Porcentajes de Finos Final [%]	Diferencia Porcentual de Finos [%]
1	Aglomerado	9,5	6,4	3,1
2	Aglomerado		6,1	3,4
3	Aglomerado		6,7	2,8
Promedio	-		6,4	3,1
4	Sin Aglomerado		8,3	1,2
5	Sin Aglomerado		8,5	1,0
6	Sin Aglomerado		8,6	0,9
Promedio	-		8,5	1

Según lo que muestra la Tabla 6.31, la aglomeración fue capaz de reducir en un 3,1% la cantidad de finos presentes en los lechos de mineral, logrando disminuir la cantidad de fino de 9,5% a 6,4%. Esto mediante la acción de los elementos aglomerantes como lo son el cemento, la cal viva y la solución concentrada de cianuro. Por otra parte, el mineral que no que no paso por un proceso de aglomerado fue capaz de reducir la cantidad de finos en un 1%, esto principalmente por la adhesión por puentes líquidos de las partículas finas en torno a las gruesas.

Anteriormente, se mencionó que con contenidos de finos entre 10 y 20% ocurrían problemas de percolación, compactación y estancamiento, por lo que es importante mencionar que a pesar de que en ambos casos se alcanza un porcentaje de finos bajo este rango, esta disminución de finos aumentaría aún más la permeabilidad del lecho, evitando de esta manera el apozamiento y canalización de soluciones lixiviantes.

Otro elemento que analizar, es el arrastre de finos a lo largo del periodo de lixiviación. Lo que se espera es que exista una migración de los finos desde la zona superior de la columna hacia la zona inferior, concentrando una mayor cantidad de finos en esta última parte. Sin embargo, esto no siempre sucede de esta forma ya que existen parámetros que pueden modificar el arrastre de finos. Entre ellos podemos nombrar la tasa de riego, la permeabilidad y en menor medida en el caso de columnas de lixiviación la canalización.

Para poder analizar el arrastre se obtuvo el promedio de finos de las secciones 1-2 y 3-4, de forma de poder ver si existe una mayor concentración de finos en la parte inferior de la columna; lo que indicaría la existencia de arrastre de finos.

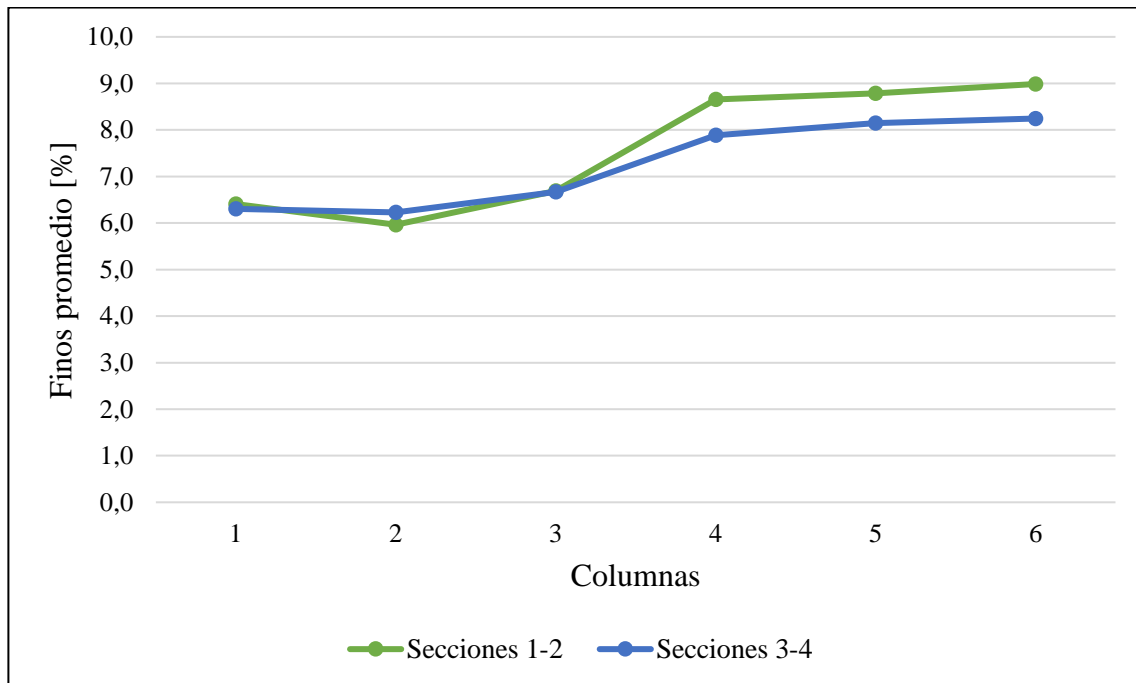


Figura 6.40: Fino promedio por columna de secciones 1-2 y 3-4.

A partir de la Figura 6.40 y la Tabla 6.30, es posible observar que en las columnas que presentan aglomeración (1, 2 y 3) no se evidencia un arrastre de finos a través del lecho de mineral, presentando una diferencia máxima de 0,2% de finos entre las secciones 1-2 y 3-4. Por otra parte, para las columnas que no presentaron aglomeración (4,5 y 6), se evidencio un



arrastré de finos 4 veces mayor a través del lecho de mineral, presentando un máximo de 0,8% de finos más en el tren inferior de las columnas. Esto podría inducir un aumento de la altura del nivel freático de la pila, produciendo una disminución de la extracción de Au, y además un aumento en la posibilidad del desmoronamiento de los taludes.

Por otra parte, la importancia de la aglomeración y curado sobre los fenómenos de compactación de lechos porosos queda evidenciada al momento de cargar las columnas, ya que el mineral sin aglomerar presenta una compactación de 3,8%, mayor al valor del mineral aglomerado de referencia. A medida que transcurre el proceso de lixiviación el lecho poroso se va compactando, mostrando a los 40 días una compactación de 6,1% en el material sin aglomerar, y de 3,0% en el material aglomerado.

6.5 ANÁLISIS CINÉTICO DE LOS RESULTADOS

Anteriormente, se analizaron las principales variables que ejercen una influencia significativa en la cinética de lixiviación química, encontrándose que las mejores condiciones que orientan la máxima extracción de oro desde el mineral con fines industriales son:

- i) Granulometría de alimentación a la columna de lixiviación: F80 -3/8”.
- ii) Concentración de NaCN en la solución de riego: 0,7 [g/L].
- iii) Tasa de riego: 12 [L/h m²].
- iv) Altura de lecho de mineral: 4 [m].
- v) Dosis de NaCN en el Curado: 50% del consumo máximo de NaCN.
- vi) Aglomeración: Con aglomeración y curado.

La Figura 6.41 muestra la cinética de extracción de oro bajo las condiciones óptimas de las principales variables indicadas previamente. Para la curva de extracción esperada se observa un dominio principal del control químico y difusional en la capa de producto.

La minería chilena del oro en general no emplea procesos de aglomerado y curado, condición que llevo a la necesidad de evaluar su aplicación en el caso de los minerales de Pullalli, encontrándose que el control químico está fuertemente afectado por la existencia del proceso de aglomerado y curado. Por esta razón se decidió incluir esta técnica como se ha discutido previamente.

Desde el punto de vista cinético se observa una región dominada por el mecanismo de transporte (ver Figura 6.41 - A), que corresponde a difusión del lixivante a través de la roca mineralizada que se produce simultáneamente con la impregnación del lecho poroso. Se puede observar que el tiempo de impregnación del mineral es de aproximadamente 3 días considerado rápido, que se debería a la buena calidad del aglomerado inducida por la adición de cantidades reguladas de la mezcla cal y cemento. Enseguida, continua una etapa de control químico (ver Figura 6.41 - B), que da cuenta de cerca del 50% de la extracción de Au, aproximadamente a los 6 días de lixiviación en columnas de 4 [m]. Claramente este control químico está determinado por la condición de aglomerado y curado. Contrariamente a lo que ocurre con otras operaciones mineras de oro, el mineral portador del Au se ataca

químicamente en forma temprana con una gran adición de NaCN, lo que probablemente contribuye a la alta extracción de Au observada al inicio del proceso de lixiviación. Después de esta etapa de control, debido a los productos de formación de la reacción química de los minerales de valor económico y de ganga, continua una etapa dominada por el control difusional en capa de producto (ver Figura 6.41 - C). La contribución de este mecanismo en la extracción total de Au es de aproximadamente 23% lo que se logra en un lapso de 34 días.

Estos resultados indican la importancia de las variables que están implícitas en la etapa de aglomeración y curado, puesto que determinan la ocurrencia de transformaciones químicas de compuestos menos solubles en cianuro hacia otros compuestos de mayor solubilidad que finalmente determinan la duración y la extracción de Au en la zona de control químico de la curva cinética.

En este sentido se recomienda utilizar un porcentaje alto del consumo máximo de cianuro en el proceso de aglomerado y curado, más que en la etapa de lixiviación propiamente tal.

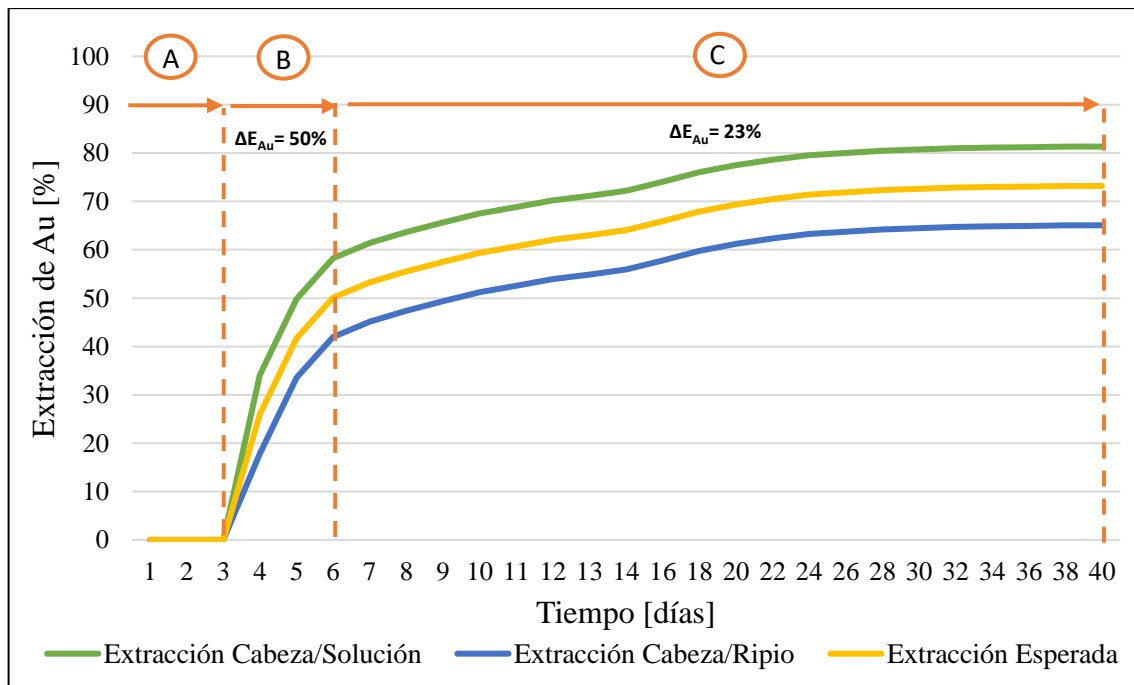


Figura 6.41: Cinética de extracción de Au optimizada: (A)Control por transporte, (B)Control químico, (C)Control Difusional en capa de productos.



Para complementar esta información se aplicó a los datos cinéticos el modelo de núcleo recesivo reportado en la literatura especializada.

En general los gráficos que representan los diferentes mecanismos de control declarados en este modelo se pueden observar en la sección ANEXOS . En todos ellos, se evidencia a través del factor de correlación R^2 , que los mecanismos dominantes son el control químico y difusional en la capa de productos, mientras que el transporte en general exhibe una conducta extremadamente alejada de la linealidad exigida por este modelo.

Debido a que no se realizaron pruebas experimentales variando la temperatura no es posible establecer de manera absoluta el dominio del control químico por sobre el difusional. Sin embargo, claramente las condiciones en que se produce la lixiviación en pilas, con una gran heterogeneidad de tamaños de partículas, con la existencia de macro y microgrietas en la roca mineralizada, hacen prever la existencia de un mecanismo de control mixto: químico y difusional en capa de producto.

6.6 ESCALAMIENTO DE RESULTADOS A PLANTA PILOTO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS

Los ensayos en columnas presentados anteriormente permitieron definir las condiciones óptimas para realizar la lixiviación en columnas de laboratorio de 2 y 4 m de altura, para evaluar el efecto de la granulometría del mineral, tasa de riego, consumo de cianuro, entre otras.

Los resultados preliminares de estos estudios indican que es posible extraer cerca del 70% del oro contenido en el mineral, así como el 30% de la plata, calculando un ciclo metalúrgico de 60 días aproximadamente (ver Figura 9.11). Se estableció que la tasa de riego óptima es de 12 [L/h m²], pH=11, curado con adición del 50% del consumo máximo de cianuro, entre otros.

Para congelar los criterios de diseño para la ingeniería del eventual futuro proyecto a escala industrial, se requiere evaluar el comportamiento de las variables críticas del proceso, mediante su escalamiento a pilas de lixiviación a una escala piloto que permita validar las pruebas. La variación positiva o negativa de los resultados obtenidos hasta ahora, producto del escalamiento en columnas a nivel de laboratorio, obedece principalmente al grado de compactación que puede sufrir el lecho de mineral debido al manejo de carga de los glómeros, conservación del calor y oxigenación del lecho, debido a fenómenos de transporte convectivos del aire a través de los taludes de la pila. Con este objeto se propone el diseño y construcción de pilas con una capacidad menor a 5.000 [t/mes], considerada representativa para la validación de los resultados para el desarrollo de una ingeniería de diseño orientada a una planta industrial de 100.000 [t/mes], que considerará pilas modulares para estudiar la conducta frente a cambios en la forma de riego (tasa de riego y sistema de riego/reposo), granulometría de alimentación P80, entre otras, que serán representativas para una operación a una escala adecuada. Se estima que este estudio tendrá una duración de 24 meses.

En lo medular, el proyecto de escalamiento de resultados propuesto comprende un Planta Piloto que operará temporalmente durante 2 años, y que buscará evaluar la factibilidad de contar con una alternativa a la actual forma de procesar el mineral aurífero mediante lixiviación agitada. El proyecto contempla la alternativa de lixiviación de minerales de baja

ley en Au en una pila frente a la actual tecnología basada en lixiviación agitada en estanques de minerales de Au de alta ley, evitando de esta manera la generación de relaves y por tanto prescindir de la operación del embalse, así como también reducir los costos operacionales (OPEX).

La condición geológica que enfrenta la faena minera requiere adecuar los mecanismos de procesamiento y extracción de mineral, por lo que la empresa necesita realizar una prueba piloto *in situ* que permita validar las pruebas en laboratorio que dispone hasta el momento (presentadas anteriormente). En concreto, la empresa requiere validar la hipótesis consistente en que el cuerpo mineralizado se proyecta hacia la superficie donde se estarían presentando concentraciones de oro en la roca que requerirían un cambio en el proceso de beneficio del mineral.

La fase de pilotaje semi-industrial considera que la extracción de mineral será en superficie con una tasa menor a 5.000 [ton/mes] desde el sector denominado «La Unión», en una superficie de 2.27 hectáreas, ubicada en un lugar mayoritariamente intervenido, al interior del predio donde funciona el Complejo Minero Pullalli y aledaño al nivel subterráneo actualmente en operación.



Figura 6.42: Vista general de la planta piloto construida.



Figura 6.43: Vista superior de la planta piloto de Pullalli.

El objetivo del proyecto es realizar una prueba piloto de lixiviación de minerales auríferos, con el fin de:

- Determinar el efecto de la compresión del lecho poroso no saturado y de la aireación por convección de la pila sobre la recuperación del oro / plata y ciclo metalúrgico.
- Definir los criterios de diseño para el nuevo proyecto de lixiviación en pilas de mineral de oro / plata de baja ley.
- Modelar la cinética del proceso a partir de los resultados del escalamiento a escala piloto, usando técnicas estadísticas para proyectar la producción de metales preciosos de corto y largo plazo.

Esta lixiviación se realizará mediante tratamiento de una pila de material chancado a por lo menos 1/2" en la misma planta que se utiliza actualmente para chancar el mineral. El material se dispondrá en una pila de una altura aproximada de 5 m cada piso, la que se ubicará en un acopio de maicillo contiguo al embalse de ripios lixiviados (depósito de relaves) aprobado ambientalmente.

La pila de lixiviación será regada mediante sistema de goteo, y sus soluciones se trasladarán a una pequeña planta ADR que se construirá, contigua a la pila, y se conducirán por canaletas

hasta la piscina de solución rica, desde donde se bombearán a las columnas con carbón activado.



Figura 6.44: Planta ADR construida para el pilotaje del proyecto.

El proceso de esta prueba piloto será a un ritmo de hasta 5.000 [ton/mes] en una pila de lixiviación que permitirá evaluar en planta, la granulometría óptima, condiciones de proceso, en general establecer las condiciones óptimas para poder realizar un escalamiento del tipo industrial, con su evaluación técnica-económica.

En términos generales, la cronología del proceso productivo es la siguiente:

1. Extracción de mineral en superficie desde sector «La Unión» (inferior a 5.000 [ton/mes]).
2. Traslado a planta existente (Chancado y Curado).
3. Disposición en sector Maicillo (Formación de Pila mediante excavadora).
4. Riego de pila con solución diluida de cianuro de sodio (NaCN).
5. Envío de solución enriquecida Brine a columnas de carbón activado a planta ADR.
6. Envío de carbón activado enriquecido a planta existente en Batuco.

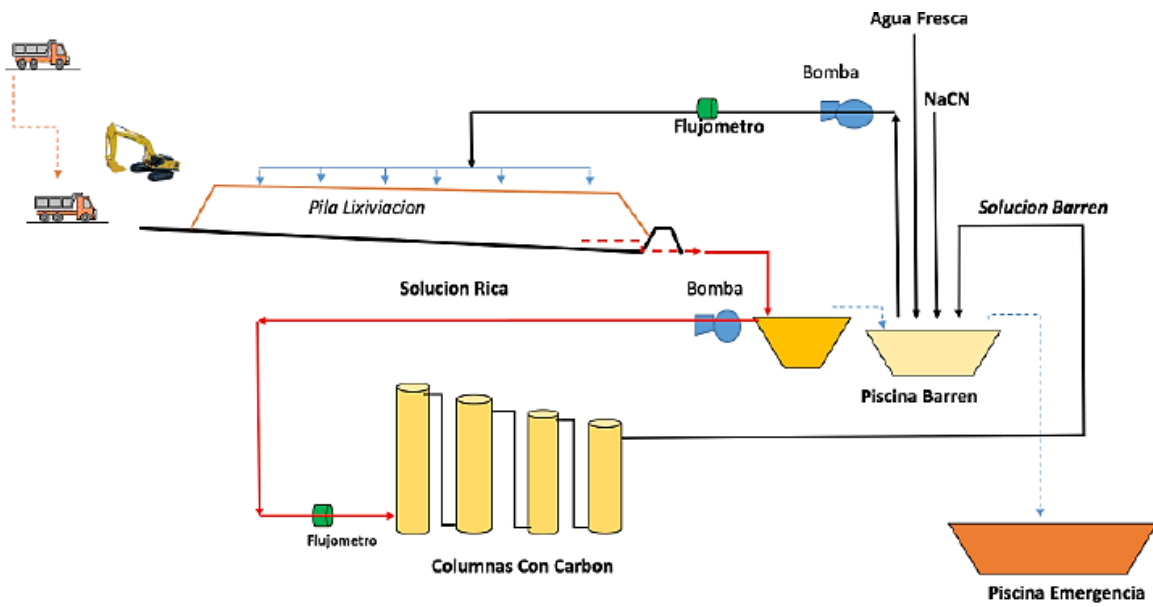


Figura 6.45: Diagrama del proceso productivo de la planta piloto propuesta

CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

En este capítulo se entregan las principales conclusiones y recomendaciones que se obtuvieron en este estudio usando columnas de lixiviación a escala de laboratorio para determinar los valores de las principales variables involucradas en la extracción de Au.

7.1 CONCLUSIONES

- La extracción esperada de Au representa un valor más conservador que el obtenido como extracción cabeza/solución y es posible inferir que el valor real es más probable encontrarlo entre estos dos valores, que en la zona entre la extracción esperada y la extracción cabeza/ripió. Esto se debe a que el análisis de Au mediante el ensayo a fuego tiene un menor error cuando se aplica a minerales de Au que a rípios de lixiviación.
- El aglomerado del mineral produce un incremento en la extracción de Au debido a mejores condiciones de porosidad y permeabilidad, junto con producir una mejor mezcla, favoreciendo el contacto del lixivante con las partículas del mineral en el curado. En efecto, para un mineral aglomerado, F80 100% -3/8", la extracción de Au en la lixiviación a los 40 días de riego es de 9 puntos porcentuales superior que sin aglomerar.
- La compresión del mineral sin aglomerar es 3,8% mayor que el observado en el mineral aglomerado antes de iniciar el ciclo de riego. Al término del ciclo el mineral sin aglomerar presenta una compactación de 6,1%, mientras que el mineral aglomerado muestra un valor de 3,0%.



- El mineral con una granulometría F80 -3/8” aglomerado con cemento posee una permeabilidad de 1,18 [cm/s], mientras que el sin aglomerar presenta un valor de 1,03 [cm/s], indicando la importancia de esta técnica para evitar fenómenos de inundación o canalización del lecho no saturado de mineral. Se evidencia que:

$$k_{\frac{1}{2} \text{ aglomerado}} > k_{\frac{3}{8} \text{ aglomerado}} > k_{\frac{1}{2} \text{ sin aglomerar}} > k_{\frac{3}{8} \text{ sin aglomerar}}$$

- Un incremento significativo del consumo de cianuro no necesariamente producirá una alta extracción de oro. Al aumentar de 30 a 50% el consumo máximo de NaCN adicionado al curado, el aumento de extracción es del orden de 1% de Au en cabeza/solución, cuando se utilizan las condiciones óptimas de las otras variables consideradas en el estudio.
- El incremento de la adición de NaCN en el curado incide prioritariamente en la cinética de extracción de la Ag y Cu, más que en la cinética del Au. En efecto, para un incremento del consumo del reactivo lixivante de 30 a 50% del consumo máximo, los incrementos de extracción observados son de 1% Au, 9% Ag y 5% Cu.
- Al aumentar la altura del lecho de mineral, se produce un aumento de la compresión del lecho poroso y una disminución de la extracción de Au. En efecto, a los 40 días de lixiviación, la compresión en una columna de 2 [m] es de 3%, mientras que en la de 4 [m] es de 8,2%.
- Las mejores condiciones que orientan la máxima extracción de Au y Ag del orden de 70% y 30% respectivamente, desde el mineral de Pullalli son:
 - ✓ Granulometría de alimentación a la columna de lixiviación: F80 -3/8”.
 - ✓ Concentración de NaCN en la solución de riego: 0,7 [g/L].
 - ✓ Tasa de riego: 12 [L/h m²].
 - ✓ Altura de lecho de mineral: 4 [m].



- ✓ Dosis de NaCN en el curado: 50% del consumo máximo de NaCN.
- ✓ Tiempo de reposo de 2 días.
- ✓ Aglomeración con cemento: 8 [lb/t].
- ✓ Tiempo de lixiviación en columnas de 40 días.
- ✓ Tiempo de lavado de columna: 2 días.
- Los resultados obtenidos en este estudio permiten corroborar la validez de la hipótesis planteada. La técnica de aglomerado y curado influye significativamente en los niveles de extracción de Au que se pueden alcanzar a través de la lixiviación en pilas.

7.2 RECOMENDACIONES

- Se recomienda estudiar la adición de NaCN en el curado usando un rango entre 30 y 70% del consumo máximo para evaluar el comportamiento sobre la extracción de Au y Ag, así como también la selectividad frente a las impurezas.
- Estudiar el comportamiento del mineral mediante un ciclo de columnas dinámicas para establecer la necesidad de contar con soluciones intermedias.
- Estudiar el efecto de la oxigenación del lecho mediante ciclos de riego y reposo del mineral, utilizados con éxito actualmente en la industria minera.
- Evaluar reactivos lixiviantes alternativos al NaCN como es el Na_2SO_4 para mejorar las condiciones de personas expuestas (operadores y comunidades) y cuidado del ambiente.



CAPÍTULO 8. REFERENCIAS

- Alfaro, E. J. (2012). *Estudio Experimental de la Permeabilidad de Materiales Depositados en Pilas de Lixiviación*. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil, Universidad de Chile, Santiago.
- Angel Azañero Ortiz, P. N. (s.f.). *Aglomeración - Como Mejorar la Extracción de Oro en Lixiviación en Montón*.
- C., A. (2013). *Técnicas mejoradas de lixiviación, minerales de cobre en pila*. Sociedad Terral S.A.
- COCHILCO. (2014). *Mercado del Cianuro de Sodio y Uso en la Minería del Oro en Chile*. Santiago.
- Domic, M. E. (2001). *Hidrometalurgia; fundamentos, procesos y aplicaciones*. Santiago, Chile: Andros Impresores Ltda.
- Euromines, C. Z. (s.f.). *Heap Leaching Technique in Mining*.
- G. E. McClelland, D. L. (1983). *Agglomeration-Heap Leaching Operations in the Precious Metals Industry*. California.
- Gerencia Corporativa de Riesgo y Control. (2017). *NCC N° 43: Gestión Integral de Riesgos y Control*.
- Henley, K. (1975). *Gold ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment*.
- INGEMMET/ Laboratorio de Química Analítica. (s.f.). www.ingemmet.gob.pe. Obtenido de http://www.ingemmet.gob.pe/documents/10181/20013/FLUJO-TECNICA_DE_ENSAYO_AL_FUEGO.pdf/d090e380-c6fb-41c6-97ed-2bc58b27dadb
- J.M. Menacho, L. G. (s.f.). *Matching Theory and Practice in Heap Leaching Processes*. Santiago, Chile.
- L., M. (2007). *Aglomerado y curado en el proceso de lixiviación de minerales*. Metsolver.



- M.Spline, S. C. (s.f.). *The Effect of Grade on Recovery Efficiency in a Gold-Reduction Plant*
- Mark J. Logsdon, K. H. (s.f.). *Manejo de Cianuro en la Extracción de Oro.*
- McBride, D., Gebhardt, J., Croft, N., & Cross, M. (2017). *Heap Leaching: Modelling and Forecasting Using CDF Thechnology.*
- McQuinston Jr, F., & Shoemaker, R. (1975). *Gold and Silver Cyanidation Plant Practice.* New York.
- Nhlanhla Othusitse, a. E. (Noviembre de 2015). Predictive Models of Leaching Processes - Critical Review-. South Africa.
- Revilla, A. C. (1995). *Metalurgia Extractiva del Oro.* Oruro.
- Ros, A. (2017). *Recopilación sobre la Metalurgia del Oro.* Diplomado Ingenieria en Minas, Cartagena, Murcia.
- S. BELLEC, D. H. (2009). Modelling and Simulation of Gold Ore Leaching.
- Salamanca, S. F. (s.f.). *Conceptos fundamentales de hidrogeología .* Salamanca, España.
- SERNAGEOMIN. (2016). *Guía Metodológica para la Pesentación de Proyectos Plantas de Lixiviación.* Guía Metodológica, Ministerio de Minería - Gobierno de Chile.
- VILLAS-BOAS, R. C. (s.f.). Mathematical Modelling of Gold Ore Heap Leaching. Río de Janeiro, Brasil .
- Yanacocha. (s.f.). El Proceso Productivo del Oro de Principio a Fin.

CAPÍTULO 9. ANEXOS

9.1 ANEXO A: APLICACIÓN DEL MODELO DE NÚCLEO RECESIVO

Para aplicar el modelo de núcleo recesivo, debido al gran volumen de casos estudiados, se considerarán solo los casos que obtuvieron mejores resultados y aquellos casos críticos dentro del estudio, con el fin de realizar una comparación entre las distintas variables de estudio.

9.1.1 Mineral 1: Variando Concentración de Riego 0,7 [g/l] de NaCN

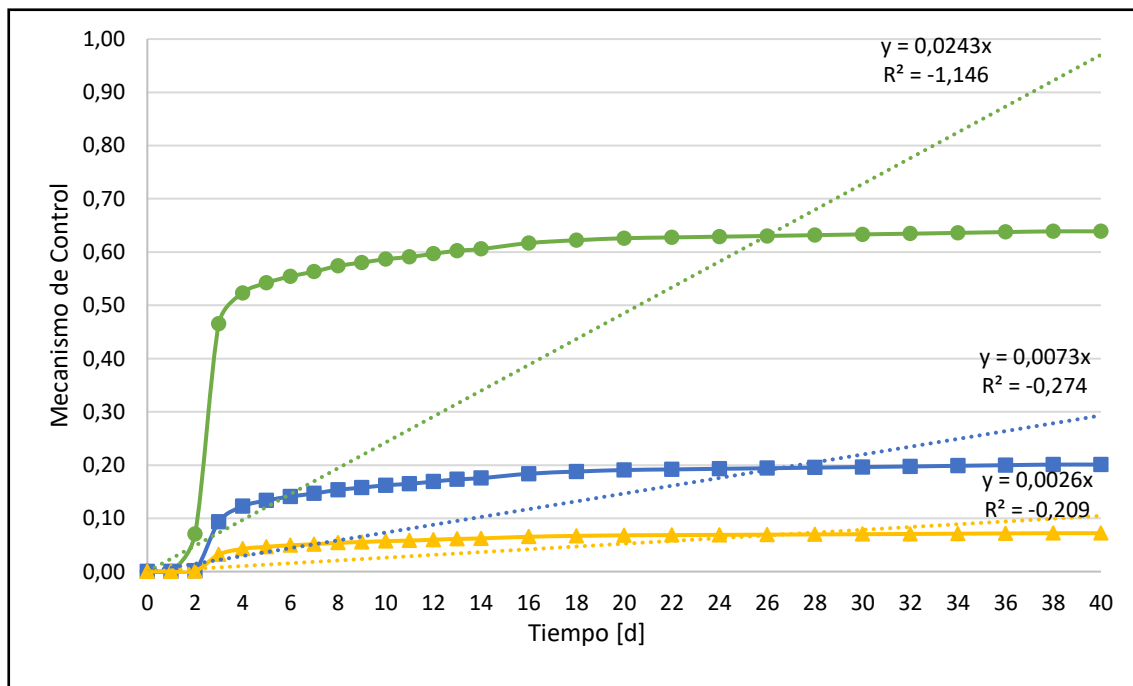


Figura 9.1: Mecanismos de control para el mineral 1, variando la concentración de riego 0,7[g/L], donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.

9.1.2 Mineral 2: Variando Concentración de Riego 0,7 [g/l] de NaCN

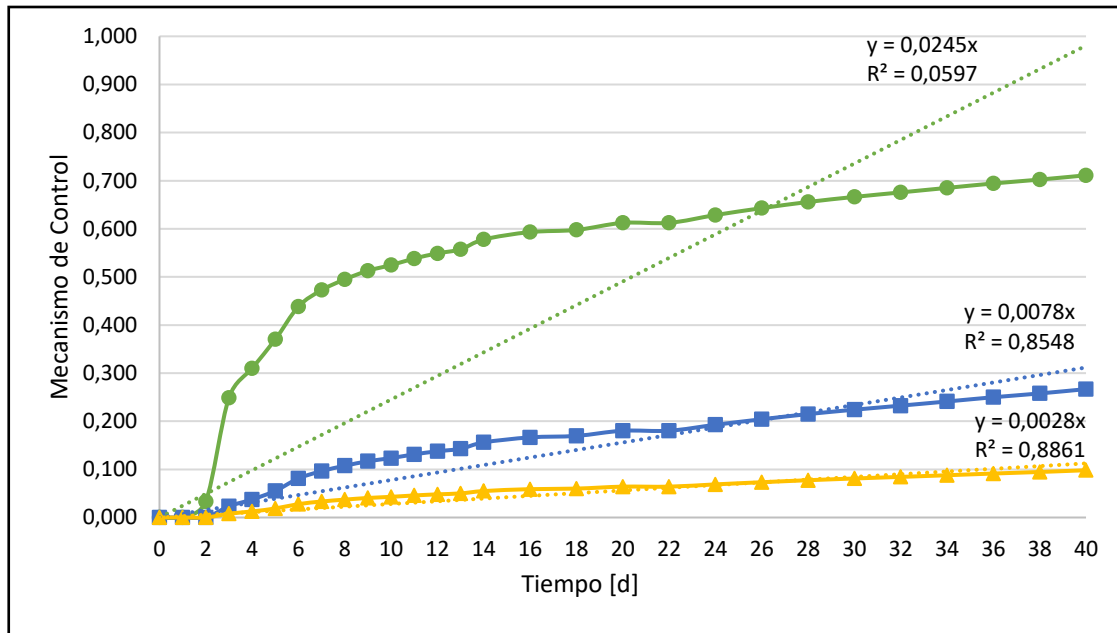


Figura 9.2: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la concentración de riego 0,7[g/L], donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.

9.1.3 Mineral 2: Variando Tasa de Riego 12 [l/h/m²]

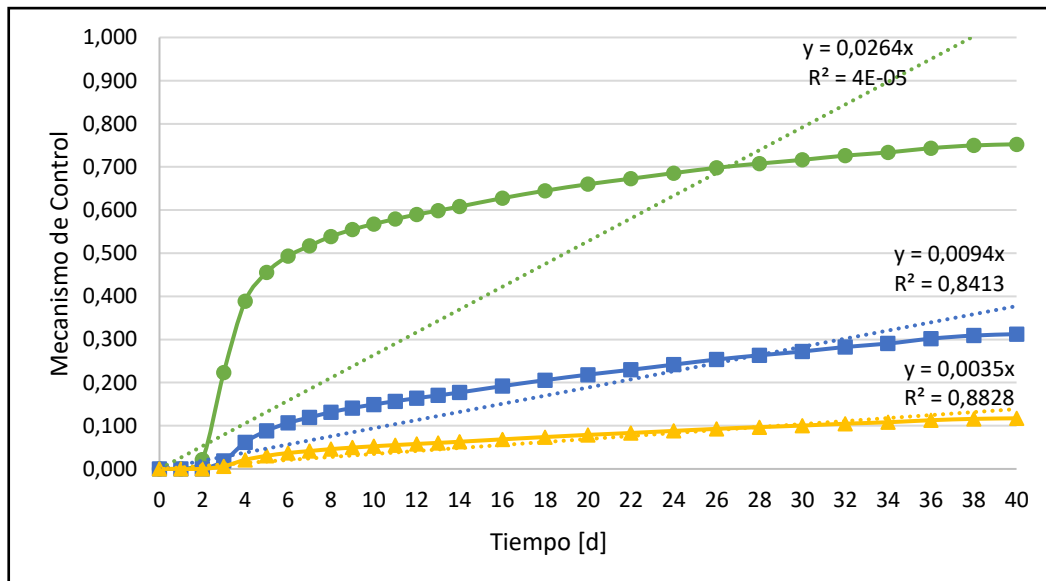


Figura 9.3: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la tasa de riego 12 [L/h/m²], donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.

9.1.4 Mineral 2: Variando Dosis de NaCN en el curado 50% del Consumo Máximo

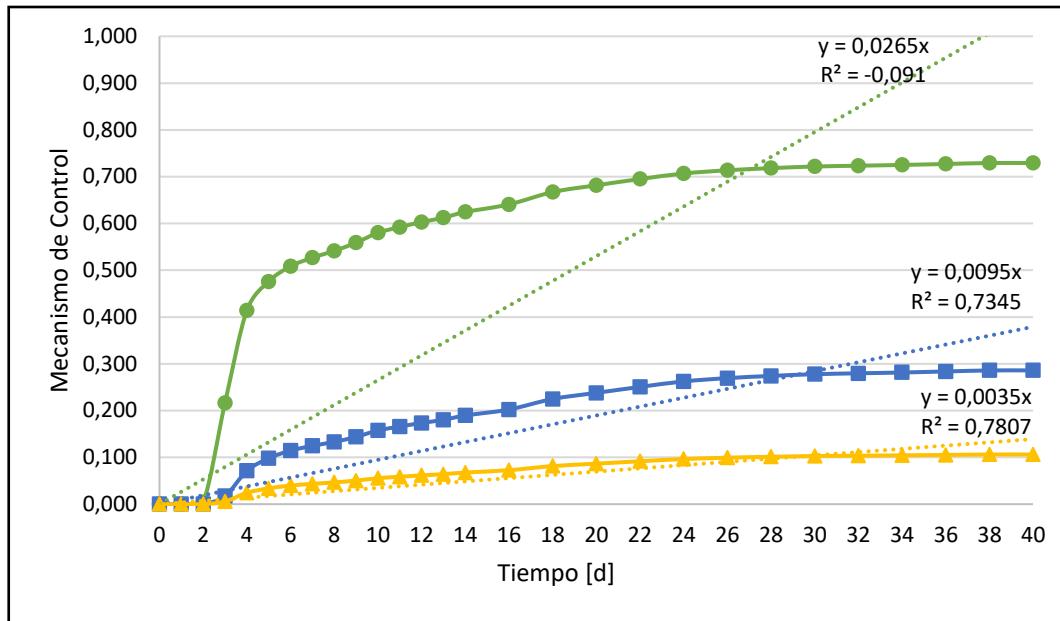


Figura 9.4: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la concentración de NaCN en el curado, donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.

9.1.5 Mineral 2: Sin Presentar Aglomeración

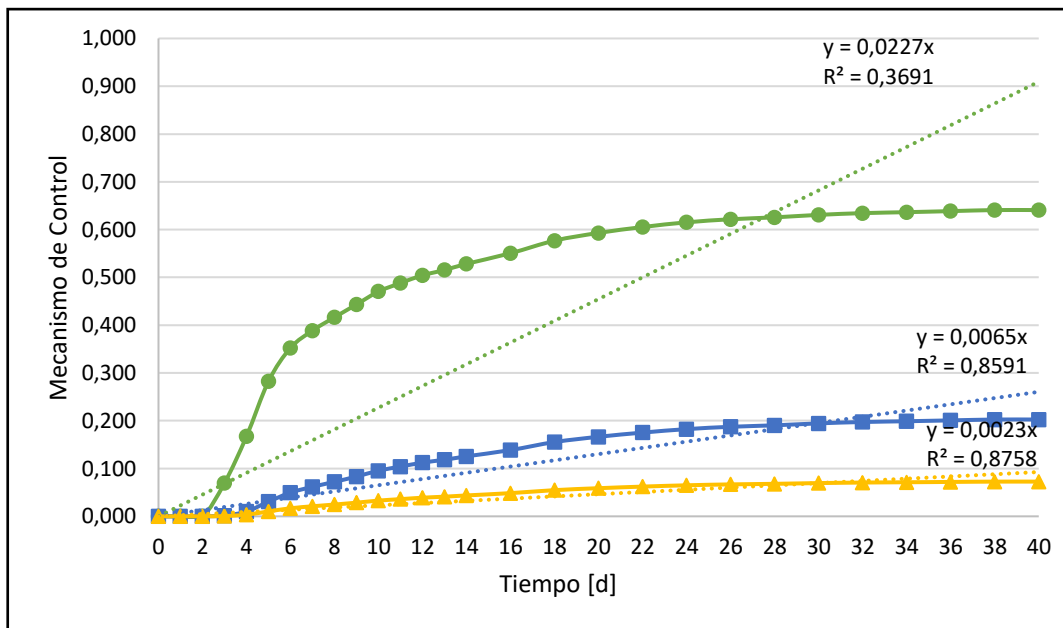


Figura 9.5: Mecanismos de control para el mineral 2, variando el aglomerado sin presentar aglomerado, donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.

9.1.6 MINERAL 2: VARIANDO ALTURA DE COLUMNA 4 [m]

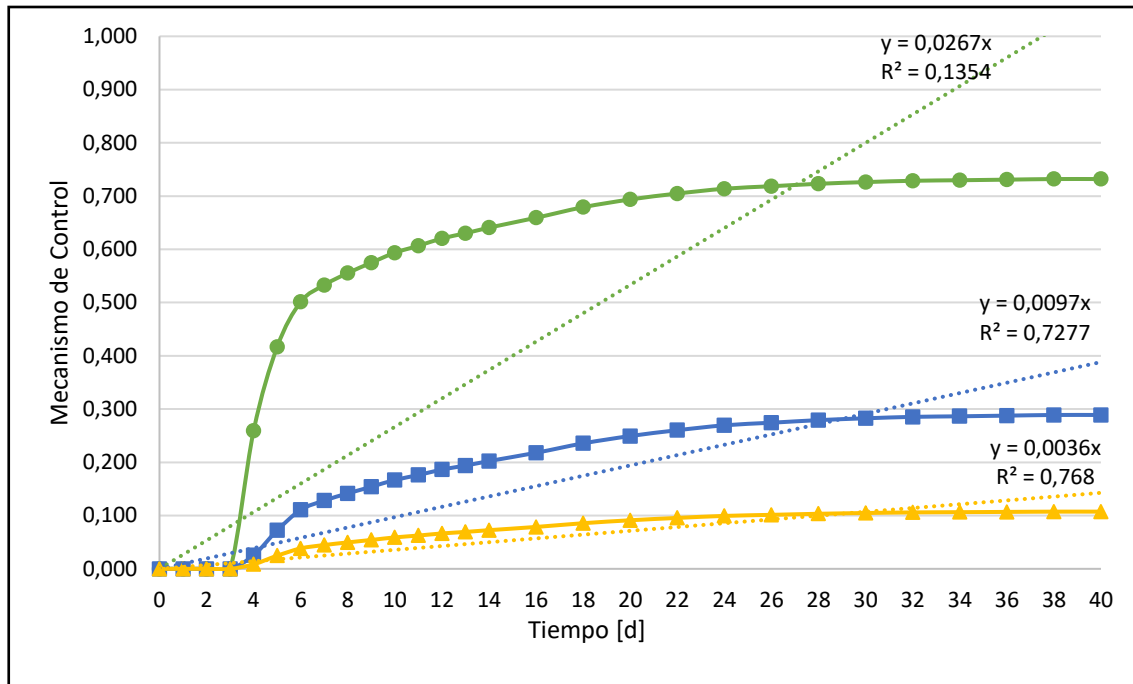


Figura 9.6: Mecanismos de control para el mineral 2, variando la altura de lecho de mineral, donde, ● representa el mecanismo de difusión externa, ■ representa el mecanismo de difusión en la capa de cenizas y Δ representa el mecanismo de control químico.

9.2 ANEXO B: PROCEDIMIENTOS

9.2.1 Masa de Mineral Mínima Representativa para Muestreo

La masa mínima para muestreo se obtiene utilizando la Ilustración 12, al intersectar el tamaño de partícula del mineral recibida y la mineralogía de este. En este caso la mineralogía elegida en este estudio es la de una mineralogía promedio y el tamaño de partícula del mineral recibido es de $-1/2''$ y posteriormente se reducirá a $-70\#$ ASTM ($212\ \mu\text{m}$).

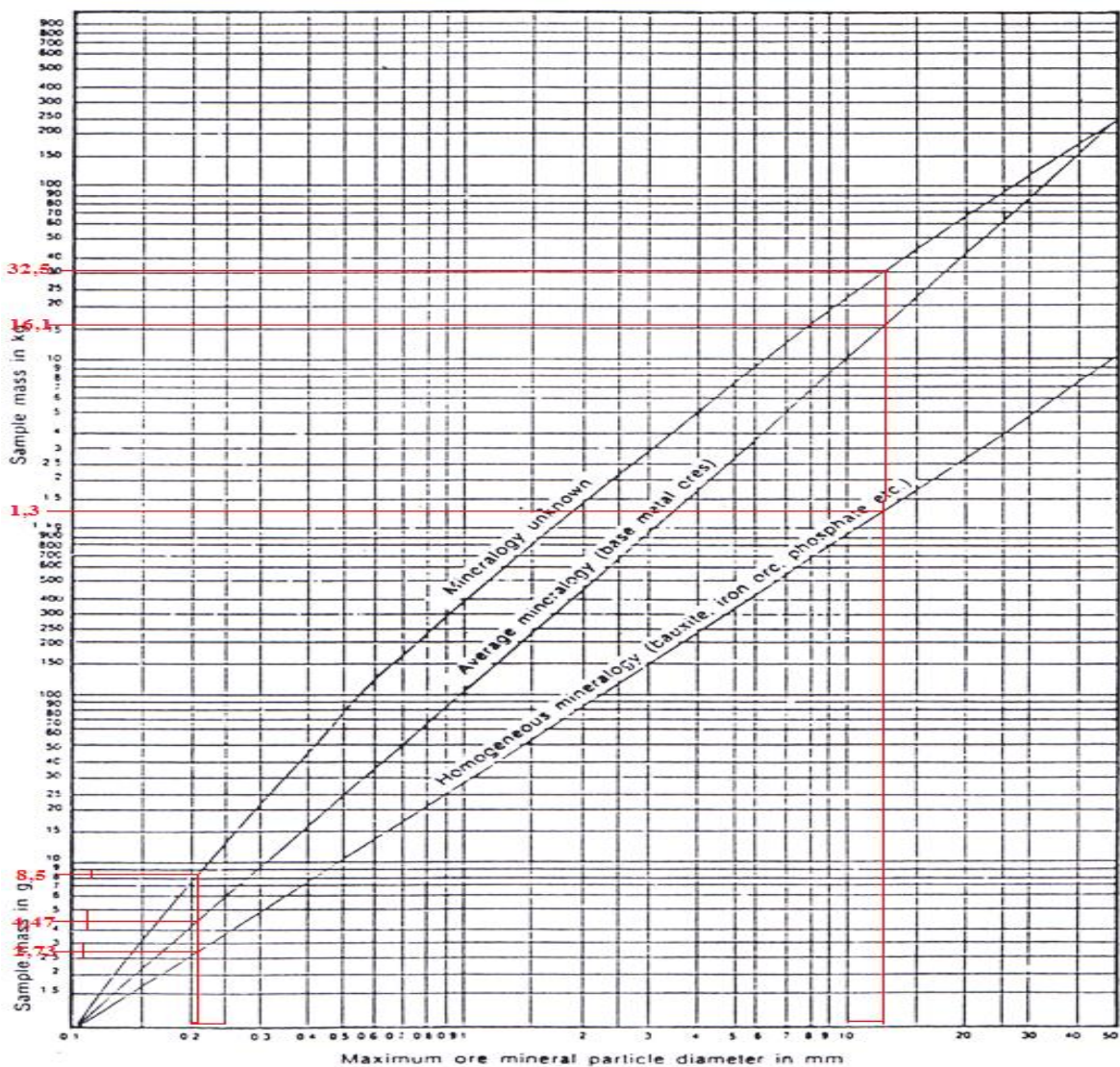


Figura 9.7: Tabla Gy para determinar las muestras representativas.

9.2.2 Técnica de Cono y Cuarteo

Para llevar a cabo esta técnica es necesario seguir los siguientes 3 pasos:

- i. El material se extiende en una placa lisa de fierro o una superficie de concreto fácil de limpiar. Luego se apila en forma cónica colocando cada palada exactamente en el ápex. Esta operación se repite 5 veces con el propósito de dar a las partículas una distribución homogénea respecto a un eje de revolución, esto es, homogeneidad giratoria o simetría respecto al eje vertical.
- ii. El material se distribuye por medio de una pala para formar, primero, un cono truncado y, después, un pastel circular plano, respetando lo más posible la simetría lograda en el primer paso.
- iii. El pastel circular se divide en 4 partes a lo largo de dos diagonales perpendiculares entre sí. Dos cuartos opuestos se separan como muestra y el par restante es el rechazo.

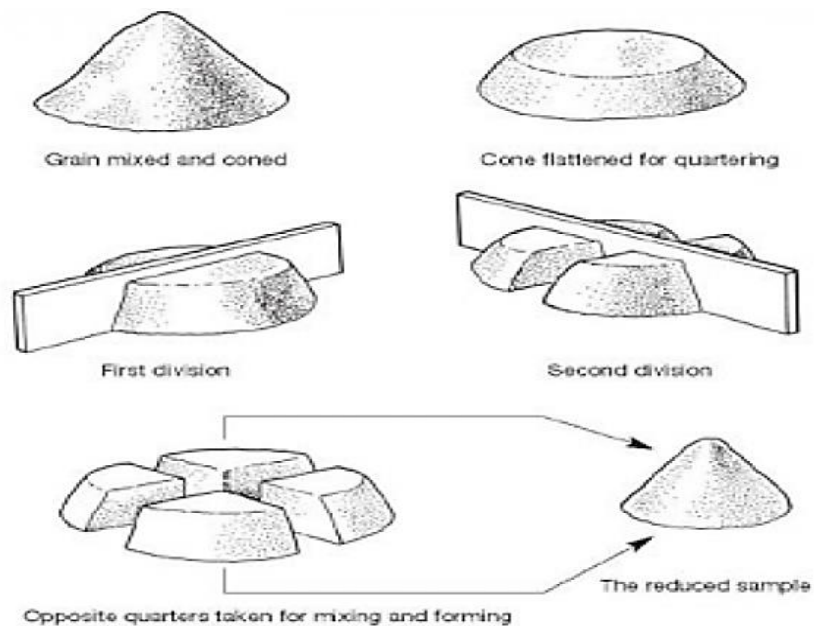


Figura 9.8: Técnica de cono y cuarteo.



9.2.3 Ensayo a Fuego

El Método de Ensayo al Fuego consiste en producir una fusión de la muestra usando reactivos y fundentes adecuados para obtener dos fases líquidas: una escoria constituida principalmente por silicatos complejos y una fase metálica constituida por plomo, el cual colecta los metales de interés (Au y Ag); que posteriormente serán sometidos a Análisis Químico o determinación gravimétrica, según condiciones finales de la muestra. Para realizar este ensayo es necesario seguir las siguientes etapas:

- i. Pesado de muestras; donde se pesan muestras de referencias certificadas y muestras aun no analizadas.
- ii. Preparación de fundentes; etapa en la que se pesa y adiciona el fundente, para luego homogenizarla con la muestra.
- iii. Adición de Nitrato de plata al 12% para muestras estándares y muestras certificadas.
- iv. Adición de Bórax para muestras estándares, blancos y muestras certificadas.
- v. Fundición; con el fin de obtener las fases líquidas y metálicas. Esto se realiza a temperaturas que bordean los 1000 °C y en lapsos de tiempo entre 60-90 minutos.
- vi. Separación de escoria, donde se obtiene el regulo de plomo que contiene los metales de interés (Au y Ag), para luego darles forma de cubos usando un martillo (para facilitar su manipulación).
- vii. Copelación; se calientan las copelas por 60 minutos, para luego fundir el regulo de plomo, con el fin de eliminar el Pb (a 920 °C en 45 minutos). El 98,5% de Pb queda atrapado en las copelas y el 1,5% se elimina en los gases.
- viii. Obtención del botón de oro y plata.
- ix. Pesaje del botón de oro y plata obtenido.



9.2.4 Caracterización Física del Mineral

9.2.4.1 Densidad Aparente

- i. Masar una probeta de 250 o 500 ml.
- ii. Colocar mineral hasta $\frac{3}{4}$ del volumen de la probeta.
- iii. Golpear la probeta con fuerza en la mesa de trabajo, esto para reordenar las partículas de mineral dentro de la probeta.
- iv. Medir el volumen que ocupa el mineral (volumen total).
- v. Masar la probeta junto con el mineral.
- vi. La densidad aparente se obtiene de acuerdo con la siguiente ecuación.

$$\rho_{ap} = \frac{M_{min}}{\text{volumen total}} \quad (8.1)$$

9.2.4.2 Densidad Absoluta

- i. Pesar picnómetro limpio y seco.
- ii. Llenar el picnómetro con mineral hasta un tercio de su volumen y pesar.
- iii. Agregar agua al picnómetro junto con el mineral hasta completar su volumen, procurando que no queden gotas adheridas al mineral. Pesar.
- iv. Lavar y secar el picnómetro.
- v. Agregar agua al picnómetro hasta completar su volumen y pesar.
- vi. La densidad absoluta se obtiene de acuerdo a la siguiente ecuación.

$$\rho_{abs} = \frac{C - A}{B + C - (A + D)} \cdot \rho_{h_2O} \quad (8.2)$$



9.2.4.3 Humedad Natural

- i. Pesar 100 g de mineral (realizar duplicado).
- ii. Secar el mineral en una estufa, durante 2 horas a 105°C.
- iii. Sacar y colocar en desecador durante 1 hora para dejar enfriar, luego pesar.
- iv. La humedad natural se obtiene de acuerdo a la siguiente ecuación.

$$H = \frac{M_N - M_S}{M_S} \cdot 100 \quad (8.3)$$

9.2.4.4 Humedad de Impregnación

- i. Pesar 1 kg de mineral y sumergirla en agua por más de cinco horas.
- ii. Introducir en una columna transparente o traslúcida de unos 500 mm de altura, con una tela inerte filtrante en el fondo.
- iii. Esperar hasta que no aparezcan nuevas gotas drenando por el fondo.
- iv. La muestra finalmente se pesa con su humedad de impregnación.
- v. La humedad de impregnación se obtiene de acuerdo a la siguiente ecuación 8.4.

$$H_{imp} = \frac{M_{imp} - M_N}{M_N} \cdot 100 \quad (8.4)$$

9.2.4.5 Distribución Granulométrica

Los ensayos de análisis granulométrico tienen por finalidad determinar la distribución en tamaños de los granos o partículas que constituyen un suelo o un mineral que será tratado metalúrgicamente. Dicha distribución condiciona, en gran medida, las características y propiedades geotécnicas del suelo o del proceso metalúrgico.

- i. Se reduce por cono y cuarteo una cantidad de muestra levemente superior a la mínima recomendada según el tamaño máximo de partículas del mineral, esto de acuerdo a lo expuesto en el *Anexo 9.2.1*.



- ii. Se debe secar el material ya sea al aire a temperatura ambiente, o bien dentro de un horno a una temperatura inferior a 60°C, hasta conseguir pesadas consecutivas constantes en la muestra cada 30 minutos.
- iii. Introducir la muestra en un harnero vibratorio o en un vibrador mecánicos con tamices por definir dependiendo de la mineral que entregue la muestra.
- iv. Se deja vibrar el conjunto por 8 minutos.
- v. Se retira cada criba o tamiz y se registra el peso retenido en cada bandeja.

9.2.4.6 Porosidad

La porosidad ε se define como la relación entre el volumen de espacios interpartícula y el volumen total, esta relación queda representada en la siguiente ecuación.

$$\varepsilon = \frac{V_{Interparticula}}{V_{Total}} \quad (8.5)$$

La determinación de porosidad mediante intrusión de aceite u otro fluido de densidad conocida, consiste en llenar el volumen interpartícula, pero no los poros internos. El volumen desplazado se determina por diferencia de peso.

Se afora un matraz de 200 ml con las partículas. Se vierte aceite hasta completar el aforo y se realiza un leve vacío para romper las burbujas de aire atrapadas. La masa de aceite se calcula como la diferencia del matraz antes y después de agregar el aceite. Su volumen se calcula con la siguiente ecuación utilizando la densidad del fluido, medida experimentalmente con un densímetro.

$$V_{Interparticula} = V_{Aceite} = \frac{m_{Aceite}}{\rho_{Aceite}} \quad (8.6)$$



Figura 9.9: Ensayo porosidad para 1/2 pulgada sin aglomerar.

9.2.4.7 Permeabilidad

La permeabilidad se obtiene a través de un aparato conocido como permeámetro. Este permeámetro consiste en un contenedor dentro del cual se ubica la muestra de mineral. Bajo la muestra, es necesario colocar piedras porosas o geotextiles para uniformizar el flujo y disminuir la migración de partículas finas. En la parte lateral del cilindro están instalados varios piezómetros a lo largo de la muestra, para medir la altura de presión en diversos puntos. El ensayo cuenta con un estanque de carga hidráulica que provee una alimentación de agua (u otro fluido, si fuera el caso) a una carga constante (carga hidráulica), con lo que el fluido se mueve a través de la muestra hasta alcanzar un régimen de equilibrio o estacionario.

Para medir la permeabilidad se genera un flujo a través de la muestra de suelo y luego que se alcanza una situación de equilibrio, se mide el volumen de agua que rebalsa del reservorio inferior recolectándola en un cilindro graduado o bien pesándola directamente obteniendo su volumen según su densidad. Con esto se obtiene el caudal de salida desde el permeámetro, Q . También se mide la diferencia de carga entre dos o más alturas del lecho, h . Finalmente, aplicando la Ley de Darcy, se obtiene la permeabilidad como:

$$K = \frac{L \cdot V}{A \cdot h \cdot t} \quad (8.7)$$

Para realizar el ensayo de permeabilidad a carga constante es necesario seguir el siguiente protocolo.

- i. Pesar aproximadamente 10 kilogramos de material granulado.
- ii. Instalar malla textil en el fondo de la columna y rolear la muestra antes de cargarla.
- iii. Cargar muestra de mineral granulado en el permeámetro, procurando que exista una distribución homogénea de finos. Para esto, mientras se vierte el material, se debe girar el permeámetro.
- iv. Medir la altura del lecho utilizando una huincha de medir, y registrar dicho valor. Luego, cerrar el permeámetro e instalar sobre la plataforma del experimento.
- v. Instalar balde con agua para alimentación al lado del permeámetro, y colocar balde vacío sobre la balanza a un costado de la plataforma para medir flujo.
- vi. Ordenar mangueras de la siguiente forma:
 - Manguera de alimentación (Bomba) conectada a la entrada del reservorio superior.
 - Manguera de rebalse del reservorio superior se conecta al balde de alimentación de agua (Retorna).
 - Manguera de salida del reservorio superior se conecta a la entrada superior central del permeámetro.
 - Conectar salida inferior del permeámetro con entrada del reservorio inferior.
 - Salida del reservorio inferior con balde de medición a un costado de la plataforma.
 - Corroborar conexiones de mangueras piezométricas al costado del permeámetro para medir diferencia de presión en la parte posterior de la plataforma.
- vii. Iniciar bomba a 80 RPM e inmediatamente mediante las válvulas de entrada y salida del permeámetro regular el flujo de agua, fijando las RPM de la bomba (máximo 400

- RPM), obteniendo así una configuración del sistema que mantenga constante el nivel de agua sobre el lecho.
- viii. Verificar que el reservorio superior e inferior mantengan un rebalse adecuado para mantener fijo el nivel de carga (superior).
 - ix. Una vez alcanzado un régimen estacionario se debe medir con la balanza la masa de agua recolectada en 60 [s] aproximadamente. Para esto, al comenzar el tiempo, tarar pesa y al finalizar con el tiempo remover manguera del balde de la pesa a otro balde vacío.
 - x. Finalmente, registrar el peso del agua [g], tiempo [s] y Δh [cm] en la hoja de datos.
 - xi. No olvidar mantener el nivel de agua del balde de alimentación para que la bomba pueda trabajar.

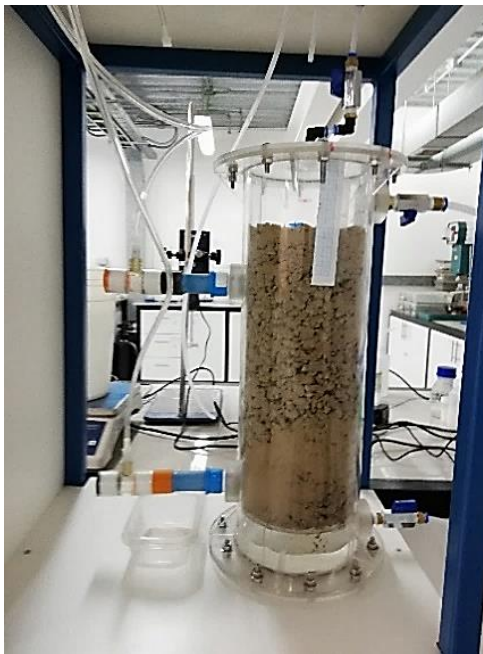


Figura 9.10: Ensayo permeabilidad para 1/2 pulgada aglomerada



9.2.5 Consumo Máximo de Cianuro en Botella

- i. Tomar una muestra representativa del mineral a ensayar y pulverizar la totalidad de esta bajo malla #100.
- ii. Pesar 300 [g] de mineral y adicionar la cal necesaria (según tipo de mineral) para ajustar el pH a 11 e introducirlo en una botella.
- iii. Adicionar 700 [ml] de solución de cianuro a una concentración específica (se recomienda usar 1 [kg/t]).
- iv. La pulpa de mena se agita mediante rodillos durante 72 [h].
- v. Luego de este periodo de tiempo, filtrar la pulpa y lavar las colas del proceso.
- vi. Finalmente, analizar por concentración de cianuro, mediante titulación volumétrica, las soluciones obtenidas.

9.2.6 Ecuación para Estimar los Días de Lixiviación en Pilas

$$\text{Días pilas} = \frac{(\text{densidad} * \text{altura pila} * \text{razón lixiviación})}{(\text{tasa de riego} * \text{día})}$$

$$\text{Días pilas} = \frac{\left(\frac{\text{ton}}{\text{m}^3} * m * \frac{\text{m}^3}{\text{ton}}\right)}{\left(\frac{\text{m}^3}{\text{hr} * \text{m}^2} * 24 \frac{\text{hr}}{\text{día}}\right)}$$

Figura 9.11: Ecuación de estimación de días pilas.

9.2.7 Planificación Carta Gantt

Carta Gantt Planificación Memoria																																									
Tema: "Lixiviación Cianurada de Mineral de Oro en Columnas a Nivel de Planta Piloto" Año: 2018 Universidad Técnica Federico Santa María																																									
Meses/Semanas Actividades	Abril				Mayo				Junio				Julio				Agosto				Septiembre				Octubre				Noviembre				Diciembre								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36					
Estudio de material bibliográfico	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■		
Montaje de Equipamiento	■																																								
Determinación del Consumo de		■																																							
Caracterización física, química y mineralógica del mineral.		■	■	■																																					
Preparación de Muestras Representativas de Columnas	■	■	■	■	■	■	■	■																																	
Carguío de Columnas (variando concentración de NaCN, tasa de									■									■																							
Tiempo de lixiviación (45 días)										■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Descarga de Columnas																	■									■															
Procesamiento de Datos y Preparación de Informe																		■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■

Figura 9.12: Carta Gantt confeccionada para ser utilizada durante la elaboración de este Trabajo de Título.

9.3 ANEXOS C: FIGURAS DE PROCESOS Y EQUIPOS



Figura 9.13: Corte representativo inicial de la muestra recibida.



Figura 9.14: Corte representativo inicial de la muestra recibida.



Figura 9.15: Harnero vibratorio Gilson, utilizado para separar en monotamaño el mineral.



Figura 9.16: Chancador de mandíbulas Hebro.



Figura 9.17: Pulverizador de anillos Labtech.



Figura 9.18: Olla de pulverización de anillos y lentejas Essa.



Figura 9.19: Corte inicial de muestra con pala JIS.



Figura 9.20: Divisor rotatorio DR-200



Figura 9.21: Divisor rotatorio DR-30.



Figura 9.22: Divisor rotatorio DR-15



Figura 9.23: Mineral aglomerado en reposo.



Figura 9.24: Estructura metálica de soporte de columnas.



Figura 9.25: Maniobra de carguío de columnas utilizando el torpedo.



Figura 9.26: Ripios descargado por secciones de columna.



Figura 9.27: Técnica de cono y cuarteo para los ripos de las columnas.



Figura 9.28: Técnica de cono y cuarteo en mineen ripios pulverizados.



Figura 9.29: Equipo de espectrofotometría de absorción atómica (EAA).



Figura 9.30: pH-Meter.



Figura 9.31: Bomba peristáltica utilizada.



Figura 9.32: Bombas peristáltica utilizada.