

UNIVERSIDAD MAYOR DE SAN ANDRÉS
FACULTAD DE INGENIERÍA
INGENIERÍA QUÍMICA, INGENIERÍA PETROQUÍMICA,
INGENIERÍA AMBIENTAL E INGENIERÍA DE
ALIMENTOS



PROYECTO DE GRADO

INGENIERÍA CONCEPTUAL PARA LA PRODUCCIÓN
DE SULFATO DE COBRE PARA COSSMIL EN EL
MUNICIPIO DE EUCALIPTUS - ORURO

PARA OPTAR AL TÍTULO DE

INGENIERO QUÍMICO

POSTULANTE: LAURA INES OLIVA CANGRI

TUTOR: ING. MIGUEL VELÁSQUEZ SEJAS

LA PAZ – BOLIVIA

2019



**UNIVERSIDAD MAYOR DE SAN ANDRÉS
FACULTAD DE INGENIERIA**



LA FACULTAD DE INGENIERIA DE LA UNIVERSIDAD MAYOR DE SAN ANDRÉS AUTORIZA EL USO DE LA INFORMACIÓN CONTENIDA EN ESTE DOCUMENTO SI LOS PROPÓSITOS SON ESTRICTAMENTE ACADÉMICOS.

LICENCIA DE USO

El usuario está autorizado a:

- a) Visualizar el documento mediante el uso de un ordenador o dispositivo móvil.
- b) Copiar, almacenar o imprimir si ha de ser de uso exclusivamente personal y privado.
- c) Copiar textualmente parte(s) de su contenido mencionando la fuente y/o haciendo la cita o referencia correspondiente en apego a las normas de redacción e investigación.

El usuario no puede publicar, distribuir o realizar emisión o exhibición alguna de este material, sin la autorización correspondiente.

TODOS LOS DERECHOS RESERVADOS. EL USO NO AUTORIZADO DE LOS CONTENIDOS PUBLICADOS EN ESTE SITIO DERIVARA EN EL INICIO DE ACCIONES LEGALES CONTEMPLADAS EN LA LEY DE DERECHOS DE AUTOR.

*“Tal vez por eso Dios
nos hizo niños, para empezar cerca del suelo”*

Stephen King, It

*A mis padres,
Héctor y Carolina.
A mi compañero de aventuras infinitas,
Julio.*

AGRADECIMIENTO

Deseo expresar mi sincero agradecimiento al Ing. Miguel Velásquez Sejas por haber confiado en mi persona y haberme animado a emprender la elaboración de este proyecto, a los correspondientes tribunales, Ing. Jorge Velasco Calsina, Ph. D. e Ing. Américo Molina Quisbert por la paciencia y tiempo invertido. En muchos casos, en los proyectos interfieren factores que los dilatan en tiempo y sin su apoyo y consejos este trabajo no habría podido hacerse realidad.

Agradecida también a mis padres, que siempre han estado cuando los he necesitado, en los buenos y en los malos momentos. Este logro lo comparto con ellos.

Por último, gracias a todas las personas que me han animado en este largo camino, comprendiendo con paciencia la dedicación que requiere la realización de un proyecto.

Muchas gracias.

RESUMEN

Este proyecto minero-metalúrgico, tiene como destino de implementación la localidad de Eucaliptus, primera sección de la provincia Tomas Barrón del departamento de Oruro, a 85 kilómetros aproximadamente de la ciudad de Oruro – Bolivia, a una altura de 3850 metros sobre el nivel del mar. Consiste en una planta de beneficio del mineral de cobre y productora de cristales de sulfato de cobre grado industrial ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), a partir de mineral de cobre y ácido sulfúrico como materia prima, para la Corporación de Seguro Social Militar “COSSMIL”.

Mediante un estudio de ingeniería conceptual, con el objetivo de tener un estudio para el desarrollo de un plan de ejecución para la implementación de dicha planta, se identifica la viabilidad técnica y económica del proyecto, marcando la pauta para el desarrollo de la ingeniería básica y de detalle. Se basa en un estudio previo y en la definición de los requerimientos del proyecto. Mediante los objetivos buscados, se establecen las tecnologías que se aplicarán, se define el marco normativo, estableciendo los criterios de evaluación económica.

Se plantea un tratamiento de 1282 [T/mes] de mineral grueso de cobre, mediante un procedimiento que sigue las siguientes operaciones: Chancado, Aglomerado y Curado, Lixiviación (LX), Extracción por solventes (SX) y Cristalización (CR). Mediante este procedimiento se logra una recuperación de cobre total de 65 [%].

Para la producción de 300 [T/mes] de cristales de sulfato de cobre grado industrial, el costo de operación para una ley media de Cu estimada de alimentación a la planta de 9,2 [%], alcanza los 2477905 [\$us/año] y el costo de producción de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ es de 2,68 [\$us/T-Mineral tratado]. La evolución económica del proyecto arroja como resultado un ROI del 24,03%, lo que demuestra la rentabilidad del proyecto, con una total de inversión de 5026076 [\$us] y un periodo de reembolso de aproximadamente 4 [años], con un precio estimado de producto para la venta de 3,1 [\$us/Kg] de sulfato de cobre grado industrial.

ABSTRACT

This mining-metallurgical project has as its implementation destination the town of Eucaliptus, the first section of the Tomas Barrón province in the department of Oruro, approximately 85 kilometers from the city of Oruro - Bolivia, at a height of 3850 meters above sea level. It consists of a copper ore beneficiation plant and producer of industrial grade copper sulphate crystals ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), from copper ore and sulfuric acid as raw material, for the Military Social Security Corporation "COSSMIL".

Through a conceptual engineering study, with the objective of having a study for the development of an execution plan for the implementation of said plant, the technical and economic feasibility of the project is identified, setting the standard for the development of basic engineering and of detail. It is based on a previous study and the definition of the project requirements. Through the objectives sought, the technologies that will be applied are established, the regulatory framework is defined, establishing the criteria for economic evaluation.

A treatment of 1282 [T/month] of thick copper ore is proposed, through a procedure that follows the following operations: Crushing, Agglomeration and Curing, Leaching (LX), Extraction by solvents (SX) and Crystallization (CR). Through this procedure a total copper recovery of 65 [%] is achieved.

For the production of 300 [T/month] of industrial-grade copper sulfate crystals, the operating cost for an average Cu law estimated to feed the plant of 9.2 [%], reaches 2477905 [\$us/year] and the production cost of $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ is 2.68 [\$us/T-Mineral treated]. The economic evolution of the project yields an ROI of 24.03%, which shows the profitability of the project, with a total investment of 5026076 [\$us] and a repayment period of approximately 4 [years], with a price estimated product for sale of 3.1 [\$us/Kg] of industrial grade copper sulfate.

INDICE

I	Introducción	1
I.1	Antecedentes	1
I.1.1	Corporación de seguro social militar	1
I.2	Diagnóstico.....	3
I.2.1	Cobre – Empresa Minera Corocoro	3
I.2.2	COSSMIL – Sulfato de Cobre	4
I.3	Ingeniería Conceptual.....	4
I.4	Problema	5
I.5	Objetivos	5
I.5.1	Objetivo General	5
I.5.2	Objetivos Específicos	5
I.6	Justificación	5
I.7	Alcance	6
II	Marco Teórico	8
II.1	Ingeniería conceptual	8
II.1.1	Primeras fases de la ingeniería	8
II.1.2	Relación entre la fase de ingeniería y la clase de costo	9
II.1.3	Objetivo de cada fase de ingeniería.....	9
II.1.3.1	<i>Fase: Ingeniería Conceptual (IC)</i>	9
II.1.4	Relación de alcance de cada fase de ingeniería con la incertidumbre en la estimación de costo final.....	10
II.2	Hidrometalurgia	10
II.2.1	Hidrometalurgia de cobre.....	12
II.3	Etapas de disolución selectiva: Técnica “Lixiviación TL (Thin Layer)”	12
II.3.1	Chancado.....	14
II.3.1.1	<i>Circuito de Chancado.</i>	15
II.3.2	Aglomeración y Curado.	20
II.3.2.1	<i>Aglomeración</i>	20
II.3.2.2	<i>Curado</i>	21
II.3.2.3	<i>Fenomenología de la Aglomeración y Curado</i>	21
II.3.2.4	<i>Equipos para la Aglomeración</i>	24

II.3.3	Lixiviación	25
II.3.3.1	<i>Lixiviación del mineral de Cobre</i>	26
II.3.3.2	<i>Método de Operación en la Lixiviación</i>	28
II.3.3.3	<i>Diseño de una Pila de Lixiviación</i>	31
II.3.3.4	<i>Variables de Lixiviación en Pilas</i>	34
II.4	Etapa de procesamiento y transformación.....	36
II.4.1	Extracción por Solventes	36
II.4.1.1	<i>Objetivos del proceso de extracción por solventes</i>	36
II.4.1.2	<i>Circuito de extracción por solventes</i>	37
II.4.1.3	<i>Partes esenciales del proceso de extracción</i>	38
II.4.1.4	<i>Distribución del circuito de extracción</i>	39
II.4.2	Fase orgánica	40
II.4.2.1	<i>Características del reactivo extractante orgánico</i>	41
II.4.2.2	<i>Clasificación general de los reactivos orgánicos de SX</i>	42
II.4.2.3	<i>Características del diluyente para extracción por solventes</i>	45
II.4.3	Fase Acuosa	46
II.4.3.1	<i>Acidez libre de la solución acuosa</i>	47
II.4.3.2	<i>Concentración del Anión complejante común</i>	47
II.4.3.3	<i>Temperatura</i>	47
II.4.4	Representación Gráfica	48
II.4.4.1	<i>Curva isoterma de distribución</i>	48
II.4.4.2	<i>Diagrama McCabe-Thiele</i>	49
II.4.5	Variables de diseño	50
II.4.5.1	<i>Coefficiente de distribución (D)</i>	50
II.4.5.2	<i>Viscosidad</i>	51
II.4.5.3	<i>Selectividad</i>	51
II.4.6	Equipo para extracción de cobre	51
II.5	Etapa de recuperación selectiva	51
II.5.1	Cristalización.....	51
II.5.1.1	<i>Cristalización de sales simples</i>	52
II.5.1.2	<i>Etapa de Saturación del sulfato de cobre</i>	53
II.5.1.3	<i>Etapa de Nucleación de los cristales de sulfato de cobre</i>	53

II.5.1.4	<i>Etapa de crecimiento de los cristales: Factores que afectan el crecimiento de los cristales de Sulfato de Cobre</i>	54
II.5.1.5	<i>Problemas causados por las impurezas en la cristalización de Sulfato de Cobre</i>	55
II.5.2	Operación de Cristalizadores Industriales	55
II.5.2.1	<i>Selección de Cristalizadores Industriales</i>	56
II.5.3	Operación de extracción-cristalización (SX-CR)	56
II.5.3.1	<i>Diseño de la planta SX-CR</i>	57
II.6	Clasificación Matriz de costos estimados para procesos industriales	58
II.6.1	Estimación Clase 4	59
II.7	Mercado	59
II.7.1	Mercado del cobre	59
II.7.1.1	<i>Producción de Cobre</i>	59
II.7.1.2	<i>Producción de cobre por departamento</i>	60
II.7.1.3	<i>Producción de minerales por actores productivos mineros</i>	60
II.7.1.4	<i>Exportación de cobre</i>	61
II.7.1.5	<i>Evolución y tendencia del precio del cobre</i>	62
II.7.1.6	<i>Regalías mineras por mineral producido</i>	63
II.7.2	Mercado de Sulfato de cobre pentahidratado	64
II.7.2.1	<i>Sulfato de cobre pentahidratado</i>	64
II.7.2.2	<i>Análisis de exportación e importaciones</i>	66
III	Metodología	68
III.1	Proceso productivo	68
III.1.1	Reacciones del proceso	69
III.2	Etapas de proceso	71
III.2.1	Caracterización de la materia prima	71
III.2.2	Etapa de chancado	71
III.2.2.1	<i>Dimensionamiento Geométrico</i>	71
III.2.3	Etapa de Aglomeración y Curado	74
III.2.3.1	<i>Dimensionamiento Geométrico del Tambor Aglomerador</i>	75
III.2.4	Etapa de Lixiviación	77
III.2.4.1	<i>Dimensionamiento Geométrico</i>	77
III.2.5	Etapa de Extracción por Solventes	84
III.2.5.1	<i>Diagrama de McCabe Thiele (Isocalc[®]TM)</i>	84

III.2.5.2	<i>Dimensionamiento del Mezclador</i>	84
III.2.5.3	<i>Dimensionamiento del Decantador</i>	87
III.2.6	Etapa de Cristalización	88
III.3	Diagramas de proceso	89
III.4	Evaluación económica de inversión	90
III.4.1	Costo de producción	90
III.4.1.1	<i>Tarifa de compra</i>	90
III.4.1.2	<i>Inversión de Planta</i>	90
III.4.1.3	<i>Inversiones Generales</i>	91
III.4.1.4	<i>Costo de mano de obra y dotación de personal</i>	91
III.4.1.5	<i>Costos operacionales de Planta</i>	91
III.4.2	Evaluación económica	91
III.4.2.1	<i>Periodo de Reembolso PBP</i>	92
III.4.2.2	<i>Indicador de Rentabilidad ROI</i>	92
IV	Ingeniería Conceptual	93
IV.1	Producto y capacidad de producción	93
IV.1.1	Caracterización de Materia Prima	93
IV.2	Normativa y regulación	94
IV.2.1	Ley del medio ambiente – minería y sus reglamentos	95
IV.3	Descripción del proceso, fabricación y requerimientos del usuario	97
IV.3.1	Etapa de Chancado	97
IV.3.2	Etapa de Aglomeración y Curado	99
IV.3.3	Etapa de Lixiviación	100
IV.3.4	Etapa de Extracción por Solventes	102
IV.3.5	Etapa de Cristalización	104
IV.4	Descripción general de la instalación	105
IV.4.1	Localización del proyecto	106
IV.5	Diagramas de procesos básicos y flujo de materiales	107
IV.5.1	Diagrama de proceso básico	107
IV.5.2	Balance de materia	107
IV.6	Requerimiento de servicios auxiliares	109
IV.6.1	Agua tratada	109
IV.6.2	Energía eléctrica	109

IV.7	Lista de equipos preliminar	110
IV.8	Estimación económica de inversión \pm 30%.....	111
IV.8.1	Tarifa de compra	111
IV.8.2	Inversión de planta	111
IV.8.3	Inversiones generales	113
IV.8.4	Costo de mano de obra y dotación de personal	114
IV.8.4.1	<i>Costo mano de obra Area LX – SX – CR</i>	<i>114</i>
IV.8.4.2	<i>Costo mano de obra Área CH</i>	<i>115</i>
IV.8.4.3	<i>Costo mano de obra del mantenimiento.....</i>	<i>116</i>
IV.8.5	Costos operacionales de Planta	117
IV.8.6	Evaluación económica	119
V	Conclusiones y Recomendaciones.....	120
	Bibliografía.....	123
	Anexo A: Memoria de cálculo	131
	Anexo B: Diagrama de Extracción por Solventes.....	143
	Anexo C: Plano estimado de ubicación de las diferentes secciones.....	144
	Anexo D: Diagramas de proceso	146
	Anexo E: Tarifa de mineral de cobre y costo de mano de obra.....	155
	Anexo F: Evaluación Económica.....	156

INDICE DE FIGURAS

Figura II-1. Operación de Tamizado.....	16
Figura II-2. Harnero Vibratorio	17
Figura II-3. Trituradora de Quijada, (izquierda) Modelo Dodge, (derecha) Modelo Blake.	19
Figura II-4. Trituradora Giratorio (izquierda). Trituradora de Rodillos (derecha).	19
Figura II-5. Fuerzas capilares que mantienen a las partículas unidas en los aglomerados.	22
Figura II-6. Enlaces químicos que mantienen a las partículas unidas en los aglomerados.	22
Figura II-7. Diferentes estados de equilibrio en la formación de aglomerados.	23
Figura II-8. Descripción del Tambor Aglomerador.	25
Figura II-9. Procesos unitarios asociados a la aplicación de los principales métodos de lixiviación disponibles en la actualidad para el tratamiento de minerales y concentrados.	28
Figura II-10. Circuito de extracción por solventes completo que involucra las operaciones de extracción, de lavado del reactivo cargado, de descarga y la posterior recuperación del metal.	37
Figura II-11. Esquema de Flujos para la extracción continua en multi-etapas, configuración de Flujo Cruzado.	40
Figura II-12. Esquema de flujos para la extracción continua en multi-etapas, configuración de Flujos en Contracorriente.....	40
Figura II-13. Efecto del pH sobre el coeficiente de distribución, D, y por ende sobre la fracción del metal que se ha extraído.	43
Figura II-14. Estructura química general de las hidroximas usadas comercialmente para recuperación de cobre.	44
Figura II-15. Curva Isoterma de Distribución, que muestra la situación de equilibrio (o de pseudo-equilibrio, según corresponde) entre una fase acuosa y una fase orgánica, a temperatura constante.	48
Figura II-16. Construcción de un diagrama de McCabe-Thiele para una curva isoterma de descarga.	49
Figura II-17. Diagrama de McCabe –Thiele construido en base a la isoterma de equilibrio de extracción y a la línea de operación.	50
Figura II-18. Diseño de equipo mezclador-decantador de bajo perfil, con mezclador y decantador apoyados directamente sobre el terreno.....	52
Figura III-1. Dimensionamiento de la Tolva de Gruesos (Izquierda), y Tolva de Finos (Derecha)	73
Figura III-2. Parámetros de dimensionamiento geométrico de un Tambor Aglomerador	75
Figura III-3. Parámetros de dimensionamiento para la configuración de la Pila de Lixiviación	77
Figura III-4. Parámetros de dimensionamiento para el Mezclador.....	85
Figura III-5. Parámetros de dimensionamiento para el Decantador.....	87
Figura III-6. Curvas isotermas con la densidad de la solución de sulfato de cobre en función a) del ácido sulfúrico y b) del cobre contenido	89
Figura IV-1. Mapa de ubicación, Planta EUCALIPTUS – Oruro – Bolivia.....	106
Figura IV-2. Esquema de la línea productiva seleccionado.....	107

INDICE DE GRÁFICOS

Gráfico II-1. Producción de cobre. Primer Trimestre 2014 -2017. (Cifras preliminares), (en TMF y \$us/TMF).....	60
Gráfico II-2. (IZQUIERDA) Producción de cobre por departamentos. Primer trimestre 2017. (DERECHA) Producción de cobre por actores productivos mineros. Primer trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en Toneladas métricas finas).	61
Gráfico II-3. Total exportación de cobre. Primer trimestre 2016 - 2017. (Cifras preliminares), (en TMF y millones de \$us).....	61
Gráfico II-4. (IZQUIERDA) Exportación de minerales según continentes. Primer trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en millones de dólares americanos y porcentaje. (DERECHA) Exportaciones de minerales refinados y aleaciones según países destinos. Primer trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en dólares americanos y porcentajes).	62
Gráfico II-5. Cobre. Evolución 2015 – Marzo/2017 y Tendencia del Precio, (en \$us/LF).	63
Gráfico II-6. Regalías mineras por mineral. Primer Trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en millones de \$us y porcentaje). Fuente: Anuario estadístico y coyuntura del sector minero metalúrgico 2016.	64
Gráfico II-7. Cifras del comercia exterior boliviano para Sulfato de Cobre. Exportaciones.	67
Gráfico II-8. Cifras del comercia exterior boliviano para Sulfato de Cobre. Importaciones.	67

INDICE DE TABLAS

Tabla II-1. Relación de alcance de cada fase de ingeniería con la incertidumbre en la estimación de costo final.	10
Tabla II-2. Clasificación matriz de costos estimados para procesos industriales.	58
Tabla II-3. Cifras del comercio exterior boliviano para Sulfato de Cobre.	66
Tabla III-1. Comparación simplificada de los distintos métodos de lixiviación en su aplicación al caso de los minerales de cobre.	69
Tabla III-2. Intervalos recomendados para Aglomeración.	75
Tabla III-3. Intervalos recomendados para la preparación del terreno.	78
Tabla III-4. Intervalos recomendados para el sistema de riego	79
Tabla III-5. Intervalos recomendados para el sistema de drenaje.	81
Tabla III-6. Intervalos recomendados para el diseño del mezclador	85
Tabla III-7. Intervalos recomendados para el diseño del decantador	87
Tabla IV-1. Composición del mineral de cobre proveniente de las minas de Corocoro.	93
Tabla IV-2. Valores generales del diseño del proceso.	94
Tabla IV-3. Resumen del requerimiento en la etapa de Chancado.	98
Tabla IV-4. Resumen de especificaciones para la Etapa de Aglomeración y Curado.	99
Tabla IV-5. Resumen de requerimiento en la Etapa de Lixiviación.	101
Tabla IV-6. Datos de Equilibrio de extracción y Re-extracción para el LIX® 984N, (análisis en g/l Cu).	103
Tabla IV-7. Resumen de requerimiento de la etapa de Extracción por Solventes.	104
Tabla IV-8. Resumen de especificaciones de la Etapa de Cristalización.	105
Tabla IV-9. Resumen del Balance de materia para la producción de 300 [T/mes].	109
Tabla IV-10. Lista de equipos preliminar.	111
Tabla IV-11. Inversión de Planta por áreas.	113
Tabla IV-12. Inversiones de Proyecto.	114
Tabla IV-13. Mano de obra para el área de LX – SX –CR:	115
Tabla IV-14. Mano de obra del área de CH.	116
Tabla IV-15. Mano de obra del área de Mantenimiento.	116
Tabla IV-16. Costos operacionales de Planta.	118
Tabla IV-17. Parámetros de la evaluación económica.	119

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

I Introducción

I.1 Antecedentes

El uso de minerales por el hombre es tan antiguo como su propia existencia. Desde épocas primitivas el hombre descubrió la utilidad e importancia de los minerales para la satisfacción de sus necesidades. A medida que evolucionaba, la humanidad fue empleando las sustancias que se encontraban en la superficie de la tierra a su disposición (Soruco).

El sulfato de cobre fue conocido desde la antigüedad por los griegos y romanos, aunque varias veces fue confundido con el sulfato de hierro y con el acetato de cobre. Plinio cita la precipitación del cobre mediante el hierro, procedimiento que fue aplicado más tarde durante la Edad Media para beneficiar el cobre de sus minerales.

La primera materia para preparar el sulfato de cobre en la antigüedad fue el agua de las minas de Chipre y de España. Parece que quien lo conoció mejor fue Basilio Valentín, en el siglo XV, más tarde Van Helmont, en 1644, y Glauber, en 1648, dieron procedimientos para prepararlo artificialmente, el primero calentando largo tiempo cobre y azufre y lixiviando el producto formado, y el segundo atacando el cobre con el ácido sulfúrico (Pantoja, 2014).

En las épocas Tiwanacota y del Incario ya existía una importante práctica minera en Bolivia (Soruco), convirtiéndose este sector en uno de los propulsores del desarrollo en la economía del país desde tiempos coloniales. Sin embargo entre 1995 y 2004, sufrió una fuerte caída como consecuencia de la disminución de los precios de los minerales y por aumento de otros sectores como el de hidrocarburos. En los últimos años las cotizaciones internacionales de los minerales han ido incrementando, impulsando un mayor desarrollo en el sector, y haciendo factibles algunas operaciones de pequeña escala (Economicas, 2004).

I.1.1 Corporación de seguro social militar

La Corporación del Seguro Social Militar “COSSMIL”, fue creada mediante Decreto Ley N°11901 de 21 de octubre de 1974, como institución pública de seguridad social, descentralizada con personería jurídica autónoma técnica, administrativa y patrimonio propio e

independiente, para actuar en funciones múltiples, de conformidad con las normas de la Ley de Organización Administrativa del Poder Ejecutivo compatible con la Ley Orgánica de las Fuerzas Armadas de la Nación (COSSMIL, 2010).

Según el mencionado Decreto Ley N°11901, en su Artículo 9, del Capítulo I, del Libro Segundo Del Sistema Administrativo, “*COSSMIL está expresamente facultada para obligarse como sujeto de crédito, con o sin garantía del Estado, en contratos con organismos nacionales, internacionales o extranjeros; **efectuar peticiones para fines de explotación minera o de otros recursos naturales, hidráulicos, forestales, no renovables o renovables; operar en actividades industriales; comerciales y bancarias, organizando empresas propias o de economía mixta; comprar, vender, ceder, permutar, pedir expropiaciones, garantizar sus obligaciones con hipotecas, prendas, “warrant”, boletas bancarias y pólizas de seguro; recibir depósitos en ahorro y/o en cuenta corriente; conceder préstamos, ejecutarlos judicialmente; abrir cuentas corrientes bancarias, contratar sobregiros y créditos en cuenta corriente; girar, aceptar, avalar y descontar letras de cambio y suscribir documentos mercantiles; emitir pólizas de seguro, letras hipotecarias, pagarés, acciones, boletas de garantía, acreditados; operar con moneda extranjera y -participaciones bancarias nacionales e internacionales, concurrir como demandante, demandado o tercerista en acciones civiles, penales, sociales o administrativas, mercantiles, y, en general, **hacer y practicar todos los actos, gestiones y operaciones inherentes a la índole de sus actividades*****” (Bolivia, 1974).

Cumpliendo con este mandato, la Corporación del Seguro Social Militar “COSSMIL”, cuenta con la empresa industrial Eucaliptus, ubicada en el municipio del mismo nombre, de la provincia Tomas Barrón, en el departamento de Oruro, para la producción de ácido sulfúrico con destino al mercado nacional de la agroindustria, industria minera, del cuero, fertilizantes y otros, alcanzando una producción de hasta sesenta toneladas día (Empresa Industrial COSSMIL, 1966); y busca dar un mayor valor agregado a esta producción con la ejecución de proyectos, uno de ellos es la instalación de una **Planta para la producción de sulfato de cobre** con destino a la minería, en el mismo municipio de Eucaliptus – Oruro.

I.2 Diagnóstico

I.2.1 Cobre – Empresa Minera Corocoro

Extensa es la zona cuprífera de capas rojas del altiplano boliviano, que abarca desde el lago Titicaca en el norte hasta la región de los Lípez del sur del país (Rivas, 2011). Destacan las grandes minas de cobre de Corocoro y Chacarilla, respecto de la primera, durante muchos años había proporcionado grandes cantidades de este mineral, destacando la presencia de cobre nativo o “charque de cobre”, óxidos y carbonatos, conjuntamente areniscas rojas (Bravo, 2004).

El cobre se encuentra entre los principales minerales de Bolivia con una producción, en el periodo 2006 – 2011, de 7792 toneladas métricas finas, y con un valor bruto de producción de 60 millones de dólares americanos (Ministerio de Minería y Metalurgia, 2016).

El Gobierno impulsó la creación de la Empresa Minera Corocoro, mediante Decreto Supremo N°1269 de fecha 24 de junio de 2012, como una empresa productiva y dependiente de la Corporación Minera de Bolivia – COMIBOL, con la finalidad de: *“cumplir las actividades mineras de prospección, exploración, explotación, beneficio, fundición, refinación, comercialización e industrialización de minerales de cobre y otros”*, convirtiéndose en la primera planta productora de Cátodos de Cobre, que actualmente exporta su producto con valor agregado a mercados del exterior (Empresa Minera Corocoro). Opera bajo la modalidad de una explotación a cielo abierto (Open Pit), mediante bancos de estructuras paralelas, en los sectores de Vizcachani, Toledo y Capilla. El mineral de cobre extraído pasa por un proceso de trituración y clasificación. En el caso de los minerales oxidados, el proceso productivo pasa por el proceso de Lixiviación por Agitación y Pilas Dinámicas, por un proceso de Extracción por Solventes y posteriormente a un sistema de Electroobtención cuyo resultado final son los cátodos de Cobre con 99,999% de pureza.

Actualmente para hacer frente a las bajas cotizaciones de los minerales, la Empresa Minera de Corocoro, decidió producir sulfato de cobre pentahidratado, una sal orgánica y fertilizante (Corporación Minera de Bolivia). La obtención de esta sal orgánica es casi similar y solo con pocas variantes a la producción de cátodos de cobre.

1.2.2 COSSMIL – Sulfato de Cobre

Según el Decreto Ley N°11901, en su Artículo 45, del Párrafo D: Departamento de Empresas, del Capítulo III: Órganos Especiales, Del Libro Segundo Del Sistema Administrativo, “*El Departamento de Empresas es el órgano operativo encargado de estudiar, planificar, programar, promocionar, coordinar, controlar y evaluar las actividades de las empresas propias o de economía mixta de COSSMIL*” (Bolivia, 1974). Y para el cumplimiento de sus actividades cuenta con organismos y unidades, entre ellas el Comité Técnico de Empresas, el cual según el Decreto Ley N°11901, en su Artículo 47, del Párrafo D: Departamento de Empresas, del Capítulo III: Órganos Especiales, Del Libro Segundo Del Sistema Administrativo, cumple con las funciones básicas de: “*Aprobar los estudios de pre-factibilidad, de factibilidad u operativos que lo propongan las **Unidades de Proyectos y de Promoción**, a través de la Gerencia de Empresas y procesarlos de acuerdo a Ley*” (Bolivia, 1974).

“COSSMIL”, busca satisfacer las necesidades del mercado en el área de la minería y cubrir las demandas nacionales de importación, convirtiéndose en una industria accesible y competitiva en el mercado, así mismo siguiendo el Decreto Ley que los respalda, tiene proyectos en función a la planta de ácido sulfúrico, Eucaliptus; considerando su utilización para la producción de sulfato de cobre. Se tiene antecedentes de producción de la Empresa Minera Corocoro, que representan una base para el desarrollo del mismo.

1.3 Ingeniería Conceptual

La ingeniería conceptual es la fase en la cual se realiza, a partir del desarrollo de varias alternativas, la selección de la opción más conveniente para los escenarios establecidos. Tiene por objetivo fundamental identificar la viabilidad técnica y económica de la/las alternativas visualizadas y establecer las pautas para el desarrollo de las etapas posteriores de Ingeniería básica y de detalle.

Durante esta etapa se fijan los objetivos deseados por el cliente, se estudian que tipo de tecnologías aplican, se define el marco de normas técnicas que regularan los diseños, los diferentes sistemas que serán parte del proyecto, los requerimientos de espacio y se establecen las especificaciones técnicas conceptuales y la filosofía que es preciso seguir para definir las

especificaciones detalladas posteriormente. Así mismo se establece la estimación de costo asociada al proyecto con el objetivo de evaluar la viabilidad del mismo.

I.4 Problema

La producción de sulfato de cobre pentahidratado a pequeña escala en el país, actualmente, obliga a las empresas que demandan dicho producto a importar volúmenes considerables, lo cual eleva el precio del insumo y consiguientemente el costo de producción de ciertos minerales. Esta situación permite visualizar la necesidad de la creación de una empresa para la producción de sulfato de cobre, de esta manera abastecer el mercado nacional y brindar mayor utilidad a la producción de ácido sulfúrico existente en la empresa “Eucaliptus”.

Para llevar a cabo ello, se concibe la necesidad del diseño de ingeniería conceptual de una planta que reúna todas las características precisas de proceso y costos, para la producción de 300 [T/mes] de sulfato de cobre grado industrial, a partir del ácido producido en “Eucaliptus” para el municipio del mismo nombre.

I.5 Objetivos

I.5.1 Objetivo General

Proponer la ingeniería conceptual de una planta para la producción de 300 [T/mes] de cristales de sulfato de cobre grado industrial, a partir de mineral de cobre y ácido sulfúrico como materia prima, para la Corporación del Seguro Social Militar “COSSMIL”, con ubicación en el municipio de Eucaliptus – Oruro.

I.5.2 Objetivos Específicos

- Identificar el proceso productivo para la obtención de sulfato de cobre grado industrial.
- Diseñar las etapas involucradas en el proceso y especificar sus características.
- Especificar los diagramas de proceso de las unidades constituyentes mediante balances de materia.
- Estimar la rentabilidad del proceso a través de una estimación preliminar de costos.

I.6 Justificación

Mediante el estudio de ingeniería conceptual se identifica la viabilidad técnica y económica del proyecto, marcando la pauta para el desarrollo de la ingeniería básica y de detalle. Se basa

en un estudio previo y en la definición de los requerimientos del proyecto. Como primera etapa de un proyecto de ingeniería, es la etapa en la cual mediante los objetivos buscados, se establecen las tecnologías que se aplicaran, se define el marco normativo, estableciendo los criterios de evaluación económica.

A partir del estudio realizado se puede desarrollar un plan de ejecución del proyecto que permita en cierta medida comprometer fondos o iniciar la gestión para obtener el financiamiento requerido, se pueden definir aspectos relacionados con el medioambiente y la seguridad, además de las especificaciones detalladas que se siguen en las siguientes fases de diseño.

La estimación de costos tiene el propósito de lograr la planificación estratégica detallada, el desarrollo del negocio, selección del proyecto para más etapas de desarrollo, la confirmación de la viabilidad económica y/o técnica, y aprobación del presupuesto preliminar o la aprobación para proceder a la siguiente etapa.

Los beneficios de la producción del sulfato de cobre en Bolivia, al estar fuertemente vinculado al desarrollo de la minería, se puede señalar que es un aporte importante al sector minero en la provisión oportuna y eficaz de este reactivo para la concentración de los minerales, significando ahorro de tiempo y gestión de importaciones que resultan más desventajosas frente a una empresa nacional que produciría en condiciones de calidad y precio competitivos, manteniendo un stock permanente para atender sus requerimientos.

1.7 Alcance

El alcance del proyecto se define conforme la siguiente clasificación:

- ✓ **Alcance Descriptivo:** busca especificar las propiedades, las características y perfiles del proyecto. Mediante el resultado obtenido se describe principalmente: la tecnología y el tamaño del proyecto.
- ✓ **Alcance Explicativo:** es más estructurado ya que implica los propósitos de todos los alcances (exploración, descripción, correlación o asociación), Y ante todo proporciona un sentido de entendimiento del proyecto propuesto.

Para el desarrollo de la investigación, la metodología descrita a lo largo de los capítulos siguientes relaciona la descripción detallada del proceso, en un ámbito general y práctico, junto con una evaluación económica, permitiendo identificar los elementos generales y específicos que componen la línea productiva.

Para generar la información necesaria para este proyecto se ha recurrido a los siguientes recursos técnicos:

- ✓ **La investigación bibliográfica:** consiste en revisar el material técnico y empírico del proceso productivo seleccionado e información existente sobre trabajos en minería e industria, documentos oficiales que permiten conocer de manera general y específica la Corporación del Seguro Social Militar y el Ámbito Minero en Bolivia.
- ✓ **La investigación y trabajo descriptivo – estadístico:** abarca la descripción y análisis de variables técnico – económico – sociales del sector minero, así como indicadores de inversión, volúmenes de producción, niveles de exportación e importación, y otros que se apoyan en los resultados obtenidos por las diferentes estadísticas realizadas en el país.

Llegando finalmente al análisis y la síntesis de un procedimiento que conduce a la elaboración de conclusiones válidas y recomendaciones para el desarrollo de las siguientes etapas de estudio que corresponden a la ingeniería básica y de detalle del proyecto.

CAPITULO II

FUNDAMENTO TEÓRICO

II Marco Teórico

Ingeniería conceptual

II.1 Ingeniería conceptual

La Ingeniería Conceptual corresponde a la primera etapa de un proyecto de ingeniería, en la cual se comprende el problema o necesidad específica que plantea el cliente y se concibe una alternativa de solución, y esta es evaluada bajo criterios técnicos, económicos y sociales (Corona, 2006).

El diseño del proceso de la Planta para producción de Sulfato de Cobre Pentahidratado, implica una cadena de operaciones, empezando por la caracterización de la materia prima que permite trabajar en un procedimiento adecuado para cada operación unitaria involucrada en el proceso seleccionado.

Para delimitar este diseño, se involucra el estudio y análisis de (Corona, 2006):

- ✓ Producto y capacidad de producción.
- ✓ Normativa y regulación.
- ✓ Descripción del proceso, fabricación y requerimientos del usuario.
- ✓ Descripción general de la instalación.
- ✓ Diagramas de bloque, distribución de salas, planos de flujo de materiales, planos de áreas clasificadas, diagramas de procesos básicos.
- ✓ Requerimientos de servicios auxiliares.
- ✓ Lista de equipos preliminar.
- ✓ Estimación económica de inversión $\pm 30\%$.

II.1.1 Primeras fases de la ingeniería

Las fases de visualización e ingeniería conceptual constituyen los primeros pasos de ingeniería en la definición de planta de procesos. Es en estas fases en las que se toman las decisiones que mayor impacto tendrán en el costo final de las instalaciones y sobre la eficiencia

del proceso. Definiciones como cantidad de equipos, tamaños, materiales genéricos de fabricación y licencias de tecnología, son establecidas en ese momento y permanecen sin cambios en las fases siguientes. Como constancia de esto, es durante la visualización e ingeniería conceptual donde los esfuerzos de optimización del proceso deben ser maximizados y es recomendable asignarle a estas etapas el tiempo de desarrollo adecuado.

II.1.2 Relación entre la fase de ingeniería y la clase de costo

Cada fase de ingeniería está asociada a un estimado de costos que corresponde a una clasificación definida en el documento AACE¹ N° 18R-97, “Cost Estimate Classification System – As Applied in Engineering, Procurement, and Construction for the Process Industries”. De esta forma se define genéricamente el alcance de una determinada fase como los productos de ingeniería necesarios para la preparación de una estimación de costo de una determinada clase, sin mayor desarrollo de diseño del necesario para ello.

II.1.3 Objetivo de cada fase de ingeniería

Si bien el objetivo del desarrollo de ingeniería está focalizado en materializar o construir un determinado bien, se distinguen distintas fases de ingeniería con el objetivo de aproximarse progresivamente a la definición del alcance del proyecto, y su correspondiente estimación de inversión.

En el desarrollo de las distintas fases de la ingeniería se requiere la generación de un conjunto de documentos o entregables que permiten lograr la definición requerida por la fase y su alcance, establecer la estrategia de la/las fases siguientes, establecer los plazos del proyecto, desarrollar el cronograma y estimar el costo del proyecto (según la clase correspondiente) que permitirá analizar la factibilidad económica y/o rentabilidad del proyecto y someter el mismo a aprobación.

II.1.3.1 Fase: Ingeniería Conceptual (IC)

La Ingeniería Conceptual es la fase en la cual se realiza, a partir del desarrollo de varias alternativas, la selección de la opción más conveniente para los escenarios establecidos. Tiene por objetivo fundamental identificar la viabilidad técnica y económica de la/las alternativas

¹ Asociación Americana de ingeniería de costos

visualizadas y establecer las pautas para el desarrollo de las etapas posteriores de Ingeniería Básica, y de Detalle.

Durante esta etapa se fijan los objetivos deseados por el cliente, se estudian qué tipo de tecnologías aplican, se define el marco de normas técnicas que regularan los diseños, los diferentes sistemas que serán parte del Proyecto, los requerimientos de espacio y se establecen las especificaciones técnicas conceptuales y la filosofía que es preciso seguir para definir las especificaciones detalladas posteriores.

Se establece como la estimación de costo asociada al proyecto en esta fase la Clase 4 definida según la AACE N° 18R-97 con el objetivo de evaluar la viabilidad del mismo y una aprobación preliminar del presupuesto asociado para definir luego la ejecución de las etapas siguientes.

II.1.4 Relación de alcance de cada fase de ingeniería con la incertidumbre en la estimación de costo final

La relación de alcance de cada fase de ingeniería con la incertidumbre en la estimación de costo final, se detalla en la siguiente tabla (Tabla II-1), en ella se percibe claramente la relación de la Ingeniería conceptual, Ingeniería básica e Ingeniería de detalle.

CARACTERÍSTICAS DE LA ESTIMACIÓN DE COSTOS/ETAPA	INGENIERIA CONCEPTUAL	INGENIERIA BASICA	INGENIERIA DE DETALLE
Nivel de definición del proyecto	1% a 15%	10% a 40%	50% a 100%
Clase de estimación de costos	4	3	1
Precisión de las estimación de costos	+40% / -20%	+15% / -10%	+10% / -5%

Tabla II-1. Relación de alcance de cada fase de ingeniería con la incertidumbre en la estimación de costo final.

Fuente: CAI, "Alcances de ingeniería"

Proceso productivo

II.2 Hidrometalurgia

La hidrometalurgia es una disciplina de la metalurgia extractiva, que se ocupa de los métodos y la ciencia de la extracción de metales por medios acuosos. La hidrometalurgia involucra varios aspectos, e incluye todas las formas de extracción de materiales de la corteza terrestre por medio de lixiviación y recuperación del fluido. Se ocupa principalmente de minerales, sales y otras soluciones de ocurrencia natural, pero la teoría y la práctica pueden extenderse a contaminantes

introducidos por la actividad humana a los suelos o hasta los procesos geológicos secundarios que dan lugar a yacimientos. Por tanto la hidrometalurgia es un campo interdisciplinario que involucra a la geología, hidrología, metalurgia extractiva, ingeniería de minas, ingeniería de proceso y economía (Broggi, 2015).

En general la hidrometalurgia se desarrolla en tres etapas físico-químicas distintivas y secuenciales:

- ✓ Una etapa de disolución selectiva de los metales, desde los sólidos que los contienen mediante una solución acuosa: esta etapa se conoce con el nombre de Lixiviación.
 - En la lixiviación (**LX**) intervienen, además del material sólido de origen, un agente lixivante (disolvente) que normalmente está disuelto en la solución acuosa y, ocasionalmente, un agente externo que actúa como oxidante o reductor y participa en la disolución del metal de interés mediante un cambio en los potenciales de óxido-reducción (potencial redox) de la solución lixivante, la lixiviación también puede realizarse con participación de presión, distinta a la atmosférica y temperaturas inferiores o superiores a las del ambiente, manteniendo solamente el requisito de desarrollarse en un medio acuoso.
- ✓ Una etapa de procesamiento y transformación de los metales disueltos en el medio acuoso de lixiviación mediante agentes externos que permiten la purificación y/o concentración de estos metales, aún en solución acuosa.
 - La purificación y/o concentración comprende los procesos de adsorción con carbón activado y los procesos de extracción, tanto mediante resinas sólidas de intercambio iónico, como mediante resinas líquidas. Estos últimos, que son también conocidos como extracción por solventes (**SX**), utilizan reactivos líquidos de origen orgánico, disueltos en un diluyente polar.
- ✓ Una etapa de recuperación selectiva de los valores metálicos disueltos en el medio acuoso, conocido como precipitación, en la que se obtiene el metal o un compuesto que lo contiene, en la forma de un producto sólido.
 - En la precipitación se pueden distinguir los métodos de: cristalización (**CR**), que hace uso de las propiedades químicas de saturación de soluciones; los de precipitación por desplazamiento galvánico, más conocido como cementación; los de precipitación por

reducción con gases a presión; y los de precipitación electrolítica, conocidos como procesos de electro-obtención o electrodeposición, cuando el metal viene ya disuelto y es precipitado desde la solución, y de electro-refinación, cuando simultáneamente se disuelve el metal desde un ánodo y se precipita en un cátodo.

II.2.1 Hidrometalurgia de cobre

Las técnicas hidrometalúrgicas para la extracción de cobre se aplican principalmente a los minerales de cobre con oxígeno y a los desechos de óxido y sulfuro de baja ley (Biswas & Davenport, 1993).

Las metodologías usadas se originaron en el procesamiento de minerales oxidados y generalmente se basan en pruebas metalúrgicas y en la experiencia industrial, que terminan por relacionar las variables económicas primarias (recuperación, consumo de ácido y cinética) con las condiciones adoptadas (granulometría de mineral, dosis de ácido en curado, tasa de curado, tasa de riego, altura de apilamiento y aplicación de soluciones de riego con alguna forma de contracorriente), para obtener resultados que se expresan en las duraciones de los ciclos de tratamiento y en las concentraciones de las especies en las soluciones ricas (Avendaño, 2013).

II.3 Etapa de disolución selectiva: Técnica “Lixiviación TL (Thin Layer)”

El proceso de lixiviación de minerales de cobre se ha realizado desde tiempos antiguos, utilizando diversos procedimientos para su implementación práctica. En el siglo XX, se han usado técnicas de lixiviación por agitación para altas leyes de cobre; de forma análoga, durante la primera mitad de ese mismo siglo, y para leyes más bajas, se optó por el uso de grandes bateas donde se cargaba el mineral y se inundaba con soluciones ácidas (Dominic, 2012).

Con el desarrollo industrial masivo de los plásticos, en láminas y en tuberías, se pudo eliminar las paredes contenedoras de dichas bateas y surgieron los primeros intentos de hacer lixiviación en pilas. De esta manera, el gran desafío que se presenta para la lixiviación en pilas, desde sus inicios, es mantener una buena permeabilidad en el lecho del mineral cargado en las pilas. Esta aplicación se mantuvo limitada a minerales de muy baja ley.

Lo que hace particularmente atractivo aplicar el proceso de lixiviación en pilas en la minería del cobre, es la posibilidad de ligar el proceso a las etapas posteriores de purificación de soluciones.

En 1975, se concedió a Holmes and Narver, de EEUU, la patente del sistema denominado de “Lixiviación TL” (Thin Layer = Capas Delgadas), que proponía realizar: un chancado fino y, antes de formar las pilas, acondicionar el mineral empapándolo con ácido concentrado y agua, de manera de formar las pilas con el ácido ya incorporado, sin embargo la gran limitante se encontraba en que las pilas de mineral obligadamente no podían exceder de un metro de altura para evitar la impermeabilización del lecho producto de los finos que proceden del chancado. Este método no alcanzó a ser implementado industrialmente, al no poder cuadrarse los balances de ácido del sistema (Dominic, 2012).

Sin embargo, un complemento exitoso se produjo en la Sociedad Minera Pudahuel, Chile, cuando entre 1976 – 1978, se desarrollaron y perfeccionaron las técnicas de aglomeración durante el agregado de ácido previo y se logró la formación de un “Aglomerado”, de características físicas suficientemente firmes como para mantenerse estables durante el carguío de las pilas y en su posterior regado por aspersión. Esto se logró regulando de manera exacta y limitada las dosis de agua y de ácido, a la vez que se hacía rotar el mineral sobre sí mismo. De esta manera, los líquidos se distribuyen uniformemente por toda la superficie de las partículas sólidas, las que se unen entre si formando firmes “puentes líquidos”, establecidos mediante la acción de fuerzas de capilaridad de Van Der Waals, mecanismo físico ampliamente conocido, pero inédito en estas aplicaciones.

Una vez patentado este cambio fundamental, en 1981, la Sociedad Minera Pudahuel y Holmes and Narver establecieron un convenio de comercialización conjunta del proceso, que mantuvo su nombre original de TL, aunque desde ese instante no existía límite para la altura de la pila y solo lo importante era que la capa de líquido interpartículas fuese siempre la más delgada posible, de allí la necesidad de controlar la adición de líquido en la aglomeración y de no inundar el lecho de mineral en ningún momento. La primera implementación industrial de este nuevo proceso se produce exitosamente en Lo Aguirre, operación de la Sociedad Minera Pudahuel, inaugurada en diciembre de 1980 (Dominic, 2012).

La técnica de Lixiviación TL (Thin Layer), consiste conceptualmente:

- ✓ Un **chancado** fino del mineral a granulometrías más finas que lo que se podía usar en otras alternativas (exceptuando la lixiviación por agitación y semejante a la lixiviación en bateas).
- ✓ Un pretratamiento del mineral, consiste en la **aglomeración** con agua y con ácido sulfúrico concentrado, seguido de un periodo de reposo.
- ✓ Una **lixiviación** en pilas por aspersión no inundada y usando soluciones diluidas.

II.3.1 Chancado

Muchos materiales sólidos se presentan con dimensiones grandes para su uso, por lo que se deben reducir. Con frecuencia la reducción de tamaño de los sólidos se lleva a cabo para poder separar sus diversos ingredientes. En general los términos de trituración y molienda se usan para denotar la subdivisión de partículas sólidas grandes en partículas más pequeñas (Geankoplis, 1998).

El chancado nos permite obtener un producto con la granulometría deseada. Cada etapa se subdivide, a su vez, en dos o tres sub-etapas (chancado primario, chancado secundario, etc.) estableciéndose circuitos completos, cuyo objetivo se resume en obtener un producto de granulometría uniforme, con una producción mínima de finos.

Los altos costos de chancado se deben a los consumos elevados de energía necesaria para la reducción de tamaño del mineral. Para que el chancado sea eficiente, se debe evitar que las partículas de mineral sean reducidas de tamaño más allá de lo necesario. Esto se consigue por medio de una clasificación adecuada, que consiste en separar las partículas según su tamaño, entregando un material grueso denominado descarga (que retorna al chancado) y un material fino llamado rebalse (que es enviado al siguiente proceso), (Broggi, 2015).

Las operaciones de molienda son muy comunes en las industrias de minerales, como el cobre, que se muelen antes de procesarlos por vía química. Los sólidos se reducen de tamaño mediante diversos métodos.

II.3.1.1 Circuito de Chancado.

II.3.1.1.1 Tolvas de Gruesos.

Las tolvas de gruesos son depósitos que sirven para almacenar el mineral bruto que viene de la mina, y así alimentar a las chancadoras en forma regular. Generalmente estas tolvas de gruesos son de concreto armado, tienen la forma cuadrada que termina en un cono piramidal provista en la parte superior de una parrilla rustica de rieles. Los rieles o parrillas de las tolvas de gruesos, sirven para impedir el paso de mineral grande dentro de la tolva, a fin de evitar problemas en el alimentador, faja transportadora y en la chancadora primaria (Broggi, 2015).

II.3.1.1.2 Alimentadores de Carga.

Los alimentadores permiten mandar a las chancadoras carga medida y regulada, según las capacidades de ellas, a la vez que impiden la descarga violenta de las tolvas de gruesos. Demasiada carga atora a las chancadoras y harneros, poca carga deteriora los mecanismos, porque los movimientos más fuertes se producen en vacío (Broggi, 2015).

II.3.1.1.2.1 Chutes

Son cajones de lados inclinados que se encuentran uniendo el fondo de la tolva de gruesos con el alimentador correspondiente. Los chutes sirven para ayudar a salir y amortiguar la carga del mineral, en caso contrario sufriría el alimentador un exceso de peso.

II.3.1.1.2.2 Fajas Transportadoras

Las fajas transportadoras sirven para llevar o transportar el mineral desde las tolvas de gruesos a las diferentes partes de la sección de chancado, en forma cómoda, rápida, limpia y económica. Las fajas transportan mineral en forma constante y continua (Broggi, 2015).

II.3.1.1.2.3 Magnetos o Electroimanes

Los electroimanes o magnetos son dispositivos que sirven para atrapar las piezas metálicas que acompañan al mineral, tales como: clavos, alambres, tuercas, pernos, pedazos de barreros, combos, etc. Si no habrían electroimanes en la sección, los fierros viejos llegarían hasta las chancadoras ocasionándoles desperfectos mecánicos en el mecanismo interno de la maquina o sino la plantaría, con la consiguiente pérdida de tiempo y trabajo (Broggi, 2015).

II.3.1.1.3 Harneros

En la industria minera del cobre resulta de vital importancia la cantidad de cobre (ley) procedente de la etapa de chancado y molienda que llega al proceso de concentración, ya que si no es óptimo podrían verse perjudicadas las etapas posteriores. El mineral que viene de la mina tiene gran cantidad de finos, de tamaños más pequeños de los que descargan las chancadoras. Si esta carga fina entrara a las trituradoras le daría un trabajo innecesario a dichas maquinas, que podrían originar apelmazamientos en las chaquetas de las chancadoras y se tendría menos espacio disponible para triturar los trozos grandes, que son los que realmente necesitan ser chancados. También estos finos podrían causar atoros a las chancadoras (Universidad Tecnológica de Chile, 2014).

II.3.1.1.3.1 Fundamento del Harneo/Tamizado

El tamizado es un método de separación de partículas basado exclusivamente en el tamaño de las mismas. En el tamizado industrial los sólidos se sitúan sobre la superficie del tamiz. Los de menor tamaño, o finos, pasan a través del tamiz, mientras que los de mayor tamaño, o colas, no pasan (Figura II-1). Un solo tamiz puede realizar una separación en dos fracciones. Dichas fracciones se dice que no están dimensionadas, ya que si bien se conocen los límites superior o inferior de los tamaños de partícula de cada una de las fracciones, no se conocen los demás límites de tamaños (Teoría del Tamizado).

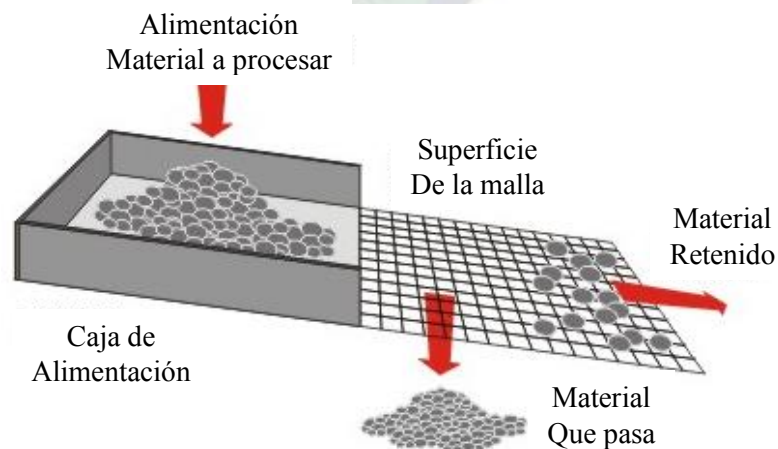


Figura II-1. Operación de Tamizado
Fuente. "Teoría del Tamizado", <http://ecfacl.tripod.com/teoria.htm>

Una vez que el material está en la superficie del tamiz, interviene dos procesos que posibilitan la clasificación: La estratificación, que es el proceso por el cual las partículas de mayor tamaño

ascienden hacia la superficie del material, mientras que las de menor tamaño se esparcen en los espacios y encuentran camino hacia la superficie de la malla; y la probabilidad de separación, el proceso de separación de las partículas será más eficiente, mientras más homogéneo sea su tamaño con respecto a la abertura de la malla, por lo tanto este fenómeno será función de la razón entre los tamaños de ellas y la abertura de la malla. (Teoría del Tamizado).

II.3.1.1.3.2 Tipos de Harneros

- ✓ *Harneros Estáticos*, se utilizan principalmente para separar material mayor a 150 mm o cuando no se necesita realizar una clasificación muy certera. El grado de inclinación es más de 25° . Dentro de esta clasificación se encuentran los harneros de Barras o Grizzly; harneros Curvos o Sieve Bend.
- ✓ *Harneros Vibratorios*, (Figura II-2), se caracterizan por tener un sistema de acondicionamiento que cumple dos objetivos:
 - Estratificar el material que llega a la malla.
 - Transportar el material sobre la superficie de la malla.

Los harneros vibratorios operan bajo un movimiento elíptico o un movimiento lineal. En ambos casos, el material es desplazado en línea recta y nunca hacia los costados.

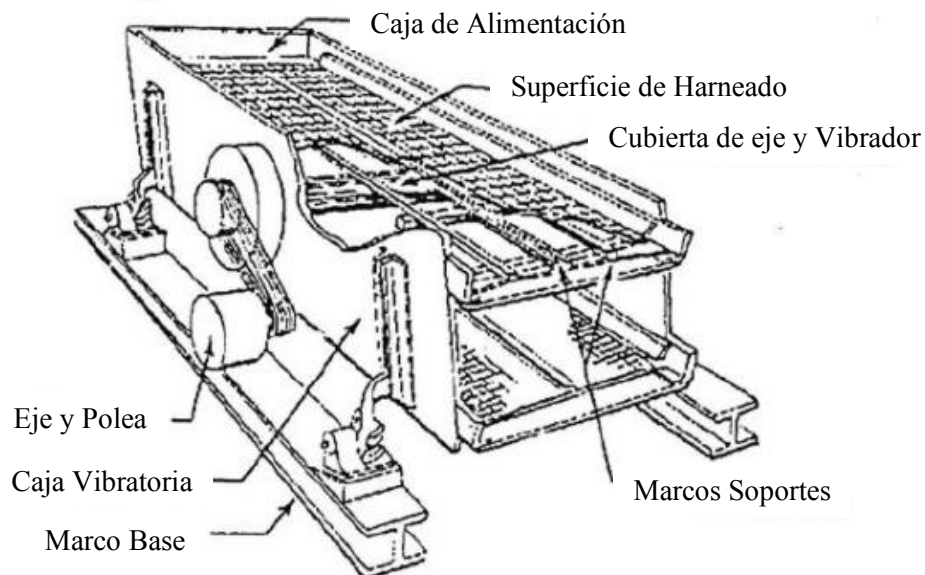


Figura II-2. Harnero Vibratorio
Fuente. Ormeño R. A., "Clasificación en Harnero".

- ✓ *Hidrociclones*, son equipos destinados principalmente a la separación de suspensiones solido-liquido, tiene diversas aplicaciones, entre ellas, la clasificación de sólidos, en el rango de 10-300 micras, como en circuitos de molienda y pre-concentración de minerales (S.L., 2017).

Los harneros operan en seco y los hidrociclones en húmedo.

II.3.1.1.4 Equipos para la reducción de tamaño.

Los equipos para la reducción de tamaño se puede clasificar de acuerdo con la forma en que se aplican las fuerzas, de la siguiente manera: entre dos superficies, como en la trituración y el corte; en una superficie sólida, como en el impacto; y por la acción del medio circundante como en los molinos coloidales. Una clasificación más practica consiste en dividir los equipos en trituradores, molinos finos y cortadores (Geankoplis, 1998).

- ✓ *Trituradores de quijadas*. El equipo para la reducción no muy fina de grandes cantidades de sólidos, consiste en unidades de baja velocidad llamadas trituradoras, de las cuales existen varios tipos comunes. En el primer tipo, que corresponde a un triturador de quijadas, la alimentación se hace pasar entre dos quijadas pesadas o placas planas. En el triturador Dodge (Figura II-3, izquierda) una de las quijadas es fija, y la otra es móvil y alternante con respecto a un punto de pivote en la parte inferior. La quijada oscila sobre el punto de pivote en el fondo de la V, el material pasa con lentitud hacia un espacio cada vez más pequeño, triturándose al desplazarse.

El triturador Blake (Figura II-3, derecha) es de uso más común, y su punto de pivote está en la parte superior de la quijada móvil. Las relaciones de reducción del triturador Blake son de aproximadamente 8:1.

La aplicación principal de los trituradores de quijadas es en la trituración primaria de materiales duros, y casi siempre va seguida de un procesamiento posterior en otro tipo de triturador (Geankoplis, 1998).

- ✓ *Trituradores giratorios*. El triturador giratorio (Figura II-4, izquierda), se ha convertido en el más predominante en el campo de la trituración de minerales duros en trozos de gran tamaño. Se podría considerar que su acción es la de un mortero roanual. La cabeza trituradora móvil tiene forma de cono truncado invertido, y está en el interior de una coraza que tiene el mismo contorno. La cabeza trituradora gira excéntricamente y el material que

se tritura queda atrapado entre el cono externo fijo y el cono interno giratorio (Geankoplis, 1998).

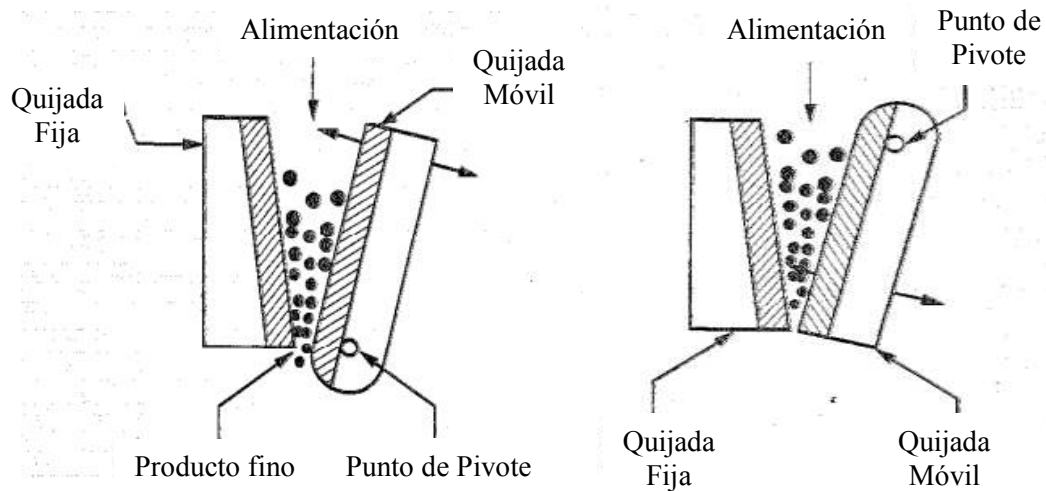


Figura II-3. Trituradora de Quijada, (izquierda) Modelo Dodge, (derecha) Modelo Blake.
Fuente. Geankoplis C. J., "Procesos de transporte y operaciones unitarias", 3ª Edición, México (1998)

- ✓ *Trituradores de rodillos.* Un modelo típico de triturador de rodillos lisos (Figura II-5, derecha), los rodillos giran en sentido contrario, a velocidades iguales o diferentes. El desgaste de los rodillos suele ser un problema grave. La relación de reducción varía entre 4:1 y 2,5:1. También se usan rodillos únicos que giran contra una superficie fija, así como rodillos corrugados y dentados. Muchos productos alimenticios, que casi siempre son blandos, tales como harina, soya y almidón, se muelen con rodillos (Geankoplis, 1998).

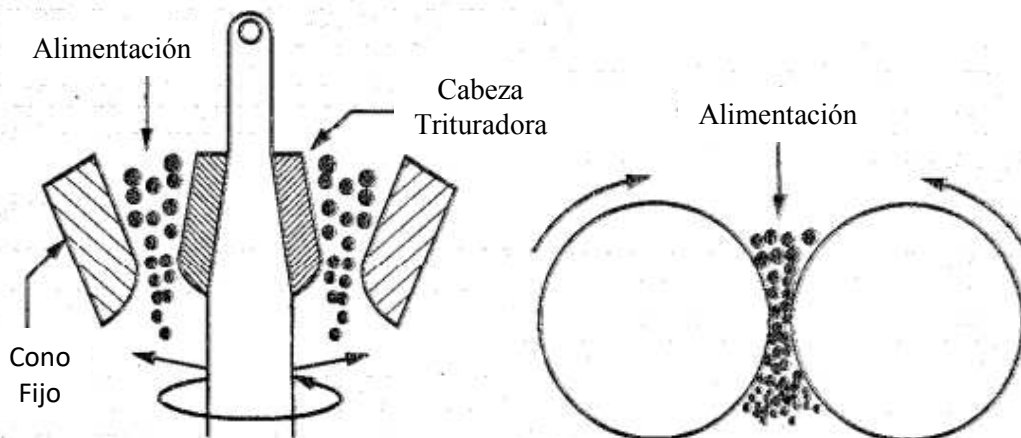


Figura II-4. Trituradora Giratorio (izquierda). Trituradora de Rodillos (derecha).
Fuente. Geankoplis C. J., "Procesos de transporte y operaciones unitarias", 3ª Edición, México (1998)

- ✓ *Molinos de martillos.* Los molinos de martillos se usan para reducir partículas de tamaño intermedio a dimensiones pequeñas o a polvos. Con frecuencia, la alimentación de los molinos de martillos es el producto de trituradores giratorios o de quijadas. En el molino de martillos, un motor de alta velocidad gira en el interior de una coraza cilíndrica. El material se rompe por el impacto de los martillos y se pulveriza al pasar por la estrecha abertura entre los martillos y la coraza. Por último, el polvo pasa por un tamiz o malla en el extremo de descarga (Geankoplis, 1998).
- ✓ *Molinos giratorios.* Los molinos giratorios se usan para reducir materiales a tamaños intermedios y finos. En este tipo de molinos, una coraza cilíndrica o cónica que gira sobre un eje horizontal, se carga con un medio de molienda, como bolas de acero, pedernal o porcelana, o bien cilíndricos sólidos de acero. La reducción de tamaño se lleva a cabo por acción del impacto y frotación de las bolas al girar el molino. En los molinos giratorios, el medio gira pegado a las paredes de la coraza durante la rotación de esta, hasta alcanzar una altura desde la cual caen sobre las partículas. Estos molinos operan en seco o en húmedo. El equipo para moliendas muy finas es altamente especializado. En algunos casos se usan dos discos planos pudiendo girar ambos o uno solamente, y el material pasa entre ambos (Geankoplis, 1998).

II.3.2 Aglomeración y Curado.

Es una operación combinada que involucra un aspecto físico, que corresponde a la aglomeración de las partículas con agua por medio de puentes líquidos y fuerzas capilares, y un aspecto químico, como es el ataque del mineral por ácido sulfúrico concentrado. En la etapa de curado, todo el cobre oxidado presente en las superficies internas y externas de la partícula es atacado por el ácido sulfúrico concentrado, es una reacción exotérmica, extremadamente rápida. Este cobre, así como otros cationes sulfatados es posteriormente extraído por simple disolución en las primeras etapas de la lixiviación (Domic E. M., 2001).

II.3.2.1 Aglomeración

Para evitar en gran parte los problemas de finos y de segregación de las partículas de mineral, se usa la técnica de aglomeración. Técnica mediante la cual se estabilizan los finos. Durante el proceso de aglomeración las partículas finas del mineral se juntan y adhieren alrededor de los fragmentos más gruesos formando pellets (bolitas) con una porosidad apropiada que permite la

difusión de la solución de lixiviación hacia el interior y hacia afuera de las partículas del mineral; facilitando, al mismo tiempo, un buen escurrimiento a través de la pila y evitando la migración de partículas finas hacia las restantes etapas del proceso. Además es esta una de las etapas en donde se adiciona el ácido al mineral para mejorar su cinética de extracción (Minera Delfin S.A., 2011).

II.3.2.2 Curado

El curado es el tratamiento químico previo a la etapa de lixiviación, en el que se suministra ácido sulfúrico concentrado al mineral chancado, seguido de un periodo de reposo, con el fin de iniciar una serie de reacciones, cuyos efectos favorables para la operación son: el incremento de la solubilidad mineral, la generación de fracturas que mejoran la difusión de reactivos al interior de la partícula y finalmente la acidificación del mineral que previene la precipitación de sulfatos de hierro durante la lixiviación (Minera Delfin S.A., 2011).

II.3.2.3 Fenomenología de la Aglomeración y Curado

En la etapa física, se produce la aglomeración de las partículas mediante puentes líquidos proporcionados por la adición de agua, formándose una estructura porosa y altamente permeable. Dichos puentes líquidos son también aprovechados por la etapa química o curado como medio de difusión, donde el cobre presente en la superficie de las partículas es solubilizado con ácido sulfúrico concentrado en una reacción extremadamente rápida (Domic E. M., 2001).

Las fuerzas que mantienen a las partículas unidas en los aglomerados son de dos tipos: tensión superficial (fuerzas capilares) (Figura II-5), y enlaces químicos entre las partículas (Figura II-6).

De esta manera se distingue cuatro categorías de aglomerados (Figura II-7):

- ✓ Si el espacio vacío entre las partículas de mineral está muy parcialmente lleno de líquido, el estado se denomina – *pendular* – en este estado las partículas esta unidas gracias a que son mojadas por el líquido y las fuerzas de enlaces se deben a las tensiones interfaciales liquido-gas (Domic E. M., 2001).
- ✓ Si el espacio vacío entre las partículas de mineral está lleno de líquido, las fuerzas interfaciales existen solo en las superficies de los gránulos y el estado se denomina –

capilar – las fuerzas que mantienen unidas a las partículas dentro de un aglomerado, en el estado capilar, son las presiones negativas que se desarrollan a través de las superficies cóncavas formadas por el líquido que rodea a las partículas (Domic E. M., 2001).

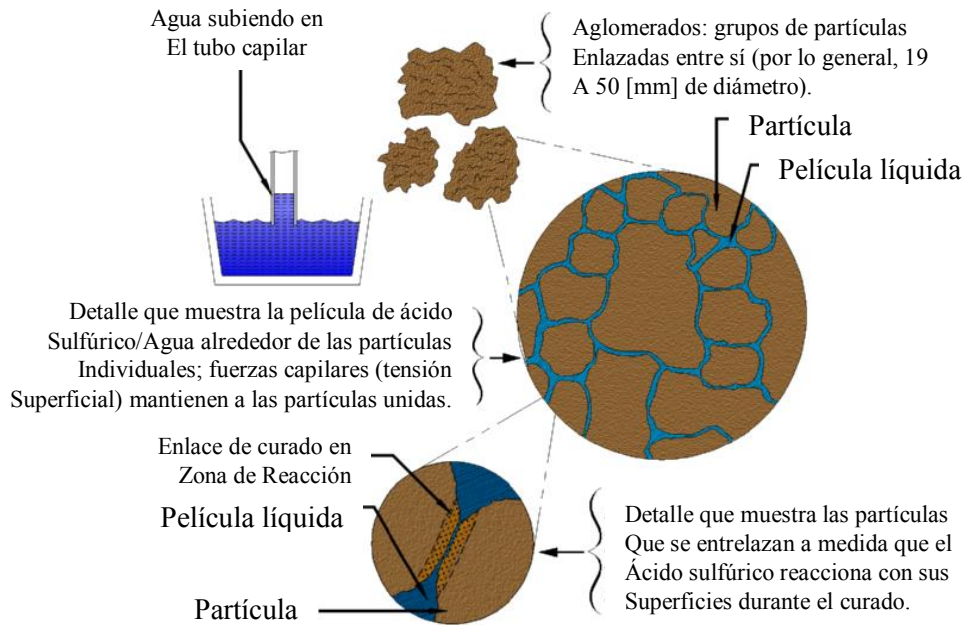


Figura II-5. Fuerzas capilares que mantienen a las partículas unidas en los aglomerados.
Fuente. Procesos Metalúrgicos

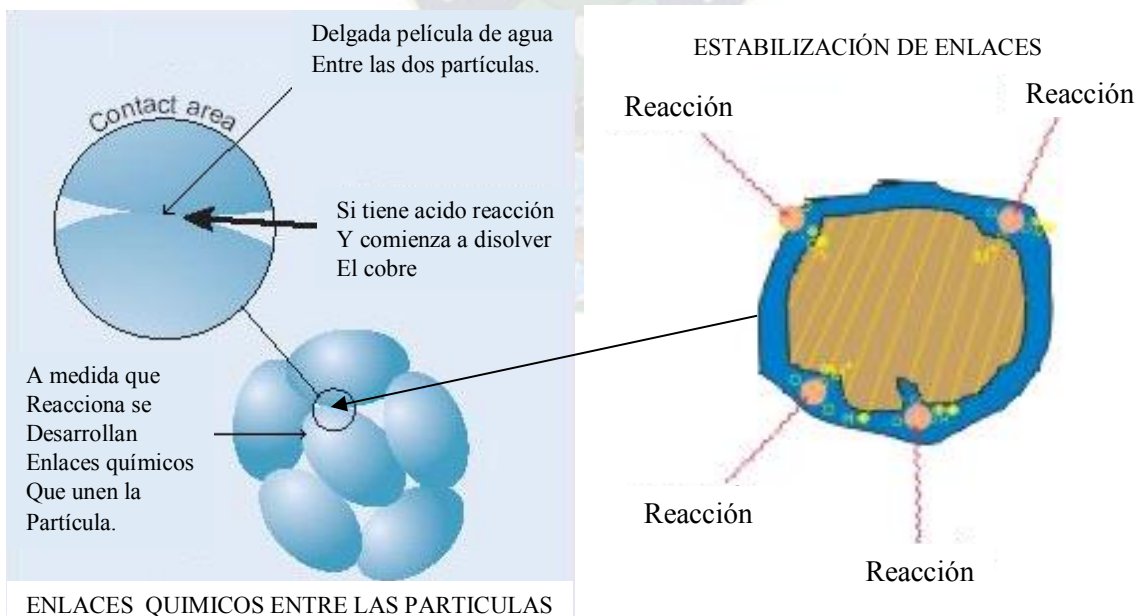


Figura II-6. Enlaces químicos que mantienen a las partículas unidas en los aglomerados.
Fuente. Procesos Metalúrgicos

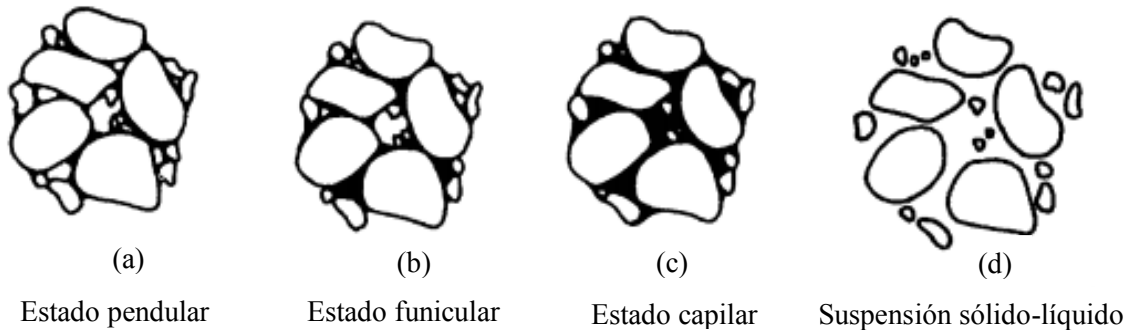


Figura II-7. Diferentes estados de equilibrio en la formación de aglomerados.
 Fuente. Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

- ✓ El estado de transición entre los dos casos anteriores se denomina – *funicular* – en este estado, llamado también de transición, aún existen huecos dentro de un aglomerado que no están llenos de líquido (Domic E. M., 2001).
- ✓ Finalmente, si la cantidad de humedad excede un valor crítico, las superficies cóncavas del estado capilar se transforman en convexas. La expresión negativa de este último caso se hace positiva y desaparecen las fuerzas de unión entre las partículas. El aglomerado se destruye y se forma una *suspensión sólido-líquido*, (Domic E. M., 2001).

Para lograr una buena mezcla y efectivamente aglomerar en forma homogénea las partículas más finas en torno a las más gruesas, se establece una rotación de las partículas húmedas en torno a sí mismas, lo que permite a las fuerzas cohesivas de tensión superficial – correspondientes a los estados de cohesión, por puentes líquidos, denominados “pendular” y “funicular” – mantener a las partículas unidas entre sí, facilitando su transporte y apilamiento. Una vez formada la pila de lixiviación y empezando el proceso como tal, mediante riego por aspersión o goteo, las partículas continúan manteniéndose en su sitio, cohesionadas en el estado conocido como “capilar”, (Domic E. M., 2001).

Este paso, se trata de un nuevo estándar en la aplicación de proyectos de lixiviación en pilas, además lo es en las aplicaciones de botaderos y las existentes de bateas, y representa el segundo paso de la Lixiviación T.L. (Tabilo, 2012). Lo que normalmente se varía son las dosificaciones de agua y ácido, dependiendo del tipo de minerales que se traten. Persigue diferentes objetivos, siendo los principales:

- ✓ Obtener una estructura granulada de alta permeabilidad líquida gaseosa, que permita mantener un flujo muy parejo a través del lecho de tal manera que la solución lixivante

se distribuya de forma mucho más homogénea que como lo hace en un material sin aglomerar.

- ✓ Aglomerar el mineral para así producir partículas mecánicamente estables y de aproximadamente igual tamaño.
- ✓ Evitar el desplazamiento de los finos hacia el circuito SX, mediante su aglomeración, problema que provoca, muchas dificultades al interferir en la separación de fases.

Del proceso se extraen los glómeros que son partículas que resultan de la aglomeración de dos o más partículas (Pereira, 2014). Aquellos minerales que no han sido aglomerados presentan una ausencia de las fuerzas para mantener las partículas en su lugar, por lo cual, los finos se desplazan debido al arrastre de la solución lixivante, ocupando espacios entre las partículas mayores, y de existir arcillas, ambos factores cumplen un rol sellante, afectando negativamente la permeabilidad del lecho (Broggi, 2015).

Un factor crítico, a veces no suficientemente investigado y que en muchos casos ha conducido a fallas o al cierre de las plantas en operación, es la permeabilidad. La permeabilidad es dependiente de las características físicas del material en cuanto a proporción de poros, la que depende a su vez, de la proporción de finos y gruesos, y del método de formación de las pilas o depósitos. Los efectos de una proporción inadecuada de finos pueden influir en aumentar innecesariamente el tiempo de lixiviación y con ello aumentar el consumo de reactivos, provocar una menor extracción de cobre en las soluciones y hasta hacer que un proyecto sea inviable (Domic E. M., 2001).

II.3.2.4 Equipos para la Aglomeración

El mejor equipo para lograr estos dos efectos de mezcla y aglomeración, es el tambor aglomerador (Figura II-8). Este consiste en un cilindro metálico revestido interiormente con neopreno o goma antiácida, provisto de levantadores – “lifters” – para lograr una más efectiva acción de rodado de la carga e incluyendo en el centro las tuberías perforadas para el suministro del agua, siempre agregada primero para humedecer el mineral, y luego, algo más al interior del tambor, para el suministro del ácido concentrado (Domic E. M., 2001).

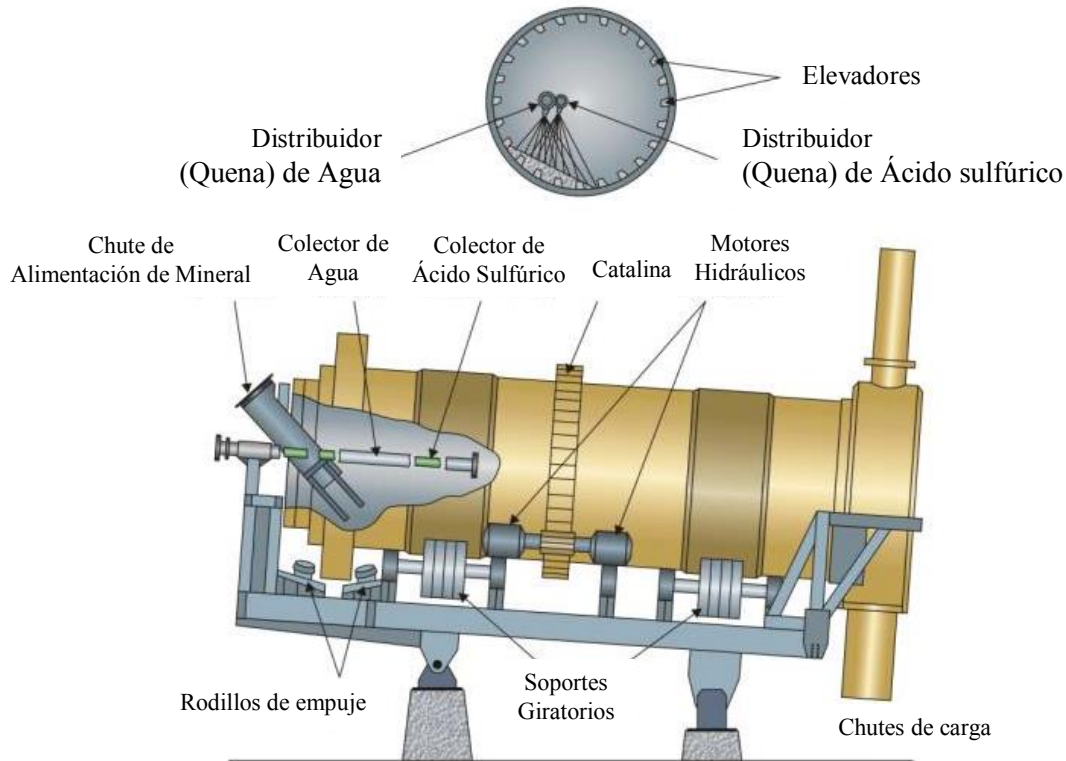


Figura II-8. Descripción del Tambor Aglomerador.
Fuente. Procesos Metalúrgicos

El tambor aglomerador se encuentra inclinado, gira a baja velocidad, ocasionando el deslice (cascada) y la aglomeración del mineral previamente mojado con agua, además del ácido concentrado. Con esto se logra el acondicionamiento uniforme del lecho de mineral.

El tambor rotatorio debe tener una inclinación adecuada en el sentido del flujo de sólidos. El mineral se carga en forma continua por la parte posterior del tambor, que está más alto. El agua y el ácido sulfúrico se agregan mediante duchas o chorros, también en la parte posterior del tambor. Guías longitudinales evitan el resbalamiento del mineral y este es elevado produciéndose luego una caída en el cual las partículas adquieren un movimiento rotatorio. Con este método se logra una adherencia de la mayoría de los finos sobre las partículas gruesas (Simpson, 2003).

II.3.3 Lixiviación

La palabra lixiviación viene del latín: “Lixivia, -ae” sustantivo femenino que significa lejía. Los romanos usaban este término para referirse a los jugos que destilan las uvas antes de

pisarlas, o las aceitunas antes de molerlas. En la actualidad, se denomina lixiviación, al lavado de una sustancia pulverizada para extraer las partes solubles (Pilero, 2007).

Los procesos de lixiviación son de mucha importancia en el beneficio de minerales metálicos. Para que un mineral metálico sea obtenido por el proceso de lixiviación, es necesario que haya un solvente económico que tenga la característica de que sea selectivo, es decir que disuelva de una manera particular al metal o metales que se pretende recuperar y no se combine químicamente con la ganga o parte no valiosa de la roca mineral (Mexico, 2016).

La roca mineral que contiene el metal o metales por recuperar, tienen diferentes especies mineralógicas desde metales nativos, sulfuros, sulfosales, óxidos, carbonatos y otros compuestos metálicos que deben tener las características de poder ser atacados por el solvente, disolviendo este a los metales, los que pasan de una fase sólida a una líquida, la cual, separada por asentamiento o filtración, tiene una concentración de los metales por recuperar mucho mayor que la que tiene originalmente el mineral por tratar (Mexico, 2016).

II.3.3.1 Lixiviación del mineral de Cobre

El proceso de lixiviación de minerales de cobre es muy antiguo. Actualmente este proceso es muy usado y tiene tendencia de mayores aplicaciones, por ser más económico, y en general, menos contaminante que en los casos que tiene que usarse la fundición (Mexico, 2016).

Las industrias metalúrgicas son las que más utilizan las operaciones de lixiviación. La mayoría de los minerales útiles se encuentran en forma de mezclas, con grandes proporciones de componentes indeseables; por eso, la lixiviación del material valioso es un método de separación que se aplica con frecuencia (Treybal, 1955).

El medio de lixiviación para minerales de cobre casi siempre es una solución acuosa de ácido sulfúrico. El ácido sulfúrico (en varias concentraciones) es con mucho el reactivo más común. Las ventajas principales del ácido son su acción rápida sobre los minerales de cobre que contienen oxígeno (Biswas & Davenport, 1993).

II.3.3.1.1 Minerales de Cobre: Óxidos

Los minerales de cobre que contienen oxígeno son muy solubles en ácido sulfúrico diluido. La rapidez de disolución depende del tipo de lixiviación y de las condiciones de contacto, pero

los ciclos de lixiviación típicos para los minerales que contienen oxígeno son variables atribuyéndose a la técnica utilizada.

II.3.3.1.2 Minerales de Cobre: Sulfurados

Los minerales de sulfuro de cobre no son solubles en ácido sulfúrico a menos que se tengan condiciones oxidantes. Aun así, las reacciones de lixiviación tienden a ser lentas si es que las condiciones oxidantes no son extremadamente fuertes, como las obtenidas con altas presiones de oxígeno (Biswas & Davenport, 1993).

Sin embargo, la lixiviación de especies minerales sulfuradas en ambiente de ácido sulfúrico concentrado ha recibido el nombre genérico de “curado ácido” (caso tratado en un punto anterior), este tipo de curado es realizado en la forma de un acondicionamiento previo a la lixiviación, donde se aprovecha a aglomerar los finos para así lograr un lecho de mejor permeabilidad física (Domic E. M., 2001).

II.3.3.1.3 Minerales de Cobre de Alta Ley

Cuando se trata de minerales oxidados de alta ley que no contengan cantidades importantes de carbonato, el solvente es ácido sulfúrico, el que se usa en concentraciones variables. El mineral debe ser previamente quebrado y a veces molido. Cuando se trata de minerales que no tiene arcilla, se lixivia en tanques fijos con doble fondo o en tanques agitadores cuando se hace necesaria la molienda. La separación de la pulpa de las soluciones preñadas de sulfato de cobre, puede hacerse por el sistema contracorriente. Cuando se trata de mineral grueso, simplemente se separa los sólidos que arrastran las soluciones mediante asentamiento. Las soluciones con sulfato de cobre pueden pasarse a precipitación con hierro o a una planta de extracción por solventes (Biswas & Davenport, 1993).

II.3.3.1.4 Minerales de Cobre de Baja Ley

Ha sido práctica habitual en todos los pórfidos cupríferos, aprovechar los óxidos que se encuentran en la parte superior de los cuerpos mineralizados, así como en periferia de los mismos. El sistema básicamente ha consistido en colocar este mineral que generalmente tiene que removerse para tener acceso al cuerpo principal, en terrenos especiales. Los cuales son posteriormente lixiviados. Para la lixiviación se usa agua acidulada con ácido sulfúrico. El flujo

que escurre de los terrenos es colectada al pie de ellos y posteriormente pasa a una siguiente unidad (Biswas & Davenport, 1993).

II.3.3.2 Método de Operación en la Lixiviación

La Lixiviación, definida como el proceso de extracción de minerales solubles por medio de la acción química de soluciones lixiviantes, puede tratarse por varios métodos disponibles (Figura II-9), que buscan obtener el máximo beneficio económico con el mínimo de costos y complicaciones (Broggi, 2015).

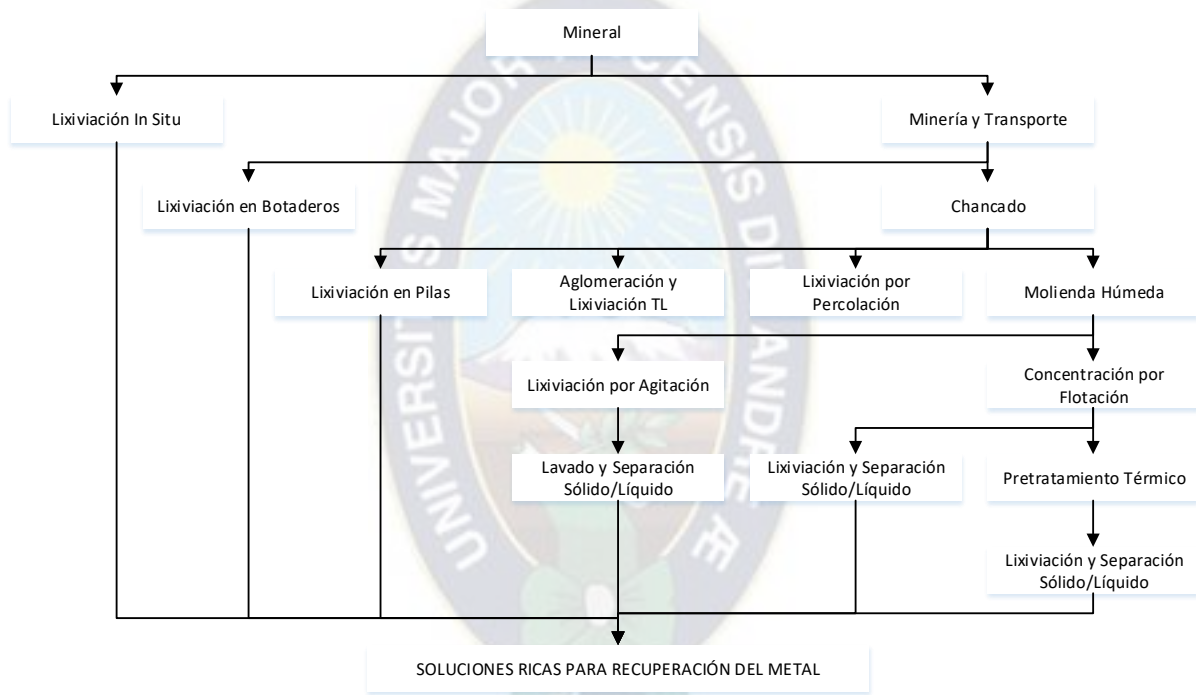


Figura II-9. Procesos unitarios asociados a la aplicación de los principales métodos de lixiviación disponibles en la actualidad para el tratamiento de minerales y concentrados.

Fuente. Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

El método de selección y del que se ocupa este acápite es el Método Lixiviación TL, una combinación entre un pretratamiento al mineral para luego proceder con el Método Lixiviación en Pilas.

II.3.3.2.1 Lixiviación TL – Lixiviación en Pilas

La lixiviación en pilas es exactamente lo mismo que la lixiviación a la intemperie, solo que los depósitos de mineral oxidado superficiales, a diferencia de los desechos de mina, se parten y apilan en montones perfectamente definidos y controlados, con una granulometría estudiada

y comprobada para mejorar y acelerar las reacciones, a partir de una disposición de las pilas y del riego de las mismas con un líquido ajustado a las necesidades de las reacciones y tiempos de disolución (Domic E. M., 2001).

Posterior al proceso de curado, en donde se logra la sulfatación del cobre, el material es transportado (generalmente mediante correas transportadoras) hacia el terreno de formación de la pila. En su destino, el mineral es descargado mediante un equipo esparcidor, que lo va depositando ordenadamente formando un terraplén, la pila de lixiviación. Gracias a la etapa de aglomeración y curado ácido, una vez formada la pila de lixiviación, el lecho conserva alta permeabilidad, líquida y gaseosa, correspondiente al producto poroso originalmente formado durante la aglomeración.

Sobre la pila se instala un sistema de riego por todo el área expuesta, y bajo las pilas de material a lixiviar se instala previamente una membrana impermeable sobre la cual se dispone un sistema de drenes (tuberías ranuradas), que permiten recoger las soluciones que se infiltran a través del material. En ese punto, se inicia la lixiviación propiamente tal, mediante riego por aspersión o goteo, el cual, si bien aumenta la cantidad de líquido disponible en torno a las partículas individuales, continua manteniéndolas en su sitio, pero ahora cohesionadas en el estado conocido como “capilar”. Esto es siempre y cuando se trate de un riego de carácter no-inundado, ya que si se exceden los límites de líquido correspondientes a dicho estado capilar, se produce una suspensión sólido/líquido. Dado que, en ese momento, ya no hay fuerzas para mantener las partículas en su sitio, los finos se desplazan ocupando espacios entre las partículas mayores y, de existir arcillas, lo conduce a un “lecho inundado”. Evidentemente que esta situación debe evitarse, ya que para una buena operación es esencial mantener una adecuada permeabilidad.

Para no causar un lecho inundado, los flujos usados en la lixiviación son relativamente bajos, la estructura particulada formada en la operación de curado se conserva prácticamente idéntica, a través del proceso de lixiviación propiamente tal, a la original. Es decir, el flujo pasado es, y debe ser, incapaz de destruir los puentes líquidos que mantienen unidos los aglomerados (Domic E. M., 2001).

El fluido alimentado sobre el lecho desciende formando una capa delgada de líquido, que pasa a rodear las superficies externas de los aglomerados sin destruirlos, ya que entre un aglomerado y otro existe un espacio que no está ocupado ni por la fase líquida, ni por las partículas sólidas, sino por una fase gaseosa que forma normalmente un continuo. Tras percolar a través de toda la pila, se recolectan los líquidos enriquecidos que se llevan a la planta de proceso de recuperación de la sustancia mineral. Las aguas sobrantes del proceso vuelven a ser acondicionadas, para ser recirculadas hacia las pilas. También se aprovechan las aguas de desagüe de la mina e incluso en algunos casos es preciso añadir agua nueva, para reponer las fuentes perdidas por evaporación del circuito (Domic E. M., 2001).

II.3.3.2.1.1 Lixiviación en Pilas Dinámicas y en Pilas Permanentes

Una variante de las pilas de lixiviación, pueden ser las denominadas dinámicas (Tipo on-off), en las que el mineral se remueve, se envía a botadero después de la lixiviación y la base de la pila se puede reutilizar o bien pueden ser permanentes, en que las nuevas pilas se cargan sobre las anteriores, aprovechando o no la impermeabilización existente.

Se puede calificar la lixiviación dinámica como el objetivo final del proceso minero de extracción de minerales que son solubles en algún tipo de líquido con o sin reactivos. Es el final del proceso que inicia normalmente la propia naturaleza al disolverse en agua el primero de los minerales. La técnica minera, apoyada cada vez más en el avance de la química, va introduciendo más posibilidades en la recuperación de sustancias anteriormente inimaginables (Mexico, 2016).

II.3.3.2.2 Reacciones Químicas

La lixiviación estática o dinámica de los minerales o metales componentes de una mena, se efectúa por la reacción química con un agente o agentes lixiviantes en medio acuoso, pasando a disolución. Es pues una reacción química por disolución, cuyo equilibrio nos dará la solubilidad de cada componente (Domic E. M., 2001).

Al mismo tiempo, los minerales o componentes estériles deben tener una solubilidad lo suficientemente baja para no disolverse y ser rechazados. A partir de la solución, con una aceptable concentración y grado de pureza, se recuperará el mineral o metal valioso.

Básicamente, se deben conocer las reacciones químicas de los diferentes componentes de la mena con el reactivo seleccionado, la composición del mineral es muy importante ya que se puede encontrar cobre soluble, cobre nativo, cobre insoluble, entre otros elementos (Domic E. M., 2001).

II.3.3.3 Diseño de una Pila de Lixiviación

El principal objetivo del diseño es lograr una pila lo más homogénea posible, que evite una extracción incompleta y/o desigual del mineral. De forma análoga es importante la preparación del terreno, para lograr una configuración estable y efectiva (Mexico, 2016).

II.3.3.3.1 Preparación del Terreno

El terreno, para empezar, debe tener una ligera inclinación, debe ser considerado con un sistema de impermeabilización, para controlar las pérdidas de soluciones y evitar contaminaciones al medio ambiente. Este sistema consiste normalmente en:

- ✓ Una base firme y consolidada, debidamente preparada.
- ✓ Una capa de lecho granular sobre el que apoyar suavemente la lámina.
- ✓ La lámina o capa de impermeabilización.
- ✓ Un conjunto de drenaje o capa de recolección de líquidos.
- ✓ Una capa protectora del sistema.

El diseño en sí, no debe hacerse solo por criterios económicos o de permeabilidad, sino por otros factores como durabilidad, picado, resistencia a la corrosión y otras condiciones ambientales (Mexico, 2016). Bajo las pilas de material a tratar es preciso instalar membranas de sellado, podemos hacer uso de un número adecuado de capas, entre ellas el uso de:

- ✓ *Finos de Protección*: este material no deberá tener aristas vivas ni elementos perforantes. Se trata de un material impermeable (linos – arcilla), material de granulometría fina que se obtiene normalmente en las inmediaciones del sector (Tabilo, 2012).
- ✓ *Base Impermeable*: se trata de una geomembrana de polietileno (HDPE), cuyo diseño permite su uso en condiciones expuestas, debido a que no posee aditivos o rellenos que puedan evaporarse y causar deterioro a medida que pasa el tiempo. Por otro lado, el HDPE es resistente al ataque de agentes químicos y a los rayos ultravioleta. Además de presentar

bajísima permeabilidad actuando como barrera al paso de fluido y gases, presentan alta fuerza tensible y rigidez (Tabilo, 2012).

Por un tema de seguridad se usa anclajes, sectores de fijación de la base impermeable al terreno. Debe dejarse un espacio libre entre el pie del mineral y el anclaje, esto en caso de existir escurrimientos de solución por los taludes laterales (Mexico, 2016).

II.3.3.3.2 Sistema de Recolección de Solución

Una parte importante de la construcción de la pila es el sistema de recolección del líquido que en general, consta de una serie de componentes que recogen los efluentes en el interior de la pila y los lleva al exterior por gravedad, hasta conducirlo al tanque o presa del líquido fértil o rico (Mexico, 2016).

El sistema de recolección interno tiene también la función de reducir la altura de saturación y proporcionar el caudal de solución necesario para obtener la producción. Los sistemas más habituales de drenaje son:

- ✓ El propio mineral si es permeable.
- ✓ Grava o material filtrante sobre la lámina o membrana.
- ✓ Tuberías perforadas drenantes.

El uso de la combinación de varios sistemas es el más eficiente, ya que todos están destinadas a permitir una rápida evacuación de la solución una vez alcanzado el fondo de la pila, evitan la inundación de la misma y permiten la inoculación de aire por las zonas inferiores. En el caso de sistemas de tuberías perforadas, se trata de tuberías corrugadas de HDPE (Mexico, 2016).

El sistema de grava o material filtrante, se trata de una capa de granulometría homogénea, con aristas muertas, cuya característica es ser altamente percolante. Esta capa marcara el límite inferior en la descarga del mineral y repartirá presiones sobre la tubería de drenaje.

II.3.3.3.3 Canaletas de Recolección

La canaleta Perimetral y Longitudinal recibe las soluciones de las tuberías, esta revestida en polietileno (HDPE), dentro de estas canaletas se ubican tuberías de drenaje. Las canaletas perimetrales frontales reciben las soluciones de las canaletas longitudinales, a su vez envían las

soluciones a los estanques de almacenamiento de soluciones para su posterior bombeo a la siguiente unidad (Mexico, 2016).

II.3.3.3.4 Configuración de la Pila de Lixiviación

La configuración de una pila permanente puede tener cualquier geometría según las disponibilidades de espacio de cada lugar. Sin embargo, cuando no hay restricciones topográficas, normalmente se usa una configuración rectangular, en que una nueva capa solamente se podrá colocar cuando haya concluido la lixiviación de la capa inferior que se debe cubrir (en el caso de pilas estáticas). En forma similar, para las pilas de tipo dinámico se puede elegir cualquier configuración aceptable para la operación de los equipos de carga y descarga, pero generalmente se prefiere un rectángulo alargado. En el caso particular de las operaciones mayores, que presentan ciertas rigideces con los equipos de transferencia de minerales, se ha preferido una configuración rectangular doble (dos rectángulos paralelos y adyacentes) con semicírculos en los extremos, que es donde se deja la pista de giro de los equipos de carguío y de descarga (en el caso de más de una pila de lixiviación) (Domic E. M., 2001).

II.3.3.3.5 Sistema de Riego

El riego se puede realizar fundamentalmente por tres procedimientos, similares a las técnicas de riego agrícolas: por inundación o canales de riego, por aspersión y por distribución de goteros o sondeos.

El método más recomendado es el sistema de riego por aspersión. La efectividad del método viene dada por obtener una mejor recuperación, al combinar efectivamente efectos de oxidación-aireación y el mayor contacto superficial con el mineral (Mexico, 2016).

En la lixiviación de mineral de cobre, sobre la pila de lixiviación se instala un sistema de riego por goteo y aspersores que van cubriendo toda el área expuesta. A través del sistema de riego se vierte lentamente una solución acida de agua con ácido sulfúrico en la superficie de las pilas. Esta solución se infiltra en la pila hasta su base, actuando rápidamente. La solución disuelve el cobre contenido en los minerales oxidados formado una solución de sulfato de cobre, la que es recogida por el sistema de drenaje, y llevada fuera del sector de las pilas en canaletas impermeabilizadas (Cardenas, Dias, Guajard, & Maria).

II.3.3.4 Variables de Lixiviación en Pilas

Durante la lixiviación, cambios físicos, químicos y biológicos, toman lugar en el lecho mineral bajo irrigación, dichos cambios afectan el grado de extracción del metal, por lo cual deben asegurarse las condiciones óptimas para el proceso (Broggi, 2015).

II.3.3.4.1 Concentración de Ácido en la Solución Lixivante

Optimizar la concentración de ácido se convierte en un ejercicio necesario para disminuir el consumo de ácido. Si la concentración de ácido es inferior a la óptima, se estará comprometiendo la recuperación de cobre, mientras que un incremento de la concentración de ácido en las soluciones lixiviantes permite alcanzar mayores recuperaciones de cobre, aunque también se produce un elevado consumo de ácido (Broggi, 2015).

II.3.3.4.2 Flujo Específico de Soluciones

El flujo específico, es la velocidad a que se desplaza la solución lixivante, a través, de un lecho poroso. El flujo de lixivante determina la velocidad de transporte de los reactivos y productos hacia y desde la pila, y varía dependiendo del tamaño de partícula y altura de la pila. Generalmente se optimiza la combinación flujo específico – altura de la pila.

Se expresa en litros por unidad de tiempo y unidad de área transversal de la pila, está ligado con la concentración de ácido sulfúrico en la alimentación. Cuando el flujo aumenta, disminuye el tiempo de residencia y el líquido deslizante tiene menor contacto con los aglomerados. Cuando el flujo disminuye, aumenta el tiempo de residencia y el líquido deslizante tiene mayor tiempo de contacto con el sólido. Su influencia es notoria en los primeros días de lixiviación (Cardenas, Dias, Guajard, & Maria).

II.3.3.4.3 Altura de Pila

La altura del lecho mineral está determinada por su permeabilidad (liquida en el caso de los óxidos y también gaseosa en el caso de los sulfuros, debido a la necesidad de oxígeno). La presencia de arcillas, la formación de precipitados y exceso de finos pueden disminuir la permeabilidad, resultando en canalizaciones de flujo preferencial y una eventual acumulación de soluciones en la superficie, restringiendo el acceso uniforme de ácido y aire.

Si se aumenta la altura, dejando constante las demás variables de operación, el líquido que desliza tiene un mayor tiempo de residencia, por lo que tendrá mayor concentración de cobre instantánea en la solución efluente, sin embargo, en contraposición a esto, aumentan las canalizaciones y compactaciones que restan eficiencia al proceso. Además al trabajar con alturas más grandes existe mayor posibilidad de disolver la ganga, repercutiendo en mayor consumo de reactivo (Broggi, 2015).

II.3.3.4.4 Ciclo de Lixiviación

El tiempo queda determinado por la extracción que se desea y la cinética de extracción (Simpson, 2003).

II.3.3.4.5 Tiempo de riego (Ciclos Pulsantes)

El sistema pulsante se considera indispensable en la lixiviación, sea para contribuir a la alteración de las especies o para los requerimientos de oxígeno. Su aplicación aún no está generalizada para la lixiviación de óxidos, aunque es el método que resulta más adecuado para minerales con tendencia a la formación de capas freáticas de inundación causada por exceso de finos (Broggi, 2015).

II.3.3.4.6 Consumo de Agua

Es normalmente bajo y, en el caso de la lixiviación en pilas o en botaderos corresponde a la humedad residual de los ripios que se dejan de regar al término de la lixiviación y a las pérdidas por evaporación y arrastre físico con el viento. Lo habitual es que se requiera menos de medio metro cubico de agua por tonelada de mineral tratado. En los casos de escasez de agua, se prefiere usar goteros (incluso enterrados) y esta cifra puede bajar a cerca de la mitad, al minimizarse las pérdidas por evaporación y arrastre físico con el viento (Domic E. M., 2001).

II.3.3.4.7 Aireación

Es necesario suministrar a la pila una adecuada aireación, ya que la lixiviación de sulfuros requiere la presencia de agentes oxidantes, tales como el oxígeno. Esto se logra por medio de tuberías perforadas, colocadas aproximadamente 1 [m] sobre la base de la pila e introduciendo aire por medio de aireadores a baja presión. Para pilas de gran tamaño, no es posible utilizar sopladores, por lo que se espera que el aire movido por la convección natural proporcione el oxígeno necesario (Broggi, 2015).

II.4 Etapa de procesamiento y transformación

II.4.1 Extracción por Solventes

Específicamente en hidrometalurgia, la extracción mediante solvente orgánico, consiste en un proceso químico, en el cual las especies metálicas contenidas (diluidas) en la fase acuosa reaccionan con un reactivo orgánico para formar un complejo organometálico. De esta manera, las especies metálicas abandonan la fase acuosa y pasan a formar parte de la fase orgánica. Esto se efectúa de acuerdo a diferentes mecanismos, según el tipo de extractante (por intercambio catiónico, intercambio aniónicos, etc.). En el caso de usar un agente quelante (situación común para el caso del cobre) el metal en la fase orgánica no está unido directamente a los átomos de carbono, como sería el caso de un compuesto organometálico, sino que mediante enlaces de coordinación, se une a átomos de oxígeno, nitrógeno o azufre. El proceso de re-extracción, o descarga del reactivo orgánico, consiste en la reacción química inversa. Es condición indispensable para la eficiencia de este proceso que las dos fases líquidas, la fase acuosa y la fase orgánica, sean completamente inmiscibles entre sí (Domic E. M., 2001).

La etapa de extracción por solventes no constituye un sistema independiente y, por lo tanto, no puede analizarse aislada de los procesos que la preceden y le siguen. Se trata de un proceso incluido en una sucesión de varios procesos unitarios en serie, indispensables para obtener finalmente el metal de interés desde un mineral.

II.4.1.1 Objetivos del proceso de extracción por solventes

El proceso de extracción por solventes se incorpora como parte de un sistema integral de recuperación hidrometalúrgica, generalmente, para cumplir por lo menos alguno de estos tres objetivos (Domic E. M., 2001):

- ✓ Separar y purificar de uno o más metales de interés de las impurezas que les acompañan, sea extractando el o los metales deseados desde las soluciones, que quedan con las impurezas, o bien extractando las impurezas dejando en las soluciones el o los metales deseados.
- ✓ Concentrar los metales disueltos para disminuir los volúmenes a procesar y así reducir los costos para el proceso siguiente.

- ✓ Transferir los metales disueltos, desde una solución acuosa compleja a otra solución acuosa diferente, que simplifique el proceso siguiente.

En un circuito metalúrgico, la extracción por solventes se aplica a tres tipos de procesos (Domic E. M., 2001):

- ✓ La recuperación selectiva de un solo metal desde una solución de lixiviación, liberándolo de sus impurezas y concentrándolo para una más fácil recuperación.
- ✓ La separación conjunta de varios metales desde una solución, por similitud de propiedades químicas, para su posterior separación diferencial.
- ✓ La purificación de soluciones, en que se extraen las impurezas más dañinas para dejar limpia la solución de partida, devolviendo la solución limpia al circuito principal.

II.4.1.2 Circuito de extracción por solventes

El proceso de extracción, en su esencia, consiste fundamentalmente de dos operaciones secuenciales: la de extracción propiamente tal, en que el reactivo extractante orgánico captura el/los metales desde la fase acuosa, y la de descarga (re-extracción) del reactivo orgánico, en que se realiza el proceso inverso y se regenera la capacidad extractiva del reactivo orgánico (Mexico, 2016). En la Figura II-10, se muestra un esquema simple de estas dos partes del proceso.

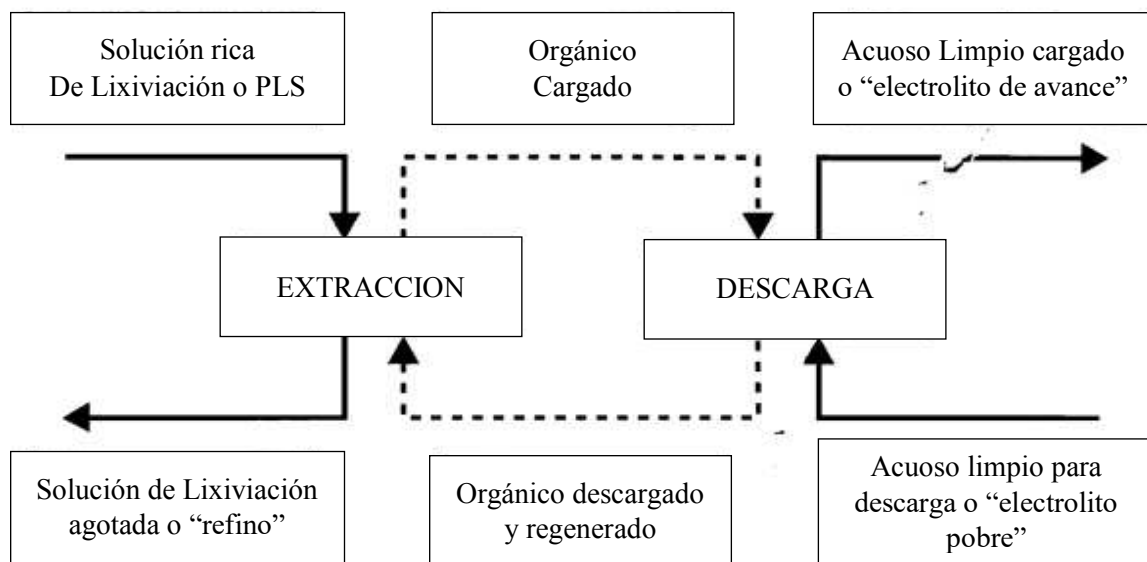


Figura II-10. Circuito de extracción por solventes completo que involucra las operaciones de extracción, de lavado del reactivo cargado, de descarga y la posterior recuperación del metal.

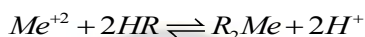
Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

II.4.1.3 Partes esenciales del proceso de extracción

En el proceso de extracción por solventes se distinguen dos partes fundamentales, una es la operación de extracción, o carga del reactivo orgánico y la otra es la operación de re-extracción, o descarga del reactivo orgánico.

II.4.1.3.1 Operación de extracción o carga del reactivo

Considerando la ecuación de extracción (Reacción II-1):



[Reacción II-1] (Domic E. M., 2001)

Para ejecutar la operación de extracción, se requiere, en primer lugar, la presencia de una fase constituida por la solución portadora de la/las especies del metal que se desea recuperar denominada en general: fase acuosa; y, por otra parte, se requiere una fase orgánica conformada por el reactivo extractante disuelto en un diluyente orgánico (Domic E. M., 2001).

Ambas fases son inmiscibles, por lo tanto, para proceder a ejecutar la operación de extracción es necesario producir la mezcla entre ambas fases, lo que se logra mediante la acción mecánica de elementos externos que proporcionan la energía necesaria para este propósito, al mezclarse ambas fases, ocurre una transferencia de la especie metálica disuelta en la fase acuosa, la que se desplaza, asociándose químicamente con el reactivo extractante en la fase orgánica, hasta alcanzar el respectivo equilibrio químico, definido por el coeficiente de extracción, “D”, una relación de concentraciones del metal a recuperar en la fase orgánica cargada y en la fase acuosa que se extrae respectivamente (Domic E. M., 2001).

Así, se genera una fase orgánica cargada con la especie metálica de interés y una solución acuosa descargada (agotada, pobre, o refino). Dada la inmiscibilidad ya señalada y las características geométricas de los recipientes que las contienen, ambas fases se separan, quedando la fase orgánica cargada lista para una siguiente operación, esta vez de descarga, mientras la fase acuosa pobre puede retornar, al proceso anterior de lixiviación, o bien, someterse a algún otro proceso de neutralización y descarte.

En esta etapa es importante el control de las impurezas que suelen venir en la solución acuosa. La idea es no solo extraer la especie de interés, sino también hacerlo en forma selectiva y con una buena recuperación, cumpliendo con los objetivos exigidos al reactivo.

A medida que progresa la extracción, el creciente aumento de protones (que se traduce en mayor acidez, un pH más bajo) representa un freno también creciente a la reacción de extracción. Si en forma paralela a la extracción, existiera un equilibrio en la fase acuosa que fuera consumiendo estos protones, con un efecto “tampón”, este permitiría mantener el ritmo de la extracción, sin percibirse esta situación de creciente freno (Domic E. M., 2001).

II.4.1.3.2 Operación de re-extracción o descarga del reactivo

La operación de re-extracción o de descarga del reactivo consiste en la recuperación de la especie metálica desde la fase orgánica, normalmente, con la regeneración simultánea de las capacidades extractivas de la fase orgánica, lo que le permite volverla a usar en la etapa de extracción. En muy pocas ocasiones, el reactivo orgánico requiere ser regenerado o acondicionado en una operación separada (Domic E. M., 2001).

Aprovechando la devolución del metal, o complejo metálico, la nueva fase acuosa, de re-extracción, normalmente es seleccionada bajo condiciones que favorecen la reversibilidad de la reacción de extracción (Reacción II-1).

Los extractantes quelantes, ácidos orgánicos y, en general, todos los reactivos orgánicos operan por intercambio catiónico, funcionan sobre la base del ciclo de hidrogeno y la operación de descarga se produce bajo condiciones de mayor acidez, es decir de mayor concentración de protones, o bien, de menor pH, condición que desplaza hacia la izquierda la reacción de extracción (Domic E. M., 2001).

II.4.1.4 Distribución del circuito de extracción

En el caso de “n” etapas sucesivas de extracciones individuales discontinuas (batch) en que, en cada nueva etapa, se emplea un reactivo extractante nuevo, puede considerarse el diseño del circuito de extracción, tal como se muestra en la Figura II-11, donde se define como “X” e “Y”, a las concentraciones del metal en la fase acuosa y en la fase orgánica, respectivamente, esta configuración de etapas es poco frecuente en la práctica y recibe el nombre de flujo cruzado.

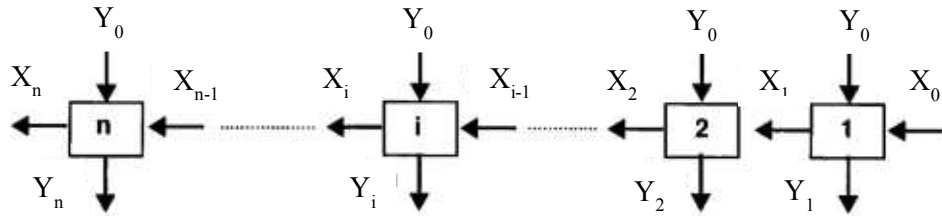


Figura II-11. Esquema de Flujos para la extracción continua en multi-etapas, configuración de Flujo Cruzado.
Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

Según la tendencia más habitual, en la práctica industrial, el proceso de extracción se desarrolla con flujos continuos y en contracorriente, a través de "n" etapas. En la Figura II-12, se muestra un esquema de operación de la extracción multi-etapa con flujos en contracorriente.

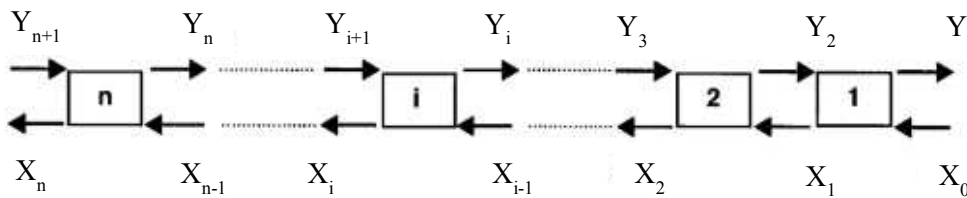


Figura II-12. Esquema de flujos para la extracción continua en multi-etapas, configuración de Flujos en Contracorriente.
Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

En el caso del cobre, las plantas de primera generación contaban hasta con 4 etapas de extracción, con flujo en contracorriente. Los reactivos más modernos actuales han permitido disminuir ese número, a solo unas dos etapas de extracción en contracorriente, aunque también es frecuente ver tan solo una etapa de extracción, pero en flujo cruzado, en aplicaciones que no son críticas, como son las frecuentes configuraciones de circuitos en serie/paralelo. En todo caso, la selección del número de etapas suele estar determinada por criterios técnico-económicos (Domic E. M., 2001).

II.4.2 Fase orgánica

Para el proceso de extracción por solventes resulta esencial la existencia de una fase orgánica, capaz de extraer la o las sustancias de interés. En general, la fase orgánica está constituida por un reactivo, que es el responsable químico de las reacciones de extracción y descarga, y de un diluyente, que actúa esencialmente como medio físico disolvente y portador. El diluyente también puede participar en las reacciones de extracción y descarga, modificando el comportamiento químico del reactivo. Ocasionalmente, también se puede encontrar la

participación de otras sustancias que actúan como modificadores, sea del tipo físico, actuando sobre las características propias del diluyente, como también del tipo químico, al interactuar directamente sobre el reactivo. En extracción, la disolución del reactivo extractante, más un eventual modificador, en el diluyente, es lo que se denomina genéricamente como el “solvente”, que representa la fase orgánica que se pone en contacto con la fase acuosa (Domic E. M., 2001).

II.4.2.1 Características del reactivo extractante orgánico

El componente activo de la fase orgánica que interactúa químicamente con el metal es denominado “extractante”, sin embargo, es más común que se llame simplemente como “reactivo” o “solvente”.

Actualmente se conocen extractantes orgánicos prácticamente para todos los metales. Para que un reactivo pueda ser económicamente aceptable en hidrometalurgia, debe contar con la mayor parte de las siguientes características ideales (Cognis Group, 2008):

- ✓ Extraer el o los metales deseados con la máxima selectividad posible desde la solución que los contiene.
- ✓ Ser de fácil regeneración en sus características físicas y químicas, para una expedita recirculación a la etapa de extracción.
- ✓ Ser lo más inmisible posible en las soluciones acuosas que contiene el/los metal/es de interés.
- ✓ Ser estable a las condiciones del circuito de manera que pueda ser reciclado muchas veces, ser químicamente estable frente al ataque de ambientes ácidos o alcalinos.
- ✓ Ser no inflamable, no tóxico, no volátil, no cancerígeno, no contaminante.
- ✓ Ser soluble en diluyentes orgánicos económicos, o ser capaz de funcionar el mismo, además, como diluyente.
- ✓ Cumplir con una capacidad de carga aceptable para lograr una transferencia neta eficaz del metal extraído.
- ✓ Cargar y descargar el metal con facilidad lo bastante rápido como para que los tiempos de mezclado resulten en equipos razonablemente económicos.
- ✓ Ser de fácil separación de la fase acuosa, es decir, que su inmisibleidad sea efectiva y que la separación se logre eficientemente en tiempos razonablemente breves.

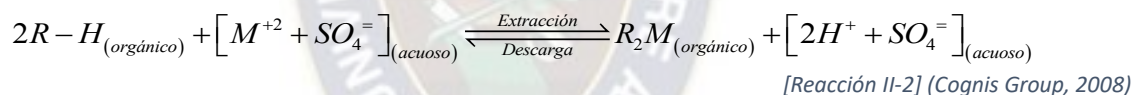
- ✓ No promover emulsiones estables.
- ✓ No debe transferir especies nocivas desde la descarga a la extracción y viceversa.
- ✓ Debe tener un costo económicamente aceptable.

II.4.2.2 Clasificación general de los reactivos orgánicos de SX

En general existen cinco clases o tipos de reactivos orgánicos, que sirven como extractantes para metales o complejos metálicos, caracterizados por la estructura, el mecanismo de extracción y por la especie metálica extraída. Estos reactivos pueden ser del tipo quelante, ácido orgánico, sustitución del ligante, extracción neutra o solvatante, con formación de par iónico (Domic E. M., 2001).

II.4.2.2.1 Reactivos orgánicos de tipo quelante

Este tipo de extractante enlaza químicamente el ion metálico en, al menos, dos sitios (Cognis Group, 2008). Para lograr el enlace con el ion metálico, cada molécula del extractante se libera de un ion hidrogeno, el que pasa a la solución acuosa que contiene el metal, de acuerdo a la reacción simplificada que se muestra a continuación (Reacción II-2):



Al existir un intercambio del catión metálico por dos protones, la extracción está siendo directamente afectada por el pH desde sus inicios y, además, el pH ira variando a medida que se ejecuta la transferencia, sea esta de extracción o de descarga. Así, para un sistema en que la reacción de transferencia está basada en la quelación, la variación del coeficiente de extracción, “D”, está determinada por la variación del contenido del reactivo en la fase orgánica y, muy significativamente, por el pH de la fase acuosa (Cognis Group, 2008).

II.4.2.2.1.1 Curva del coeficiente de extracción con el pH

La Figura II-13 muestra que, a medida que varía el pH, hay un aumento sostenido del coeficiente de extracción. Además, se produce un punto de inflexión de la curva al alcanzar el valor de D igual a 1.0, es decir, ese es el punto en que se igualan las concentraciones del metal en cada una de las dos fases y un 50% del metal se encuentra en equilibrio en cada una de ellas. El pH correspondiente al valor “D”, igual a 1.0, se denomina pH₅₀. A pH mayores que el pH₅₀

predominara el proceso de extracción, mientras que a pH menores se producirá la descarga desde la fase orgánica (Domic E. M., 2001).

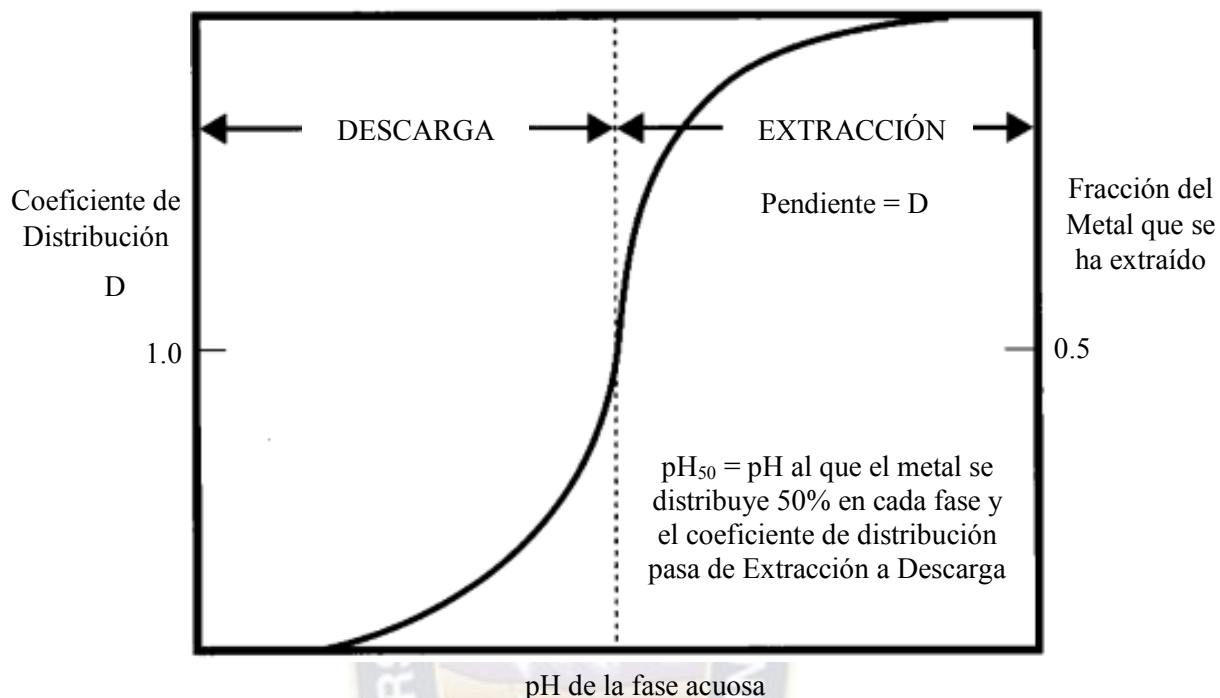


Figura II-13. Efecto del pH sobre el coeficiente de distribución, D , y por ende sobre la fracción del metal que se ha extraído.
Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

Las curvas de coeficiente de extracción con el pH, se aplican a cualquier sistema de extracción por solventes en que el reactivo opere bajo un ciclo de intercambio de hidrogeno, es decir, siempre que la extracción sea comandada por el pH (Domic E. M., 2001).

II.4.2.2.2 Reactivo orgánico en la extracción de cobre

Para el caso del cobre, los reactivos orgánicos son extractantes quelantes, que funcionan con un ciclo de hidrogeno.

El reactivo de extracción por solventes no solo transfiere el cobre desde la solución de lixiviación hasta el electrolito, sino que también transporta estequiométricamente un par de iones de hidrogeno de vuelta, desde el electrolito hasta la solución de lixiviación. Cumpliendo indefinidamente con esta doble misión, es que circula el reactivo orgánico en el circuito cerrado de extracción por solventes (Cognis Group, 2008).

Dentro de los reactivos orgánicos comerciales para recuperación de cobre por extracción, están las oximas hidroxi-fenólica. En la estructura general de una oxima hidroxi-fenólica, existen dos clases distintas que se diferencian tanto en la estructura como en sus propiedades. Por un lado, se tiene las aldoximas (donde el radical A, Figura II-14, es hidrogeno), que también reciben el nombre de salicil-aldoximas, cuya característica relevante es una fuerte capacidad de extracción para el cobre. Por otra parte, están cetoximas (donde A es un radical CH₃, o bien C₆H₅), cuya capacidad extractante de cobre es moderada. Esta capacidad extractante refleja el grado con que se desplaza el equilibrio de la reacción de extracción/descarga de cobre hacia el lado de la extracción (Domic E. M., 2001).

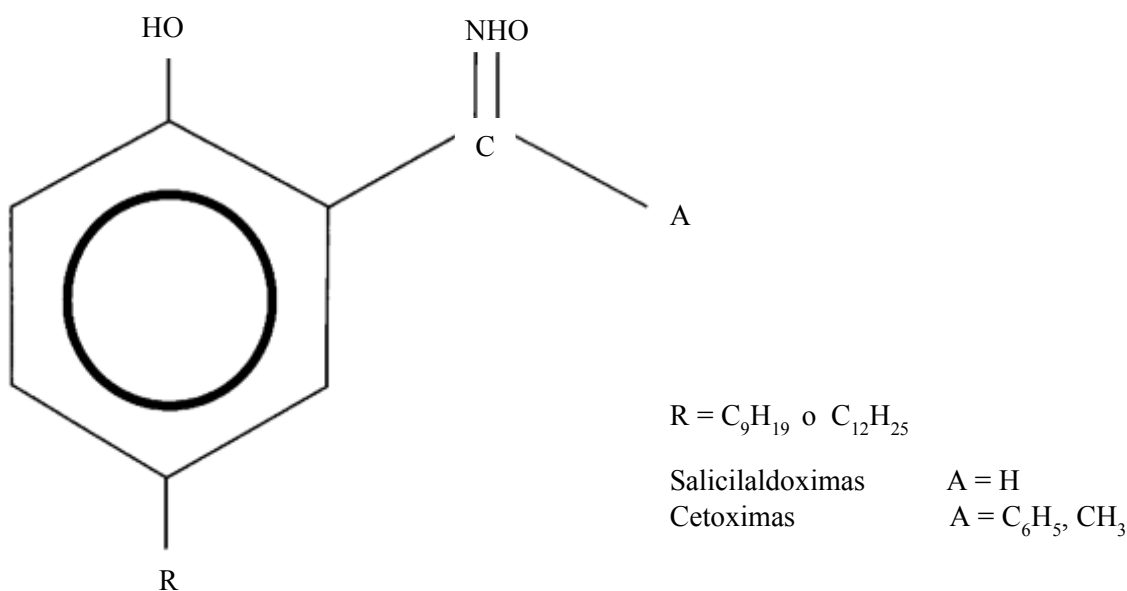


Figura II-14. Estructura química general de las hidroximas usadas comercialmente para recuperación de cobre.
 Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

Las cetoximas fueron las primeras hidroximas usadas como extractantes comerciales y se mantuvieron en forma exclusiva por cerca de 12 años. Los reactivos de esta clase presentan propiedades excepcionales de extracción y descarga y se comportan muy bien con soluciones de lixiviación a temperaturas intermedias y con un rango de pH entre 1,7 y 1,8. Sin embargo carecen del suficiente poder de extracción de cobre como para obtener buenas recuperaciones desde soluciones de lixiviación más frías, con altos contenidos de cobre y/o con un pH inicial relativamente más bajo (Cognis Group, 2008).

Las aldoximas fueron desarrolladas para superar los problemas de fuerza de extracción de las cetoximas. Su característica más destacada es poseer un alto poder de extracción, sin embargo, este es también su lado débil. Cuando se usa solo, este tipo de reactivo extractante tiene un poder tan altamente extractivo que el cobre no se descarga satisfactoriamente con un electrolito de características normales. Como resultado, la transferencia neta de cobre de un reactivo extractante del tipo aldoxima (la diferencia entre la concentración de cobre del orgánico cargado y la del orgánico descargado) es baja. Por esta razón, estos extractantes se usan en combinación, ya sea con un modificador de equilibrio o con una cetoxima (Cognis Group, 2008).

II.4.2.2.2.1 Extractantes comerciales de cobre

En 1963, la General Mills Chemical Inc., presentó la primera “resina orgánica líquida” capaz de extraer cobre en forma comercial. A partir de las iniciales de “Liquid Ion Exchange” y el del año de su presentación comercial, se llamó LIX-63. Este primer reactivo tuvo una intensa aplicación experimental y demostrativa, hasta nivel de planta piloto. Posteriormente se desarrolló versiones mejoradas, LIX-64, LIX-64N. Estos primeros reactivos son los que se conocen, en la aplicación de recuperación de cobre, como los “reactivos de primera generación”, y tuvieron una intensa aplicación comercial durante más de una década (Domic E. M., 2001).

Actualmente la compañía mencionada pasó a los desarrolladores BASF, que comercializa la mayoría de los reactivos de este tipo (COGNIS, 2017).

II.4.2.3 Características del diluyente para extracción por solventes

El diluyente se usa, por un lado, para reducir la viscosidad de la fase orgánica permitiendo que fluya fácilmente y, también para reducir la excesiva concentración del extractante orgánico activo y, de esta manera, poder adecuar la concentración de dicho extractante con el contenido de metal de la solución de lixiviación. El diluyente es, por lo general, el componente en la fase orgánica que está presente en mayor proporción dentro de ella (Domic E. M., 2001).

Un diluyente debe cumplir con las siguientes características:

- ✓ Solubilizar al extractante y al complejo organometálico formado por la reacción del metal con el extractante.
- ✓ Ser insoluble en la fase acuosa.

- ✓ Tener una baja viscosidad y una densidad adecuada para favorecer la separación de fases y reducir los arrastres de una fase en la otra.
- ✓ Tener una pureza adecuada y estar libre de componentes extraños, con el objeto de minimizar la formación de borras.
- ✓ Ser químicamente estable bajo todas las condiciones del circuito.
- ✓ Tener un alto punto de inflamación (flash point) de 25°C o más, por encima de la temperatura más alta prevista para la operación del circuito de extracción.
- ✓ Tener bajas pérdidas por evaporación.
- ✓ No interferir perjudicialmente en la química de las reacciones de extracción y descarga del metal.
- ✓ Estar disponible con facilidad, en grandes cantidades y a bajo costo.

El mejor diluyente para un determinado sistema de extracción puede no ser el más recomendable para otro sistema de extracción diferente. Normalmente el diluyente se puede comportar como un compuesto químicamente inerte.

II.4.2.3.1 Diluyente para el reactivo orgánico para extracción de cobre

Los diluyentes para extracción más usados a nivel industrial son: benceno, hexano, keroseno, cloroformo y tetracloruro de carbono. El benceno actualmente no se usa más por ser cancerígeno. Sin embargo, en el caso del proceso de extracción por solventes para el cobre, los diluyentes más habituales para su uso comercial son los kerosenos obtenidos mediante destilación en un rango bastante estrecho. En general, se les exige tener un punto inicial de evaporación entre 200 y 220 [°C], un rango de destilación entre 249 y 260 [°C], un punto de inflamación (flash point) mayor que 75 [°C], un contenido de compuestos aromáticos entre 0,5 y 25 [%], y un muy bajo contenido de olefina (Domic E. M., 2001).

II.4.3 Fase Acuosa

La solución acuosa, normalmente una solución rica de lixiviación, es la fase portadora del metal/es, que interesa procesar por extracción por solventes. Usualmente se la denomina también por la abreviación PLS (Pregnant Liquor Solution). Una vez que la solución acuosa ha sido procesada por extracción, suele ser enviada de regreso a la lixiviación, cambia de

denominación y pasa a llamarse solución pobre (refinado, solución de refino), que se abrevia como RF (Raffinate).

Existen características o propiedades de la solución acuosa que pueden ser controladas, o modificadas y, por lo tanto usadas para lograr una más eficiente separación y/o purificación del metal mediante extracción. Estas características son: acidez libre (pH), concentración de aniones complejantes y temperatura (Cognis Group, 2008).

II.4.3.1 Acidez libre de la solución acuosa

Hay muchas reacciones importantes en hidrometalurgia que muestran una dependencia del nivel de acidez libre, que se expresa mediante el nivel de pH. Entre ellas se puede destacar los extractantes, expresados como RH, que operan en base al intercambio cíclico de un ion de hidrogeno. RH puede ser: oximas, 8-hidroxiquimolinas, betadiconas, ácido orgánicos y otros extractantes que operan mediante similar mecanismo de intercambio (Reacción II-2) (Cognis Group, 2008).

II.4.3.2 Concentración del Anión complejante común

Muchos metales forman complejos con aniones comunes tales como: cloruro, sulfato y cianuro. La formación de estos complejos puede afectar la extracción del metal (Cognis Group, 2008).

II.4.3.3 Temperatura

Existen varias maneras que la temperatura puede afectar al proceso de extracción por solventes, actuando sobre: el equilibrio de la extracción, cinética de transferencia del metal, solubilidad de las especies extraídas, separación de fases, pérdidas por atrapamiento y arrastre.

Como regla general, la velocidad de una reacción química cualquiera, se duplica por cada 10 [°C] que se eleve la temperatura. Entonces, la eficiencia de los mezcladores, que son los que determinan la cinética de la transferencia, normalmente crece con el aumento de temperatura (Cognis Group, 2008).

II.4.4 Representación Gráfica

II.4.4.1 Curva isoterma de distribución

Para el estudio de un sistema de extracción determinado, se utiliza la representación gráfica de las concentraciones que se logran en la fase orgánica y en la fase acuosa, en condiciones de equilibrio químico y, a veces, por razones práctico – operativas, en condiciones de pseudo-equilibrio, siempre que este pueda establecerse en forma reproducible, lo que se conoce como una curva isoterma de distribución (Figura II-15) (Domic E. M., 2001).

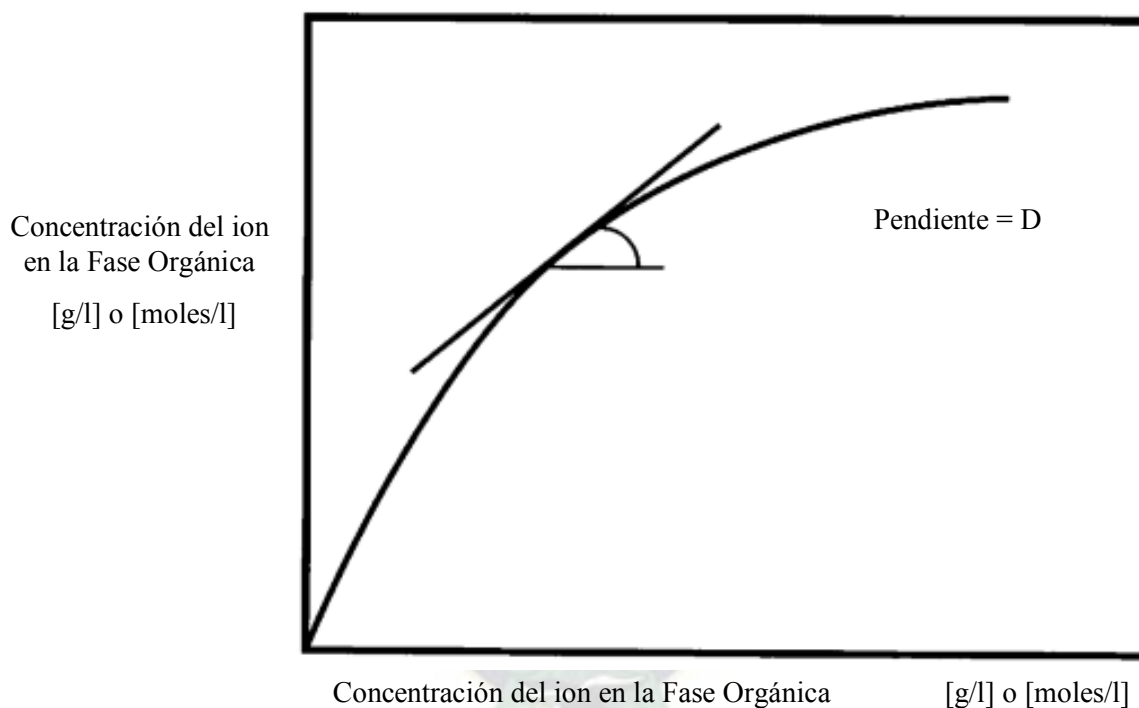


Figura II-15. Curva Isoterma de Distribución, que muestra la situación de equilibrio (o de pseudo-equilibrio, según corresponde) entre una fase acuosa y una fase orgánica, a temperatura constante.

Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

Las isotermas de distribución pueden ser de extracción o de descarga. En ambos casos, se acostumbra a colocar la concentración de la fase receptora en el eje vertical, de las ordenadas, dejando en el eje horizontal, de las abscisas, la concentración de la fase portadora de la transferencia, así para las isotermas de extracción el eje vertical corresponderá a la fase orgánica que se extrae, de manera similar, para las isotermas de descarga, en el eje vertical se coloca la concentración en la fase acuoso que re-extrae.

Tal como su nombre lo indica, el equilibrio varía con la temperatura, por lo tanto, debe cuidarse de mantener la temperatura como una variable controlada al efectuar determinaciones comparativas entre reactivos. En general, la extracción por solventes es un proceso bastante rápido a temperatura ambiente y el equilibrio se puede alcanzar con solo algunos minutos de mezclado (Domic E. M., 2001). El diagrama que representa la isoterma de equilibrio para la descarga se puede construir analógicamente al diagrama de extracción (Figura II-16).

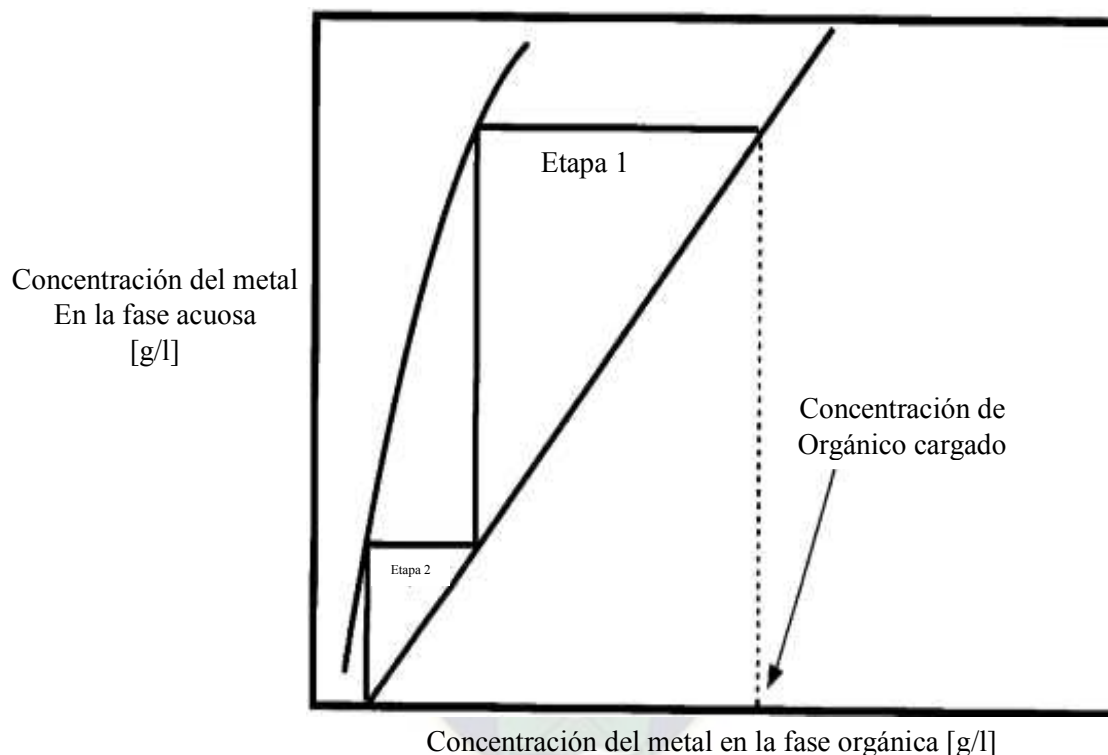


Figura II-16. Construcción de un diagrama de McCabe-Thiele para una curva isoterma de descarga.
Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

II.4.4.2 Diagrama McCabe-Thiele

El diagrama de extracción de McCabe-Thiele (Figura II-17), es un sistema ideal, donde se supone una eficiencia perfecta del 100 [%]. Se construye con base a la isoterma de equilibrio de extracción y a la línea de operación. En el caso de la extracción del tipo catiónico las isotermas van evolucionando en función del pH, dado el intercambio que se establece entre el metal y los protones que entrega a cambio el reactivo (Domic E. M., 2001).

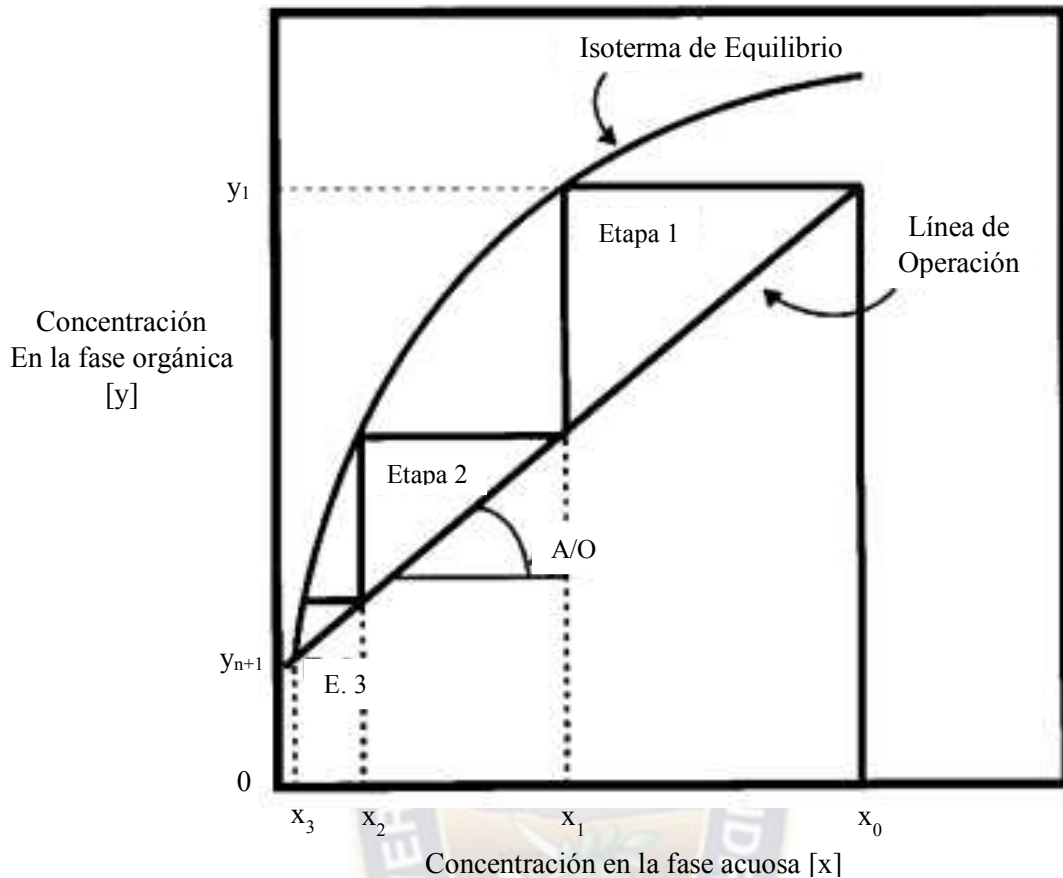


Figura II-17. Diagrama de McCabe –Thiele construido en base a la isoterma de equilibrio de extracción y a la línea de operación.

Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

II.4.5 Variables de diseño

II.4.5.1 Coeficiente de distribución (D)

La extracción de una determinada sustancia se suele medir por la razón o "coeficiente de distribución" (D), que es una relación de concentraciones, en condiciones de equilibrio, de la sustancia en la fase orgánica y la misma en la fase acuosa. Para condiciones fijas de temperatura y presión, en el equilibrio, el potencial químico, de un determinado constituyente es igual en ambas fases. Cuanto mayor sea el valor "D", más eficiente será la transferencia.

Para la operación inversa, de descarga, el coeficiente de distribución "D", se invierte, quedando siempre la fase receptora como numerador y la fase portadora de la transferencia en el denominador (Domic E. M., 2001).

II.4.5.2 Viscosidad

La separación de fases depende de la diferencia de densidad entre las fases, de la viscosidad de la fase continua y de la tensión interfacial. En algunos casos, se puede llegar a alcanzar la precipitación de dicho complejo o la formación de una tercera fase. La viscosidad es una variable muy sensible a las oscilaciones de temperatura (Domic E. M., 2001).

II.4.5.3 Selectividad

La selectividad se mide como una relación entre las extracciones de dos compuestos, en una situación de igualdad de condiciones para la extracción. Ningún reactivo es selectivo para un único metal en todas las condiciones, sino que, pueden existir muchos reactivos selectivos para un solo metal en ciertas condiciones. La selectividad depende entonces de las condiciones de operación y del entorno físico – químico de la alimentación (Domic E. M., 2001).

II.4.6 Equipo para extracción de cobre

En el proceso de extracción aplicado al cobre, cada etapa de contacto, entre fase acuosa y fase orgánica, sea en extracción, lavado o descarga, se realiza en un equipo conocido genéricamente como mezclador-decantador (mixer-settler). De estos equipos existen diversos diseños, sin embargo, en el caso del cobre las variables se han ido estandarizando a medida que se ha logrado más información práctica de resultados y se han visto algunas conveniencias operacionales y de terreno.

Uno de los diseños es de tipo rectangular, separado en dos o tres cubos adyacentes, en que solo el primero actúa con un agitador de mezclado y bombeo, de mucho menor cabeza de succión, y los restantes operan con mezcladores auxiliares de bajo consumo. El decantador tiene una geométrica de paralelepípedo rectangular de baja altura (Figura II-18) (Domic E. M., 2001).

II.5 Etapa de recuperación selectiva

II.5.1 Cristalización

La cristalización es un proceso físico – químico de recuperación de sales, provenientes de soluciones de lixiviación, en forma de cristales desde una solución acuosa saturada, se trata de un método antiguo y simple. Las tres etapas básicas que tienen que ver con un proceso de cristalización son: Etapa de sobresaturación de la solución; Etapa de nucleación de los cristales y Etapa de crecimiento del cristal (Domic E. M., 2001).

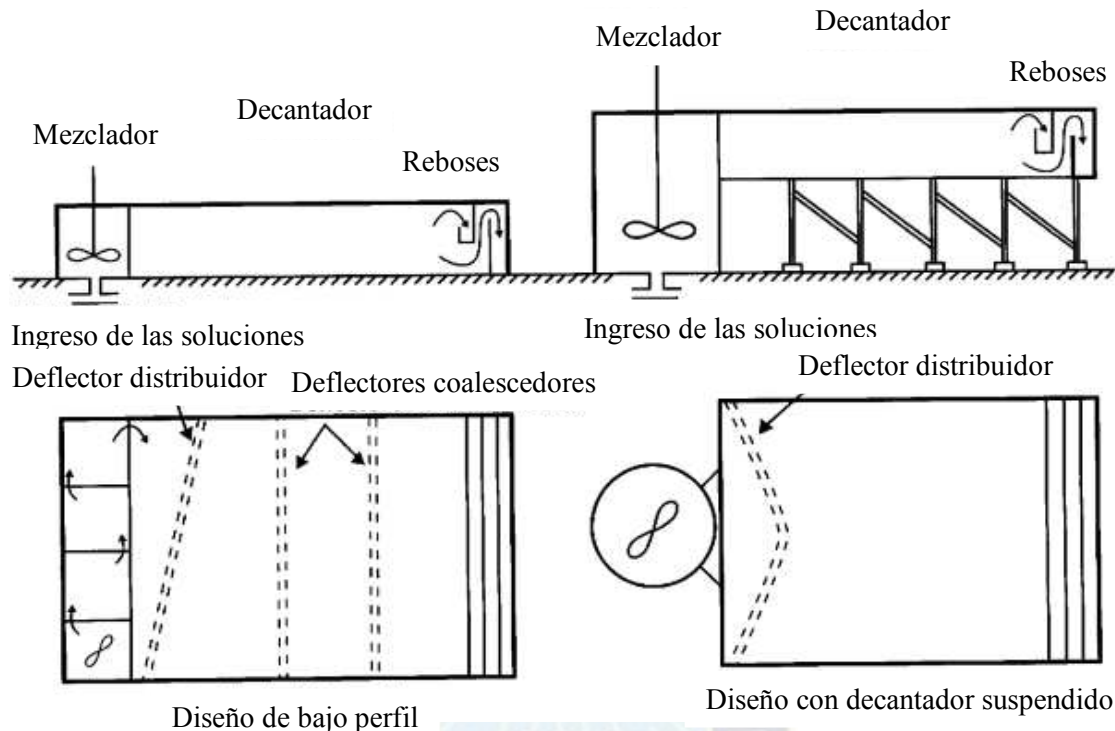


Figura II-18. Diseño de equipo mezclador-decantador de bajo perfil, con mezclador y decantador apoyados directamente sobre el terreno.

Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

II.5.1.1 Cristalización de sales simples

Una sal simple puede ser cristalizada desde una solución saturada o casi saturada no solo por el mecanismo de evaporación-enfriamiento, sino que también haciendo uso del conocido efecto iónico del producto de solubilidad. En efecto, el límite de solubilidad de una sal iónica ($Me^+ X^-$) y agua, a temperatura constante, está determinado por su producto de solubilidad, K_{ps} .

Cuanto más alto es el valor de K_{ps} , mayor es la solubilidad de la sal. Un agente externo que pueda suministrarse a la solución, sea tanto iones de Me^+ como de X^- , puede influir y causar la precipitación de la sal (MeX), esto a cualquier temperatura en particular (Domic E. M., 2001).

En el caso de la recuperación comercial de cristales de sulfato de cobre pentahidratado $CuSO_4 \cdot 5H_2O$, desde una solución concentrada producida por una operación de lixiviación-extracción por solventes, se puede agregar ácido sulfúrico para facilitar la precipitación modificando la concentración del ion sulfato. La presencia de ácido sulfúrico en la solución de sulfato de cobre, particularmente en el rango más bajo de temperaturas (0,5 a 20 [°C]), es claramente beneficiosa para disminuir la solubilidad de la sal de cobre. En un sistema $CuSO_4$ -

$H_2SO_4-H_2O$, la adición de H_2SO_4 , la remoción de agua y la reducción de la temperatura, todos juntos, pueden desencadenar con facilidad la sobresaturación y su consiguiente cristalización.

Después de la separación física de los cristales desde una solución madre, es conveniente que esta se recircule, debido a que contiene no solo la sal o el ácido agregado en calidad de promotor, sino que también contiene el remanente de la sal que no ha cristalizado. De esta forma, las soluciones madres pueden ser utilizadas secuencialmente, en forma indefinida en el mismo proceso, en la medida que se efectuó una adecuada reposición del agua y de los otros insumos, así como, que periódicamente se retiren las impurezas que se pudieran ir acumulando (Domic E. M., 2001).

II.5.1.2 Etapa de Saturación del sulfato de cobre

En el sistema sulfato de cobre – ácido sulfúrico – agua, cualquiera de los procedimientos más usuales sirve para disminuir la solubilidad del sulfato de cobre en la fase líquida. Sea mediante la adición de ácido sulfúrico, o por la reducción de la temperatura. Cuando la solución se encuentra cercana al punto de saturación y se hace disminuir más la solubilidad, la formación de sulfato de cobre pentahidratado cristalino puede o no ocurrir. Es decir, se requiere exceder el punto de saturación y alcanzar una clara sobresaturación. El control del punto de sobresaturación es una de las consideraciones más importantes en la cristalización del sulfato de cobre.

Cuando la solución de agua y ácido sulfúrico, que está saturada con sulfato de cobre, se enfría, la cristalización de sulfato de cobre pentahidratado puede ser suficiente como para afectar significativamente la fracción de la masa de la solución y en consecuencia la fracción de la masa de ácido sulfúrico dentro de ella. Para una completa determinación de un sistema de cristalización continuo, se requiere generar información confiable, tanto de la densidad de la solución, como de la fracción másica de sulfato de cobre que cristalizara, en función de la temperatura y de la fracción másica de ácido sulfúrico (Tabilo, 2012).

II.5.1.3 Etapa de Nucleación de los cristales de sulfato de cobre

Los núcleos para los cristales de sulfato de cobre se forman de varias maneras. Pueden ser introducidos como partículas, tanto de sulfato de cobre como de sustancias extrañas, o se puede formar por la abrasión de cristales existentes debido al impacto con otros cristales o del propio

cristalizador. También se puede formar por la nucleación homogénea dentro de la solución cuando la sobresaturación excede un límite máximo (Domic E. M., 2001).

El estudio de la cinética de nucleación en diversos sistemas homogéneos cuando la sobresaturación excede un límite máximo, muestra, para el caso del sulfato de cobre, depende de la velocidad de enfriamiento. Siendo un proceso de cristalización homogéneo, esto es sin cristales inicialmente presentes, el ancho de la zona metaestable es de unos 4,5 [°C] a una tasa de enfriamiento de 2 [°C/hora] y de 10,7 [°C] a una tasa de enfriamiento de 20 [°C/hora].

En el caso de una nucleación secundario, con cristales presentes en la solución, la formación de nuevos cristales puede generarse a una tercera parte de la temperatura de sobresaturación requerida para la nucleación sin cristales. Estos deben estar uniformemente dispersos en la solución a través de una agitación suave y si la temperatura es regulada cuidadosamente, es posible tener un adecuado grado de control sobre el tamaño del producto. La estimación de la energía de activación para la nucleación es de 5 a 7 [Kcal/mol] (Domic E. M., 2001).

II.5.1.4 Etapa de crecimiento de los cristales: Factores que afectan el crecimiento de los cristales de Sulfato de Cobre

Después de la nucleación inicial, cada núcleo crece y, o es arrastrado al flujo del producto, o es acumulado en el interior de un cristalizador tipo batea. El proceso de crecimiento bajo condiciones de operación normal está controlado por difusión, los cristales grandes crecen más rápido y el crecimiento es aproximadamente proporcional a la longitud característica del cristal. Cuando la velocidad relativa entre el cristal y la solución excede cierto límite (aproximadamente 3 [cm/s]), la dependencia de la tasa de crecimiento sobre la velocidad desaparece. La tasa de crecimiento a la velocidad cero es aproximadamente la mitad que la tasa de crecimiento a velocidades mayores a 3 [cm/s], la tasa de crecimiento a la velocidad cero es aproximadamente una función lineal de la sobresaturación, con una tasa de crecimiento de 1 [micrón/minuto], ocurriendo a una sobresaturación de 1,78 [°C] (igual a una sobresaturación de 1 gramo de sulfato de cobre pentahidratado por 100 gramos de agua libre). (Tabilo, 2012) La estimación de la energía de activación para el crecimiento, es del orden de 12,3 [Kcal/mol].

II.5.1.5 Problemas causados por las impurezas en la cristalización de Sulfato de Cobre

Las impurezas vienen con la solución de alimentación al cristalizador, debido a una co-extracción junto al cobre, o bien un arrastre físico, desde el material de alimentación a la lixiviación. En general estas impurezas afectan, los hábitos de los cristales y los niveles de impurezas del producto, debido a una serie de complicados fenómenos de superficie. El hierro y el ácido sulfúrico son las impurezas más comunes en los circuitos de cristalización de sulfato de cobre. Ambos tienden a reducir el tamaño, alterar el hábito e incrementar el nivel de impurezas en los cristales de sulfato de cobre pentahidratado del producto. Ambos pueden ser removidos, sea extendiendo el proceso de lixiviación hasta casi que todo el ácido sulfúrico se consuma, o por neutralización con un compuesto de características alcalinas, como el óxido de cobre o caliza. El hierro también puede ser dejado en la solución si es acomplejado con varios agentes, como los iones fluoruro (Tabilo, 2012).

II.5.2 Operación de Cristalizadores Industriales

El control de la nucleación es la clave en la operación de cristalizadores industriales. Muchos cristalizadores industriales operan en un área de sobresaturación que evita la nucleación homogénea. La nucleación de estos cristalizadores es una nucleación secundaria y resulta de la interacción del lecho de los cristales dentro del cristalizador. La nucleación secundaria ocurre tanto por impacto de los cristales contra cristales como por impactos entre los cristales y el cristalizador.

Los cambios en la agitación alteran significativamente la distribución granulométrica de los cristales de cualquier sal que se desee cristalizar, en particular del sulfato de cobre pentahidratado. Los incrementos de la tasa de nucleación resultan de una nucleación secundaria aumentada a altos niveles de agitación (Tabilo, 2012).

Otros efectos que afectan la tasa de nucleación incluyen la presencia de materiales sólidos extraños en la alimentación, el uso de un cristalizador al vacío, algunas impurezas solubles en la alimentación y los gradientes térmicos en el cristalizador. Los núcleos con frecuencia son generados fuera del cristalizador e introducidos junto con la alimentación. Esto puede llegar a ser un problema cuando aparecen en la alimentación del cristalizador partículas de polvo o cristales de sulfato de cobre no disueltos. Desgasificando la solución de alimentación en un

cristalizador al vacío se mejora el tamaño de los cristales, por la vía de una reducción de la nucleación en el cristalizador, tal como el uso del enfriamiento directo en lugar de una evaporación flash.

El control de la nucleación por la reducción por sobresaturación, la remoción de los núcleos extraños, la minimización de la nucleación secundaria, o la destrucción de núcleos, normalmente provee algún control sobre la operación del cristalizador. Sin embargo, los cristales mecánicamente agitados necesariamente producen cristales más pequeños que aquellos producidos por un cristalizador de batea, debido a la generación de un mayor número de núcleos disponibles (Tabilo, 2012).

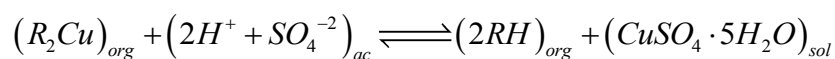
II.5.2.1 Selección de Cristalizadores Industriales

Para producir cristales grandes, los cristalizadores de batea con enfriamiento son la única tecnología aceptable a la fecha. Sin embargo, los cristalizadores agitados tienen varias ventajas sobre los cristalizadores de batea incluyendo la operación automatizada continua, el bajo costo de mano de obra por unidad producida, una mayor pureza del producto de una determinada solución de alimentación, una distribución granulométrica más controlada y un menor costo de capital por unidad producida.

Las operaciones de cristalizadores existentes pueden ser mejoradas a través de ciertas modificaciones, tal como el uso de mezcladores neumáticos, la agitación con aire y el uso de los cristalizadores secuenciales o por etapas. Recientemente, se han incorporado, nuevos diseños de cristalizadores entre los que se destaca el diseño de los cristalizadores de lecho fluidizado, lo que resultan ideales para producción del sulfato de cobre tipo nieve (Tabilo, 2012).

II.5.3 Operación de extracción-cristalización (SX-CR)

En el caso del proceso de SX – CR (extracción por solventes – cristalización), se re-extrae el cobre a una solución saturada (Ramos, 2015). La mayor parte del cobre pasa directamente a una fase sólida consistente en sulfato de cobre pentahidratado, de acuerdo a la siguiente reacción (Reacción II-3):



[Reacción II-3] (Ramos, 2015)

Hacia la fase sólida el traspaso de cobre es parcial, puesto que la reacción implica un consumo de ácido sulfúrico que incrementa la solubilidad de cobre. Recién al ajustar la concentración de ácido en la solución acuosa de re-extracción o electrolito, se cristaliza el cobre que en primera instancia fue transferido a la fase acuosa.

El núcleo de los cristales de sulfato de cobre se forma en interfase orgánico-acuosa y su crecimiento posterior facilita la caída libre desde la banda de dispersión hasta el fondo del separador, siendo su densidad superior del electrolito. El inconveniente principal para la producción de sulfato de cobre, es la contaminación ácida y oclusión de reactivo orgánico.

La impregnación de ácido se soluciona con un sistema de separación sólido-líquido que permite un lavado repetitivo, para el cual se emplea una cantidad de agua similar al agua de cristalización; el orgánico impregnado, constituye la impureza más importante, debido a que además de contribuir económicamente en las pérdidas, perjudica la calidad y la presentación del producto (Ramos, 2015).

II.5.3.1 Diseño de la planta SX-CR

En la etapa de re-extracción de la planta de extracción por solventes se retira cobre, contenido en el orgánico cargado, mediante un electrolito ácido. Por efecto de la alta acidez el orgánico cede su cobre a esta solución, generando un electrolito de sulfato de cobre. En este caso el electrolito de re-extracción está sobresaturado en sulfato de cobre previamente a su contacto con el orgánico cargado, teniendo a la vez la acidez suficiente para retirar el cobre del orgánico cargado.

El ácido presente obliga al orgánico a entregar el cobre al electrolito, pero este ya tiene capacidad de contenerlo, el resultado es una cristalización por saturación en el interior del mezclador. Lo importante, sin embargo, es que el producto de la re-extracción con ácido sulfúrico es sulfato de cobre y que esta re-extracción progresara mientras exista una acidez suficiente para reaccionar con el orgánico cargado (Ramos, 2015).

La unidad de re-extracción para cristalización por sobresaturación interna de una planta de extracción por solventes obedece exactamente a los mismos parámetros de diseño de una planta convencional para producción de electrolito de electro-obtención, por lo tanto son válidas todas las características generales de re-extracción (Ramos, 2015).

Para una producción adecuada y manipulable de sulfato de cobre, se deben considerar los siguientes aspectos:

- ✓ Modificación de la geometría del mezclador-decantador de re-extracción para permitir el manejo simultaneo de tres fases: Orgánica superior, Acuosa intermedia y cristales inferior.
- ✓ La disposición del equipo debe permitir un fácil traspaso de la suspensión de cristales desde el mezclador al decantador, no permitiendo la acumulación de cristales en el mezclador.

Aspecto económico

II.6 Clasificación Matriz de costos estimados para procesos industriales

Existen cinco clases de costo estimado (Tabla II-2), solo el nivel de definición del proyecto determina una de estas clases. Las otras cuatro características son secundarias que generalmente se correlacionan con el nivel de definición del proyecto. Las características son típicas para el proceso industrial pero pueden variar de aplicación en aplicación (AACE, 2005).

CLASE ESTIMADA	Características primarias	CARACTERÍSTICAS SECUNDARIAS			
	NIVEL DE DEFINICIÓN DEL PROYECTO Expresado como % de la definición completa	FIN DE USO Propósito típico de estimación	METODOLOGÍA Método típico de estimación	PRECISIÓN ESPERADA, RANGO Variaciones típicas en bajos y altos rangos [a]	PREPARACIÓN DE ESFUERZO Grado normal de esfuerzo relativo al índice de costo mínimo de 1 [b]
Clase 5	0% a 2%	Concepto de detección	Capacidad de factoring, modelos paramétricos, juicio o analogía	B: -20% a -50% A: +30% a +100%	1
Clase 4	1% a 15%	Estudio de viabilidad	Equipo de factoring o modelos paramétricos	B: -15% a -30% A: +20% a +50%	2 a 4
Clase 3	10% a 40%	Presupuesto, autorización o control	Costos unitarios semidetallados con línea de ensamble. Ítems en línea	B: -10% a -20% A: +10% a +30%	3 a 10
Clase 2	30% a 70%	Control u oferta/demanda	Costo unitario detallado con detalles de proyección	B: -5% a -15% A: +5% a +20%	4 a 20
Clase 1	50% a 100%	Lista estimada u oferta/demanda	Costo unitario detallado con detalles de proyección	B: -3% a -10% A: +3% a +15%	5 a 100

Notas: (a) El estado del proceso tecnológico y viabilidad de los datos de costos de referencia aplicable a rangos marcados. El valor +/- representa la variación porcentual típica de los costes reales de la estimación de los costos después de la aplicación de contingencia (por lo general esto a un 50% en nivel de confianza) para un ámbito dado. (b) si el rango de índice de valor de "1" representa el 0.005% del costo del proyecto, entonces un índice de valor de 100 representa el 0.5%. La preparación de esfuerzo estimada es muy alta dependiendo del tamaño del proyecto y de la calidad de los datos estimados y herramientas.

Tabla II-2. Clasificación matriz de costos estimados para procesos industriales.

Fuente: AACE, "Sistema de clasificación para costos estimados – como aplicarlo en ingeniería, contratación y construcción para los procesos industriales"

Para el caso de ingeniería conceptual se define una Clase de costo estimado 4 (Tabla II-1).

II.6.1 Estimación Clase 4

Las estimaciones clase 4 se preparan sobre la base de información limitada y posteriormente, tienen una precisión de rangos bastante amplios. Se suelen utilizar para la selección de proyectos, determinación de la factibilidad, la evaluación de conceptos, y aprobación del presupuesto preliminar. Por lo general, la ingeniería es de 1 [%] al 15 [%] de avance, y que incluyen, como mínimo, las siguientes: capacidad de la planta, los esquemas de bloques, se indica el diseño, diagramas de flujos de proceso para el proceso principal, sistemas y proceso preliminares de ingeniería, servicios y lista de equipos (AACE, 2005).

Alcance precisión esperado: Rangos de precisión típica de la clase 4 se estima un -15 [%] a -30 [%] en la parte baja, y 20 [%] a 50 [%] en la parte alta, dependiendo de la complejidad tecnológica del proyecto, información de referencia apropiada, y la inclusión de una determinación de contingencias adecuados. Los márgenes podrían sobrepasar las cantidades indicadas en circunstancias inusuales.

Un indicador importante para calcular la rentabilidad de un proyecto en esta etapa es el R.O.I., ya que relación el resultado operativo y el capital de invertido neto.

II.7 Mercado

II.7.1 Mercado del cobre

II.7.1.1 Producción de Cobre

El valor de la producción de cobre tuvo un descenso en -4,7 [%] (de 8,8 a 8,4 millones de \$us) en el primer trimestre de 2017 comparado con similar periodo de 2016. La cantidad producida bajo en -30,2 [%] (de 2,1 miles de Toneladas, a 1,4 miles de Toneladas, en el primer trimestre de 2017).

Viendo el comportamiento del valor de producción de cobre del primer trimestre de los últimos cuatro años vemos que después de alcanzar un máximo de 2739 [TMF]² el 2015 se fue disminuyendo hasta los 1435 [TMF] en el primer trimestre de 2017 pese a que en el último años el precio de este mineral fue subiendo. (Gráfico II-1), (COMIBOL, 2017).

² TMF = Toneladas Métricas Finas

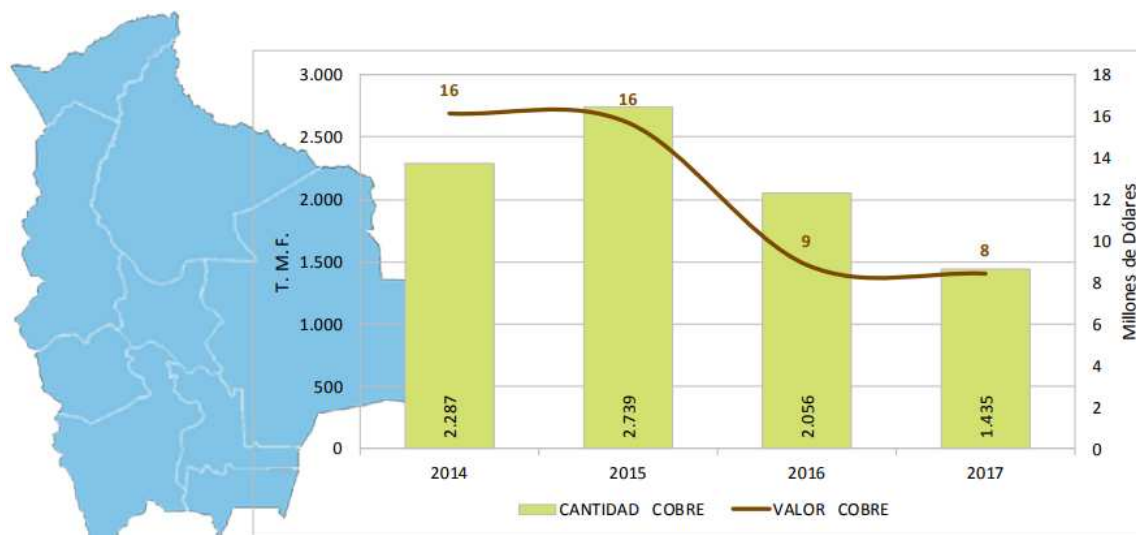


Gráfico II-1. Producción de cobre. Primer Trimestre 2014 -2017. (Cifras preliminares), (en TMF y \$us/TMF).
Fuente: Informes de Producción. COMIBOL., Emp. Met. Vinto, Min. Mediana, y Registros de Exportaciones.

II.7.1.2 Producción de cobre por departamento

En el primer trimestre de 2017, Santa Cruz es el primer productor de cobre (43%), seguido del departamento de La Paz (32%), Potosí (22%) y Oruro (3%), (COMIBOL, 2017). (Gráfico II-2, izquierda)

II.7.1.3 Producción de minerales por actores productivos mineros

En el primer trimestre de 2017, el actor productivo minero privado es el primer productor de minerales con el 82,2 [%] del total con 182792 toneladas. El valor de la producción de la Minería Privada representa el 63,6 [%] de total, con un valor de 499,5 millones de \$us. Los minerales producidos por la Minería Privada son: zinc con 254,6 millones de \$us, seguido por la producción de plata con 152,3 millones de \$us, plomo con 48,9 millones de \$us, estaño con 21,0 millones de \$us, ulexita con 8,0 millones de \$us, cobre con 5,9 millones de \$us, oro con 1,3 millones de \$us y antimonio con 3,1 millones de \$us.

La minería cooperativa continua siendo el segundo actor en importancia, produce el 14,5% de la cantidad de minerales y representa 32338 toneladas. El valor de la producción de las cooperativas mineras alcanza al 27,7% del total con un valor de 69,3 millones de \$us. El actor minero Estatal participa con un 3,2% de la cantidad producida, que representa 7170 toneladas. El valor representa el 8,7% del total con 68,0 millones de \$us. La producción de la empresa estatal realizada por Huanuni, Colquiri y Corocoro contribuyen con estaño (55 millones de \$us),

zinc (10,3 millones de \$us) y cobre (2,6 millones de \$us), (COMIBOL, 2017). (Grafico II-2, derecha).

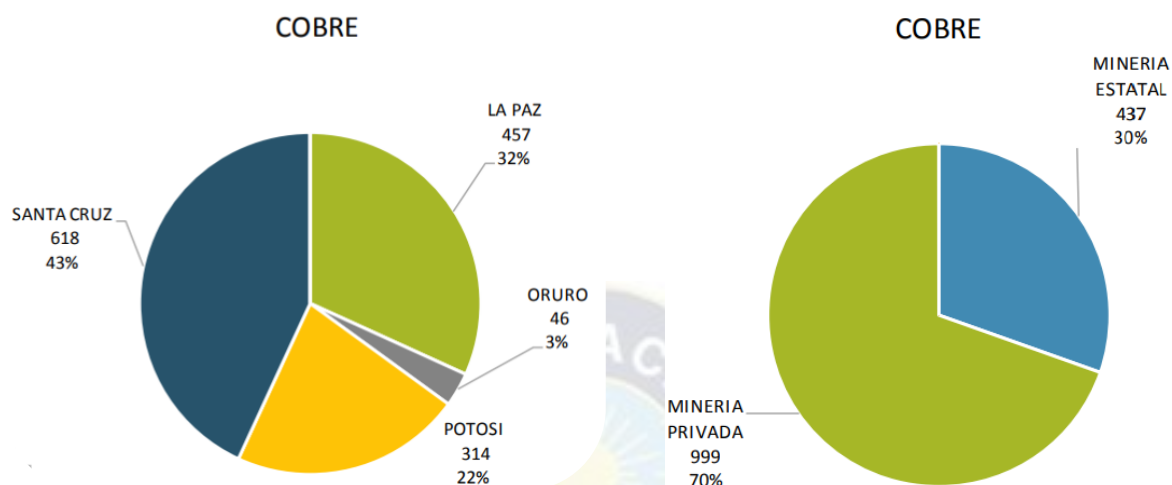


Gráfico II-2. (IZQUIERDA) Producción de cobre por departamentos. Primer trimestre 2017. (DERECHA) Producción de cobre por actores productivos mineros. Primer trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en Toneladas métricas finas). Fuente: Informes de Producción. COMIBOL., Emp. Met. Vinto, Min. Mediana, SENARECOM y Registros de Exportaciones. Elaboración: Unidad de Análisis y Política Minera. Ministerio de Minería y Metalurgia.

II.7.1.4 Exportación de cobre

En el primer trimestre de 2017 la cantidad de cobre exportado subió en 19,3% (de 1,7 a 2 miles de Toneladas métricas finas) respecto a similar periodo de 2016. El valor de exportación subió en 49% (de 7,5 a 11,2 millones de \$us en el primer trimestre de 2017). El incremento en el valor de exportación subió debido al incremento en la cantidad exportada y a la subida del precio de 26% en el mercado internacional. (Gráfico II-3)

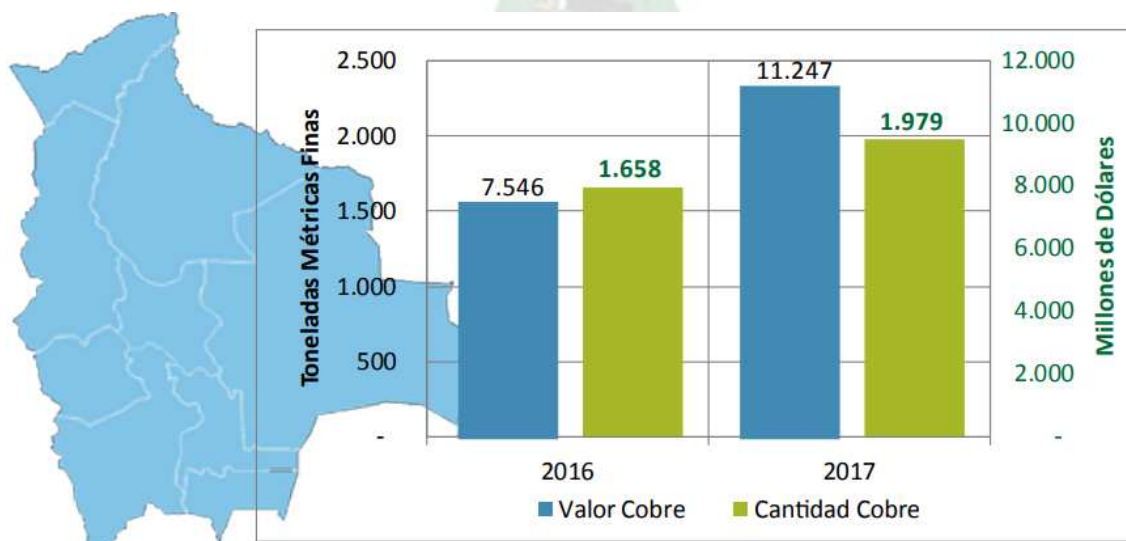


Gráfico II-3. Total exportación de cobre. Primer trimestre 2016 - 2017. (Cifras preliminares), (en TMF y millones de \$us). Fuente: SIDUNEA, Declaración única de exportación DUE's – Aduana Nacional.

En el primer trimestre de 2017, Asia fue el destino del 65,4% de las exportaciones bolivianas de minerales. El valor de esta exportación alcanza a 520,3 millones de \$us, entre los minerales más importantes están: el zinc, oro, plata, plomo, estaño y cobre (Unidad de Análisis y Política Minera. Ministerio de Minería y Metalurgia., 2017). (Grafico II-4, izquierda).

Dentro del mercado de refinados, Estados Unidos es el principal comprador de refinados de plata y estaño, también es destino importante para el oro metálico, antimonio refinado y cobre. (Gráfico II-4, derecha).

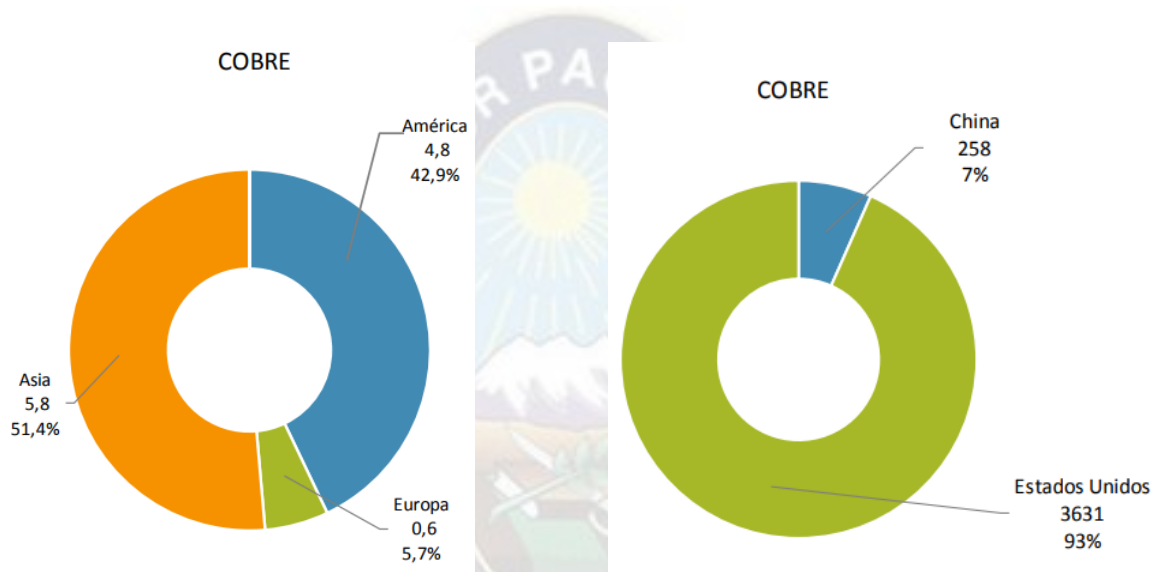


Gráfico II-4. (IZQUIERDA) Exportación de minerales según continentes. Primer trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en millones de dólares americanos y porcentaje). (DERECHA) Exportaciones de minerales refinados y aleaciones según países destinos. Primer trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en dólares americanos y porcentajes).

Fuente: Anuario estadístico y coyuntura del sector minero metalúrgico 2016.
Elaboración: Unidad de Análisis y Política Minera. Ministerio de Minería y Metalurgia.

II.7.1.5 Evolución y tendencia del precio del cobre

El precio del cobre continua subiendo, alcanzando un máximo de 2,70 \$us/LF³, en el mes de marzo de 2017. Los problemas con el personal operativo en las minas de Chile y las restricciones a las exportaciones de estaño de Indonesia han contribuido a esta subida del precio en el mercado internacional (Metal Bulletin, 2017).

³ LF = Libra fina

Las proyecciones de tipo optimistas realizadas para el precio del cobre, prevén que el precio se situó en un promedio de 2,67 en el último trimestre de 2017. En las gestiones 2018 y 2019 el precio de este mineral continuara subiendo hasta llegar a los 2,88 \$us/LF.

Las proyecciones conservadoras prevén que el precio bajara hasta 2,10 \$us/LF, en el último trimestre de la presente gestión. Para el año 2018 el precio promedio estará en 2,05 \$us/LF, y se espera una recuperación para el año 2019.

La tendencia muestra que el precio bajara hasta los 2,23 \$us/LF, en el último trimestre de 2017. En los años 2018 y 2019 el precio del cobre seguirá bajando (Metal Bulletin, 2017). (Gráfico II-5).

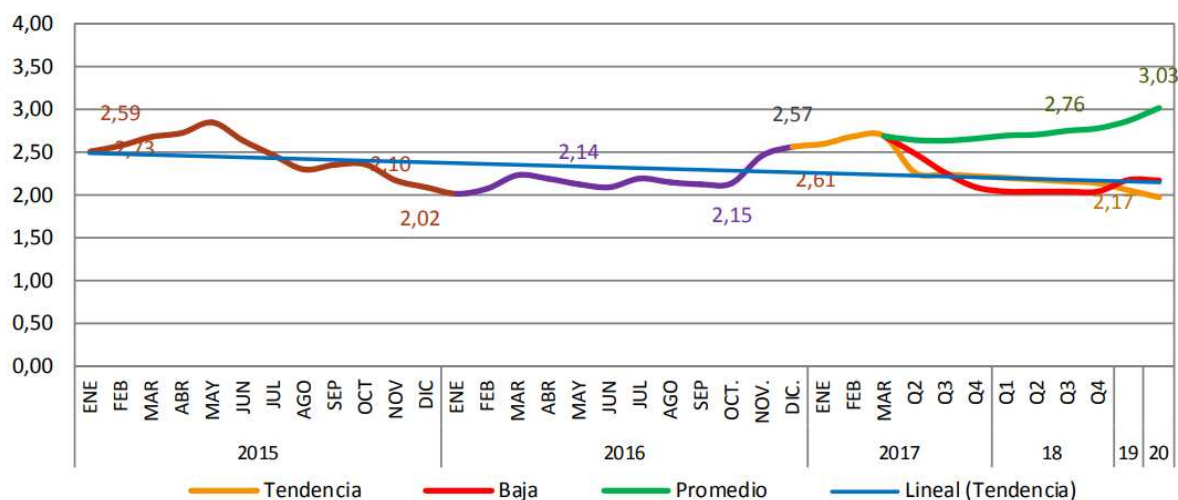


Gráfico II-5. Cobre. Evolución 2015 – Marzo/2017 y Tendencia del Precio, (en \$us/LF).

Fuente: Metal Bulletin – ME.

Elaboración: Unidad de Análisis y Política Minera – Ministerio de Minería y Metalurgia

II.7.1.6 Regalías mineras por mineral producido

La producción de zinc aporta con el 41% (15,6 millones de \$us) a la recaudación de las Regalías Mineras, seguido por la plata con el 28% (10,5 millones de \$us); Oro 13% (5 millones de \$us); Plomo con 8% (2,8 millones de \$us); Cobre con 2% (0,6 millones de \$us); ulexita con 1% (0,3 millones de \$us) y antimonio con 1% (0,27 millones de \$us), (Unidad de Análisis y Política Minera. Ministerio de Minería y Metalurgia, 2017). (Gráfico II-6).

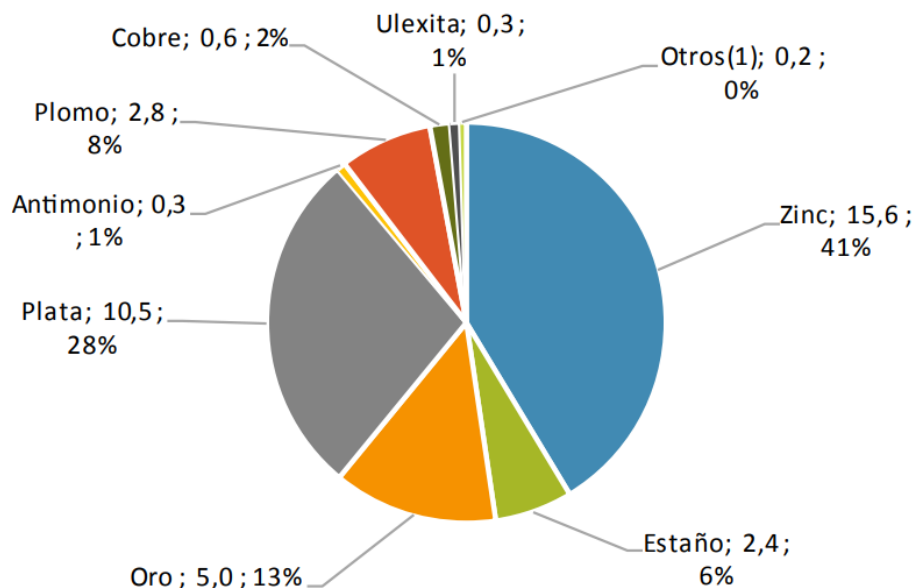


Gráfico II-6. Regalías mineras por mineral. Primer Trimestre 2017. (Cifras preliminares), (en millones de \$us y porcentaje).
 Fuente: Anuario estadístico y coyuntura del sector minero metalúrgico 2016.
 Elaboración: Unidad de Análisis y Política Minera. Ministerio de Minería y Metalurgia

II.7.2 Mercado de Sulfato de cobre pentahidratado

II.7.2.1 Sulfato de cobre pentahidratado

El sulfato de cobre pentahidratado es, genéricamente, el compuesto químico de cobre más importante a nivel industrial. Se le conoce desde épocas remotas como “vitriolo azul”. A partir de él se preparan la mayor parte de todas las demás sales de cobre usadas para fines industriales especiales: otros sulfatos, óxidos, carbonatos, cloruros y oxiclорuros (Tabilo, 2012).

Este compuesto, importante del cobre, es estable e incompatible con agentes reductores fuertes como la hidroxilamina. Comercialmente el sulfato de cobre debe cumplir con ciertas características físicas y químicas para sus diferentes aplicaciones (Camargo & Moncada, 2008).

Las formas comerciales más importantes del sulfato de cobre son:

- ✓ El sulfato de cobre anhidro, CuSO_4
- ✓ El sulfato de cobre monohidratado, $\text{CuSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$
- ✓ El sulfato de cobre pentahidratado, $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$

El sulfato de cobre pentahidratado puede cristalizar con facilidad desde soluciones acuosas, formando grandes cristales azules de estructura triclinica, o bien controlando la granulometría,

como pequeños cristales celestes conocidos como sulfato “tipo nieve”. Aplicándole calor, a los 110 [°C], pierde moléculas de agua para formar un monohidrato de color blanco verdoso y, posteriormente, a 250 [°C] la correspondiente sal anhidra, que es absolutamente blanca (Domic E. M., 2001).

II.7.2.1.1 Aplicación: Como activadores

Un activador es un reactivo que es capaz de restablecer la flotabilidad de un sulfuro que ha sido deprimido. Los dos principales activadores son: el sulfuro de sodio y el sulfato de cobre (Estudios Mineros del Peru S.A.C.).

El sulfato de cobre es universalmente empleado en las etapas de las flotaciones diferenciales de sulfuros de plomo y zinc. En la primera se flota la galena, deprimiendo la blenda con el cianuro, con el sulfato de zinc o con ambos (Estudios Mineros del Peru S.A.C.).

La blenda, una vez en las colas, es reactivada por el sulfato de cobre, volviendo a ser capaz de flotar. La presencia de cal o de carbonato de sodio no impide la operación, por lo que frecuentemente se usan a la vez, para deprimir la pirita que pueda acompañar a la blenda. Por el contrario, el empleo del sulfato de cobre con los xantatos puede ser peligroso porque se forma un xantato insoluble de cobre, que no tiene acción activadora. Para evitar este hecho, los xantatos deben agregarse en el último momento (Estudios Mineros del Peru S.A.C.).

Un ejemplo clásico de activación sería el uso del sulfato de cobre para activar la esfalerita. Este mineral no flota adecuadamente con los colectores usuales, pues el producto formado, xantato de zinc, es poco soluble en agua, por lo que se forma una buena película hidrófoba alrededor de la partícula. La flotabilidad podría incrementarse con el uso de grandes cantidades de xantatos de cadena larga, pero mejor solución reside en el uso del sulfato de cobre, rápidamente soluble en agua. Esta disolución genera iones de cobre llevándose a cabo la actividad por la formación de moléculas de sulfuros de cobre en la superficie del mineral las cuales reaccionan con los xantatos para formar xantatos de cobre insolubles, que confieren a la esfalerita el carácter hidrófobo. Por extensión, los sulfatos de cobre también mejoran la flotabilidad de otras fases minerales como la galena, pirita y calcina (Estudios Mineros del Peru S.A.C.).

II.7.2.2 Análisis de exportación e importaciones

Los datos obtenidos en la Tabla II-3, representan Cifras del Comercio Exterior Boliviano 2014 – 2016, de exportaciones e importaciones de sulfato de cobre en Bolivia.

EXPORTACIONES E IMPORTACIONES DE SULFATO DE COBRE EN BOLIVIA 2014 – 2016				
Bolivia: Exportaciones por la vía Villazón - La Quiaca, según principales productos Gestión 2014 (datos preliminares) (en kilos brutos y dólares estadounidenses)				
Nandina	Producto	Volumen	Valor	%s/Valor
2833250000	Sulfatos de cobre	389778	966560	7,6
Bolivia: Importaciones por la vía Antofagasta - Ollague - Uyuni según principales productos Gestión 2014 (datos preliminares) (en kilos brutos y dólares estadounidenses)				
Nandina	Producto	Volumen	Valor	%s/Valor
2833250000	Sulfato de cobre	2376719	5553889	4,46
Bolivia: Exportaciones por la vía Villazón - La Quiaca, según principales productos Gestión 2015 (datos preliminares) (en kilos brutos y dólares estadounidenses)				
Nandina	Producto	Volumen	Valor	%s/Valor
2833250000	Sulfatos de cobre	222444	552800	5,64
Bolivia: Exportaciones por la vía Villazón - La Quiaca, según principales productos Gestión 2016 (datos preliminares) (en kilos brutos y dólares estadounidenses)				
Nandina	Producto	Volumen	Valor	%s/Valor
2833250000	Sulfato de cobre	28056	70000	3,98
Bolivia: Importaciones por la vía Antofagasta - Ollague - Uyuni según principales productos Gestión 2016 (datos preliminares) (en kilos brutos y dólares estadounidenses)				
Nandina	Producto	Volumen	Valor	%s/Valor
2833250000	Sulfato de cobre	2304515	3732797	6,18

Tabla II-3. Cifras del comercio exterior boliviano para Sulfato de Cobre.
Fuente: IBCE. Cifras del comercio exterior Boliviano, Gestión 2014, 2015, 2016

El Grafico II-7, cifras del comercio exterior boliviano para Sulfato de Cobre, muestran una caída en el volumen de exportaciones, y el volumen en las importaciones (Grafico II-8) casi se mantiene constante en el periodo de años 2014-2016, con una pendiente negativa en su valor en ambos casos (IBCE, 2017).

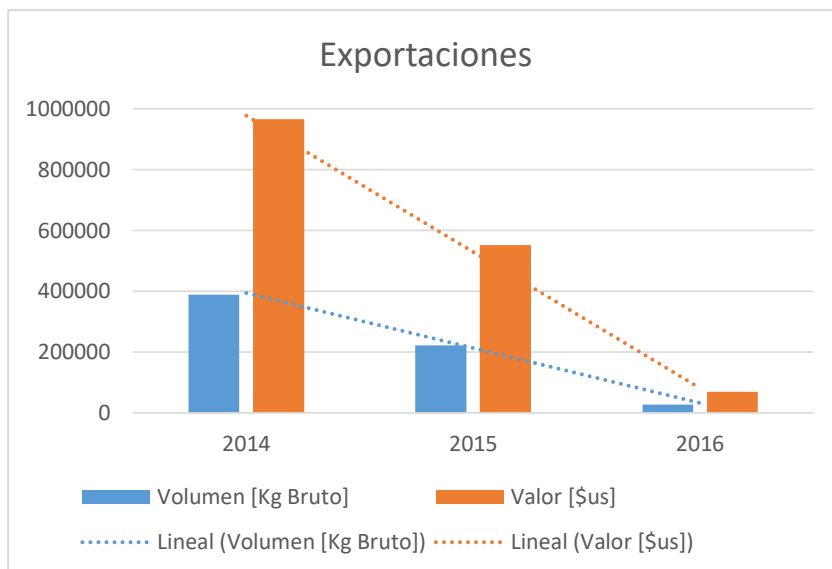


Gráfico II-7. Cifras del comercio exterior boliviano para Sulfato de Cobre. Exportaciones.
Fuente: IBCE. Cifras del comercio exterior Boliviano, Gestión 2014, 2015, 2016.

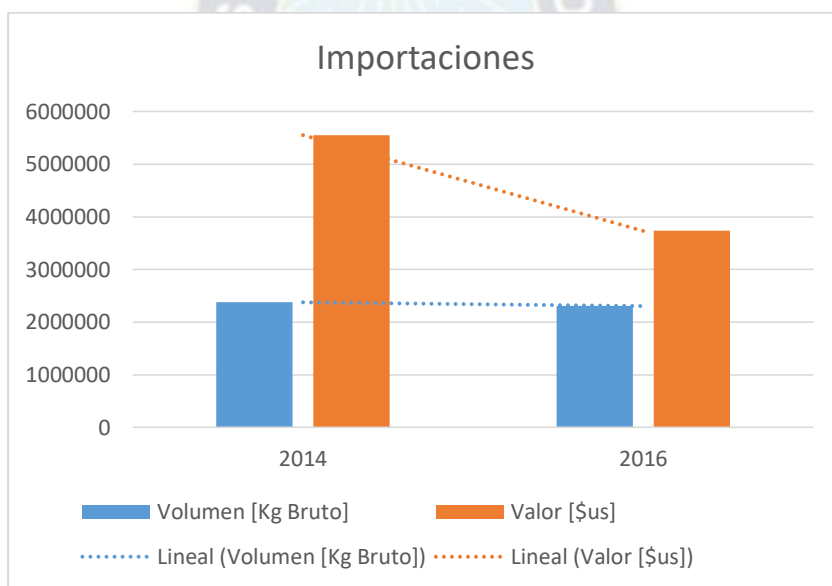


Gráfico II-8. Cifras del comercio exterior boliviano para Sulfato de Cobre. Importaciones.
Fuente: IBCE. Cifras del comercio exterior Boliviano, Gestión 2014, 2015, 2016.

Los datos de la Federación de Empresarios Privados de Oruro (FEPO) muestran que el kilo de sulfato de cobre de producción nacional cuesta 15 [Bs], mientras que el del mercado exterior llega a 12 [Bs], sin tomar en cuenta el impuesto y otros gastos, es así que el costo de venta del sulfato de cobre pentahidratado en el mercado nacional es de 3,47 [\$us/Kg].

CAPITULO III

METODOLOGÍA

III Metodología

III.1 Proceso productivo

Para la selección del proceso productivo se tomó los parámetros aplicados en la UNITED STATES PATENT – 4,017,309 – Apr. 12,1977, “Thin Layer Leaching Method”, y su aplicación en el Proyecto “Lo Aguirre” en Chile, además de proyectos ya diseñados y sus actualizaciones con metodologías similares a lo buscado.

La obtención de la sal orgánica, Sulfato de cobre pentahidratado, es casi similar y sólo con pocas variantes, a la producción de cátodos de cobre.

Mediante un análisis comparativo, en función de una de las etapas más importantes del proceso (LX), además de los parámetros de la bibliografía citada con anterioridad se percibió la selección del proceso óptimo para el proyecto (Tabla III-1):

COMPARACION SIMPLIFICADA DE LOS DISTINTOS MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN EN SU APLICACIÓN AL CASO DE LOS MINERALES DE COBRE				
Rangos de aplicación y resultados	MÉTODOS ALTERNATIVOS DE LIXIVIACION			
	En botaderos	En pilas TL	Por percolación	Por agitación
Ley de los minerales	Muy bajas leyes	Leyes bajas a medias	Leyes medias a altas	Leyes más bien altas
Tonelaje tratado [T/día]	Solo grandes tonelajes	Amplio: grande a pequeño	Esta limitado, por instalaciones existentes, no es flexible	Limitado por molienda
Inversiones de capital	Menores	Medianas	Media a alta	Más bien altas
Granulometría	Tal como sale de la mina	Chancado hasta muy fino	Chancado medio a fino	Molienda fina en húmedo
Recuperaciones típicas	40 a 60%	70 a 85%	70 a 85%	80 a 95%
Tiempos de tratamiento	De 1 a varios años	De 1 a varios meses	De 1 a 2 semanas	De 6 a 24 horas
Calidad de soluciones	Diluidas (1 a 2 [g/l])	Diluidas a medias (2 a 7 [g/l])	Medias a concentradas (10 a 20 [g/l])	Medianas (5 a 15 [g/l])

COMPARACION SIMPLIFICADA DE LOS DISTINTOS MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN EN SU APLICACIÓN AL CASO DE LOS MINERALES DE COBRE (Continuación)

Problemas principales en su aplicación	<ul style="list-style-type: none"> -Recuperación incompleta. -Reprecipitación de Fe y Cu. -Canalizaciones. -Perdidas de evaporación. -Perdidas por infiltración. -Soluciones diluidas. 	<ul style="list-style-type: none"> -Recuperación, función del tipo de mineralogía. -Requiere de grandes áreas. -Canalizaciones. -Reprecipitación por pH. -Evaporación puede ser alta. 	<ul style="list-style-type: none"> -Bloqueo por finos/arcillas. -Mayor inversión inicial. -Manejo de materiales. -Necesidad de control permanente y continuo. -Personal debe estar bien capacitado. 	<ul style="list-style-type: none"> -Molienda es cara. -Lavado o filtrado en contracorriente. -Tranque de relaves. -Inversión es alta. -Suele requerir más agua. -Control sofisticado: proceso es rápido.
---	--	--	--	--

Tabla III-1. Comparación simplificada de los distintos métodos de lixiviación en su aplicación al caso de los minerales de cobre.

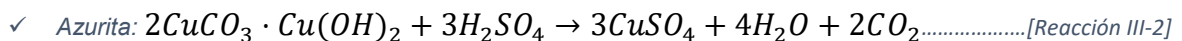
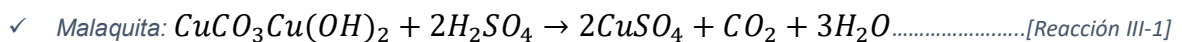
Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

Se realizó la selección del proceso por Lixiviación TL, ya que los antecedentes muestran una inversión media, además de que la recuperación es función a la especie mineralógica a tratar y la calidad de las soluciones diluidas es de 2 a 7 [g/l], comparado con procesos similares reúne las características buscadas para obtener el producto.

III.1.1 Reacciones del proceso

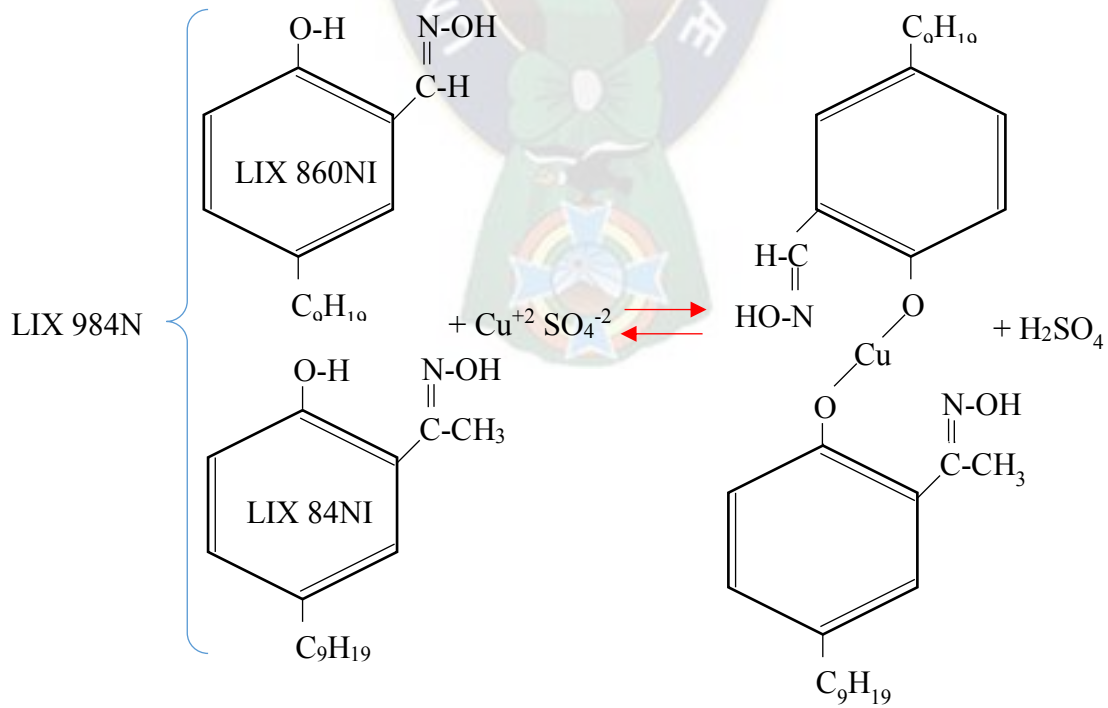
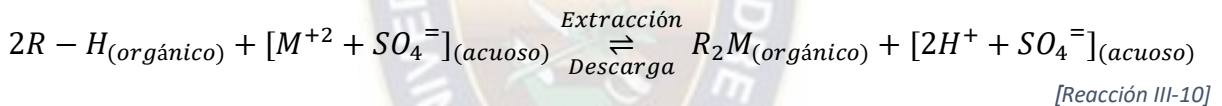
La producción de sulfato de cobre pentahidratado se efectúa mediante un proceso hidrometalúrgico, que consiste en un acondicionamiento previo del mineral para proceder con la lixiviación con ácido sulfúrico, donde se espera las reacciones de cada componente del mineral de cobre (COGNIS, 2017).

Estas reacciones (Reacción III-1 – Reacción III-9) permitieron predecir los balances de materia en la etapa de Lixiviación, consiguientemente la cantidad de mineral de cobre a emplear como materia prima:



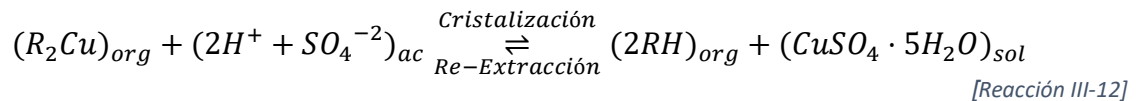
- ✓ *Crisocola*: $CuSiO_3 \cdot nH_2O + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + SiO_2 + (n + 1)H_2O$ [Reacción III-3]
- ✓ *Cuprita*: $Cu_2O + H_2SO_4 + Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow 2CuSO_4 + H_2O + 2FeSO_4$[Reacción III-4]
- ✓ *Tenorita*: $CuO + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + H_2O$[Reacción III-5]
- ✓ *Brochantita*: $Cu_4(OH)_6SO_4 + 3H_2SO_4 \rightarrow 4CuSO_4 + 6H_2O$[Reacción III-6]
- ✓ *Cobre nativo*: $Cu^0 + H_2SO_4 + \frac{1}{2} O_2 \rightarrow CuSO_4 + H_2O$ [Reacción III-7]
 $Cu^0 + Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow CuSO_4 + 2FeSO_4$
- ✓ *Calcosina*: $Cu_2S + 2Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow S + 2CuSO_4 + 4FeSO_4$[Reacción III-8]
- ✓ *Covelita*: $CuS + Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow CuSO_4 + 2FeSO_4 + S^0$[Reacción III-9]

La solución obtenida en la etapa de Lixiviación pasa al proceso de extracción por solventes, conjuntamente con una solución orgánica que extrae el metal de cobre en un circuito cerrado. La reacción principal de esta etapa (Reacción III-10; Reacción III-11), donde R representa al reactivo selectivo de cobre LIX 984N, posibilitaron determinar la concentración de cobre en la solución refinada, así como las cantidades a emplear de materia prima (solución orgánica).



[Reacción III-11] (Alfaro R. , 2000)

La solución obtenida pasa a la etapa de Cristalización, hasta que la solución acuosa haya alcanzado una concentración superior a la saturación, para que posteriormente sea factible la cristalización del sulfato de cobre. La reacción (Reacción III-12) involucrada en la etapa de re-extracción – cristalización, nos permitió verificar la cantidad de cristales obtenidos y así mismo determinar la cantidad de solución orgánica y solución acuosa recuperada:



III.2 Etapas de proceso

III.2.1 Caracterización de la materia prima

Los datos tomados se relacionan con el Proyecto de Grado: Quispe, O. F., & Chapi, Y. Q. (2012), “Selección, Diseño y Escalamiento de un Reactor para la Producción de Sulfato de Cobre”, UMSA, Facultad de Ingeniería, Ingeniería Química, La Paz - Bolivia. El proyecto identifica la materia prima y tiene los posibles lugares de aprovisionamiento de la misma, procede a determinar la forma de transformación del mineral de cobre en el producto a obtenerse, posteriormente un estudio en profundidad de los reactores tanque-agitación dan el escalonamiento de reactores, describiendo los pasos a seguir para lograr escalar un reactor.

A partir de esta caracterización se determinó los componentes del mineral de cobre y se verifico las reacciones establecidas para los balances de materia.

III.2.2 Etapa de chancado

Las ecuaciones citadas a continuación (Ecuación III-1 – Ecuación III-13) permitieron determinar el dimensionamiento geométrico y características generales de todos los elementos que componen la línea productiva de la etapa de chancado.

III.2.2.1 Dimensionamiento Geométrico

III.2.2.1.1 Tolva de gruesos y Tolva de finos

Los elementos y características en el diseño de tolvas (Cóndor, 2015) de gruesos y tolva de finos corresponde a:

Angulo de Reposo: ($\alpha = \text{Angulo Reposo}$)

Se estima formando un montón con la muestra representativa, dejando caer la misma desde una altura determinada sin ejercer presión sobre la carga, el ángulo que forma sobre el piso el talud representa el ángulo de reposo.

Inclinación de caída de la tolva: ($\beta = \text{Inclinacion de Caída}$)

Permite que el mineral fluya, es aproximadamente 15° más que el ángulo de reposo:

$$\beta = \alpha + 15^\circ \dots\dots\dots [\text{Ec. III-1}]$$

Volumen de la tolva: ($V_{tolva} = \text{Volumen De La Tolva}$)

El volumen de la tolva de gruesos (Figura III-1, Izquierda) resulta de la suma del volumen del paralelepípedo más el volumen de la pirámide invertida:

$$V_{tolva} = V_{Paralelepipedo} + V_{Piramide} \dots\dots\dots [\text{Ec. III-2}]$$

$$V_{Paralelepipedo} = L \cdot b \cdot c = A_1 \cdot h \dots\dots\dots [\text{Ec. III-3}]$$

$$V_{Piramide} = \frac{1}{3} \cdot h(A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 \cdot A_2}) \dots\dots\dots [\text{Ec. III-4}]$$

Por descarga del mineral se asume que el largo es cuatro veces el ancho en la parte superior de la tolva:

$$c = 4L \dots\dots\dots [\text{Ec. III-5}]$$

El volumen de la tolva de finos (Figura III-1, Derecha) resulta de la suma del volumen del cilindro más el volumen del cono truncado:

$$V_{tolva} = V_{Cilindro} + V_{Cono Truncado} \dots\dots\dots [\text{Ec. III-6}]$$

$$V_{Cilindro} = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot b}{4} \dots\dots\dots [\text{Ec. III-7}]$$

$$V_{ConoTruncado} = \frac{1}{12} \pi \cdot h(D^2 + d^2 + D \cdot d) \dots\dots\dots [\text{Ec. III-8}]$$

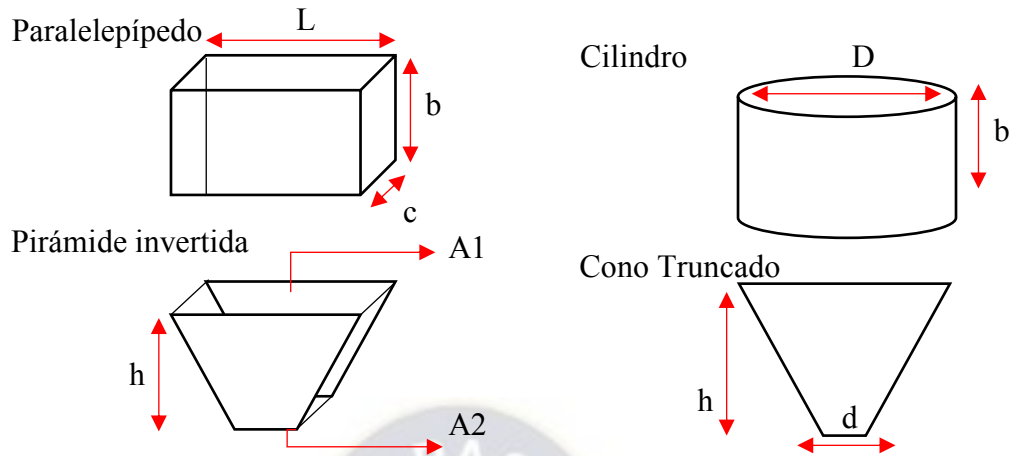


Figura III-1. Dimensionamiento de la Tolva de Gruesos (Izquierda), y Tolva de Finos (Derecha)

En términos de espacio inútil, el cual corresponde a un parámetro exclusivo de diseño, se toma como si la tolva fuera un paralelepípedo, el volumen inútil representa el espacio vacío que no tiene nada de mineral, se encuentra en un rango de 15 – 30 [%], la ecuación resultante está también en función de V_t (Volumen total), que es la representación de la tolva de gruesos en forma de paralelepípedo y en forma de cilindro para la tolva de finos:

$$V_{tolva} = (1 - E) \cdot V_t \dots \dots \dots [Ec. III-9]$$

Además considerando la recepción de un volumen determinado de mineral, se tiene:

$$V_{tolva} = V_{mineral} \dots \dots \dots [Ec. III-10]$$

Densidad Corregida: ($\rho_c = \text{Densidad Corregida}$)

La densidad corregida involucra el factor de espacios vacíos (FEV), se considera 40% para tolvas de gruesos y 20% para tolvas de finos (Córdor, 2015):

$$\rho_c = (1 - FEV) \cdot \rho_m \dots \dots \dots [Ec. III-11]$$

Donde:

$$\rho_c = \text{Densidad Corregida} [T / m^3]$$

FEV = Factor de Espacios Vacíos

$$\rho_m = \text{Densidad de Mineral} [T / m^3]$$

Capacidad de Tolva: ($T = \text{Capacidad De Tolva}$)

La capacidad de la tolva se puede calcular tomando en cuenta la densidad corregida, en toneladas húmedas, y además del porcentaje de humedad para toneladas secas:

$$T = V \cdot \rho_c \dots\dots\dots [\text{Ec. III-12}]$$

$$T = V \cdot \rho_c \cdot \frac{100 - \% \text{Humedad}}{100} \dots\dots\dots [\text{Ec. III-13}]$$

Donde:

$$T = \text{Capacidad} [T]$$

$$V = \text{Volumen de Tolva} [m^3]$$

$$\rho_c = \text{Densidad Corregida} [T / m^3]$$

III.2.2.1.2 Harneros

Para el cálculo de los elementos de un harnero, se debe disponer de ciertos datos: densidad del mineral, tamaño máximo en la alimentación, distribución granulométrica, forma de la partícula, humedad, presencia o no de materiales arcillosos y temperatura.

III.2.2.1.3 Chancadores

La selección de los equipos chancadores, se realiza en función del triturador estándar más utilizado, la capacidad manejada y el diseño que relaciona la etapa de chancado con el producto. El balance de materia permite la selección por capacidad y la etapa previa de harneo, por tamaño de alimentación.

III.2.3 Etapa de Aglomeración y Curado

Las ecuaciones presentadas a continuación (Ecuación III-14 – Ecuación III-22) posibilitaron determinar el dimensionamiento geométrico y características generales del tambor aglomerador que compone etapa de aglomeración y curado.

El dimensionamiento de un tambor aglomerador debe cumplir rangos de valores adecuados (Tabla III-2) para lograr aglomerados con características óptimas para lixiviación.

ETAPA DE AGLOMERACION Y CURADO	
Humedad del aglomerado [%]	7 – 12
Agregado de Ácido Sulfúrico al tambor [%]	70 – 80
Dosificación de Acido Promedio [Kg/T.min]	35
Dosificación de Agua Promedio [Kg/T.min]	65 – 85
Tiempo de residencia [min]	1 – 3
Porcentaje de volumen útil [%]	25 – 40
Inclinación del tambor [°]	3 – 7
Giro del Tambor [rpm]	5 – 12
Giro del Tambor [%Velocidad Crítica]	20 – 40
Razón Longitud/Diámetro	2 – 5
Tiempo de curado [h]	12 – 48

Tabla III-2. Intervalos recomendados para Aglomeración.

Fuente: CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, "Procesos Hidrometalúrgicos – Aglomeración"

III.2.3.1 Dimensionamiento Geométrico del Tambor Aglomerador

Para el dimensionamiento geométrico (UPV, 2016) el esquema (Figura III-2) es el siguiente:

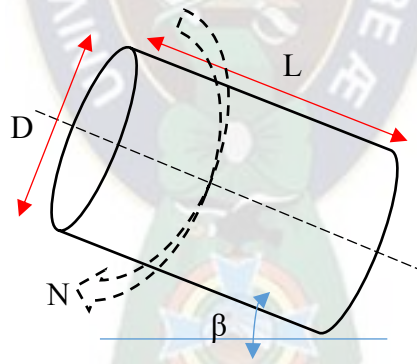


Figura III-2. Parámetros de dimensionamiento geométrico de un Tambor Aglomerador

Volumen del tambor Aglomerador: ($V = \text{Volumen Interno Tambor}$)

Corresponde a la figura de un cilindro, para el dimensionamiento se hace uso de los siguientes parámetros:

$$W = F \cdot t_r \dots \dots \dots [Ec. III-14]$$

$$V_m = \frac{W}{\rho} \dots \dots \dots [Ec. III-15]$$

$$V = \frac{V_m}{J} \dots \dots \dots [Ec. III-16]$$

$$L = R \cdot D \dots \dots \dots [Ec. III-17]$$

Donde:

$F = Alimentacion Tambor [T / h]$

$t_r = Tiempo Residencia [h]$

$W = Peso Aglomerado En Tambor [T]$

$\rho = Densidad Mineral [T / m^3]$

$V_m = Volumen Aglomerado En Tambor [m^3]$

$J = Fraccion Volumen Interno Util$

$V = Volumen Interno Tambor [m^3]$

$R = L / D = Razon Longitud / Diametro$

Tomando en cuenta la forma del tambor:

$$V = \frac{\pi}{4} \cdot D^2 \cdot L \dots \dots \dots [Ec. III-18]$$

Diámetro del Tambor: ($D = Diametro Del Tambor$)

Corresponde a una relación del volumen interno del tambor y la razón de longitud/diámetro:

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V}{\pi \cdot R}} \dots \dots \dots [Ec. III-19]$$

Velocidad crítica de rotación: ($N_c = Velocidad Critica Rotacion$)

$$N_c = \frac{60}{\pi} \cdot \sqrt{\frac{g}{2D}} \dots \dots \dots [Ec. III-20]$$

Velocidad de rotación: ($N = Velocidad Rotacion$)

Para lograr una mejor aglomeración del mineral, la velocidad de giro del tambor rotatorio se encuentra en un rango de 20 – 40 [%] de la velocidad crítica de rotación:

$$N = N_c \cdot \frac{\%N_c}{100} \dots \dots \dots [Ec. III-21]$$

Angulo de inclinación del tambor: ($\beta = \text{Angulo Inclinacion Tambor}$)

El ángulo de inclinación del tambor es función del tiempo de residencia, velocidad de giro, longitud, diámetro del tambor, además de un factor de diseño: $C_o = 0.5$ (UPV, 2016).

$$t_r = \frac{L}{D \cdot \text{tg} \beta} \left(0.639 \cdot \sqrt{\frac{D}{2 \cdot \cos \beta} + \frac{15}{N}} \right) \cdot C_o \dots \dots \dots [\text{Ec. III-22}]$$

III.2.4 Etapa de Lixiviación

Las ecuaciones citadas a continuación (Ecuación III-23 – Ecuación III-46) permitieron determinar el dimensionamiento geométrico, las tablas y figuras mostradas son características generales de todos los elementos que componen la línea productiva en la etapa de Lixiviación.

III.2.4.1 Dimensionamiento Geométrico

III.2.4.1.1 Configuración de la pila de lixiviación

El dimensionamiento de la configuración de la pila de lixiviación se ilustra en el siguiente esquema (Figura III-3):

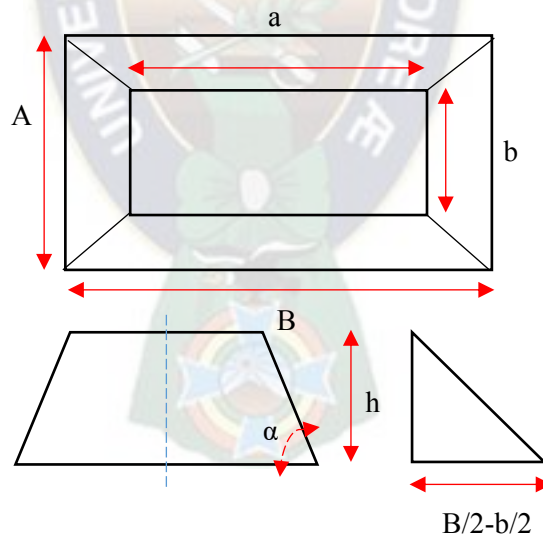


Figura III-3. Parámetros de dimensionamiento para la configuración de la Pila de Lixiviación

Volumen de la Pila: ($V = \text{Volumen Pila}$)

La forma se asemeja a una pirámide truncada, el volumen resulta:

$$V = \frac{h}{3} \cdot (A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 \cdot A_2}) \dots \dots \dots [\text{Ec. III-23}]$$

Donde:

$$A_1 = \text{Area Mayor} = AB$$

$$A_2 = \text{Area Menor} = ab$$

Además, con la geometría de la pirámide se obtiene otras relaciones:

$$B = nA \dots \dots \dots [\text{Ec. III-24}]$$

$$a = A - \frac{2h}{\tan \alpha} \dots \dots \dots [\text{Ec. III-25}]$$

$$b = B - \frac{2h}{\tan \alpha} \dots \dots \dots [\text{Ec. III-26}]$$

III.2.4.1.2 Preparación del terreno

Las dimensiones recomendadas (Tabla III-3) para las capas de terreno (Espinace, 2006) son:

ETAPA DE LIXIVIACIÓN: PREPARACIÓN DEL TERRENO	
Espesor de la capa de arcilla compactada [cm]	10 – 15
Espesor de la capa de Geomembrana [mm]	1 – 2
Espesor de la capa de material fino [cm]	10 – 15
Inclinación de la base [%]	1 – 8
Espacio libre entre el del mineral y el anclaje [m]	3 – 5

Tabla III-3. Intervalos recomendados para la preparación del terreno.

Fuente: Espinace R, "Estudio Geotécnico para el diseño de pilas de lixiviación y depósito de ripios, Planta ENAMI EL SALADO", Valparaíso (2006).

Área de Impermeabilización: ($A_{\text{impermeabilización}} = \text{Area Impermeabilización}$)

Las dimensiones de la estructura de impermeabilización corresponde a:

$$A_{\text{impermeabilización}} = (A + n) \cdot (B + n) \dots \dots \dots [\text{Ec. III-27}]$$

Donde:

$A = \text{Largo De Pila De Lixiviación}$

$B = \text{Ancho De Pila De Lixiviación}$

$n = \text{Espacio Libre Entre Mineral Y Anclaje} (3 - 5 [m])$

III.2.4.1.3 Sistema de riego

El sistema de riego debe ser manejado cuidadosamente para evitar el derrumbe de la pila, los parámetros recomendados (Tabla III-4), (CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, 2000), se presentan a continuación:

ETAPA DE LIXIVIACIÓN: SISTEMA DE RIEGO	
Tasa de riego [l/h/m ²]	20
Velocidad de riego [m/s]	1,3

Tabla III-4. Intervalos recomendados para el sistema de riego

Fuente: CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, "Procesos Hidrometalúrgicos – Lixiviación".

Caudal de Riego: ($Q_R = \text{Caudal De Riego}$)

El caudal de riego está dado por:

$$Q_R = T_R \cdot A_R \dots \dots \dots [\text{Ec. III-28}]$$

Donde:

$$T_R = \text{Tasa Riego} [l / h \cdot m^2]$$

$$A_R = \text{Area Riego} [m^2]$$

Diámetro de Ducto de Riego: ($D_{ducto} = \text{Diámetro Ducto De Riego}$)

El diámetro del ducto de riego, viene dado por:

$$D_{ducto} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_R}{\pi \cdot v_R}} \dots \dots \dots [\text{Ec. III-29}]$$

Donde:

$$Q_R = \text{Caudal Riego} [m^3 / s]$$

$$v_R = \text{Velocidad Riego} [m / s]$$

Líneas de Riego: ($N_L = \text{Numero Lineas}$)

El número de líneas de riego a instalarse es función del alcance del aspersor:

$$N_L = \frac{B}{d_A} \dots \dots \dots [\text{Ec. III-30}]$$

Donde:

$$B = \text{Ancho Pila} [m]$$

$$d_A = \text{Alcance Aspensor} [m]$$

Caudal por líneas: ($Q_L = \text{Caudal Línea}$)

El caudal por línea es función del caudal del ducto de riego y el número de líneas de riego:

$$Q_L = \frac{Q_R}{N_L} \dots\dots\dots [Ec. III-31]$$

Donde:

$$Q_L = \text{Caudal Línea} [m^3 / h]$$

$$Q_R = \text{Caudal Riego} [m^3 / h]$$

Diámetro de la Línea de Riego: ($D_{Línea} = \text{Diámetro Línea De Riego}$)

Los ductos por líneas, se unen al ducto matriz, que tiene como función distribuir la solución de regadío hacia los aspersores que se encuentran sobre la pila. El diámetro del conducto de la línea de riego, está dado por:

$$D_{Línea} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_L}{\pi \cdot v_R}} \dots\dots\dots [Ec. III-32]$$

Donde:

$$Q_L = \text{Caudal Línea} [m^3 / s]$$

$$v_R = \text{Velocidad Riego} [m / s]$$

Número de Aspersores: ($N_A = \text{Numero Aspersores}$)

La cantidad de aspersores a utilizar es una relación de áreas, de riego y alcance del aspensor:

$$N_A = \frac{A_R}{A_{aspensor}} \dots\dots\dots [Ec. III-33]$$

Donde:

$$A_R = \text{Area Riego} [m^2]$$

$$A_{aspensor} = \text{Area Alcance Aspensor} [m^2]$$

Además, el área de alcance del aspensor, es función del radio de alcance del mismo:

$$A_{\text{aspersor}} = \Pi \cdot r_{\text{alcance}}^2 \dots\dots\dots[\text{Ec. III-34}]$$

Aspersores por línea: ($N_{AL} = \text{Aspersores Por Linea}$)

La cantidad de aspersores por línea, está dado por:

$$N_{AL} = \frac{\text{Numero Aspersores}}{\text{Numero Lineas}} \dots\dots\dots[\text{Ec. III-35}]$$

III.2.4.1.4 Sistema de Drenaje

Los intervalos recomendados (Tabla III-5) de los parámetros más importantes para el sistema de drenaje están tabulados (CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, 2000) a continuación:

ETAPA DE LIXIVIACIÓN: SISTEMA DE DRENAJE	
%Recolección	60 – 70
Velocidad de Drenaje [m/s]	1,0 – 1,5
Separación de Líneas [m]	1 – 2

*Tabla III-5. Intervalos recomendados para el sistema de drenaje.
Fuente: CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, "Procesos Hidrometalúrgicos – Lixiviación".*

Número de Ductos de drenaje: ($N_D = \text{Numero Ductos}$)

El número de ductos está dado por:

$$N_D = \frac{B}{S_{\text{Linea}}} \dots\dots\dots[\text{Ec. III-36}]$$

Donde:

$$B = \text{Ancho Pila [m]}$$

$$S_{\text{Linea}} = \text{Separacion Linea [m]}$$

Caudal total de salida: ($Q_S = \text{Caudal De Salida}$)

El caudal de salida total de los ductos de drenaje viene dado por:

$$Q_S = Q_R \cdot \frac{\%Recoleccion}{100} \dots\dots\dots[\text{Ec. III-37}]$$

Donde:

$$Q_R = \text{Caudal Riego} [m^3 / h]$$

$$\% \text{Recoleccion} = \text{Porcentaje De Recoleccion} (60 - 70\%)$$

Caudal por ducto de drenaje: ($Q_D = \text{Caudal Por Ducto}$)

El caudal de salida de cada ducto instalado en el sistema de drenaje, está dado por:

$$Q_D = \frac{Q_s}{\text{Numero Ductos}} \dots\dots\dots [\text{Ec. III-38}]$$

Donde:

$$Q_D = \text{Caudal Por Ducto} [m^3 / h]$$

$$Q_s = \text{Caudal Salida} [m^3 / h]$$

Diámetro del ducto de drenaje: ($D_{ducto} = \text{Diámetro Del Ducto}$)

El diámetro del ducto de drenaje está dado por:

$$D_{ducto} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_D}{\pi \cdot v_D}} \dots\dots\dots [\text{Ec. III-39}]$$

Donde:

$$Q_D = \text{Caudal Por Ducto} [m^3 / s]$$

$$v_D = \text{Velocidad Por Ducto} [m / s]$$

Canaletas de recolección:

La pendiente característica de la canaleta es del orden 0.5 -1% hacia el punto de recolección, se encuentra ubicada a 0.5 metros de la pila, al costado de la misma (CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, 2000) Está dado por:

$$K = \frac{nQ \cdot N}{\sqrt{m \cdot a}^{8/3}} \dots\dots\dots [\text{Ec. III-40}]$$

Donde:

$K = \text{Factor de Diseño} (= 0.35)$

$Q = \text{Caudal Drenaje} [m^3 / s]$

$N = \text{Coeficiente Rugosidad De Canaletas} (= 0.015)$

$n = \text{Coeficiente Para Canaletas} (= 2)$

$m = \text{Pendiente Característica} (0.5 - 1\%)$

$a = \text{base de Canaleta} [m]$

Para la altura de la canaleta:

$$a = 2b \dots \dots \dots [Ec. III-41]$$

Donde:

$b = \text{Altura de Canaleta} [m]$

Volumen de recepción del estanque: ($V_E = \text{Volumen Del Estanque}$)

El volumen de recepción del estanque, es igual al caudal es riego de que se sumista en la pila:

$$V_E = Q_R \dots \dots \dots [Ec. III-42]$$

Donde:

$Q_R = \text{Caudal De Riego} [m^3 / dia]$

Dimensiones del estanque:

Las dimensiones del estanque tronco-piramidal invertido de base cuadrada tiene la inclinación de las paredes laterales en un ángulo de 45° (CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, 2000), está dado por:

$$L = 0.840 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_E}{0.083}} \dots \dots \dots [Ec. III-43]$$

$$I = 0.454 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_E}{0.083}} \dots \dots \dots [Ec. III-44]$$

$$H = 0.193 \cdot \sqrt[3]{\frac{V_E}{0.083}} \dots \dots \dots [Ec. III-45]$$

Donde:

$$V_E = \text{Volumen Del Estanque} [m^3]$$

$$L = \text{Longitud De La Base Tronco} [m]$$

$$I = \text{Longitud De La Corona Tronco} [m]$$

$$H = \text{Altura Del Tronco} [m]$$

Superficie de Revestimiento: ($S = \text{Superficie De Revestimiento}$)

La superficie de revestimiento, está dado por:

$$S = \sqrt[3]{\left(\frac{V_E}{0.083}\right)^2 + \%Anclajes} \dots\dots\dots [Ec. III-46]$$

Donde:

$$S = \text{Superficie De Revestimiento} [m^2]$$

$$V_E = \text{Volumen Ocupado Por El Estanque} [m^3]$$

$$\%Anclajes = \text{Porcentaje De Anclajes} (= 20\%)$$

III.2.5 Etapa de Extracción por Solventes

Las ecuaciones presentadas a continuación (Ecuación III-47 – Ecuación III-59) permitieron determinar el dimensionamiento geométrico, las tablas figuras expuestas son características típicas de todos los elementos que componen la línea productiva de la etapa de extracción.

III.2.5.1 Diagrama de McCabe Thiele (Isocalc®TM)

El programa utilizado para determinar el diagrama McCabe Thiele se denomina Isocalc®TM, ha sido desarrollado por Cognis Group para proporcionar una herramienta rápida y exacta de simulación de procesos de extracción por solventes de cobre que involucre lixiviación con ácido sulfúrico seguida de extracción de tipo oxima fenólica (Cognis Group, 2008).

Esta herramienta permitió construir los diagramas de McCabe-Thiele.

III.2.5.2 Dimensionamiento del Mezclador

Los intervalos de valores de parámetros generales de diseño del mezclador (Tabla III-6), (COGNIS, 2017), son:

ETAPA DE EXTRACCION POR SOLVENTES: MEZCLADOR	
MEZCLADOR	
Tiempo de retención [min]	2,0 – 3,0 (15°C)
BOMBA MEZCLADORA	
Velocidad circunferencial [m/s]	4,5 – 5,5
Número de platos	1 – 2
Número de Alabes	6 – 8

Tabla III-6. Intervalos recomendados para el diseño del mezclador

Fuente: Grupo Cognis, "Operación de Plantas de Extracción por Solvente para Cobre, Una Visión General de Cognis"

III.2.5.2.1 Dimensionamiento Geométrico del Mezclador

El dimensionamiento geométrico del Mezclador (Figura III-4), (COGNIS, 2017), se ilustra a continuación:

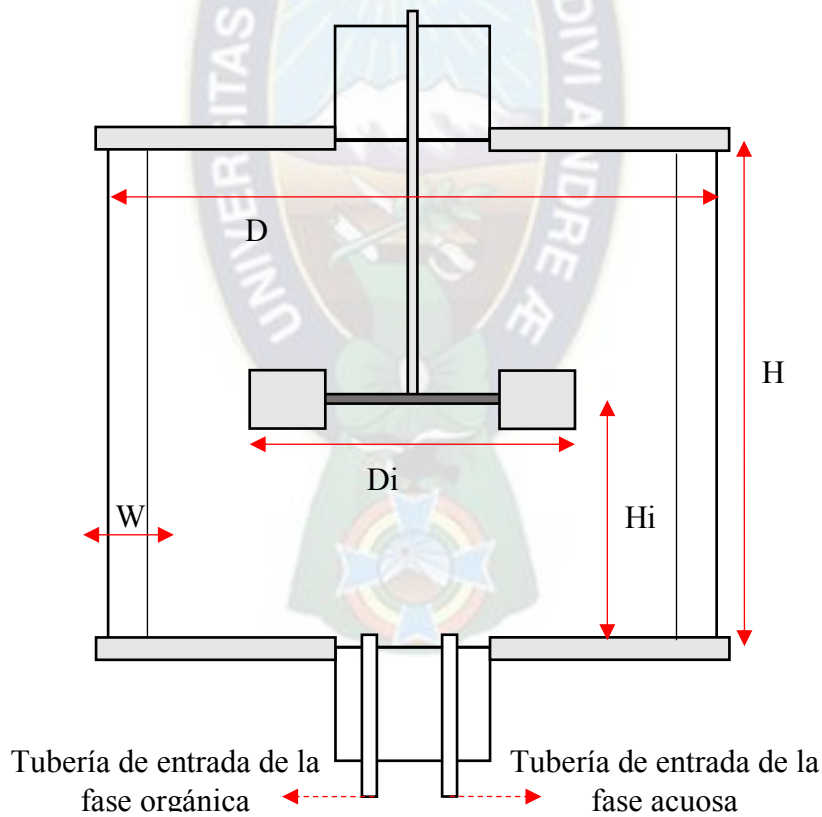


Figura III-4. Parámetros de dimensionamiento para el Mezclador

Las relaciones características de las dimensiones de un mezclador, son:

$$\frac{H}{D} = 1 \dots \dots \dots [Ec. III-47]$$

$$\frac{W}{D} = \frac{1}{12} \dots \dots \dots [Ec. III-48]$$

$$\frac{D_i}{D} = \frac{1}{3} \dots \dots \dots [Ec. III-49]$$

$$\frac{H_i}{H} = \frac{1}{2} \dots \dots \dots [Ec. III-50]$$

Volumen del mezclador: ($V_{mezclador} = \text{Volumen Del Mezclador}$)

Geométricamente, el mezclador, puede ser cilíndrico o de base rectangular. Si es cilíndrico, normalmente se establece que la altura útil sea igual al diámetro:

$$V_{mezclador} = \frac{\pi}{4} \cdot d^2 \cdot h \dots \dots \dots [Ec. III-51]$$

En cambio sí es rectangular, el volumen normalmente se reparte en dos o tres cubos iguales, consecutivos y en serie:

$$V_{mezclador} = (2 - 3) \cdot a^3 \dots \dots \dots [Ec. III-52]$$

Para calcular el volumen del mezclador se requiere fijar el tiempo de retención y los flujos de entrada y de reciclo. El volumen del mezclador está dado por:

$$Q_{total} = Q_{organico} + Q_{acuoso} + \text{Reciclo} \dots \dots \dots [Ec. III-53]$$

$$Q_{organico} = Q_{acuoso} \cdot \frac{O}{A} \dots \dots \dots [Ec. III-54]$$

$$V_{mezclador} = Q_{total} \cdot T_{retencion} \dots \dots \dots [Ec. III-55]$$

Donde:

$$V_{mezclador} = \text{Volumen Del Mezclador} [m^3]$$

$$Q_{organico} = \text{Flujo Orgánico} [m^3 / h]$$

$$Q_{acuoso} = \text{Flujo Acuoso} [m^3 / h]$$

$$\text{Reciclo} = \text{Flujo Reciclo} [m^3 / h]$$

$$Q_{total} = \text{Flujo Total De Entrada} [m^3 / h]$$

$$T_{retención} = \text{Tiempo De Retencion} [h]$$

$$O / A = \text{Razon Orgánico / Acuoso}$$

III.2.5.3 Dimensionamiento del Decantador

Para el diseño del decantador el concepto de banda de dispersión y altura de orgánico son importantes. Los parámetros de diseño (Tabla III-7), (COGNIS, 2017), se presentan a continuación:

ETAPA DE EXTRACCION POR SOLVENTES: DECANTADOR	
Banda de dispersión [cm]	8 – 14
Altura de orgánico [cm]	25 – 40
Altura de acuoso [cm]	45 – 70
Flujo específico [m ³ /m ² /h]	3 – 5,5
Velocidad de desplazamiento del orgánico [cm/s]	3 – 6

Tabla III-7. Intervalos recomendados para el diseño del decantador

Fuente: Grupo Cognis, "Operación de Plantas de Extracción por Solvente para Cobre, Una Visión General de Cognis".

III.2.5.3.1 Dimensionamiento Geométrico del Decantador

El dimensionamiento geométrico del decantador (Figura III-5), (COGNIS, 2017), se ilustra en el siguiente esquema:

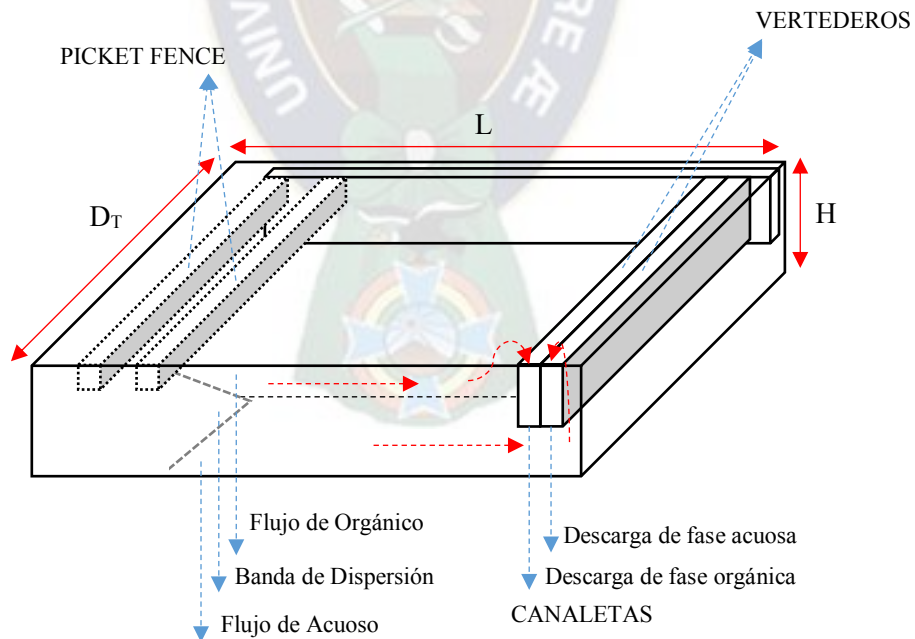


Figura III-5. Parámetros de dimensionamiento para el Decantador

Flujo Especifico: ($F = \text{Flujo Especifico}$)

Conociendo la altura de la banda de dispersión se puede obtener el flujo específico:

$$F = \frac{Q_{total}}{Area_{decantador}} \dots\dots\dots [Ec. III-56]$$

Donde:

$$F = \text{Flujo Especifico} \left[\frac{m^3}{h \cdot m^2} \right]$$

$$A_{ecantador} = \text{Area Del Decantador} [m^2]$$

Área transversal para la fase orgánica: ($A_{trans-org} = \text{Area Transversal De Orgánico}$)

$$A_{trans-org} = \frac{Q_{organico}}{V_{lineal-org}} \dots\dots\dots [Ec. III-57]$$

Ancho del decantador: ($Ancho_{decantador} = \text{Ancho De Decantador}$)

$$A_{trans-org} = H_{org} \cdot Ancho_{decantador} \dots\dots\dots [Ec. III-58]$$

Donde:

$$H_{org} = \text{Altura De Orgánico} [m]$$

Largo del decantador: ($Largo_{decantador} = \text{Largo De Decantador}$)

$$Largo_{decantador} = \frac{Area_{decantador}}{Ancho_{decantador}} \dots\dots\dots [Ec. III-59]$$

III.2.6 Etapa de Cristalización

La figura presentada a continuación, (Figura III-6), permitió determinar las características típicas de todos los elementos que componen a la etapa de Cristalización, estas isotermas se dibujaron a partir de ecuaciones específicas en procesos típicos.

Estas curvas entregan una excelente base para calcular tanto la sobresaturación y los productos que se generan bajo varias condiciones de operación de un cristizador de $CuSO_4 \cdot 5H_2O$. Se puede demostrar que, en general y dentro de los rangos de temperatura y contenido de ácido sulfúrico cubiertos por esas curvas, el producto cristalino obtenido con caída

específica de temperatura, aumentara si aumenta la temperatura de alimentación, y disminuirá con el aumento del contenido de ácido en esa misma alimentación (Domic E. M., 2001).

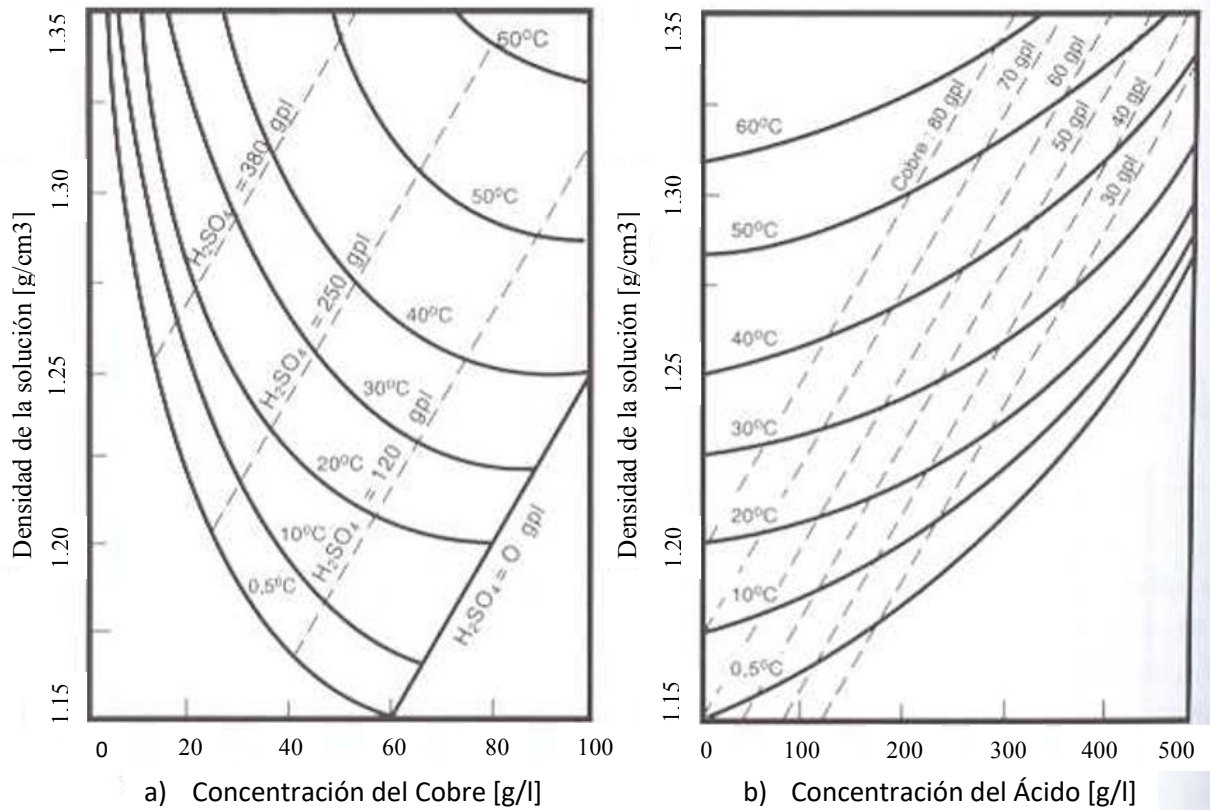


Figura III-6. Curvas isotermas con la densidad de la solución de sulfato de cobre en función a) del ácido sulfúrico y b) del cobre contenido

Fuente: Esteban M. Domic M., "Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones"

La hoja de cálculo basada en todas las ecuaciones expuestas se encuentra en el Anexo A.

III.3 Diagramas de proceso

Los diagramas de flujo ilustran las relaciones entre los principales componentes de una planta industrial. Permiten documentar el proceso con el fin de lograr una mejora en la comprensión del mismo, es así que cuando el diagrama necesita mostrar múltiples proceso de una unidad en una planta, se convierte más bien en una visión general, que contiene menos detalles, denominado como "Diagrama de flujo de bloques" (Lucidchart, 2019).

Estos diagramas se obtuvieron a partir de la información del proceso: balances de masa y listado de equipos.

III.4 Evaluación económica de inversión

Los datos citados en este punto permitieron establecer todas las características de la estimación económica del proceso.

III.4.1 Costo de producción

III.4.1.1 Tarifa de compra

Se estima la compra de la totalidad del mineral a tratar, para ello es necesario definir una tarifa de compra por tonelada de mineral según el porcentaje de ley de cobre.

Al vender un concentrado se toma en cuenta, fundamentalmente, tres variables (SNMPE, 2011):

- ✓ El peso del concentrado, el cual se mide en toneladas métricas secas.
- ✓ El precio, tomándose como punto de partida la cotización internacional del metal.
- ✓ La calidad, es decir, la presencia de otros elementos en el concentrado, los que serán pagables o penalizados dependiendo del caso.

La cotización (Aduana Nacional, 2018) oficial de cobre es 3,19 [\$/LF], por lo tanto, para las características del mineral de selección, Ley de Cu 9,2%, se estima una tarifa aproximada de 407,94 [\$/T mineral].

III.4.1.2 Inversión de Planta

Para todas las áreas que componen la planta se calcula el gasto en que se incurre debido a las inversiones, el método seleccionado es el de Índice de Coste (Ministerio de Industria, Turismo y Comercio, 1991), el cual requiere una valoración de los equipos principales de la planta de tratamiento, para esto se toma como base los porcentajes de cada una de las partidas clásicas en una planta de procesamiento de sólidos y líquidos, además de la explicación del artículo “Thin Layer Leaching Practic: Cost of Operation and Process Requirements – Esteban M. Domic”, del libro “Plant Design and Economics for Chemical Engineers – Max S. Peters, Klaus D. Timmerhaus, Ronald E. West (2003)”, y de la tesis “Evaluación Económica Preliminar de Plantas Químicas usando Aspen Icarus Process Evaluator 2004.2 – José R. Esquivel (2007)”.

III.4.1.3 Inversiones Generales

Las inversiones generales involucran el área de Ingeniería de Planta, Gastos propios y las contingencias que podrían presentarse, se estima que la inversión general es aproximadamente el 42 [%] de la inversión total, según el “Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión - Instituto Tecnológico GeoMinero de España”.

III.4.1.4 Costo de mano de obra y dotación de personal

Para definir los costos de personal, es necesario definir los sueldos que recibirán los trabajadores, así como también, los costos que se incurren por parte de la empresa. Por otra parte se definió claramente los turnos trabajados diarios, por área, y la cantidad de personas que trabajarán por área.

Los turnos corresponden a un régimen de 7x7⁴.

III.4.1.5 Costos operacionales de Planta

Los costos operacionales estimados de la planta por cada área también son aproximaciones, en función a porcentajes por área, que nos otorga el artículo “Thin Layer Leaching Practic: Cost of Operation and Process Requirements – Esteban M. Domic” y en la tesis “Evaluación Económica Preliminar de Plantas Químicas usando Aspen Icarus Process Evaluator 2004.2 – José R. Esquivel (2007)”.

III.4.2 Evaluación económica

Para evaluar el rendimiento económico del proceso no es suficiente tener en cuenta el resultado económico que la misma lograría obtener, es necesario también el capital que se ha empleado para alcanzar dicho resultado, a la relación de estas dos variables se denomina como Rentabilidad.

Se consideró la aplicación de dos variables: Periodo de reembolso (PBP) y el indicador de rentabilidad ROI.

⁴ 7x7 = modelo de trabajo, en el que por cada de trabajo, un día de descanso

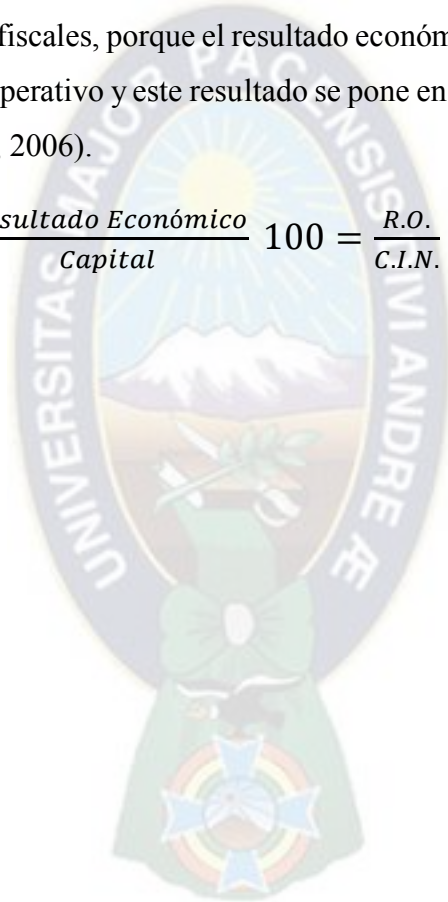
III.4.2.1 Periodo de Reembolso PBP

El periodo de reembolso es el tiempo requerido, después del inicio de operaciones en la planta, para recuperar el capital fijo de inversión del proyecto. Entre más corto sea el tiempo necesario para recuperar el capital fijo, más rentable será el proyecto.

III.4.2.2 Indicador de Rentabilidad ROI

Medir el R.O.I tiene suma importancia, porque evidencia la rentabilidad generada por la gestión operativa/característica de la empresa, sin tener en cuenta las componentes extraordinarias, financieras fiscales, porque el resultado económico que el R.O.I. tiene en cuenta es únicamente el resultado operativo y este resultado se pone en relación con el Capital invertido neto (C.I.N.) (Anton & Gio, 2006).

$$R.O.I. = \frac{\text{Resultado Económico}}{\text{Capital}} 100 = \frac{R.O.}{C.I.N.} 100 \dots\dots[Ec. III-60]$$



CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

IV Ingeniería Conceptual

IV.1 Producto y capacidad de producción

El sulfato de cobre (II) pentahidratado o sulfato cúprico pentahidratado es el producto de la reacción química entre el sulfato de cobre (II) anhidro y agua. Éste se caracteriza por su color calipso y sus rápidos cambios de temperatura al agregarle más agua, y por su color azul, Su fórmula química es: $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ (Fundación Wikimedia, Inc., 2018).

En estado natural se presenta como un mineral llamado calcantita.

Los cristales de sulfato de cobre pentahidratado, conocido como sulfato de cobre grado industrial o “vitriolo azul”, que cristaliza con facilidad de la solución acuosa, forma cristales de estructura cíclica, y tiene una ley Cu de 25,45 [%].

IV.1.1 Caracterización de Materia Prima

La Tabla IV-1, muestra la composición básica del mineral de cobre a emplear en el proceso, como materia prima básica. La caracterización del mineral de cobre grueso indica tener una ley del 9,2 [%], su composición básica indica un porcentaje mayoritario de Brochantita (11,3%), además de Crisocola (3,1%), Cuprita (1,1%), Malaquita (1,0%), Cobre nativo (0,1%), también sulfuros: Calcocina (0,05%) y Covelita (0,05%).

COMPOSICIÓN DEL MINERAL [%]:	Compuesto	%	Peso molecular del compuesto	%Cu en el compuesto	
	Malaquita	1	221,08	0,57	
	Azurita	0	344,62	0,55	
	Crisocola	3,1	175,54	0,36	
	Cuprita	1,1	143,08	0,89	
	Tenorita	0	79,54	0,8	
	Brochantita	11,3	452,16	0,56	
	Cobre nativo	0,1	63,54	1	
	SULFUROS:				
	Calcocina	0,05	159,08	0,8	
	Covelita	0,05	95,54	0,67	

Tabla IV-1. Composición del mineral de cobre proveniente de las minas de Corocoro.

Fuente: Quispe, O. F., & Chapi, Y. Q. (2012). Selección, Diseño y Escalamiento de un Reactor para la Producción de Sulfato de Cobre. UMSA, Universidad Mayor de San Andrés, Facultad de Ingeniería, Ingeniería Química, La Paz - Bolivia.

La caracterización de la materia prima (mineral de cobre) permite estimar la cantidad necesaria a emplear en el proceso, para la obtención del producto deseado, 300 [T/mes] de sulfato de cobre pentahidratado ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$). Al contener el 9,2 [%] de Cu, se trata de un mineral de ley media que puede ser aplicada al proceso de selección: Lixiviación en pilas T.L.

Con la composición indicada, es necesario la recepción de 1282 [T/mes] de mineral de cobre. Para cada una de las etapas, en función a la materia prima, se realizó el estudio de los parámetros más importantes y la obtención de los valores de los mismos.

Para la producción deseada, los valores generales de diseño se muestran en la Tabla IV-2.

Capacidad de tratamiento de mineral [T/mes]	1282
Ley de mineral [%Cu]	9,2
Recuperación del sistema total [%]	65
Ley de producto [%Cu]	25,45
Producción de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ [T/mes]	300

Tabla IV-2. Valores generales del diseño del proceso.

IV.2 Normativa y regulación

La Corporación del Seguro Social Militar “COSSMIL”, fue creada mediante Decreto Ley N°11901 de 21 de octubre de 1974, como institución pública de seguridad social, descentralizada con personería jurídica autónoma técnica, administrativa y patrimonio propio e independiente, para actuar en funciones múltiples, de conformidad con las normas de la Ley de Organización Administrativa del Poder Ejecutivo compatible con la Ley Orgánica de las Fuerzas Armadas de la Nación (COSSMIL, 2010).

Según el mencionado Decreto Ley N°11901, en su Artículo 9, del Capítulo I, del Libro Segundo Del Sistema Administrativo, “*COSSMIL está expresamente facultada para obligarse como sujeto de crédito, con o sin garantía del Estado, en contratos con organismos nacionales, internacionales o extranjeros; efectuar peticiones para fines de explotación minera o de otros recursos naturales, hidráulicos, forestales, no renovables o renovables; operar en actividades industriales; comerciales y bancarias, organizando empresas propias o de economía mixta; comprar, vender, ceder, permutar, pedir expropiaciones, garantizar sus obligaciones con hipotecas, prendas, “warrant”, boletas bancarias y pólizas de seguro; recibir depósitos en*

ahorro y/o en cuenta corriente; conceder préstamos, ejecutarlos judicialmente; abrir cuentas corrientes bancarias, contratar sobregiros y créditos en cuenta corriente; girar, aceptar, avalar y descontar letras de cambio y suscribir documentos mercantiles; emitir pólizas de seguro, letras hipotecarias, pagarés, acciones, boletas de garantía, acreditados; operar con moneda extranjera y -participaciones bancarias nacionales e internacionales, concurrir como demandante, demandado o tercerista en acciones civiles, penales, sociales o administrativas, mercantiles, y, en general, hacer y practicar todos los actos, gestiones y operaciones inherentes a la índole de sus actividades”.

En su Artículo 45, del Párrafo D: Departamento de Empresas, del Capítulo III: Órganos Especiales, Del Libro Segundo Del Sistema Administrativo, “*El Departamento de Empresas es el órgano operativo encargado de estudiar, planificar, programar, promocionar, coordinar, controlar y evaluar las actividades de las empresas propias o de economía mixta de COSSMIL*” (Bolivia, 1974). Y para el cumplimiento de sus actividades cuenta con organismos y unidades, entre ellas el Comité Técnico de Empresas, el cual según el Decreto Ley N°11901, en su Artículo 47, del Párrafo D: Departamento de Empresas, del Capítulo III: Órganos Especiales, Del Libro Segundo Del Sistema Administrativo, cumple con las funciones básicas de: “*Aprobar los estudios de pre-factibilidad, de factibilidad u operativos que lo propongan las Unidades de Proyectos y de Promoción, a través de la Gerencia de Empresas y procesarlos de acuerdo a Ley*” (Bolivia, 1974).

Cumpliendo las mencionadas especificaciones se permite visualizar la incursión a nuevos proyectos cumpliendo con la visión de “COSSMIL”, que se centra en “*constituirse en el referente de las instituciones de Seguridad Social, capaz de satisfacer las necesidades de sus asegurados y beneficiarios en relación a la salud, vivienda y continuidad de los medios de subsistencia; basando su accionar en una organización y administración moderna, proactiva, transparente y altamente competitiva, con capacidad de autofinanciamiento de los regímenes deficitarios*” (COSSMIL, 2010).

IV.2.1 Ley del medio ambiente – minería y sus reglamentos

En Bolivia, la legislación ambiental vigente y aplicable a las actividades mineras comprende:

- ✓ Ley No. 1333 de abril de 1992, Ley del Medio Ambiente (LMA)

- ✓ Reglamento a la Ley del Medio Ambiente aprobado por D. S. No. 24176 de Diciembre del año 1995.
- ✓ Reglamento Ambiental para Actividades Mineras (RAAM) aprobado por D. S. No. 24782 de Julio de 1997.
- ✓ Capítulo III de la Ley No. 535 de Minería y Metalurgia.

La Ley del Medio Ambiente inició la legislación ambiental en Bolivia, introduciendo la base legal para futuras regulaciones. Los reglamentos a la Ley del Medio Ambiente (RGLMA) comprenden seis reglamentos en los que se regula y definen:

- ✓ La gestión ambiental con el rol y responsabilidades tanto de autoridades como de los sujetos a las regulaciones (Reglamento General de Gestión Ambiental – RGGA).
- ✓ El procedimiento formal para la obtención de licencias ambientales y los mecanismos de control (Reglamentos de Prevención y Control Ambiental – RPCA).
- ✓ Normas específicas con relación a la contaminación atmosférica (Reglamento en Materia de Contaminación – RMCA).
- ✓ Normas específicas con relación a la contaminación de aguas superficiales y subterráneas (Reglamento en Materia de Contaminación Hídrica - RMCH).
- ✓ Las líneas generales para el manejo y disposiciones de sustancias peligrosas (Reglamento para Actividades con Sustancias Peligrosas – RASP).
- ✓ Los diferentes tipos de residuos sólidos, estableciendo en líneas generales normas de manejo para los residuos urbanos (exceptuando los de gran volumen) fijando un plazo para la elaboración de una reglamentación específica para otro tipo de residuos (minero – metalúrgicos) a cargo del Ministerio de Desarrollo Sostenible y Planificación (MDSP) en coordinación con los organismos sectoriales correspondientes.

No solo deben considerarse las normativas y regulaciones citadas con anterioridad, es importante la revisión de normativas y regulaciones más específicas para las etapas de diseño siguientes, como por ejemplo: “Ley general de higiene y seguridad ocupacional y bienestar”, para las consideraciones del trabajo del personal; “Perfil nacional de sustancias químicas en Bolivia”, para la protección de la salud de los seres vivos y del medio ambiente; Normas IBNORCA, en parámetros como:

- ✓ Muestreo
- ✓ Laboratorio
- ✓ Metrología
- ✓ Envases y embalajes
- ✓ Salud y seguridad
- ✓ Medio ambiente
- ✓ Metalurgia, minería y siderurgia
- ✓ Construcción

IV.3 Descripción del proceso, fabricación y requerimientos del usuario

La obtención de esta sal de cobre, se efectúa mediante un proceso hidrometalúrgico.

El mineral de cobre es sometido a un pretratamiento, denominado etapa de disolución selectiva, de acuerdo al sistema “Lixiviación TL” (Thin Layer = Capas Delgadas), el cual consiste en un chancado fino, y un acondicionamiento del mineral empapado con ácido concentrado y agua, operación de aglomeración, antes de formar la pila de lixiviación.

Es seguida de una etapa de procesamiento y transformación, operación de extracción por solventes, en la que participa una corriente en circuito cerrado de solución orgánica y una corriente acuosa, que es la portadora del metal de interés; para después pasar a una etapa de recuperación selectiva, operación de cristalización, que permite la obtención de cristales de sulfato de cobre pentahidratado.

IV.3.1 Etapa de Chancado

La etapa de Chancado permite obtener un producto con granulometría adecuada. Esta etapa, se presenta como un circuito cerrado que cuenta con una tolva de gruesos para la recepción de mineral grueso, seguido de un Harnero Primario, Chancador Primario, Harnero Secundario, Chancador Secundario, y por ultimo una tolva de finos para la recepción del mineral fino. La conexión entre estos equipos son correas transportadoras.

A continuación se presenta un resumen del requerimiento de materia prima, de los parámetros más importantes de dimensionamiento y características de los equipos considerados en esta etapa (Tabla IV-3).

RESUMEN ETAPA DE CHANCADO					
REQUERIMIENTO					
ITEM	CANTIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS		
Mineral	1.282	T/mes	Humedad [%]	3	
	15.384	T/año	Densidad [T/m3]	2,5	
			Ley Cu [%]	9,2	
			Angulo de reposo [°]	30	
EQUIPOS	CANTIDAD	CAPACIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS	
Tolva de Gruesos	1	10	T/h	Espacio inútil [%]	20
				Fracción de espacio vacío	0,4
				Material de construcción	Concreto armado
				Largo [m]	0,9
				Ancho [m]	3,6
				Altura [m]	1,5
				Volumen total [m3]	4
Harnero Primero	1	10	T/h	Paso del mineral [%]	30
				Malla ["]	2
				Tipo de zaranda	Banana
				Abertura de malla	Cuadrada
				Material de la malla	Goma
Chancado Primario	1	10	T/h	Tipo Triturador de quijadas	
				Alimentación máxima [mm]	100
Harnero Secundario	1	10	T/h	Paso del mineral [%]	10
				Malla ["]	0,25
Chancado Secundario	1	10	T/h	Tipo Triturador de cono	
				Alimentación máxima [mm]	50
Tolva de Finos	1	10	T/h	Espacio inútil [%]	15
				Fracción de espacio vacío	0,2
				Diámetro [m]	1,2
				Altura [m]	3,9
				Volumen total [m3]	4
ESPECIFICACIONES DE OPERACIÓN					
Tiempo de operación [semanas]		3			

Tabla IV-3. Resumen del requerimiento en la etapa de Chancado.

Los datos obtenidos del dimensionamiento geométrico corresponden a un proceso típico de chancado de mineral de cobre en dos etapas, existen variaciones de acuerdo al mineral tratado, sin embargo se estima que con la tecnología actual, solo son necesarias dos etapas que garantizan

un tratamiento promedio anual constante, variando en periodos de acuerdo a planificaciones previas (Domic E. M., 2001).

IV.3.2 Etapa de Aglomeración y Curado

Para la estabilización de finos, la etapa siguiente es la de Aglomeración, en este proceso las partículas finas se juntan y adhieren alrededor de los fragmentos más gruesos formando pellets con una porosidad apropiada que permite la difusión de la solución de lixiviación hacia el interior y hacia afuera de las partículas del mineral, facilitando el escurrimiento a través de la pila. El periodo de curado inicia una serie de reacciones, que ayudan al proceso precedente. La etapa requiere de solo un equipo, tambor de aglomeración.

La Tabla IV-4 muestra el resumen del requerimiento de materia prima, las características del dimensionamiento geométrico del tambor aglomerador y las especificaciones del proceso.

RESUMEN ETAPA DE AGLOMERACION					
REQUERIMIENTO					
ITEM	CANTIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS		
Mineral Chancado	1.282	T/mes	Humedad [%]	3	
	15.384	T/año	Densidad [T/m3]	2,5	
			Ley de Cu [%]	9,2	
			Tamaño partícula ["]	0,5	
Ácido sulfúrico	110	T/mes	Concentración [%]	98	
	1.320	T/año	Densidad [T/m3]	1,84	
Agua	110	T/mes			
	1.320	T/año			
EQUIPOS	CANTIDAD	CAPACIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS	
Tambor Aglomerador	1	0,4	m3/h	Largo [m]	2,1
				Diámetro [m]	0,6
				Volumen útil [%]	30
				Velocidad de giro [rpm]	11
				Volumen total [m3]	0,4
				Tiempo de residencia [min]	2
				Revestimiento	Neopreno
ESPECIFICACIONES					
Tiempo de operación de Aglomerado [días]				5	
Tiempo de operación de Curado [días]				1	

Tabla IV-4. Resumen de especificaciones para la Etapa de Aglomeración y Curado.

Las dimensiones del tambor aglomerador son ideales para el objetivo, impregnar al mineral de agua y solución ácida, estos parámetros corresponden y concuerdan con las especificaciones de CEIM (CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, 2000) y la Universidad Politécnica de Valencia (UPV, 2016), los cuales garantizan las condiciones óptimas para el tratamiento del mineral.

IV.3.3 Etapa de Lixiviación

Posterior al proceso de curado, el material es transportado hacia el terreno de formación de la pila de lixiviación, en su destino, el mineral es descargado mediante un equipo esparcidor, que lo va depositando ordenadamente formando un terraplén.

Sobre la pila se instala un sistema de riego por toda el área expuesta, y bajo las pilas de material a lixiviar se instala previamente una membrana impermeable sobre la cual se dispone un sistema de drenaje, que permiten recoger las soluciones que se infiltran a través del material.

La Tabla IV-5 muestra el resumen del requerimiento de materia prima para esta etapa, las características del dimensionamiento geométrico de la pila de lixiviación, las dimensiones de todos sus componentes y las especificaciones del proceso.

RESUMEN ETAPA DE LIXIVIACION					
REQUERIMIENTO					
ITEM	CANTIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS		
Mineral Aglomerado	1.282	T/mes	Humedad [%]	10	
	15.384	T/año	Densidad [T/m ³]	2,5	
			Ley de Cu [%]	9,2	
			Angulo de reposo [°]	45	
Ácido sulfúrico	2.091	T/mes	Concentración [%]	5	
	25.092	T/año	Densidad [T/m ³]	1,84	
ESPECIFICACIONES	CANTIDAD	CAPACIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS	
Pila de Lixiviación	1	683	m ³	Largo = Ancho [m]	17
				Altura [m]	4
				Inclinación [%]	5
Sistema de impermeabilización	1			Área [m ²]	398
				Largo = Ancho [m]	20
				Altura arcilla [cm]	15
				Altura geomembrana [mm]	1 – 2
				Altura material fino [cm]	15

RESUMEN ETAPA DE LIXIVIACION (Continuación)				
Sistema de riego	1		Área de riego [m ²]	288
			Tasa de riego [l/h/m ²]	20
			Velocidad de riego [m/s]	1,3
			Diámetro ducto ["]	2
			Caudal de riego [m ³ /h]	6,3
			Diámetro de línea ["]	1
			Caudal de línea [m ³ /h]	2,1
			Número de líneas	3
			Numero de aspersores	9
			Diámetro aspersores [m]	6
Sistema de drenaje	1		Velocidad de drenaje [m/s]	1,2
			Caudal de salida [m ³ /h]	4,2
			Diámetro ducto ["]	0,5
			Caudal de drenaje [m ³ /h]	0,25
			Numero de ductos	17
Sistema de recolección	1		Volumen de estanque [m ³]	152
			Largo = Ancho [m]	10,3
			Altura [m]	2,4
			Área de revestimiento [m ²]	180
ESPECIFICACIONES				
Tiempo de operación de Lixiviación [días]			14	
Recuperación de Cu [%]			82	

Tabla IV-5. Resumen de requerimiento en la Etapa de Lixiviación.

La configuración de una pila de lixiviación puede tener cualquier geometría según la disponibilidad de espacio de cada lugar, la configuración cuadrada, como es el caso, es adecuada en operaciones mayores, que presentan ciertas rigideces con los equipos de transferencia de minerales, además que es la más usada en casos de existir más de una pila de lixiviación. Las dimensiones expuestas están adecuadas a la cantidad de mineral a tratar (Domic E. M., 2001).

El sistema de impermeabilización es muy importante para evitar contaminaciones al medio ambiente, las dimensiones tomadas en cada una de las capas para la preparación del terreno son adecuadas para las condiciones del mineral y corresponden a parámetros típicos (Espinace, 2006).

El sistema de riego típico es el denominado por aspersión, garantiza la adecuada recuperación del mineral, los parámetros tomados de: Velocidad de riego, tasa de riego y caudal de riego son

datos característicos recomendados para evitar la inundación y derrumbe de la pila de lixiviación (CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, 2000), en cuanto a los diámetros de los ductos, estos corresponden a las ecuaciones de dimensionamiento.

Los datos obtenidos para el sistema de drenaje y el sistema de recolección, corresponden a las ecuaciones de dimensionamiento, así como a los intervalos recomendados por el CEIM, estos son propios de sistemas de lixiviación en pilas (CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero, 2000) y en nuestro caso representan un intermedio entre la etapa de Lixiviación y la de Extracción por solventes.

IV.3.4 Etapa de Extracción por Solventes

La etapa de extracción por solventes, se incorpora como parte de un sistema integral de recuperación hidrometalúrgica, el objetivo es la recuperación selectiva del cobre desde la solución de lixiviación (PLS).

El proceso de extracción, consiste fundamentalmente de dos operaciones secuenciales: la de extracción propiamente tal, en que el reactivo extractante orgánico LIX 984N captura el metal de cobre desde la fase acuosa en dos etapas continuas, y la de descarga del reactivo orgánico, proceso inverso, para regenerar la capacidad extractiva del reactivo orgánico y recuperar el cobre desde la fase orgánica.

Para el diseño de esta etapa, el estudio se basa en la construcción experimental detallada y la interpretación gráfica asociada con el análisis McCabe-Thiele, que se entrega en el “*RedBook, Mining Solutions*”, de BASF (Cognis Group, 2008).

Los resultados del trabajo en el programa de simulación Isocalc[®] TM (Metalurgia Total) de BASF (Anexo B) se muestran en la Tabla IV-6, éstas tablas muestran el resultado de una extracción y descarga con las características del diseño seleccionado, tomando en cuenta:

- ✓ El número de etapas
- ✓ La disposición de las etapas constituyentes
- ✓ El reactivo extractante orgánico utilizado.

EXTRACCIÓN			RE-EXTRACCIÓN		
O/A	Orgánico	Acuoso	O/A	Orgánico	Acuoso
10/1	2,047	0,064	10/1	1,000	30,700
5/1	2,286	0,085	5/1	1,170	34,800
2/1	2,955	0,196	2/1	1,330	38,900
3/2	3,268	0,302	3/2	1,470	43,000
1/1	3,704	0,599	1/1	1,590	47,100
½	4,128	1,338	1/2	1,700	51,200
1/5	4,299	2,001			
1/10	4,342	2,246			
O.D.	1,803		O.C.	4,049	
Solución Lixiviación [g/l]Cu		2,50	Electrolito pobre [g/l]Cu		30,7

Tabla IV-6. Datos de Equilibrio de extracción y Re-extracción para el LIX® 984N, (análisis en g/l Cu).
Fuente: Cognis Group, "MCT RedBook, Reactivos de Extracción por solvente y sus aplicaciones", (2008)

Estos datos de extracción y re-extracción o descarga, nos muestran la eficacia del reactivo orgánico selectivo LIX 984N, logrando una extracción de 30,7 [g/l] de Cu, esto demuestra que las especificaciones de extracción de BASF (BASF, 2015) con este reactivo, en dos etapas consecutivas, nos garantiza la correcta extracción del mineral, así mismo son datos similares a los usados por una de las primeras plantas de producción de sulfato de cobre en la región, "Lo Aguirre", (Domic E. M., 2001) y nos muestran el grado de mayor recuperación en esta etapa.

A continuación, la Tabla IV-7, muestra el resumen de las características de esta etapa.

RESUMEN ETAPA DE EXTRACCION POR SOLVENTES				
REQUERIMIENTO				
ITEM	CANTIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS	
Solución PLS	4,2	m3/h	Concentración Cu [g/l]	2,5
			Concentración SO4 [g/l]	90
			Concentración Fe [g/l]	1,3
			pH	1,8
Solución Orgánica	4,2	m3/h	Reactivo	LIX 984N
			Diluyente	Keroseno
			Concentración Reactivo [%]	8,7
			Concentración Cu [g/l]	1,803
Solución Electrolito Pobre	4,2	m3/h	Concentración Cu [g/l]	30,7

RESUMEN ETAPA DE EXTRACCION POR SOLVENTES (Continuación)					
EQUIPO	CANTIDAD	CAPACIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS	
Mezclador Principal	3	0,3	m3	Diámetro [m]	0,72
				Altura [m]	0,72
				Diámetro Agitador [m]	0,24
				Potencia Agitador [KW/m3]	0,8
				Tiempo de residencia [min]	2
				Numero de Baffles	4
				Volumen total [m3]	0,3
Mezclador Auxiliar	3	0,3	m3		
Decantador rectangular	2	2	m3	Área de decantador [m2]	2
				Largo [m]	2,4
				Ancho [m]	0,8
				Altura [m]	1
				Banda de dispersión [cm]	10
				Tiempo de retención [min]	14
ESPECIFICACIONES					
Tiempo de operación de Extracción [días]				17	
Recuperación de Cu [%]				90	

Tabla IV-7. Resumen de requerimiento de la etapa de Extracción por Solventes.

Los equipos característicos usados en esta etapa son los Mezcladores – Decantadores, están contruidos en concreto y revestidos en acero inoxidable, que corresponde al diseño original de H&N (Domic E. M., 2001). Las dimensiones obtenidas de los mezcladores, están dados por parámetros generales en el diseño de estos equipos, para extracción de cobre (COGNIS, 2017).

En el caso del decantador rectangular, la banda de dispersión y altura de orgánico, marca la diferencia de cada proceso, sin embargo, las investigaciones bibliográficas indican una disposición característica para la extracción de cobre, obteniendo datos típicos de una operación, en este tipo de equipos (COGNIS, 2017).

IV.3.5 Etapa de Cristalización

La etapa de cristalización está muy ligada a la etapa de extracción, ya que se re-extrae el cobre a una solución saturada. La mayor parte del cobre pasa directamente a una fase solida consistente en sulfato de cobre pentahidratado.

Existe la modificación de la geometría del mezclador-decantador de la etapa de re-extracción para permitir el manejo simultaneo de tres fases: Orgánico superior, Acuosa intermedia y cristales inferior.

La Tabla IV-8 muestra el resumen de las características del dimensionamiento geométrico de los equipos constituyentes, y las especificaciones del proceso.

RESUMEN ETAPA DE CRISTALIZACION					
REQUERIMIENTO					
ITEM	CANTIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS		
Solución Electrolito Pobre	4,2	m3/h	Concentración Cu [g/l]	30,7	
			Concentración SO4 [g/l]	190	
EQUIPO	CANTIDAD	CAPACIDAD	UNIDAD	CARACTERISTICAS	
Decantador tipo cono	1	2	m3	Área de decantador [m2]	2
				Largo [m]	2,4
				Ancho [m]	0,8
				Altura [m]	1
Hidrociación	1	5	T/h		
ESPECIFICACIONES					
Tiempo de operación de Extracción - Cristalización [días]				17	
Recuperación de Cu [%]				90	

Tabla IV-8. Resumen de especificaciones de la Etapa de Cristalización.

El decantador tipo cono, tiene dimensiones similares al decantador rectangular, y está unido al Hidrociación para la obtención de los cristales, los resultados obtenidos de dimensionamiento son típicos para este tipo de operación, además que están ligadas a la cantidad tratada, concentración de cobre en la solución, densidad y el grado de saturación (Domic E. M., 2001).

IV.4 Descripción general de la instalación

La superficie útil de la empresa es muy amplia, la planta de producción de sulfato de cobre pentahidratado, necesita un aproximado de 3802,5 [m2], repartida en cinco secciones: Chancado, Aglomerado y Curado, Lixiviación, Extracción por Solventes y Cristalización.

Se pueden consultar la ubicación de las instalaciones en el Anexo C.

IV.4.1 Localización del proyecto

La posible ubicación se localiza cerca de la planta de ácido sulfúrico EUCALIPTUS (Figura IV-1), ubicada en la localidad de Eucaliptus, primera sección de la provincia Tomas Barrón del departamento, a 85 kilómetros aproximadamente de la ciudad de Oruro – Bolivia, a una altura de 3850 metros sobre el nivel del mar (LA PATRIA, 2011).

Su ubicación es de gran accesibilidad ya que casi la totalidad de la carretera que dirige a ésta planta es asfaltada, asimismo se puede acceder a sus instalaciones por vía férrea.

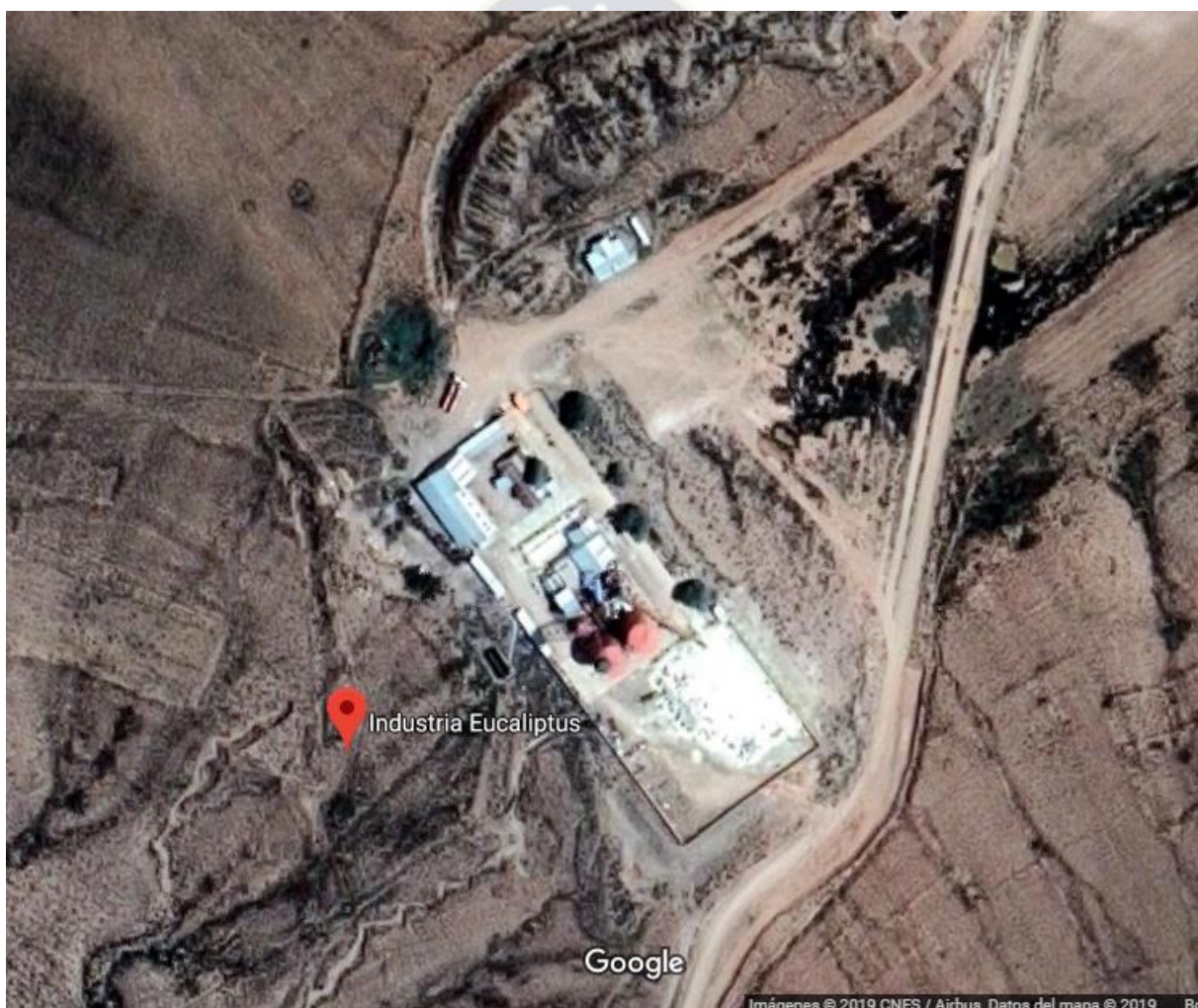


Figura IV-1. Mapa de ubicación, Planta EUCALIPTUS – Oruro – Bolivia.
Fuente: Google Maps

IV.5 Diagramas de procesos básicos y flujo de materiales

IV.5.1 Diagrama de proceso básico

En la identificación del proceso productivo para la obtención de sulfato de cobre pentahidratado (grado industrial), la selección de procedimiento se ilustra en el siguiente esquema (Figura IV-2):

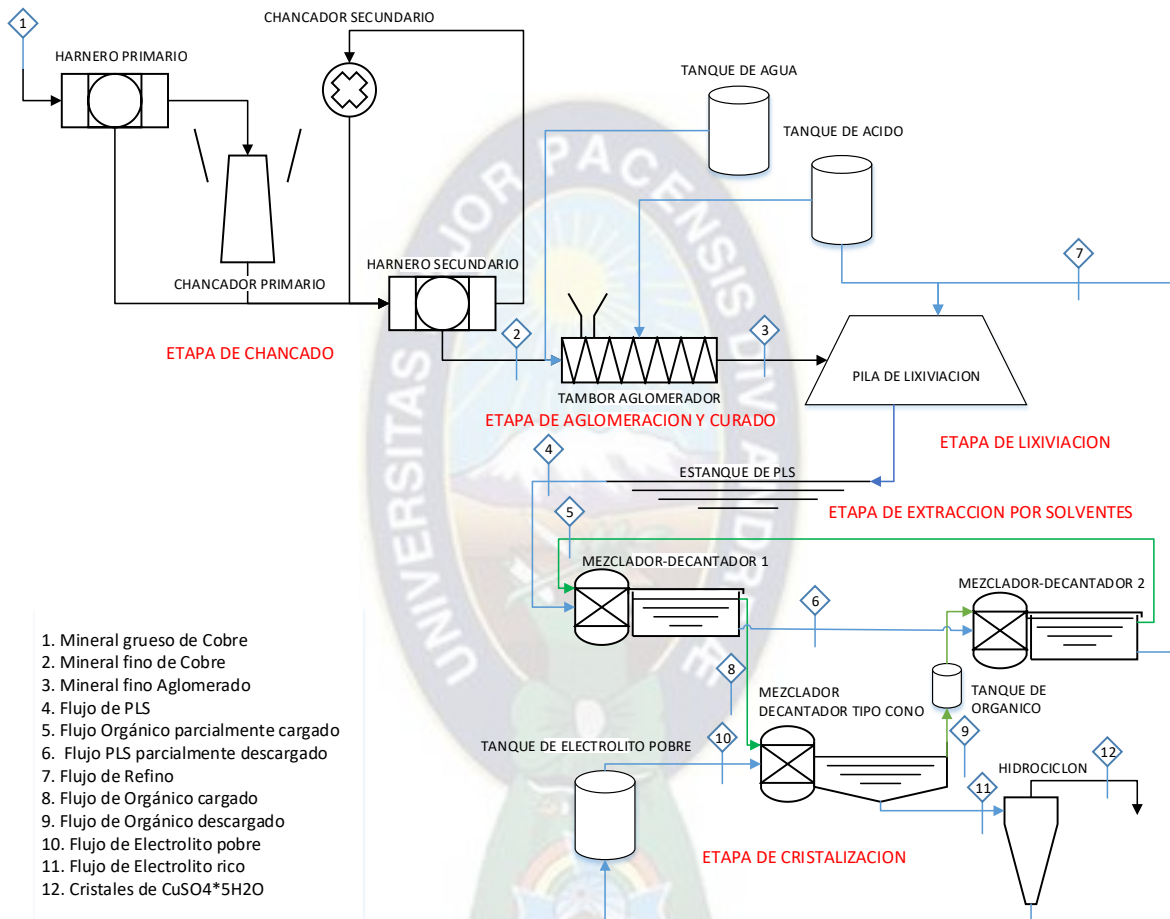


Figura IV-2. Esquema de la línea productiva seleccionado.
Elaboración: Propia

Corresponde a un esquema general que permite visualizar las cinco etapas conformantes del proceso seleccionado y la secuencia de las mismas.

IV.5.2 Balance de materia

El balance de materia correspondiente a la línea productiva se detalla en la Tabla IV-9, en ella se especifica las entradas y salidas de cada etapa del proceso, esto tomando en cuenta todas las reacciones citadas en el punto III.1.1.

BALANCE DE MATERIA

	UNIDAD	ENTRADA	SALIDA	CARACTERISTICAS
ETAPA DE CHANCADO				
E Flujo de mineral grueso	T/h	10		Humedad [%] 3 Densidad [T/m ³] 2,5 Ley de Cu [%] 9,2 Total de mineral [T/mes] 1.282
S Flujo de mineral fino	T/h		10	Dimensión ["] 0,5 Tratamiento mineral [T/mes] 1.282
ETAPA DE AGLOMERACION				
E Flujo de mineral fino	T/h	10		Humedad [%] 3
E Flujo de ácido sulfúrico	T/h	0,86		Concentración [%v] 98 Relación [Kg/T. Mineral] 86 Total de ácido [T/mes] 110
E Flujo de agua	T/h	0,86		Relación [Kg/T. Mineral] 86 Total de agua [T/mes] 110
S Flujo de mineral aglomerado	T/h		11,7	Humedad [%] 10 Tratamiento mineral [T/mes] 1.501
ETAPA DE LIXIVIACION				
E Mineral Aglomerado	T	1.501		Humedad [%] 10 Ley de Cu [%] 9,2
E Flujo Solución lixivante	m ³ /h	6,3		Concentración [%v] 5 Total de ácido [T/mes] 2.091
E Flujo Refino	m ³ /h	4,2		Concentración Cu [g/l] 0,255
S Flujo PLS	m ³ /h		4,2	Concentración Cu [g/l] 2,5 Concentración SO ₄ [g/l] 90 pH 1,8
ETAPA DE EXTRACCION POR SOLVENTES				
EXTRACCION – 1				Eficiencia [%] 95
E Flujo PLS	m ³ /h	4,2		Concentración Cu [g/l] 2,5 Concentración SO ₄ [g/l] 90 pH 1,8
E Flujo Orgánico parcialmente cargado	m ³ /h	4,2		Concentración Cu [g/l] 2,904
S Flujo PLS parcialmente descargado	m ³ /h		4,2	Concentración Cu [g/l] 1,355
S Flujo Orgánico cargado	m ³ /h		4,2	Concentración Cu [g/l] 4,049
EXTRACCION – 2				Eficiencia [%] 95
E Flujo PLS parcialmente descargado	m ³ /h	4,2		Concentración Cu [g/l] 1,355
E Flujo Orgánico descargado	m ³ /h	4,2		Reactivo LIX 984N Diluyente Keroseno Concentración reactivo [%] 8,7 Concentración Cu [g/l] 1,803

BALANCE DE MATERIA (Continuación)						
S	Flujo Refino	m3/h		4,2	Concentración Cu [g/l]	0,255
S	Flujo Orgánico parcialmente cargado	m3/h		4,2	Concentración Cu [g/l]	2,904
RE-EXTRACCION – 1					Eficiencia [%]	98
E	Flujo Electrolito pobre	m3/h	4,2		Concentración Cu [g/l]	30,7
					Concentración SO4 [g/l]	190
E	Flujo Orgánico cargado	m3/h	4,2		Concentración Cu [g/l]	4,049
S	Flujo Electrolito rico	m3/h		4,2	Concentración Cu [g/l]	51,2
S	Flujo Orgánico descargado	m3/h		4,2	Concentración Cu [g/l]	1,803
ETAPA DE CRISTALIZACION						
E	Flujo Electrolito rico	m3/h	4,2		Concentración Cu [g/l]	51,2
S	Flujo cristales CuSO4*5H2O	T/h		0,22	Recuperación total Cu [T/mes]	78

Tabla IV-9. Resumen del Balance de materia para la producción de 300 [T/mes].

Este balance de materia permite obtener el producto en un flujo de 300 [T/mes] de Sulfato de cobre pentahidratado. Se pueden consultar los diagramas de flujos de materiales para cada sección en el Anexo D.

IV.6 Requerimiento de servicios auxiliares

IV.6.1 Agua tratada

El agua tratada también conocida como aguas residuales, son cualquier tipo de agua cuya calidad se vio afectada negativamente por influencia antropogénica. Las aguas residuales incluyen las aguas usadas domésticas y urbanas, y los residuos líquidos industriales o mineros eliminados, o las aguas que se mezclaron con las anteriores. Su importancia es tal que requiere sistemas de canalización, tratamiento y desalojo. Su tratamiento nulo o indebido genera graves problemas de contaminación. El sistema descrito en este proyecto requiere un mínimo de agua industrial de 750 [m3/año].

IV.6.2 Energía eléctrica

Se denomina energía eléctrica a la forma de energía que resulta de la existencia de una diferencia de potencial en dos puntos, lo que permite establecer una corriente eléctrica entre ambos cuando se los pone en contacto por medio de un conductor eléctrico. La energía eléctrica puede transportarse en muchas formas de energía. Es la base de funcionamiento de muchas maquinas. La potencia eléctrica necesaria para la línea productiva es de 705,7 [KW].

IV.7 Lista de equipos preliminar

La Tabla IV-10 muestra la lista preliminar de los equipos a considerar en la línea productiva, considerando todas las áreas involucradas en el proceso y adicionalmente un área de laboratorio para el tema de muestreo y análisis de materia prima, soluciones intermedias y producto final.

LISTA DE EQUIPO PRELIMINAR		
AREA 1 - CHANCADO Y AGLOMERADO	#	UNIDAD
DESCRIPCION DE EQUIPOS		
Equipo planta chancado	1	c/u
Planta chancado	1	c/u
Chancador cono	1	c/u
Sistema de humectación de polvo	1	c/u
Sistema de traspaso a aglomerado	1	c/u
Tambor aglomerador	1	c/u
Camión tolva	1	c/u
AREA 2 – LIXIVIACION	#	UNIDAD
DESCRIPCION DE EQUIPOS		
*Cálculo para una pila de lixiviación:		
Aspersores	9	c/u
Tuberías	1	Gl
Implementos (válvulas, uniones, etc.)	1	Gl
Total base para una pila de lixiviación		
*Implementos para una pila de lixiviación:	1	c/u
Estanque soluciones (PLS)	1090	m3
Estanque soluciones (intermedia)	1090	m3
Membrana HDPE 1mm espesor para estanque PLS	1463	m2
Membrana HDPE 1mm espesor para estanque intermedio	1463	m2
Bomba centrífuga para impulsión soluciones	4	c/u
Camión tolva	1	c/u
AREA 3 - EXTRACCION POR SOLVENTES	#	UNIDAD
DESCRIPCION DE EQUIPOS		
Mezclador principal (E-1, E-2)	2	c/u
Agitador bomba	2	c/u
Decantador (E-1, E-2)	2	c/u
Coalescedores de orgánico	1	c/u
Postdecantador refino	1	c/u
Estanque de agua de lavado orgánico	1	c/u
Bomba orgánico	1	c/u

LISTA DE EQUIPO PRELIMINAR (Continuación)		
Inventario de extractante	1	c/u
Inventario de solvente	1	c/u
Redes de orgánico, PLS	3	c/u
Redes de refino	1	c/u
Tablero eléctrico	1	c/u
AREA 4 – CRISTALIZADOR	#	UNIDAD
DESCRIPCION DE EQUIPOS		
Mezclador (CR-1)	1	c/u
Agitador	1	c/u
Decantador (CR-1)	1	c/u
Postdecantador	1	c/u
Estanque de orgánico descargado	2	c/u
Estanque de seguridad de electrolito	2	c/u
Bomba de orgánico	1	c/u
Hidrociclón	1	c/u
Lavador de cristales	1	c/u
Red de orgánico cargado	1	c/u
Red de electrolito saturado	1	c/u
Tablero eléctrico	1	c/u
AREA 5 – LABORATORIO	#	UNIDAD
DESCRIPCION DE EQUIPOS		
Equipamiento laboratorio Químico y muestreo	1	Gl

Tabla IV-10. Lista de equipos preliminar.

La lista de equipos citada corresponde a un listado típico general de todas las unidades necesarias para la constitución de la línea productiva, el cual cumple con todas las especificaciones adecuadas para la producción de sulfato de cobre (Christoforou, 2012).

IV.8 Estimación económica de inversión \pm 30%.

IV.8.1 Tarifa de compra

Para la adquisición del mineral la inversión resulta de 522981 [\$us/mes], considerando una estimación de tarifa aproximada de 407,94 [\$us/T mineral].

IV.8.2 Inversión de planta

La estimación de costos realizada por área nos muestra un total de las inversiones en planta de 2035863 [\$us], representa el 58 [%] de la inversión total, se detalla en la Tabla IV-11.

INVERSIONES DE PLANTA					
AREA 1 - CHANCADO Y AGLOMERADO		#	UNIDAD	VALOR UNITARIO (\$us)	TOTAL (\$us)
DESCRIPCION DE EQUIPOS					
Equipo planta chancado		1	c/u	130523,77	130523,77
Planta chancado		1	c/u	24742	24742
Chancador cono		1	c/u	30928	30928
Sistema de humectación de polvo		1	c/u	20619	20619
Sistema de traspaso a aglomerado		1	c/u	20619	20619
Tambor aglomerador		1	c/u	20619	20619
Camión tolva		1	c/u	117525	117525
TOTAL AREA 1					365575,77
AREA 2 – LIXIVIACION		#	UNIDAD	VALOR UNITARIO (\$us)	TOTAL (\$us)
DESCRIPCION DE EQUIPOS					
*Cálculo para una pila de lixiviación:					
Aspersores		9	c/u		
Tuberías		1	Gl		
Implementos (válvulas, uniones, etc.)		1	Gl		
Total base para una pila de lixiviación					
*Implementos para una pila de lixiviación:		1	c/u	136294,10	272588,19
Estanque soluciones (PLS)		1090	m3	0	0
Estanque soluciones (intermedia)		1090	m3	0	0
Membrana HDPE 1mm espesor para estanque PLS		1463	m2	2,89	4222
Membrana HDPE 1mm espesor para estanque intermedio		1463	m2	2,89	4222
Bomba centrifuga para impulsión soluciones		4	c/u	8247,50	32990
Camión tolva		1	c/u	101030	101030
TOTAL AREA 2					415052,19
AREA 3 - EXTRACCION POR SOLVENTES		#	UNIDAD	VALOR UNITARIO (\$us)	TOTAL (\$us)
DESCRIPCION DE EQUIPOS					
Mezclador principal (E-1, E-2)		2	c/u	20619	41238
Agitador bomba		2	c/u	41924,22	883848,43
Decantador (E-1, E-2)		2	c/u	20619	41238
Coalescedores de orgánico		1	c/u	1546	1546
Postdecantador refino		1	c/u	20619	20619
Estanque de agua de lavado orgánico		1	c/u	20619	20619
Bomba orgánico		1	c/u	65980	65980
Inventario de extractante		1	c/u	37113	37113
Inventario de solvente		1	c/u	37113	37113
Redes de orgánico, PLS		3	c/u	4124	12372
Redes de refino		1	c/u	4124	4124
Tablero eléctrico		1	c/u	38247	38247

INVERSIONES DE PLANTA (Continuación)				
TOTAL AREA 3				404057,43
AREA 4 – CRISTALIZADOR				
DESCRIPCION DE EQUIPOS	#	UNIDAD	VALOR UNITARIO (\$us)	TOTAL (\$us)
Mezclador (CR-1)	1	c/u	20619	20619
Agitador	1	c/u	65980	65980
Decantador (CR-1)	1	c/u	20619	20619
Postdecantador	1	c/u	20619	20619
Estanque de orgánico descargado	2	c/u	20619	41238
Estanque de seguridad de electrolito	2	c/u	20619	41238
Bomba de orgánico	1	c/u	65980	65980
Hidrociclón	1	c/u	115154,64	115154,64
Lavador de cristales	1	c/u	65980	65980
Red de orgánico cargado	1	c/u	12372	12372
Red de electrolito saturado	1	c/u	12372	12372
Tablero eléctrico	1	c/u	38247	38247
TOTAL AREA 4				520418,64
AREA 5 – LABORATORIO				
DESCRIPCION DE EQUIPOS	#	UNIDAD	VALOR UNITARIO (\$us)	TOTAL (\$us)
Equipamiento laboratorio Químico y muestreo	1	Gl	330759,03	330759,03
TOTAL AREA 5				330759,03
TOTAL AREAS 1 - 2 - 3 - 4 – 5				2035863

Tabla IV-11. Inversión de Planta por áreas.

La cifra de inversión de planta, como se menciona anteriormente representa el 58 [%] de la inversión total, realizando una comparación con inversiones en proyectos similares de la región, tiene una similitud (Christoforou, 2012) de variación muy corta, dicha variación puede considerarse por los precios del país y las características específicas de los equipos.

IV.8.3 Inversiones generales

La inversión general del proyecto, asciende a 1459503 [\$us], representa el 42 [%] de la inversión total, ésta se detalla en la Tabla IV-12, considera los gastos producidos por parámetros de ingeniería, gastos propios de la empresa y contingencias.

INVERSIONES DE PROYECTO				
MATERIA	Unidad	Cantidad	Valor Unitario (\$us)	Total (\$us)
GASTOS DE INGENIERIA				
Ingeniería de detalles Planta e infraestructura Otros asesorías Ingeniería de Procesos/Marketing	GI ⁵	1	853956	852956
GASTOS PROPIOS				
Adquisición Terreno Proyecto Pilotajes, Mecánica de suelos, otros estudios Permisos legales Administración	GI	1	473865	473865
CONTINGENCIAS				
Contingencias (10%)	GI	1		132682
TOTAL				1459503

Tabla IV-12. Inversiones de Proyecto.

El costo de inversión es alto, dado el grado de tecnicismo y tecnología utilizado en él, pero se asemeja a proyectos similares como por ejemplo al “Proyecto Anico – Chile” (Christoforou, 2012).

IV.8.4 Costo de mano de obra y dotación de personal

La descripción de la mano de obra por cargo en la empresa se detalla en el Anexo E.

IV.8.4.1 Costo mano de obra Área LX – SX – CR

Se estima que contará con 76 personas en total, a cargo de las distintas secciones, por cada turno 19 personas, el costo de mano de obra de un turno de trabajo correspondiente al Área de Lixiviación – Extracción por solventes – Cristalización, es de 274860 [\$us/año], haciendo un total de mano de obra de esta sección de 1099440 [\$us/año]. La Tabla IV-13 muestra la distribución del personal por operación.

⁵ Global, unidad de medida, indica que se solicita que la partida se globalice, no se desglose.

MANO DE OBRA			
LIXIVIACION - EXTRACCION POR SOLVENTE – CRISTALIZACION			
OPERACIÓN	N° personas	\$us/persona/año	\$us/año
LIXIVIACION EN PILAS			
Operadores de bombas y riego	3	13968	41904
TOTAL			41904
FILTRADO			
Panelero - Operador (mantenedor)	1	13968	13968
TOTAL			13968
APILADO RESIDUOS			
Panelero - Operador (mantenedor)	1	13968	13968
TOTAL			13968
EXTRACCION POR SOLVENTES			
Paneleros de control SX	2	13968	27936
Operador - Mantenimiento SX	2	13968	27936
Muestreo - Operador y Tratamiento Borrás	2	15276	30552
TOTAL			86424
LAVADO RESIDUO			
Paneleros de control bomba	1	13968	13968
TOTAL			13968
CRISTALIZACION			
Operador Cristalizador	2	13968	27936
Operador de centrífuga y filtro	2	13968	27936
Operador de despacho	2	13968	27936
TOTAL			83808
SUBTOTAL			254040
Jefe de planta	1	20820	20820
TOTAL MANO DE OBRA			274860

Tabla IV-13. Mano de obra para el área de LX – SX –CR:

IV.8.4.2 Costo mano de obra Área CH

Se estima una disposición de 36 personas en total, 9 personas por turno, el costo de mano de obra para un turno de trabajo correspondiente al Área de Chancado, es de 132564 [\$us/año], haciendo un total de 530256 [\$us/año]. La Tabla IV-14 muestra la distribución y el detalle por operación.

MANO DE OBRA			
CHANCADO - CURADO - APILADO DE MINERAL			
OPERACIÓN	N° personas	\$us/persona/año	\$us/año
PLANTA DE CHANCADO			
Operadores en turnos	2	13968	27936
TOTAL			27936
CURADO - AGLOMERADO – APILAMIENTO			
Operadores de curado y aglomerado en turnos	2	13968	27936
Operadores de apilamiento en turnos	2	13968	27936
Operadores de camión	2	13968	27936
TOTAL			83808
SUBTOTAL			111744
Jefe Operación	1	20820	20820
TOTAL MANO DE OBRA			132564

Tabla IV-14. Mano de obra del área de CH.

IV.8.4.3 Costo mano de obra del mantenimiento

Se estima la consideración de 56 personas en total, por turno una disposición de 14 personas. Los turnos corresponderán a un régimen de 7x7, el costo de mano de obra de un turno de trabajo es de 240192 [\$us/año], 960768 [\$us/año], distribuidos en el detalle de la Tabla IV-15.

MANO DE OBRA			
MANTENIMIENTO			
OPERACIÓN	N° personas	\$us/persona/año	\$us/año
PLANTA DE BENEFICIO			
Jefe Electromecánico	1	18432	18432
Jefe Eléctrico – Instrumentación	1	18432	18432
Maestro mecánico	2	18432	36864
Maestro eléctrico	3	18432	55296
Eléctrico	1	15276	15276
Instrumentista – Soldador	1	13968	13968
TOTAL			158268
MANTENIMIENTO GENERAL			
Mecánico	2	15276	30552
Electromecánico	2	15276	30552
TOTAL			61104
SUBTOTAL			219372
Jefe Operación	1	20820	20820
TOTAL MANO DE OBRA			240192

Tabla IV-15. Mano de obra del área de Mantenimiento.

Todo los costos de mano de obra de cada una de las áreas de la línea productiva pueden llegar a modificarse de acuerdo a los cambios que pudieran existir en la tasa salarial de la empresa, sin embargo los datos obtenidos nos muestran valores que van en concordancia con la mano de obra utilizada en proyectos similares de la región (Christoforou, 2012).

IV.8.5 Costos operacionales de Planta

Los costos operacionales de planta se detallan en la Tabla IV-16.

COSTOS OPERACIONALES PLANTA			
BASES COSTO PLANTA			
CALCULO BASE 1 AÑO			
I. GENERAL			
Mineral [T/Año]		15384	
Concentración de cobre [%Cu]		9,2	
Recuperación de cobre [%R-Cu]		65	
Recuperación en cobre Lixiviación [%R-Cu]		82	
PRODUCCION de cobre [T/Año]		916,2	
Área Riego en lixiviación [m2]		289	
Tasa de riego en lixiviación [l/min/m2]		20	
Flujo PLS a SX [m3/h]		4,2	
Flujo de Cu+2 en PLS, [gpl]		2,5	
Consumo Ácido sulfúrico por curado de mineral [Kg-H+/T]		63,1	
Consumo de ácido sulfúrico por riego [Kg-H+/T]		63,1	
Consumo total ácido sulfúrico [Kg-H+]		126,2	
Agua curado de mineral [Kg-H2O/T]		78	
PRODUCCION SULFATO DE COBRE PENT	[T/Año]	3600	
	[T/Mensual]	300	
Tipo de cambio [Bs/\$us]		6,91	
II. COSTO DE OPERACIÓN CHANCADO			
1	CHANCADO - AGLOMERADO – APILADO	\$us/año	%
	Mano Obra	132564	530256 17
	Repuestos		210543 27
	Costo Fijo		740799
	Ácido sulfúrico (curado mineral)		
	Agua proceso (curado mineral)		
	Planta chancado autónoma – Petróleo		257330 33
	Carguío - Traslado - Apilado - Costo en petróleo		
	Energía eléctrica		179351 23
	Costo variable		436681

COSTOS OPERACIONALES PLANTA (Continuación)			
	TOTAL (S/MO) [\$us/año]		647224
	TOTAL (S/MO) [\$us/T mineral]		42,07
COSTO DE OPERACIÓN PLANTA BENEFICIO			
2	LIXIVIACION EN PILAS		\$us/año %
	Mano Obra	41904	167616 10
	Repuestos		37714 9
	Materiales en general		
	Gastos Generales		
	Servicios externos (Carguío + transporte)		108952 26
	Distribuciones Lab-Muestreo		
	Distribuciones de mantenimiento		
	Costo Fijo		314282
	Ácido sulfúrico		230474 55
	Costo Variable		230474
	TOTAL (S/MO) [\$us/año]		377140
	TOTAL (S/MO) [\$us/T mineral]		24,52
3	EXTRACCION POR SOLVENTES		\$us/año %
	Mano Obra	86424	345696 11
	Repuestos		
	Materiales		
	Gastos generales		7857 1
	Servicios externos		
	Distribución Lab-Muestreo		
	Distribuciones de mantenimiento		
	Costo Fijo		353553
	Reactivos SX		487134 62
	Energía eléctrica		204282 26
	Costo Variable		691416
	TOTAL (S/MO) [\$us/año]		699273
	TOTAL (S/MO) [\$us/T mineral]		45,45
4	CRISTALIZACION		\$us/año %
	Mano Obra	83808	335232 10
	Repuestos		
	Materiales		
	Gastos Generales		
	Servicios externos		192758 23
	Distribución Lab-Muestreo		
	Distribuciones de mantenimiento		
	Costo Fijo		527990
	Reactivos		33523 4
	Energía eléctrica		527987 63
	Costo variable		561510
	TOTAL (S/MO) [\$us/año]		754268
	TOTAL (S/MO) [\$us/T mineral]		49,03

Tabla IV-16. Costos operacionales de Planta.

Los datos descritos en la Tabla IV-16 muestran un mayor costo operacional en las áreas de chancado, extracción por solventes y cristalización, que concuerda con lo estimado, considerando el consumo de energía y reactivos como lo más costoso, esto a su vez muestra una relación con datos específicos de trabajos e investigaciones similares a la propuesta en este proyecto (Domic E. M., 1984).

IV.8.6 Evaluación económica

En función de las inversiones y costos analizados, la evaluación económica del proyecto para la adquisición de 1282 [T] de mineral con una ley aproximada de 9,2 [%Cu], se resumen en los siguientes parámetros (Tabla IV-17):

DESCRIPCION	DETALLE
Tipo de cambio [Bs/\$us]	6,91
Ley Cu [%]	9,2
Recuperación metalúrgica total [%]	65
Precio sulfato de cobre pentahidratado [\$us/Kg]	3,1
Periodo de reembolso PBP [años]	8,58
Mineral tratado [T/mes]	1282
Producción total sulfato de cobre pentahidratado [T/mes]	300
Inversión [\$us]	5026076
ROI (%)	11,65

Tabla IV-17. Parámetros de la evaluación económica.

El precio actual de venta en el mercado nacional de sulfato de cobre pentahidratado es de 3,47 [\$us/Kg] (La Patria, 2018), lo que significa una variación del 10,66 [%] con respecto de la producción estimada. El análisis de la evaluación económica se detalla en el Anexo F y se muestra la rentabilidad del proyecto, con un periodo de reembolso de 4,16 [años] y un ROI de 24,03 [%].

Cuanto más alto sean los valores de ROI, mayor rendimiento se habrá sacado a la inversión o se sacara en un proyecto futuro, es decir que está siendo rentable, en nuestro caso es un valor aceptable ya que no es negativo, se debe tomar en cuenta que este indicador no toma en cuenta el valor del dinero en el tiempo, pero nos proporciona un dato inicial de rentabilidad.

CAPITULO V

CONCLUSIONES

V Conclusiones y Recomendaciones

V.1 Conclusiones

En el margen del concepto de Ingeniería Conceptual, que representa la transformación de una idea de proyecto en una amplia proposición de inversión, se logra el cumplimiento del diseño de Ingeniería Conceptual de la Planta de cristales de Sulfato de Cobre Pentahidratado (Grado Industrial), a partir de la selección y descripción de un procedimiento, que reúne las características para el desarrollo y obtención de la producción deseada.

Mediante un análisis comparativo se identificó el proceso productivo para la obtención de sulfato de cobre grado industrial, en esta comparación se analizó el proceso con la variación en la etapa de Lixiviación (mediante botaderos, pilas TL, por percolación y por agitación) y se seleccionó la línea productiva de 5 etapas compuestas por: Chancado, Aglomeración y Curado, Lixiviación, Extracción por Solventes y Cristalización.

El diseño de las etapas involucradas en el proceso se llevó a cabo a partir de la caracterización del mineral de cobre, este tiene una Ley del 9,2 [%Cu]. La capacidad de tratamiento de mineral es de 15384 [T/año], logrando una recuperación de cobre total de 65 [%], lo que significa una producción de cobre de 59 [Kg-Cu/T-Mineral tratado].

- ✓ La etapa de Chancado tiene un tiempo de operación de 2-3 [semanas] para lograr la disminución de la partícula hasta dimensiones de $\frac{1}{4}$ ", se reciben 4,27 [T-Mineral Tratado/T-CuSO₄*5H₂O producido].
- ✓ La etapa de Aglomeración tiene un tiempo aproximado de operación de 5 [días] para el tratamiento de mineral chancado, es necesario el requerimiento de 85,80 [Kg-H₂SO₄/T-Mineral tratado] con una concentración de 98 [%], y 85,80 [Kg-H₂O/T-Mineral tratado] y el tiempo de curado es de 24 [h].
- ✓ La etapa de Lixiviación tiene un tiempo de operación aproximado de 14 [días], logrando una recuperación de cobre de 82 [%], la cantidad de ácido sulfúrico requerido es de 1,63 [T-H₂SO₄/T-Mineral tratado] con una concentración del 5 [%].

- ✓ La etapa de Extracción por solventes está unida a la etapa de Cristalización, el tiempo de operación es de aproximadamente 17 [días], con una recuperación de cobre del 90 [%]. El requerimiento de solución PLS es 2,36 [m³-Solucion PLS/T-Mineral tratado]; la solución orgánica se compone del reactivo selectivo LIX 984N, el diluyente es Keroseno, tiene una concentración de reactivo de 8,7 [%], con una concentración de cobre aproximada de 1,80 [g/l] y el requerimiento de solución orgánica es de 2,36 [m³-Solucion Orgánica/T-Mineral tratado].
- ✓ La etapa de Cristalización tiene una recuperación de 60,84 [Kg-Cu/T-Mineral tratado], logrando la producción aproximada de 300 [T/mes] de cristales de CuSO₄*5H₂O.

Los diagramas de proceso se desarrollaron en función a los balances de materia, estos fueron determinados con la ayuda de la caracterización de la materia prima y las reacciones que se esperan en la línea productiva.

La estimación preliminar de costos del proyecto, describe en forma general los costos de operaciones unitarias e inversiones, en función de los requerimientos de la planta de tratamiento de mineral, junto a un análisis del costo de operación del proyecto y estimación de rentabilidad.

- ✓ La adquisición del mineral tiene un costo de 407,94 [\$us/T-Mineral tratado].
- ✓ La Inversión de Planta, representa el 58 [%] de la inversión total, el monto es 2035863 [\$us].
- ✓ La inversión General del Proyecto, que incluye los gastos de ingeniería, gastos propios y contingencias, representa el 42 [%] de la inversión total, el monto es de 1459503 [\$us].
- ✓ Los costos operacionales totales son de 161,07 [\$us/T-Mineral tratado] sin contar con la mano de obra, el detalle de éste corresponde a:

Área Chancado: 27 [%] repuestos, 23 [%] energía, 17 [%] mano de obra y 33 [%] otros, el monto asciende a 42,07 [\$us/T-Mineral tratado].

Área Lixiviación: 55 [%] ácido sulfúrico, 10 [%] mano de obra, 9 [%] repuestos y 26 [%] otros, el monto corresponde a 24,52 [\$us/T-Mineral tratado].

Área Extracción por Solventes: 62 [%] reactivo orgánico y diluyente, 26 [%] energía, 11 [%] mano de obra y 1 [%] otros, el monto es de 49,03 [\$us/T-Mineral tratado].

Área Cristalización: 63 [%] energía, 10 [%] mano de obra, 4 [%] reactivos y 23 [%] otros, el monto es de 49,03 [\$us/T-Mineral tratado].

Mano de obra: es de 56,97 [\$/T-Mineral tratado].

- ✓ El costo de producción de sulfato de cobre pentahidratado es de 2,68 [\$/T-Mineral tratado], lo que permite ser al producto competitivo en el mercado, considerando que el precio de venta actual en el país es de 3,47 [\$/Kg], de esta forma se estableció el posible precio de venta en 3,10 [\$/Kg].
- ✓ La evaluación económica, muestra que el proyecto sería rentable, con un ROI del 24,03% y un periodo de reembolso de aproximadamente 4 [años].

V.2 Recomendaciones

- ✓ En cuanto a la adquisición de mineral de cobre, se recomienda buscar fuentes cercanas a la planta de beneficio que sean viables para el proceso de producción, la ley de Cu marca la pauta para la recepción de la misma.
- ✓ Verificar las condiciones de terreno y servicios básicos conducirán a una mayor viabilidad técnica del proyecto, se recomienda contar con un estudio topográfico que brinde las condiciones óptimas de trabajo.
- ✓ El proceso fue seleccionado en función a la etapa de Lixiviación, existen muchas técnicas de la misma, en función a los análisis más minuciosos que podrían realizarse en adelante, podrían existir algunas variantes. Se recomienda el seguimiento a información con técnicas innovadoras y económicas.
- ✓ Dentro de la evaluación económica es importante mencionar los factores de riesgo que pueden presentarse en el desarrollo del proyecto: Precio del cobre, tamaño del proyecto, recuperación metalúrgica, consumo de ácido, disponibilidad de agua, energía, infraestructura, financiamiento, factores ambientales, entre otras. Es recomendable que en base a la propuesta realizada se realicen análisis más minuciosos en cuanto a costos e inversión.
- ✓ En las fases posteriores tomar en cuenta la normativa y la regulación pertinente para evitar cualquier problema al momento de ejecutar el proyecto.

Bibliografía

- ✓ Aduana Nacional. (2017). *Total exportación de cobre. Primer trimestre 2016 - 2017. (Cifras preliminares), (en TMF y millones de \$us)*. SIDUNEA, Declaración única de exportación DUE's , Bolivia.
- ✓ Aduana Nacional. (2018). *Tabla de cotizaciones oficiales y alícuotas de regalías mineras, correspondiente a la primera quincena de febrero de 2018, emitida por el ministerio de minería y metalurgia*. Gerencia Nacional Jurídica, Bolivia.
- ✓ Aguad, J. S., Jordan, H. D., & Vargas, T. (s.f.). *Lixiviación de minerales oxidados de cobre con soluciones ácidas de alta carga iónica. Centro de Estudios Avanzados en Hidrometalurgia - Electrometalurgia*, 4.
- ✓ Alfaro, E. J. (2012). *Estudio experimental de la permeabilidad de materiales depositados en pilas de lixiviación*. Universidad de Chile, Facultad de ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería Civil, Santiago de Chile.
- ✓ Alfaro, R. (2000). *Teoría de extracción por solventes*.
- ✓ Alvarez, M. S. (2012). *Optimización del proceso de aglomeración y lixiviación en una planta de lixiviación de cobre*. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Química y Textil, Lima - Perú.
- ✓ Anton, F. E., & Gio, O. F. (2006). *Costos Industriales*. Córdoba - Argentina: Universitas.
- ✓ Avendaño, C. (2013). *Técnicas Mejoradas de Lixiviación de Minerales de Cobre en Pilas*. Sociedad Terral S.A.
- ✓ Bao-hua, Y., Ai-xiang, W., Huai-chun, J., & Xue-song, C. (2008). *Evolution of permeability of ore granular media during heap leaching based on image analysis*. *ScienceDirect*, 426-431.
- ✓ Bartlett, R. W. (1997). *Metal Extraction from Ores by Heap Leaching. Extraction and Processing Distinguished Lecture*, 17.
- ✓ BASF. (2015). *LIX 984N-C*. BASF We Create Chemistry.
- ✓ BASF. We Create Chemistry. (s.f.). *Redbook: Mining Solutions*.
- ✓ Beckel, J. (2000). *El proceso hidrometalúrgico de lixiviación en pilas y el desarrollo de la minería cuprífera en Chile*. Naciones Unidas, Santiago de Chile, Chile.
- ✓ Biswas, A., & Davenport, W. (1993). *EL COBRE, Metalurgia Extractiva* (Primera ed.). Mexico: LIMUSA.
- ✓ Bolivia. (1974). *Decreto Ley N°11901, 21 de Octubre de 1974*. Bolivia.
- ✓ Bouffard, S. C. (2007). *Review of Agglomeration practice and fundamentals in Heap Leaching. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review: An International Journal*, 64.

- ✓ Bouffard, S. C. (2008). *Agglomeration for heap leaching: Equipment Design, agglomerate quality control, and impact on the heap leach process*. ScienceDirect, 11.
- ✓ Bouffard, S. C., & West-Sells, P. G. (2009). *Hydrodynamic behavior of heap leach piles: influence of testing scale and material properties*. Hydrometallurgy, 136-142.
- ✓ Bravo, C. S. (2004). *Historia de la minería andina boliviana (Siglo XVI - XX)*. Potosí - Bolivia.
- ✓ Breitenbach, A. (s.f.). *Estabilidad de taludes de pilas de canchas de lixiviación impermeabilizadas desde el diseño, hasta la operación y clausura*. AB Engineering Inc., 17.
- ✓ Broggi, I. (2015). *Hidrometalurgia: Hidrometalurgia del cobre*. Obtenido de <https://hydrometallurgyperu.wordpress.com/2015/04/21/hidrometalurgia-del-cobre/>
- ✓ Bullon, H. B. (s.f.). *Procesamiento de Minerales* (Primera ed.). Perú.
- ✓ Camargo, J. F., & Moncada, I. C. (2008). *Diagnostico para la Implementación del Programa de PML para la Empresa Quimicampo LTDA*. Universidad Industrial de Santander, Escuela de Ingeniería Química, Especialización en Ingeniería Ambiental, Bogotá D. C.
- ✓ Cardenas, F., Dias, M., Guajard, C., & M. B. (s.f.). *Lixivación de minerales mediante pilas y bateas*. Universidad de Chile, 8.
- ✓ Carvajal, N. A. (2008). *Diseño de sistemas de riego utilizados en lixiviación de minerales*. Universidad de Chile, Facultad de ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería Mecánica, Santiago de Chile - Chile.
- ✓ CEIM, Centro de Entrenamiento Industrial y Minero. (2000). *Procesos hidrometalúrgicos - Lixiviación*.
- ✓ Christoforou, F. I. (2012). *Proyecto Anico*. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago - Chile.
- ✓ Cognis Group. (2008). *MCT Redbook: Reactivos de Extracción por solvente y sus aplicaciones*.
- ✓ COGNIS, M. d. (2017). *Operación de plantas de extracción por solvente para cobre, una visión general de Cognis*.
- ✓ COMIBOL. (2017). *Nueva escala salarial 2017*. Bolivia.
- ✓ COMIBOL. (2017). *Producción de cobre. Primer Trimestre 2014 -2017. Informes de Producción. COMIBOL., Emp. Met. Vinto, Min. Mediana, y Registros de Exportaciones*. Bolivia.
- ✓ Córdor, H. (2015). *Tolvas de almacenamiento de minerales*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion, Facultad de Ingeniería, Escuela de Formación Profesional de Metalurgia.
- ✓ Corona, F. (2006). *Ingeniería Conceptual, Básica y de Detalle*. Obtenido de <http://www.ingenieriaquimica.net/noticias/155-ingenieria-conceptual-basica-y-de-detalle>
- ✓ Corporación Minera de Bolivia. (s.f.). *Empresa Minera Corocoro producirá Sulfato de Cobre*. COMIBOL. Obtenido de <http://comibol.gob.bo/index.php/24-noticias-inicio/837-empresa-minera-corocoro-producira-sulfato-de-cobre>

- ✓ COSSMIL, C. d. (2010). *Rendición de cuentas*. Bolivia.
- ✓ Dhawan, N., Safarzadeh, M. S., Miller, J. D., Moats, M. S., & Rajamani, R. K. (2012). *Crushed ore agglomeration and its control for heap leach operations*. *Minerals Engineering*, 53-70.
- ✓ Dirección General de Salud Pública. (2008). *Riesgo Químico - Accidentes graves. Sulfato de Cobre (II) (Pentahidratado)*. Región de Murcia, Consejería de Sanidad, Murcia.
- ✓ Domic, E. M. (1984). *Thin layer leaching practice: Cost of operation and process requirements*. *Journal of metals*, 48-53.
- ✓ Domic, E. M. (2001). *Hidrometalurgia, fundamento, procesos y aplicaciones*. Santiago, Chile.
- ✓ Dominic, E. (2012). *Historia del proceso actual de lixiviación en pilas y la producción de cátodos en Chile*. Chile. Obtenido de <http://www.portalminero.com/pages/viewpage.action?pageId=10911860>,
- ✓ Donoso, P. N. (s.f.). *Hidrometalurgia aplicada a minerales de cobre y polimetálicos*. INTERCADE.
- ✓ Económicas, U. d. (2004). *Sector minero 1990 - 2004*.
- ✓ Empresa Industrial COSSMIL. (1966). *La industria química básica más grande del país, en la producción de ácido sulfúrico para el desarrollo de la industria boliviana*. Bolivia.
- ✓ Empresa Minera Corocoro. (s.f.). *Historia - COROCORO*. Obtenido de <http://www.mineracorocoro.com/institucional/empresa/historia.html>
- ✓ Environmental Law Alliance Worldwide. (2012). *Guía para evaluar EIAs de Proyectos Mineros* (Primera ed.). U.S.A.
- ✓ Escalona, L. M. (2007). *Aglomerado y curado en el proceso de lixiviación de minerales*. Metsolver, Chile.
- ✓ Espinace, R. (2006). *Estudio geotécnico para el diseño de pilas de lixiviación y depósito de rípios. Planta ENAMI El Salado*. Geotecnia Ambiental LTDA, Valparaíso.
- ✓ Estado Plurinacional de Bolivia. (1997). *Bolivia: Código de Minería, 17 de marzo de 1997*. Honorable Consejo Nacional, Bolivia.
- ✓ Estado Plurinacional de Bolivia. (2007). *Bolivia: Régimen Regalitario e Impositivo Minero, 24 de Noviembre de 2007*. Honorable Consejo Nacional, Bolivia.
- ✓ Estado Plurinacional de Bolivia. (2014). *Bolivia: Minería y Metalurgia, 28 de mayo de 2014*. Honorable Consejo Nacional, Bolivia.
- ✓ Estudios Mineros del Perú S.A.C. (s.f.). *Manual de Minería*. Perú.
- ✓ Fuentes, G. Z. (1966). *Planta de Lixiviación de Minerales de Cobre*. UMSA, Universidad Mayor de San Andrés, Facultad de Ingeniería, Ingeniería Química, La Paz - Bolivia.
- ✓ Fundación Chile. (2016). *Desde el cobre a la innovación*. Santiago - Chile: Fundación Chile.

- ✓ Fundación Wikimedia, Inc. (2018). *Sulfato de cobre (II) pentahidratado*. Obtenido de [https://es.wikipedia.org/wiki/Sulfato_de_cobre_\(II\)_pentahidratado](https://es.wikipedia.org/wiki/Sulfato_de_cobre_(II)_pentahidratado)
- ✓ Gallardo, J. V. (1980). *Metalurgia del oro y la plata* (Segunda ed.). Peru: San Marcos.
- ✓ Geankoplis, C. (1998). *Procesos de transporte y operaciones unitarias* (Tercera ed.). Mexico: Continental S.A.
- ✓ Goodrich, R. R. (1920). *Tratamiento Hidoeléctrico de Mineral de Cobre*. Santiago de Chile: Litografía Universo.
- ✓ Groznov, I. (2015). *Heap Leaching. Computer simulation as an alternative technology*. *ScienceDirect*, 3-9.
- ✓ Herrera, M. L., & Marquinez, J. S. (s.f.). *Metalurgia y Siderurgia. Bloque 2: Procesos Metalúrgicos Unitarios*. Universidad de Cantabria, Departamento de Ciencia e Ingeniería del Terreno y de los Materiales.
- ✓ IBCE. (2015). *Cifras del comercio exterior boliviano GESTION 2014*. *Comercio exterior*, 53.
- ✓ IBCE. (2016). *Cifras del Comercio Exterior Boliviano 2015*. *Comercio Exterior*, 49.
- ✓ IBCE. (2017). *Cifras del Comercio Exterior Boliviano 2016*. *Comercio Exterior*, 40.
- ✓ Instituto Tecnológico GeoMinero de España. (1991). *Manual de Evaluación Técnico-Económica de proyectos mineros de inversión*. Madrid - España: ITGE.
- ✓ J.D., A., J.J., C., & A.A., B. (s.f.). *Diseño Geotécnico de Pilas de Lixiviación*. 8.
- ✓ Jimenez, D. (s.f.). *Factores condicionantes de sistema de turno en faena minera remota*. Minera Collahuasi. Chile: D. U. Medicine Montagne.
- ✓ Johnson, P. H. (12 de Abril de 1977). *United States Patente nº 4.017.309*.
- ✓ Kappes, D. W. (s.f.). *Precious Metal Heap Leach Design and Practice*. *Cassiday & Associates*, 1-25.
- ✓ Kumar, P. A., & Vengatasalam, R. (2015). *Mineral beneficiation by heap leaching technique in mining*. *ScienceDirect*, 140-148.
- ✓ LA PATRIA. (16 de Febrero de 2011). *Fabrica de ácido sulfúrico "Eucaliptus" un impulso para la economía boliviana*. *La Patria*, pág. 5.
- ✓ Larochelle, T., & Kasaini, H. (2016). *Predictive modeling of rare earth element separation by solvent extraction using METSIM*. *International Mineral Processing Congress Proceedings*, 7.
- ✓ Liu, M., Wen, J., Tan, G., Liu, G., & Wu, B. (2015). *Experimental studies and pilot tests for acid leaching of low-grade copper oxide ores at the Tuwu Copper Mine*. *Hydrometallurgy*, 6.
- ✓ Liu, W., & Hashemzadeth, M. (2017). *Solution flow behavior in response to key operating parameters in heap leaching*. *Hydrometallurgy*, 183-191.
- ✓ Lu, J., Dreisinger, D., & West-Sells, P. (2016). *Acid curing and agglomeration for heap leaching*. *Hydrometallurgy*, 22.

- ✓ Lucidchart. (2019). *Qué es un diagrama de flujo de procesos*. Obtenido de <https://www.lucidchart.com/pages/es/que-es-un-diagrama-de-flujo-de-procesos>
- ✓ Lupo, J. F. (2010). *Liner systema design for heap leach pads. Geotextiles and Geomembranes*, 163-173.
- ✓ Lupo, J., & Morrison, K. (2007). *Geosynthetic design and construction approaches in the mining industry. ScienceDirect*, 96-108.
- ✓ McCabe, W. L., Smith, J. C., & Harriott, P. (1998). *Operaciones unitarias en Ingeniería Química* (Cuarta ed.). España: McGraw-Hill.
- ✓ Metal Bulletin. (2017). *Cobre. Evolución 2015 – Marzo/2017 y Tendencia del Precio, (en \$us/LF)*. Bolivia.
- ✓ Mexico, D. (2016). *Procesos Hidrometalúrgicos en la Minería de Oro, Plata, Cobre y Uranio*.
- ✓ Mihovilovic, E. M. (2001). *Hidrometalurgia: fundamentos, procesos y aplicaciones*. Santiago: Consejo Minero de Chile A.G.
- ✓ Minera Delfin S.A. (2011). *Declaracion de Impacto Ambiental: Planta de Sulfato de Cobre Pentahidratado*. Antofagasta.
- ✓ Ministeria de Industria, Turismo y Comercio. (1991). *Manual de Evaluación Técnico - Económica. Proyectos mineros de inversión*. España.
- ✓ Ministerio de Minería y Metalurgia. (2016). *Estadísticas del Sector Minero Metalurgico 1980 - 2015*. La Paz - Bolivia.
- ✓ Ministerio de Minería y Metalurgia. (2017). *Analisis de Coyuntura y Boletin Estadistico Primer Trimestre de 2017*. La Paz - Bolivia: Presencia SRL.
- ✓ Ministerio de Minería y Metalurgia. (2017). *Anuario Estadistico y Coyuntura del Sector Minero Metalurgico 2016*. La Paz - Bolivia: Presencia SRL.
- ✓ Montero, R. A. (2009). *METSIM, el simulador de procesos de metalurgia extractiva* (Primera ed.). Santander - Colombia: Universidad Industrial de Santander.
- ✓ Muñoz, P., Bartlett, J., & Bazzanella, F. (2000). *Dynamic Modeling of Heap Leaching Operations. Future Trends in Automation in Mineral and Metal Processing*, 6.
- ✓ Muñoz, S. H. (1998). *Produccion de sales de cobre mediante un proceso de oxidacion sulfatacion en seco de cemento de cobre*. Proyecto FONTEC, Santiago - Chile.
- ✓ Nikkhah, K. (2001). *Role of simulation software in design and operation of metallurgical plants: A case study. SME Annual Meeting*, 11.
- ✓ Ortiz, Á. A., Jara, P. A., Loli, A. F., Salinas, S. F., Navarro, J. Z., Delgado, E. L., Pacocha, E. G. (2005). *Produccion de sulfato de cobre pentahidratado a partir de cemento de cobre. Instito de Inestigacion FIGMMG*, 5.

- ✓ Padilla, G. A., Cisternas, L. A., & Cueto, J. Y. (2008). *On the optimization of heap leaching*. *ScienceDirect*, 673-678.
- ✓ Pantoja, A. (2014). *Historia del Sulfato de Cobre*. Obtenido de <http://www.todoexpertos.com/categorias/ciencias-e-ingenieria/quimica/respuestas/fdu557zsgimwy/historia-o-descubrimiento-del-sulfato-de-cobre-ii>
- ✓ Pereira, G. O. (2014). *Simulador dinámico para el proceso de aglomeración*. Pontificia Universidad Católica de Chile, Escuela de Ingeniería, Santiago, Chile.
- ✓ Perez, P. (2003). *Fabricacion de sulfato de cobre pentahidratado*. Fundacion Patiño, Bolivia.
- ✓ Perry, R. H. (1997). *Perry's Chemical Engineers' Handbook* (Seventh ed.). E.E.U.U.: McGraw-Hill.
- ✓ Petersen, J. (2015). *Heap leaching as a key technology for recoery of values from low-grade ores*. *Hydrometallurgy*, 20.
- ✓ Pilero. (2007). *Lixiviación*. Obtenido de <http://www.lixiviacion.com/pagina/lixiviacion-definicion>
- ✓ Portal Minero S.A. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia* (Primera ed.). Chile: Portal Minero Ediciones.
- ✓ Posada, J. F., & Rasmussen, I. C. (2008). *Diagnostico para la implemantacion del progrma de PML para la empresa Quimicampo LTDA*. Universidad Industrial de Santander, Escuela de Ingeniería Química, Especialización en Ingeniería Ambiental, Bogota.
- ✓ Quispe, O. F. (2012). *Selección, Diseño y Escalamiento de un Reactor para la Producción de Sulfato de Cobre*. UMSA, Universidad Mayor de San Andrés, Facultad de Ingeniería, Ingeniería Química, La Paz - Bolivia.
- ✓ Ramos, F. A. (2015). *Diseño de una planta de cristalización para producir sulfato de cobre pentahidratado como alternativa para la pequeña y mediana minería de la región Sur-Peru*. Universidad Nacional de San Agustín, Facultad de Ingeniería de Procesos, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, Arequipa - Peru.
- ✓ Rios, G. O. (2014). *Simulador dinámico para el proceso de aglomeración*. Pontificia Universidad Católica de Chile, Escuela de Ingeniería, Santiago de Chile.
- ✓ Rivas, S. (2011). *Minería del cobre del Altiplano Boliviano*.
- ✓ Ruiz, M. C. (2011). *Tecnología de purificación de soluciones. Extracción por solventes*. Universidad de Concepción, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Concepción.
- ✓ S.L., A. M. (2017). *Hidrociclones - Hydrovortex*. Madrid, España. Obtenido de <http://www.ampmineral.com/equipos/hidrociclones.php>
- ✓ Segura, J. A. (2012). *Separación de fases en sistema líquido/líquido para extracción por solventes de cobre*. Universidad de Santiago de Chile, Facultad de Ingeniería, Santiago - Chile.
- ✓ Segura, J. C., Cornejo, F. B., & Donoso, P. N. (2012). *Estudio de separación de fases en sistemas líquido-líquido usando LIX 984N en fase orgánica*. *Metalurgia*, 107-117.

- ✓ Simpson, J. (2003). Capitulo 14: Hidrometalurgia. Universidad de Santiago de Chile, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Santiago, Chile.
- ✓ SNMPE. (2011). *¿Cómo se calcula el valor de los concentrados de minerales?* Lima, Perú.
- ✓ Sociedad Nacional de Minería. (2006). *Guía de conversión de unidades en la minería del Cobre, precios, costos y cargos orientada a los pequeños productores.* Sociedad Nacional de Minería, Chile.
- ✓ Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía. (2011). *¿Cómo se calcula el valor de los concentrados de minerales?* Informe Quincenal de la snmpe, Lima - Perú.
- ✓ Soruco, A. T. (s.f.). *Minería de Tierras Bajas de Bolivia.* CEDIB - Centro de documentación e información Bolivia, Cochabamba.
- ✓ Suontaka, V., Saloheimo, K., Marttila, T., & Jounela, S. L. (2003). *A monitoring system for the copper solvent extraction-electrowinning.* Elsevier, 6.
- ✓ Szymanowski, J. (1993). *Hydroxyoximes and Copper Hydrometallurgy.* Florida: CRC Press.
- ✓ Tabilo, F. I. (2012). *Proyecto ANICO.* Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago, Chile.
- ✓ (s.f.). *Teoría del Tamizado.* Obtenido de <http://ecfacl.tripod.com/teoria.htm>
- ✓ Thiel, R., & Smith, M. E. (2004). *State of the practice review of heap leach pad design issues.* ScienceDirect, 555-568.
- ✓ ticketsBolivia. (2018). *Tarifas.* Obtenido de https://www.ticketsbolivia.com.bo/buses_paso1.php
- ✓ Treybal, R. E. (1955). *Operaciones de transferencia de masa* (Segunda ed.). Mexico: McGraw-Hill.
- ✓ Triñanes, P. G. (2010). *Avances en aglomeración y compactación de partículas.* Universidad de Santiago de Compostela, Departamento de Ingeniería Química, Santiago de Compostela.
- ✓ Trujillo, J. Y., Cisternas, L. A., Galvez, E. D., & Mellado, M. E. (2014). *Optimal design and planning of heap leaching process. Application to copper oxide leaching.* Chemical Engineering Research and Design, 308-317.
- ✓ Trujillo, J. Y., Mellado, M. E., Galvez, E. D., & Cisternas, L. A. (2011). *A method for the design and planning operations of heap leaching circuits.* European Symposium on Computer Aided Process Engineering, 5.
- ✓ Unidad de Análisis y Política Minera. Ministerio de Minería y Metalurgia. (2017). *Regalías mineras por mineral. Primer Trimestre 2017.* Bolivia.
- ✓ Unidad de Análisis y Política Minera. Ministerio de Minería y Metalurgia. (2017). *Exportación de minerales según continentes. Primer trimestre 2017 y Exportaciones de minerales refinados y aleaciones según países destinos. Primer trimestre 2017.* Bolivia.
- ✓ Universidad Tecnológica de Chile, T. e. (2014). *Introducción a la metalurgia: Harneros en el Procesamiento de mineral.*

- ✓ UPV. (2016). *Procesamiento por hidrometalurgia: Calculo tambor aglomerador*. Universidad Pedro de Valdivia.
- ✓ Varas, C. A. (2013). *Tecnicas mejoradas de lixiviacion. Minerales de cobre en pilas*. Sociedad Terral S.A.
- ✓ Velasco, J. L. (2000). *Sustitucion de importaciones de sulfato de cobre en Bolivia: El caso de la empresa PROCEL*. Universidad Mayor de San Andres, Facultad de Ciencias Economicas y Financieras, La Paz.
- ✓ Verhoeven, J. D. (1987). *Fundamentos de Metalurgia Fisica* (Primera ed.). Mexico: LIMUSA.
- ✓ Vilar, F. A. (2005). *Impacto de la reactivacion de la fabrica de acido sulfurico COSSMIL, en la produccion del sector indutrial*. Trabajo dirigido, Universidad Mayor de San Andres, Facultad de Ciencias Economicas y Financieras, Carrera de Economia, La Paz - Bolivia.
- ✓ Wen-qing, Q., Yan-sheng, Z., Wei-zhong, L., & Jun, W. (2008). *Simulated small-scale pilot heap leaching of low-grade cooper sulfide ore with selective extraction of copper*. *ScienceDirect*, 1463-1467.
- ✓ YIN, S.-h., Lei-ming WANG, X. C., & WU, A.-x. (2016). *Effect of ore size and heap porosity on capillary process inside leaching heap*. *ScienceDirect*, 835-841.
- ✓ Yung, K. K., Barlow, C. B., & Glass, J. R. (24 de Diciembre de 1985). *United States Patente n° 4.560.538*.
- ✓ Zeballos, R. P. (1991). *Extraccion Solvente de Cobre a partir de Agua de Copagira*. UMSA, Universidad Mayor de San Andres, Facultad de Ingenieria, Ingenieria Quimica, La Paz - Bolivia.

ANEXO A

Memoria de cálculo

Requerimiento de materia prima

Requerimiento de cobre

$$300[T]CuSO_4 \cdot 5H_2O \cdot \frac{1[Tmol]CuSO_4 \cdot 5H_2O}{249.54[T]CuSO_4 \cdot 5H_2O} \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]CuSO_4 \cdot 5H_2O} = 76.385[T]Cu$$

Requerimiento de mineral

Con las reacciones del Capítulo III (Reacción III-1; Reacción III-9) se obtiene la cantidad de mineral que se debe tratar para obtener 300 [T] CuSO₄*5H₂O.

$$\begin{aligned} M[T]Mineral \cdot \frac{1[T]Malaquita}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Malaquita}{221.08[T]Malaquita} \cdot \frac{2[Tmol]Cu}{1[Tmol]Malaquita} \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]Cu} \\ = \frac{2 \cdot 63.54}{22108} M[T]Cu \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} M[T]Mineral \cdot \frac{3.1[T]Crisocola}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Crisocola}{175.54[T]Crisocola} \cdot \frac{1[Tmol]Cu}{1[Tmol]Crisocola} \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]Cu} \\ = \frac{3.1 \cdot 63.54}{17554} M[T]Cu \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} M[T]Mineral \cdot \frac{1.1[T]Cuprita}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Cuprita}{143.08[T]Cuprita} \cdot \frac{2[Tmol]Cu}{1[Tmol]Cuprita} \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]Cu} \\ = \frac{2.2 \cdot 63.54}{14308} M[T]Cu \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} M[T]Mineral \cdot \frac{11.3[T]Brochantita}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Brochantita}{452.16[T]Brochantita} \cdot \frac{4[Tmol]Cu}{1[Tmol]Brochantita} \\ \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]Cu} = \frac{45.2 \cdot 63.54}{45216} M[T]Cu \end{aligned}$$

$$M[T]Mineral \cdot \frac{0.1[T]Cu}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Cu}{63.54[T]Cu} \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]Cu} = \frac{0.1 \cdot 63.54}{6354} M[T]Cu$$

$$\begin{aligned} M[T]Mineral \cdot \frac{0.05[T]Calcosina}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Calcosina}{159.08[T]Calcosina} \cdot \frac{2[Tmol]Cu}{1[Tmol]Calcosina} \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]Cu} \\ = \frac{0.1 \cdot 63.54}{15908} M[T]Cu \end{aligned}$$

$$M[T]Mineral \cdot \frac{0.05[T]Covelita}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Covelita}{95.54[T]Covelita} \cdot \frac{1[Tmol]Cu}{1[Tmol]Covelita} \cdot \frac{63.54[T]Cu}{1[Tmol]Cu}$$

$$= \frac{0.05 \cdot 63.54}{9554} M[T]Cu$$

El cálculo de “M”, resulta:

$$\frac{2 \cdot 63.54}{22108} M[T]Cu + \frac{3.1 \cdot 63.54}{17554} M[T]Cu + \frac{2.2 \cdot 63.54}{14308} M[T]Cu + \frac{45.2 \cdot 63.54}{45216} M[T]Cu$$

$$+ \frac{0.1 \cdot 63.54}{6354} M[T]Cu + \frac{0.1 \cdot 63.54}{15908} M[T]Cu + \frac{0.05 \cdot 63.54}{9554} M[T]Cu$$

$$= 76.385[T]Cu$$

$$M = 1281.696[T]Mineral$$

Requerimiento de ácido sulfúrico teórico

Con las reacciones del Capítulo III (Reacción III-1; Reacción III-9) se obtiene la cantidad de ácido que se requiere para obtener 300 [T] CuSO₄*5H₂O.

$$1281.696[T]Mineral \cdot \frac{1[T]Malaquita}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Malaquita}{221.08[T]Malaquita} \cdot \frac{2[Tmol]H_2SO_4}{1[Tmol]Malaquita}$$

$$\cdot \frac{98[T]H_2SO_4}{1[Tmol]H_2SO_4} = 11.363[T]H_2SO_4$$

$$1281.696[T]Mineral \cdot \frac{3.1[T]Crisocola}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Crisocola}{175.54[T]Crisocola} \cdot \frac{1[Tmol]H_2SO_4}{1[Tmol]Crisocola}$$

$$\cdot \frac{98[T]H_2SO_4}{1[Tmol]H_2SO_4} = 22.182[T]H_2SO_4$$

$$1281.696[T]Mineral \cdot \frac{11.3[T]Brochantita}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Brochantita}{452.16[T]Brochantita} \cdot \frac{3[Tmol]H_2SO_4}{1[Tmol]Brochantita}$$

$$\cdot \frac{98[T]H_2SO_4}{1[Tmol]H_2SO_4} = 94.171[T]H_2SO_4$$

$$1281.696[T]Mineral \cdot \frac{0.1[T]Cu}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Cu}{63.54[T]Cu} \cdot \frac{1[Tmol]H_2SO_4}{1[Tmol]Cu} \cdot \frac{98[T]H_2SO_4}{1[Tmol]H_2SO_4}$$

$$= 1.977[T]H_2SO_4$$

$$1281.696[T]Mineral \cdot \frac{0.05[T]Calcosina}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Calcosina}{159.08[T]Calcosina} \cdot \frac{2[Tmol]Fe_2(SO_4)_3}{1[Tmol]Calcosina} \\ \cdot \frac{3[Tmol]H_2SO_4}{1[Tmol]Fe_2(SO_4)_3} \cdot \frac{98[T]H_2SO_4}{1[Tmol]H_2SO_4} = 2.36[T]H_2SO_4$$

$$1281.696[T]Mineral \cdot \frac{0.05[T]Covelita}{100[T]Mineral} \cdot \frac{1[Tmol]Covelita}{95.54[T]Covelita} \cdot \frac{1[Tmol]Fe_2(SO_4)_3}{1[Tmol]Covelita} \\ \cdot \frac{3[Tmol]H_2SO_4}{1[Tmol]Fe_2(SO_4)_3} \cdot \frac{98[T]H_2SO_4}{1[Tmol]H_2SO_4} = 1.97[T]H_2SO_4$$

El cálculo resultante es:

$$11.363[T.H_2SO_4] + 22.182[T.H_2SO_4] + 9.657[T.H_2SO_4] + 94.171[T.H_2SO_4] \\ + 1.977[T.H_2SO_4] + 2.369[T.H_2SO_4] + 1.972[T.H_2SO_4] = 143.690[T.H_2SO_4]$$

Etapas de disolución selectiva: Técnica “Lixiviación T.L.”

Chancado

Tolva de gruesos

El volumen a almacenar: $V_{mineral} = 10[T] \cdot \frac{1[m^3]}{2.5[T]} \rightarrow V_{mineral} = 4[m^3]$

Reemplazar los datos de diseño en las ecuaciones de diseño:

$$V_{mineral} = \frac{16}{3} \cdot L^3 \cdot tg\beta \rightarrow L = \sqrt[3]{\frac{3}{16} \cdot \frac{V_{mineral}}{tg\beta}} \quad V_{mineral} = 4[m^3] \\ tg\beta = tg(30 + 15) = 1$$

$$L = \sqrt[3]{\frac{3}{16} \cdot \frac{4}{1}} \rightarrow L = 0.909[m]$$

$$c = 4 \cdot 0.909 \rightarrow c = 3.634[m]$$

$$h = \frac{0.909}{2} \cdot 1 \rightarrow h = 0.454[m]$$

$$H = \frac{1}{0.60} \cdot 0.909 \cdot 1 \rightarrow H = 1.514[m]$$

$$b = H - h \rightarrow b = 1.514 - 0.454 \rightarrow b = 1.060[m]$$

Tolva de finos

Reemplazar los datos de diseño en las ecuaciones de diseño:

$$V_{\text{mineral}} = \frac{17}{36} \pi \cdot D^3 \cdot \text{tg}\beta \rightarrow D = \sqrt[3]{\frac{36}{17 \cdot \pi} \cdot \frac{V_{\text{mineral}}}{\text{tg}\beta}} \quad V_{\text{mineral}} = 4[\text{m}^3] \\ \text{tg}\beta = \text{tg}(40 + 15) = 1.43$$

$$L = \sqrt[3]{\frac{36}{17 \cdot \pi} \cdot \frac{4}{1.43}} \rightarrow D = 1.236[\text{m}]$$

$$h = \frac{1.236}{2} \cdot 1.43 \rightarrow h = 0.883[\text{m}]$$

$$H = \frac{20}{9} \cdot 1.236 \cdot 1.43 \rightarrow H = 3.922[\text{m}]$$

$$b = H - h \rightarrow b = 3.922 - 0.883 \rightarrow b = 3.039[\text{m}]$$

Tiempo del circuito

$$1281.696[\text{T}] \cdot \frac{1[\text{h}]}{10[\text{T}]} \cdot \frac{1[\text{día}]}{8[\text{h}]} \cdot \frac{1[\text{semana}]}{5[\text{día}]} = 3.2[\text{semana}]$$

Aglomeración y curado

Balance de materia

El balance general:

$$m_{\text{chancado}} + m_{\text{H}_2\text{O}} + m_{\text{Acido}} = m_{\text{aglomerado}}$$

$$\rightarrow m_{\text{aglomerado}} - m_{\text{H}_2\text{O}} = 10 \frac{\text{T}}{\text{h}} + 0.85798 \frac{\text{T}}{\text{h}} = 10.85798 \frac{\text{T}}{\text{h}}$$

El balance parcial para el agua:

$$\frac{\% \text{H}_2\text{O}}{100} \cdot m_{\text{chancado}} + \frac{\% \text{H}_2\text{O}}{100} \cdot m_{\text{H}_2\text{O}} + \frac{\% \text{H}_2\text{O}}{100} \cdot m_{\text{Acido}} = \frac{\% \text{H}_2\text{O}}{100} \cdot m_{\text{aglomerado}}$$

$$\rightarrow \frac{10}{100} \cdot m_{\text{aglomerado}} - m_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{3}{100} \cdot 10 \frac{\text{T}}{\text{h}} + \frac{2}{100} \cdot 0.85798 \frac{\text{T}}{\text{h}} = 0.31816 \frac{\text{T}}{\text{h}}$$

Resolviendo el sistema, los resultados son:

$$m_{\text{aglomerado}} = 11.711[\text{T}/\text{h}]$$

$$m_{\text{H}_2\text{O}} = 0.853[\text{T}/\text{h}]$$

Tiempo de tratamiento

$$1281.696[\text{T}] \cdot \frac{1[\text{h}]}{10[\text{T}]} \cdot \frac{1[\text{día}]}{24[\text{h}]} = 5.3[\text{días}]$$

Tambor aglomerador

- **Volumen de entrada al aglomerador**

$$V_m = 10 \left[\frac{T}{h} \right] Mineral \cdot \frac{1}{2.5} \left[\frac{m^3}{T} \right] Mineral + 0.853 \left[\frac{T}{h} \right] H_2O \cdot 1 \left[\frac{m^3}{T} \right] H_2O + 0.858 \left[\frac{T}{h} \right] H_2SO_4 \cdot \frac{1}{1.840} \left[\frac{m^3}{T} \right] H_2SO_4$$

$$V_m = 5.328 \left[\frac{m^3}{h} \right]$$

$$V_m = 5.328 \left[\frac{m^3}{h} \right] \cdot \frac{1}{60} \left[\frac{h}{min} \right] \cdot 2 [min] = 0.178 [m^3]$$

- **Volumen del aglomerador**

$$V = \frac{V_m}{J} = \frac{0.178}{0.30} \rightarrow V = 0.593 [m^3]$$

- **Dimensiones del aglomerador**

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V}{\pi \cdot R}} = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 0.593}{\pi \cdot 3.5}} \rightarrow D = 0.600 [m]$$

$$L = R \cdot D = 3.5 \cdot 0.600 \rightarrow L = 2.100 [m]$$

- **Velocidad de giro critica**

$$N_c = \frac{60}{\pi} \cdot \sqrt{\frac{g}{2D}} = \frac{60}{\pi} \cdot \sqrt{\frac{9.81}{2 \cdot 0.600}} \rightarrow N_c = 54.607 [rpm]$$

- **Velocidad de giro**

$$N = N_c \cdot \frac{\%N_c}{100} = 54.607 \cdot \frac{20}{100} \rightarrow N = 10.921 [rpm]$$

- **Inclinación del tambor**

$$120 = \frac{3.5}{tg\beta} \left(0.639 \cdot \sqrt{\frac{0.600}{2 \cdot \cos\beta}} + \frac{15}{10.921} \right) \cdot 0.5 \rightarrow \beta = 1.440^\circ$$

- **Distancia centro tambor – masa**

$$C = 0.81407 \cdot \frac{D}{2} = 0.81407 \cdot \frac{0.600}{2} \rightarrow C = 0.244[m]$$

- **Altura de del espacio vacío**

$$J = 1.13 - 1.23 \left(\frac{H}{D} \right) \rightarrow H = 0.600 \cdot \left(\frac{0.3 - 1.13}{-1.23} \right) = 0.405[m]$$

Lixiviación

Balance de materia

El Balance general es: $F_1 - F_2 = \frac{dm}{dt} \rightarrow \int_0^t (F_1 - F_2) dt = \int_{m_o}^m dm$

$$(F_1 - F_2)t = m - m_o \rightarrow m = (F_1 - F_2)t + m_o$$

$$V = (6.327 - 4.176) \left[\frac{m^3}{h} \right] \cdot 330.441[h] + 512.678[m^3] = 1223.457[m^3]$$

El Balance parcial (Cu) es: $x F_1 - x F_2 = \frac{dxm}{dt} \rightarrow -x F_2 = m \frac{dx}{dt} + x \frac{dm}{dt}$

$$-x F_2 = m \frac{dx}{dt} + x (F_1 - F_2) \rightarrow \frac{-x F_2 - x F_1 + x F_2}{(F_1 - F_2)t + m_o} = \frac{dx}{dt}$$

$$\int_0^t \frac{dt}{(F_1 - F_2)t + m_o} = \int_{x_o}^x \frac{dx}{-x F_1} \rightarrow \frac{\ln\left(\frac{(F_1 - F_2)t + m_o}{m_o}\right)}{F_1 - F_2} = \frac{\ln\left(\frac{x}{x_o}\right)}{-F_1}$$

$$\frac{\ln\left(\frac{(6.327 - 4.176) \left[\frac{m^3}{h} \right] \cdot 330.441[h] + 512.678[m^3]}{512.678[m^3]}\right)}{(6.327 - 4.176) \left[\frac{m^3}{h} \right]} = \frac{\ln\left(\frac{x}{0.09199}\right)}{-6.327 \left[\frac{m^3}{h} \right]} \rightarrow x = 0.007122$$

Recuperación:

$$1281.696[T] \cdot \frac{9.199}{100} - 1223.457[m^3] \cdot \frac{2.5[T]}{1[m^3]} \cdot \frac{0.7122}{100} = 96.120[T]Cu$$

$$\frac{96.120[T]Cu}{117.901[T]Cu} \cdot 100\% = 81.53\%$$

- **Requerimiento de solución lixiviante**

$$\frac{m_{H_2SO_4}}{m_{H_2SO_4} + m_{H_2O}} \cdot 100\% = 5\% \rightarrow \frac{107.768[T]}{107.768[T] + m_{H_2O}} \cdot 100\% = 5\%$$

$$m_{H_2O} = 2047.592[T]$$

Solución Lixivante:

$$m_{lixivante} = 107.768[T]H_2SO_4 + 2047.592[T]H_2O = 2155.360[T]$$

$$V_{lixivante} = 107.768[T]H_2SO_4 \cdot \frac{1[m^3]}{2.5[T]} + 2047.592[T]H_2O \cdot \frac{1[m^3]}{1[T]} = 2090.699[m^3]$$

Tiempo de lixiviación

$$2090.699[m^3] \cdot \frac{1[h]}{6.327[m^3]} \cdot \frac{1[día]}{24[h]} = 13.77 \approx 14[días]$$

Configuración de la pila

- **Volumen de la pila de lixiviación**

$$V_{pila} = 1281.696[T]Mineral \cdot \frac{1}{2.5} \left[\frac{m^3}{T} \right] Mineral + 111.658 \left[\frac{T}{h} \right] H_2O \cdot 1 \left[\frac{m^3}{T} \right] H_2O \\ + 107.768[T]H_2SO_4 \cdot \frac{1}{1.840} \left[\frac{m^3}{T} \right] H_2SO_4$$

$$V_{pila} = 682.906[m^3]$$

- **Dimensiones de la pila de lixiviación**

$$A = 0.840 \cdot \sqrt[3]{\frac{V}{0.083}} = 0.840 \cdot \sqrt[3]{\frac{682.906}{0.083}} = 16.958[m]$$

$$a = 0.454 \cdot \sqrt[3]{\frac{V}{0.083}} = 0.454 \cdot \sqrt[3]{\frac{682.906}{0.083}} = 9.165[m]$$

$$H = 0.193 \cdot \sqrt[3]{\frac{V}{0.083}} = 0.193 \cdot \sqrt[3]{\frac{682.906}{0.083}} = 3.896[m]$$

Preparación del terreno

- Dimensiones de impermeabilización

$$A_{\text{impermeabilización}} = (A + 3) \cdot (B + 3) = (A + 3)^2$$

$$A_{\text{impermeabilización}} = (16.958 + 3)^2 \rightarrow A_{\text{impermeabilización}} = 398.322[m^2] \begin{matrix} A^* = 19.958[m] \\ B^* = 19.958[m] \end{matrix}$$

Sistema de riego

- Área de riego

$$A_R = A^2 = 16.958^2 = 287.574[m^2]$$

- Caudal de riego

$$Q_R = T_R \cdot A_R = 20 \left[\frac{l}{h \cdot m^2} \right] \cdot 287.574[m^2] \cdot \frac{1}{1000} \left[\frac{m^3}{l} \right] = 5.751 \left[\frac{m^3}{h} \right]$$

Por efectos de pérdida al caudal se le adiciona 10%:

$$Q_R = 5.751 \left[\frac{m^3}{h} \right] + 0.10 \cdot 5.751 \left[\frac{m^3}{h} \right] = 6.327 \left[\frac{m^3}{h} \right]$$

- Diámetro del ducto de riego

$$D_{\text{ducto}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_R}{\Pi \cdot v_R}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 6.327}{\Pi \cdot 1.3 \cdot 3600}} = 0.0415[m] \approx 2[in]$$

- Número de líneas de riego

$$\text{NumeroLineas} = \frac{A}{d_A} = \frac{16.958}{6} = 2.826 \approx 3$$

- Caudal por línea

$$Q_L = \frac{Q_R}{\text{NumeroLineas}} = \frac{6.327}{3} = 2.109[m^3/h]$$

- Diámetro del ducto de línea

$$D_{\text{Linea}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_L}{\Pi \cdot v_R}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 2.109}{\Pi \cdot 1.3 \cdot 3600}} = 0.0240[m] \approx 1[in]$$

- **Numero de aspersores**

$$A_{aspersor} = \Pi \cdot r^2 = \Pi \cdot 3^2 \rightarrow A_{aspersor} = 28.274[m^2]$$

$$NumeroAspersores = \frac{A_{riego}}{A_{aspersor}} = \frac{287.574}{28.274} = 10.171 \approx 11$$

- **Numero de aspersores por línea**

$$AspersoresLinea = \frac{NumeroAspersores}{NumeroLineas} = \frac{11}{3} = 3.667 \approx 3$$

Sistema de drenaje

- **Caudal total de salida**

$$Q_S = Q_R \cdot \%Recoleccion = 6.327 \cdot 0.66 = 4.176[m^3/h]$$

- **Numero de ductos de drenaje**

$$NumeroDuctos = \frac{A}{S_{Linea}} = \frac{16.958}{1} = 16.958 \approx 17$$

- **Caudal por ducto de drenaje**

$$Q_D = \frac{Q_S}{NumeroDuctos} = \frac{4.176}{17} = 0.246[m^3/h]$$

- **Diámetro de ducto de drenaje**

$$D_{ducto} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_D}{\Pi \cdot v_D}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0.246}{\Pi \cdot 1.2 \cdot 3600}} = 0.0085[m] \approx 0.5[in]$$

- **Estanque de recolección**

$$V = Q_R = 6.327 \left[\frac{m^3}{h} \right] \cdot 24 \left[\frac{h}{dia} \right] = 151.848 \left[\frac{m^3}{dia} \right]$$

$$L = 0.840 \cdot \sqrt[3]{\frac{V}{0.083}} = 0.840 \cdot \sqrt[3]{\frac{151.848}{0.083}} = 10.274[m]$$

$$I = 0.454 \cdot \sqrt[3]{\frac{V}{0.083}} = 0.454 \cdot \sqrt[3]{\frac{151.848}{0.083}} = 5.553[m]$$

$$H = 0.193 \cdot \sqrt[3]{\frac{V}{0.083}} = 0.193 \cdot \sqrt[3]{\frac{151.848}{0.083}} = 2.360[m]$$

- **Revestimiento del estanque de recolección**

$$S = \sqrt[3]{\left(\frac{V}{0.083}\right)^2 + \%Anclajes} = \sqrt[3]{\left(\frac{151.848}{0.083}\right)^2 + \%20} = 179.502[m^2]$$

Etapa de procesamiento y transformación: extracción por solventes

Balance de materia

$$PLS: 404.608[h] \cdot 4.176 \frac{[m^3]}{[h]} = 1689.643[m^3]$$

Flujo orgánico:

$$\checkmark \text{ Reactivo: } 404.608[h] \cdot 4.176 \frac{[m^3]}{[h]} \cdot \frac{8.7[m^3]LIX984N}{100[m^3]} = 146.999[m^3]LIX984N$$

$$\checkmark \text{ Diluyente: } 404.608[h] \cdot 4.176 \frac{[m^3]}{[h]} \cdot \frac{91.3[m^3]Diluyente}{100[m^3]} = 1542.644[m^3]Diluyente$$

Electrolito pobre:

$$H_2SO_4: 404.608[h] \cdot 4.176 \frac{[m^3]}{[h]} \cdot 1000 \frac{[l]}{[m^3]} \cdot 190 \frac{[g]H_2SO_4}{[l]} \cdot \frac{1[cm^3]H_2SO_4}{1.84[g]H_2SO_4} \cdot \frac{1[m^3]H_2SO_4}{1000000[cm^3]H_2SO_4} \cdot \frac{100[m^3]H_2SO_4}{98[m^3]H_2SO_4} = 178.035[m^3]H_2SO_4$$

$$H_2O: 404.608[h] \cdot 4.176 \frac{[m^3]}{[h]} - 178.035[m^3]H_2SO_4 = 1511.608[m^3]H_2O$$

Mezclador

- **Flujo de entrada al mezclador**

$$Q_{mezclador} = 2.1 \cdot PLS = 2.1 \cdot 4.176 \frac{[m^3]}{[h]} = 8.770 \frac{[m^3]}{[h]}$$

- **Dimensiones del mezclador**

$$V_{mezclador} = Q_{total} \cdot t_{retención} = 8.770 \frac{[m^3]}{[h]} \cdot 2[min] \cdot \frac{1[h]}{60[min]} = 0.292[m^3]$$

$$D = H = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V_{mezclador}}{\Pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 0.292}{\Pi}} = 0.719[m]$$

$$W = \frac{D}{12} = \frac{0.719}{12} = 0.0599[m]$$

$$D_i = \frac{D}{3} = \frac{0.719}{3} = 0.240[m]$$

$$H_i = \frac{H}{2} = \frac{0.719}{2} = 0.360[m]$$

Decantador

- **Área del decantador**

$$A_{decantador} = \frac{\text{Caudal Entrada}}{\text{Flujo Especifico}} = \frac{8.770[\frac{m^3}{h}]}{4.5[\frac{m^3}{h \cdot m^2}]} = 1.949[m^2]$$

- **Dimensiones del decantador**

$$A_{decantador} = L \cdot D_T \rightarrow \frac{L}{D_T} = 3$$

$$A_{decantador} = 3D_T^2 \rightarrow D_T = \sqrt{\frac{A_{decantador}}{3}} = \sqrt{\frac{1.949}{3}} = 0.806[m]$$

$$L = 3 \cdot 0.806 = 2.418[m]$$

- **Volumen del decantador**

$$V_{decantador} = L \cdot D_T \cdot H = 2.418 \cdot 0.806 \cdot 1 = 1.949[m^3]$$

- **Tiempo de retención**

$$t = \frac{\text{Volumen}}{\text{Caudal Entrada}} = \frac{1.949[m^3]}{8.770[\frac{m^3}{h}]} \cdot \frac{60[min]}{1[h]} = 13.33 \approx 14[min]$$

Tiempo de desarrollo del circuito

$$0.9 \cdot 96.122[T]Cu \cdot \frac{1000[Kg]}{1[T]} \cdot \frac{1000[g]}{1[Kg]} \cdot \frac{1[l]}{51.2[g]Cu} \cdot \frac{1[m^3]}{1000[l]} \cdot \frac{1[h]}{4.176[m^3]} \cdot \frac{1[día]}{24[h]} \\ = 16.86 \approx 17[días]$$

ANEXO B

Isocalc® TM Ver.8.00

©Copyright 2006 Cognis Corporation

Isotherm Point Calculations and Graphics / McCabe-Thiele

NOTICE: Please read Cognis' Disclaimer of Warranty and Limitation of Liability statements

Extraction Data

Client: LIX® Reagent Customer

Project: New Cooper Property

Reagent Selected: LIX® 984N

PLS, g/l Cu: 2,5

PLS, g/l SO₄: 90

Stripped Organic, g/l Cu: 1,803

Number of Strip Stages: 1

Spent Elec., g/l H₂SO₄: 190

Temperature: 25°C

Other Parameters / Information:

Reagent Volume Percent: 8,7%

PLS, pH: 1,80

PLS, SO₄ Activity: 12,5%

Max Load, g/l Cu: 4,380

Spent Elec., g/l Cu: 30,7

Preg. Elec., g/l Cu: 51,2

Extraction Isotherm Points

	Org., g/l Cu	Aq., g/l Cu
O/A = 10,0	2,047	0,064
O/A = 5,0	2,286	0,085
O/A = 2,0	2,955	0,196
O/A = 1,5	3,268	0,302
O/A = 1,0	3,704	0,599
O/A = 0,5	4,128	1,338
O/A = 0,2	4,299	2,001
O/A = 0,1	4,342	2,246

Strip Isotherm Points

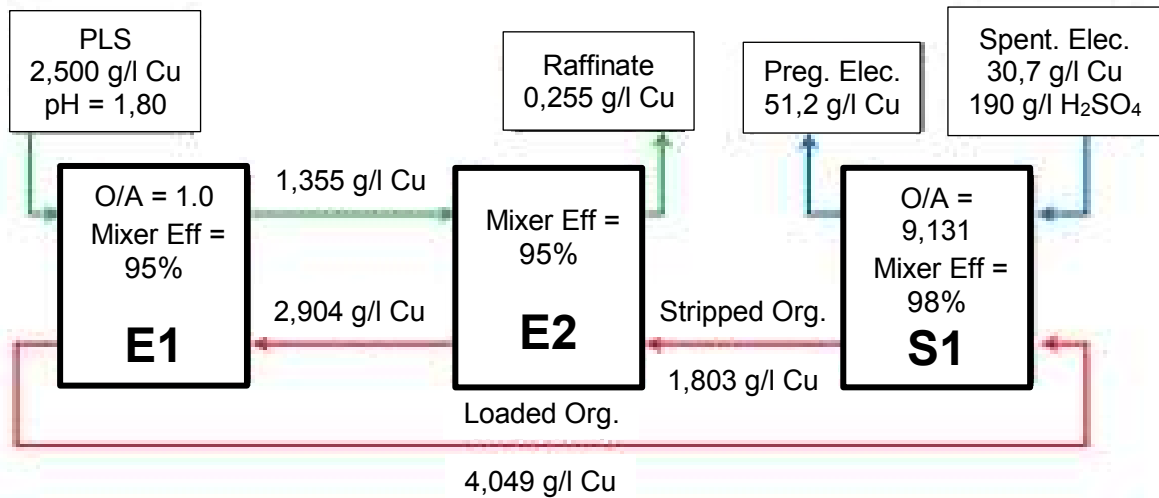
Aq., g/l Cu	Org., g/l Cu
30,700	1,000
34,800	1,170
38,900	1,330
43,000	1,470
47,100	1,590
51,200	1,700

===== McCabe-Thiele Calculations =====

Net Transfer: 0,258 g/l Cu per 1 vol. % LIX® 984N

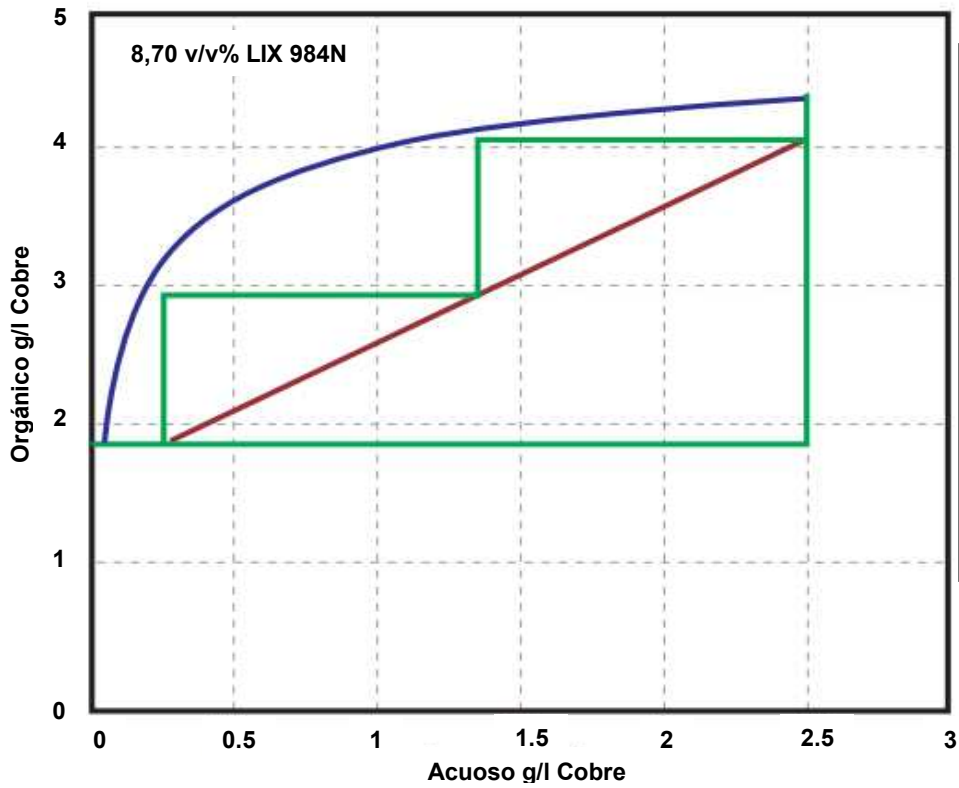
Series Circuit Recovery: 89,810%

Loaded Organic is 92,43% of Max Load



Datos de Isotherma de Extracción y Re-extracción y Resultados de Perfil en Isocalc®TM.

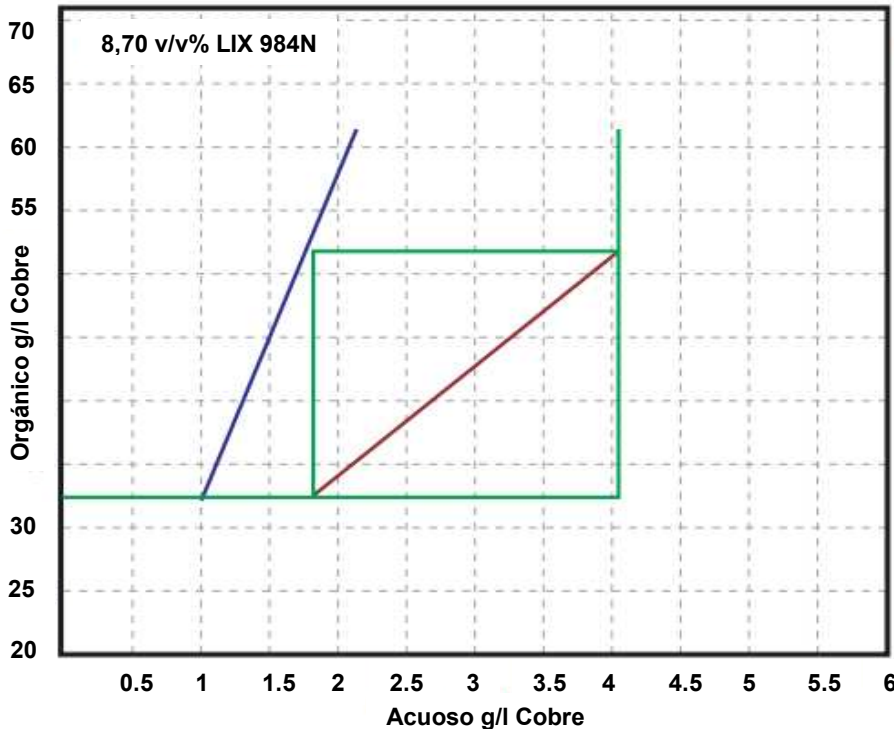
Fuente: Cognis Group, "MCT RedBook, Reactivos de Extracción por solvente y sus aplicaciones", (2008)



Info base Para Extracción
Alimentación = 2,5 g/l Cu pH = 1,8 O.C. = 4,049 g/l Cu O.D. = 1,803 g/l Cu E.P. = 30,7 g/l Cu Acido en E.P. = 190 g/l E.R. = 51,2 g/l Cu Recuperación = 89,81%
Extracción en Serie
E1-S = 95,0% E2-S = 95,0% O/A = 1,0 Refino = 0,255 g/l Cu
AVISO: Favor de leer "La Declaración de Ausencia de Garantía y Limitación de Responsabilidad"

Diagrama de Extracción de McCabe-Thiele IsocalcTM.

Fuente: Cognis Group, "MCT RedBook, Reactivos de Extracción por solvente y sus aplicaciones", (2008)



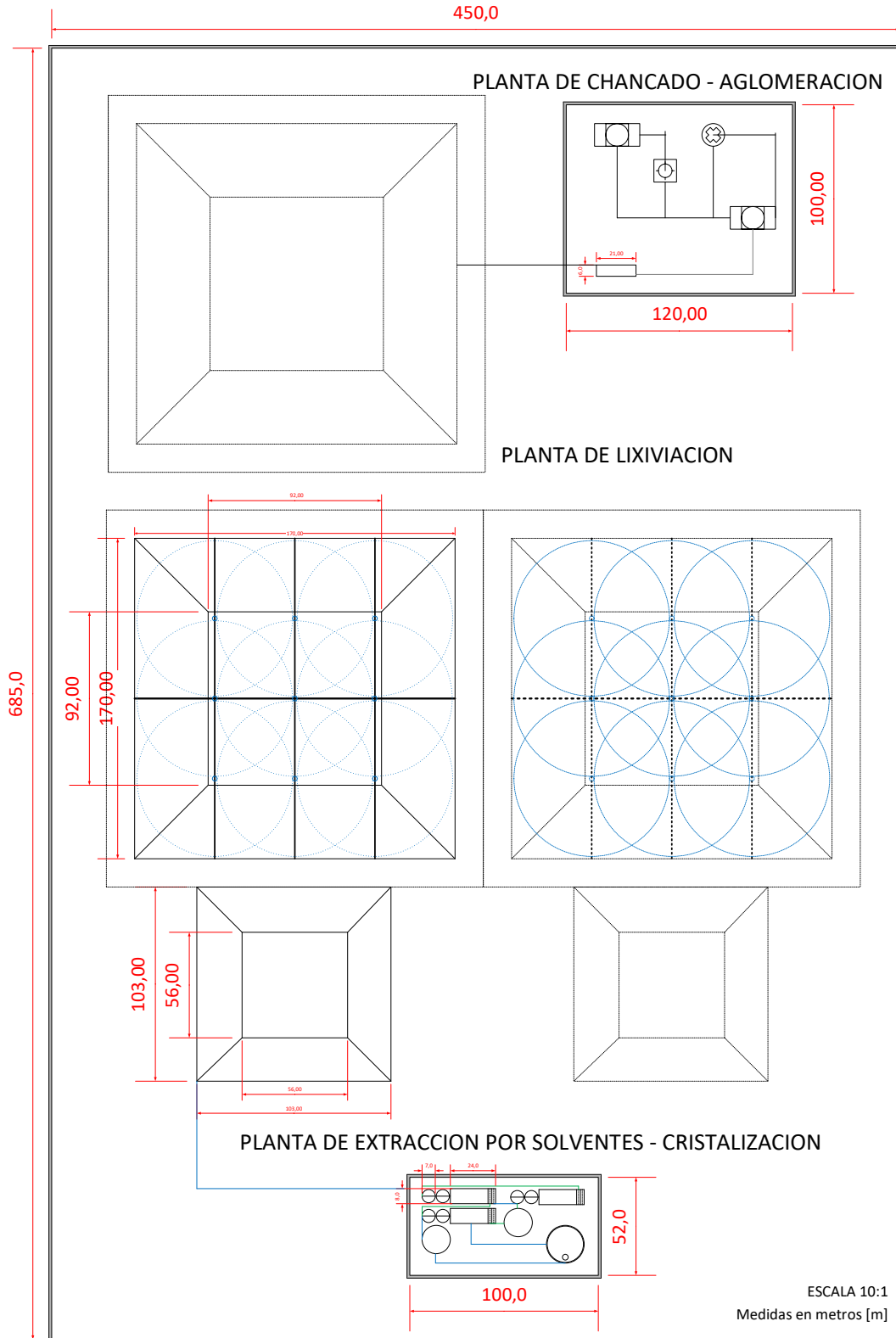
Datos Esenciales para Re-extracción
O.C. = 4,049 g/l Cu E.R. = 51,2 g/l Cu E.P. = 30,7 g/l Cu Acido en E.P. = 190 g/l S1-1 = 98,0 % O/A = 9,13 O.D. = 1,803 g/l Cu Temp = 25°C Transferencia Neta = 0,258 g/l/Vol%
AVISO: Favor de leer "La Declaración de Ausencia de Garantía y Limitación de Responsabilidad"

Diagrama de Re-extracción de McCabe-Thiele IsocalcTM.

Fuente: Cognis Group, "MCT RedBook, Reactivos de Extracción por solvente y sus aplicaciones", (2008)

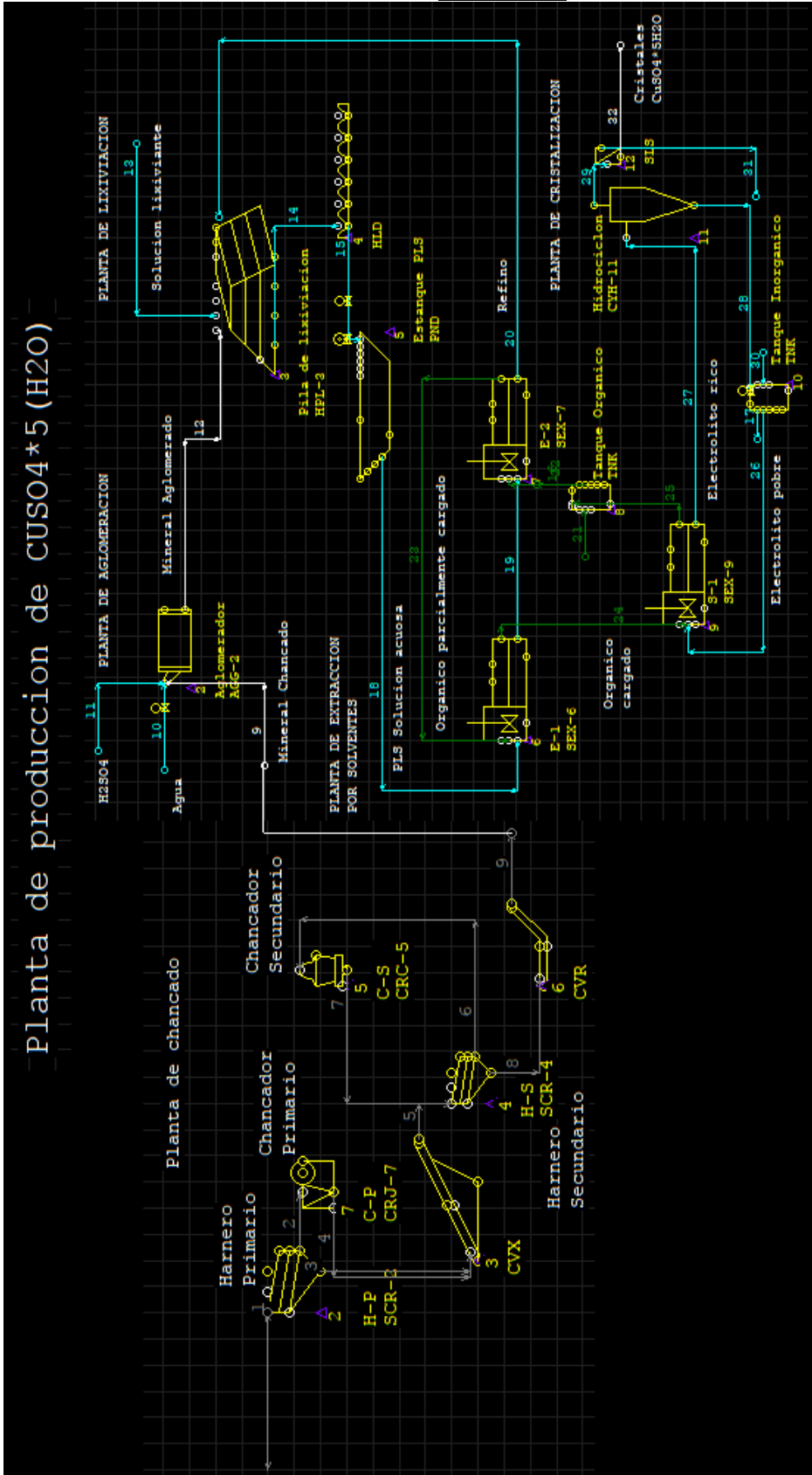
ANEXO C

Plano estimado de ubicación de las diferentes secciones



ANEXO D

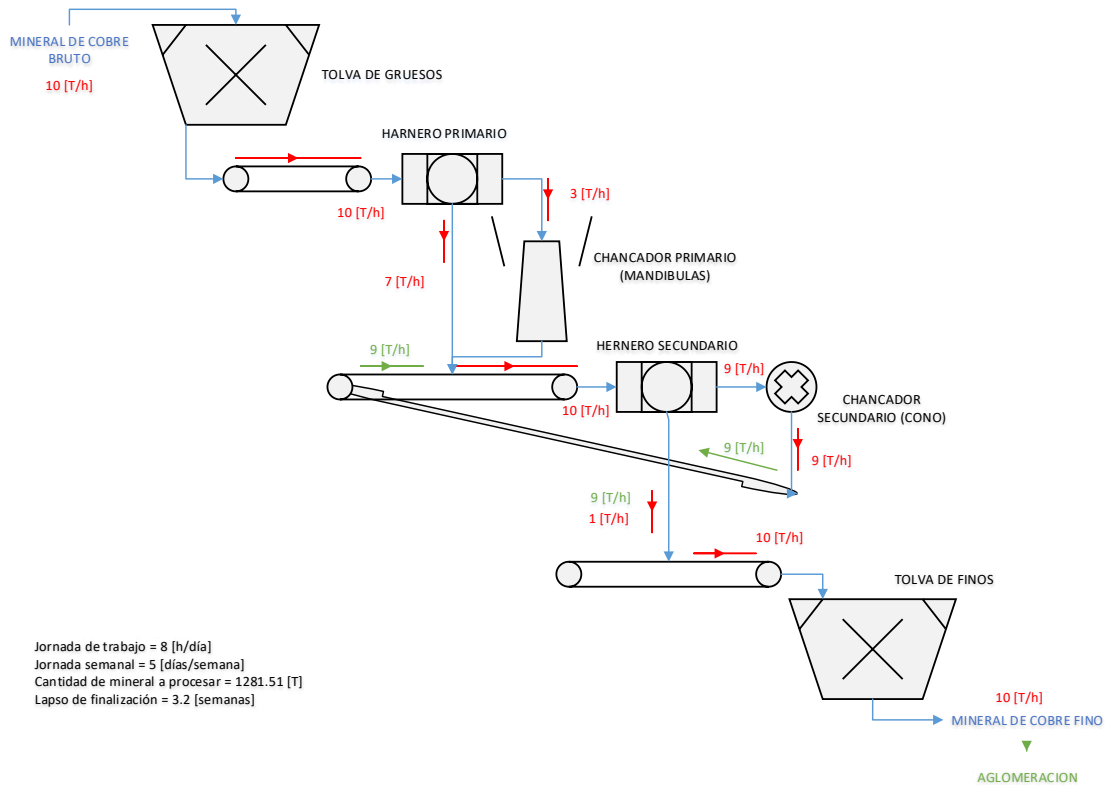
Planta de producción de $\text{CuSO}_4 \cdot 5(\text{H}_2\text{O})$



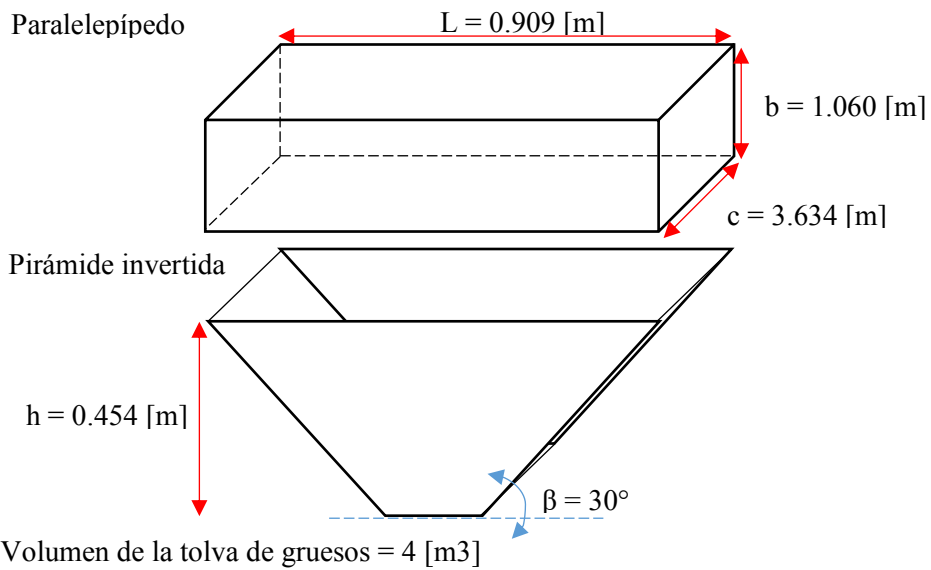
ETAPA DE CHANCADO		ETAPA DE AGLOMERACION		ETAPA DE LIXIVIACION		ETAPA DE EXTRACCION POR SOLVENTES				ETAPA DE CRISTALIZACION			
						E-1		E-2		D-1			
Corriente		Corriente		Corriente		Corriente		Corriente		Corriente		Corriente	
1	10 T/h	9	10 T/h	12	1501 T	18	4,2 m3/h	19	4,2 m3/h	26	4,2 m3/h	27	4,2 m3/h
9	10 T/h	11	0,86 T/h	13	6,3 m3/h	23	4,2 m3/h	16	4,2 m3/h	24	4,2 m3/h	32	0,22 T/h
		10	0,86 T/h	14	4,2 m3/h	19	4,2 m3/h	20	4,2 m3/h	27	4,2 m3/h		
		12	11,7 T/h	18	4,2 m3/h	24	4,2 m3/h	23	4,2 m3/h	25	4,2 m3/h		

Diagramas de proceso

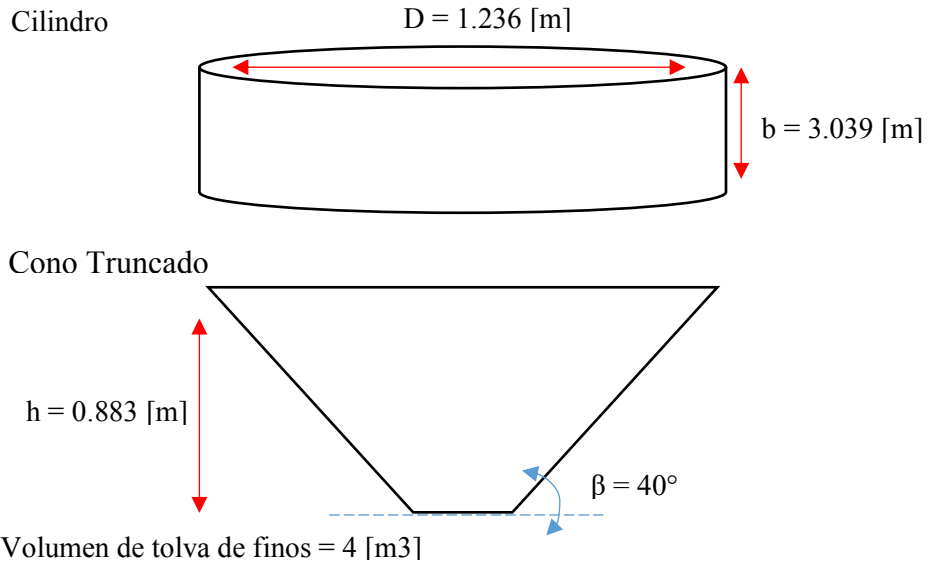
Etapa de Chancado



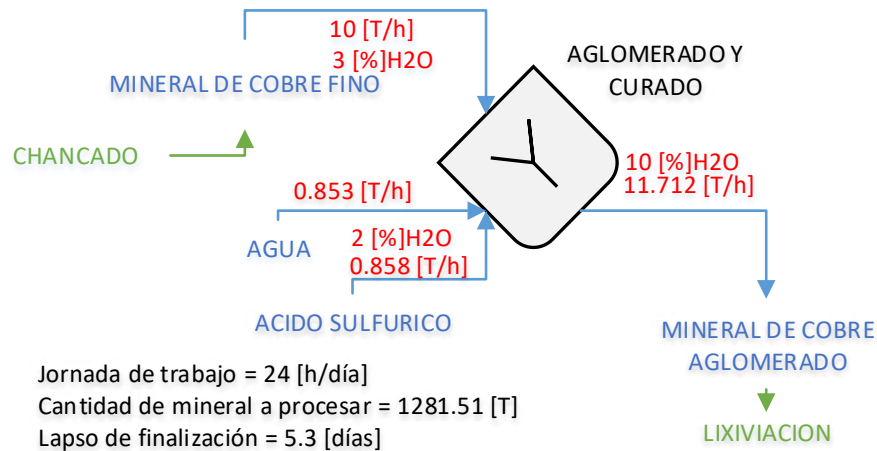
Tolva de gruesos



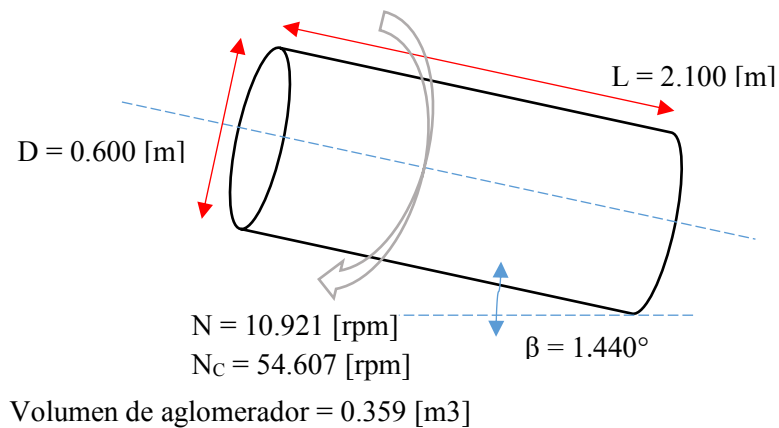
Tolva de finos

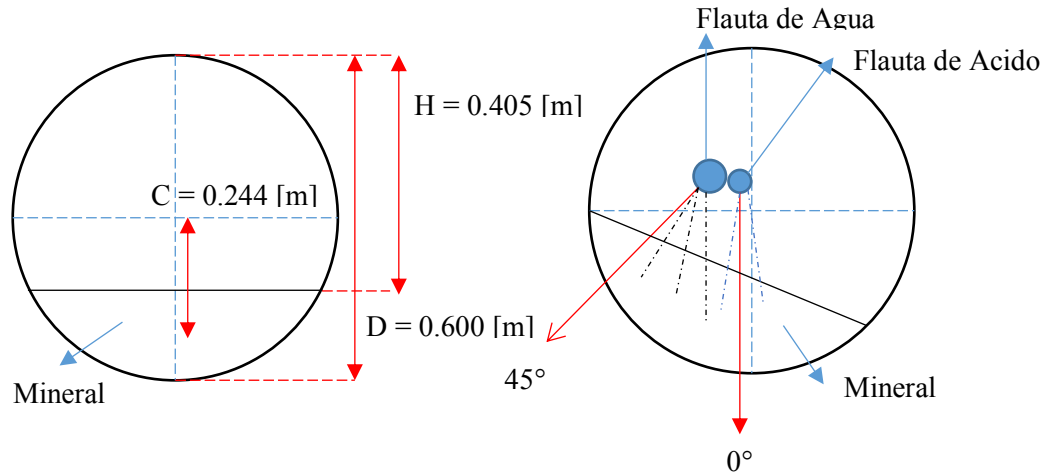


Etapas de Aglomeración

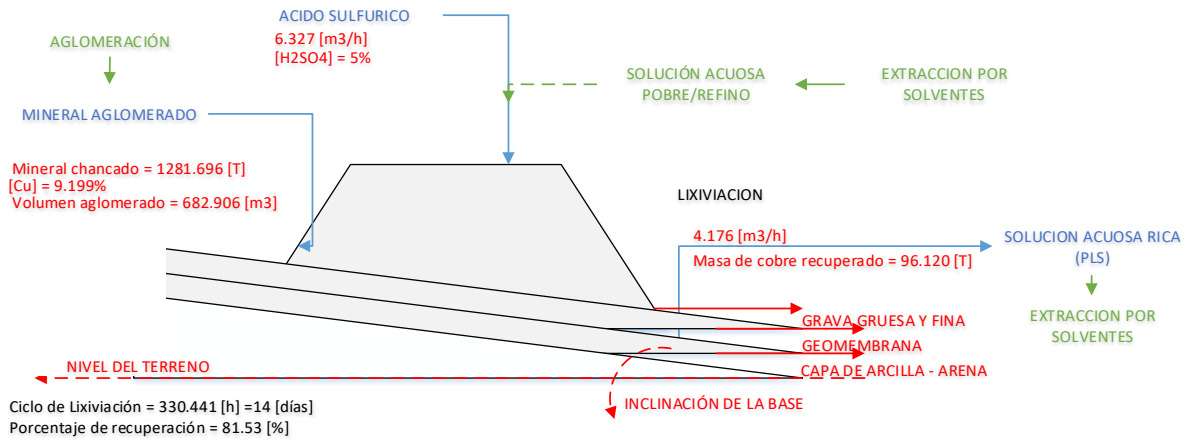


Tambor aglomerador

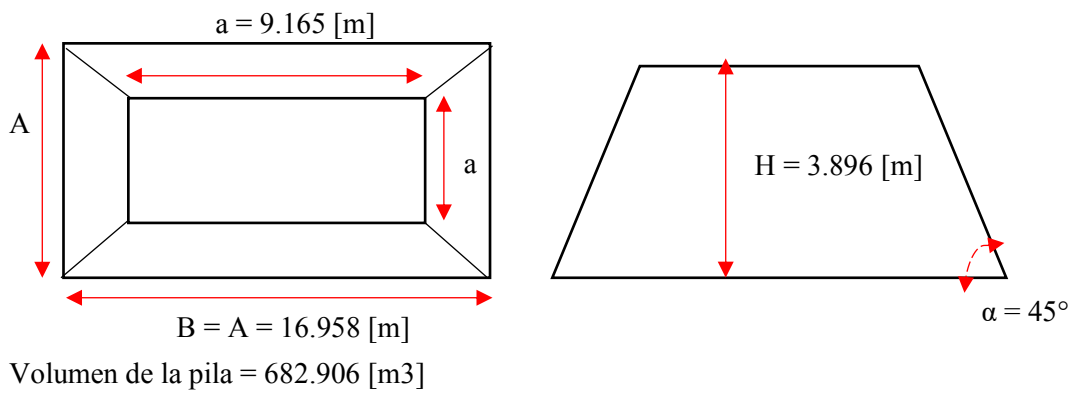




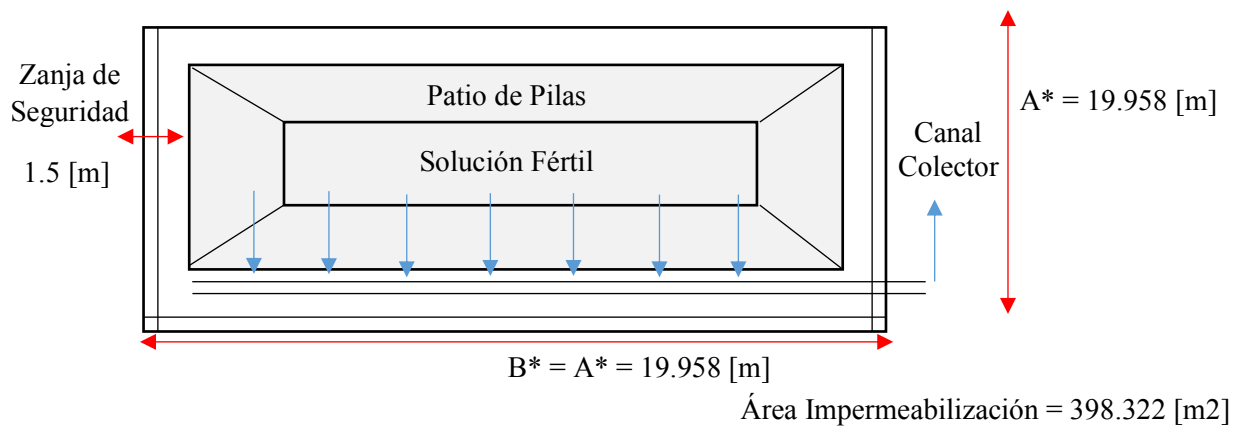
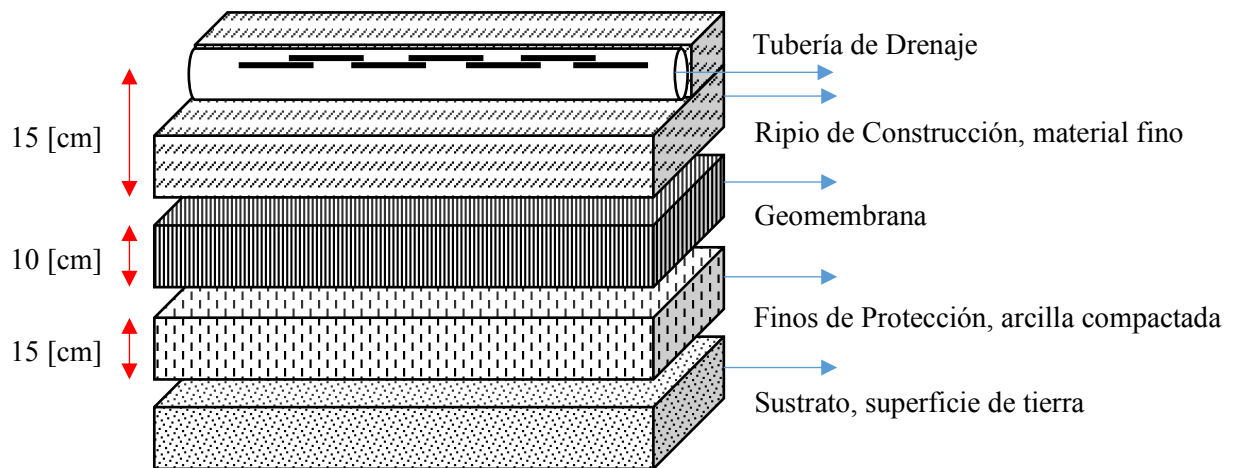
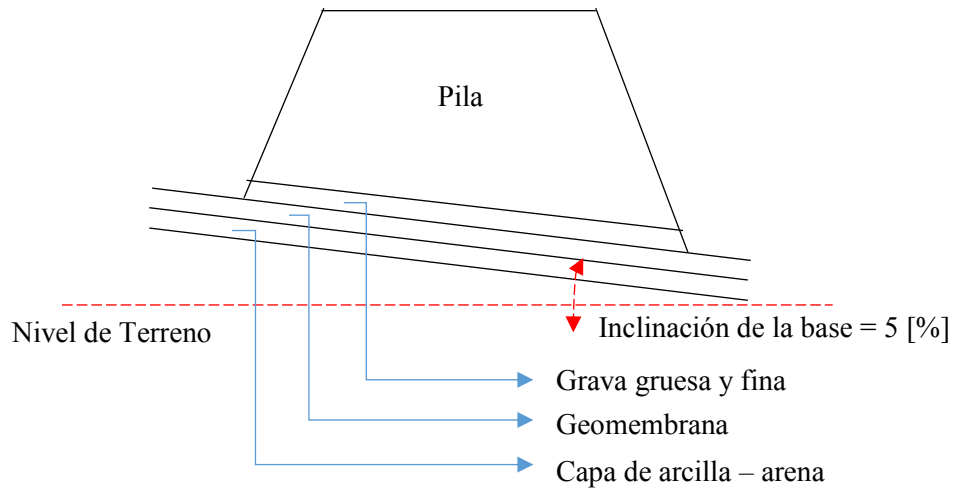
Etapa de lixiviación



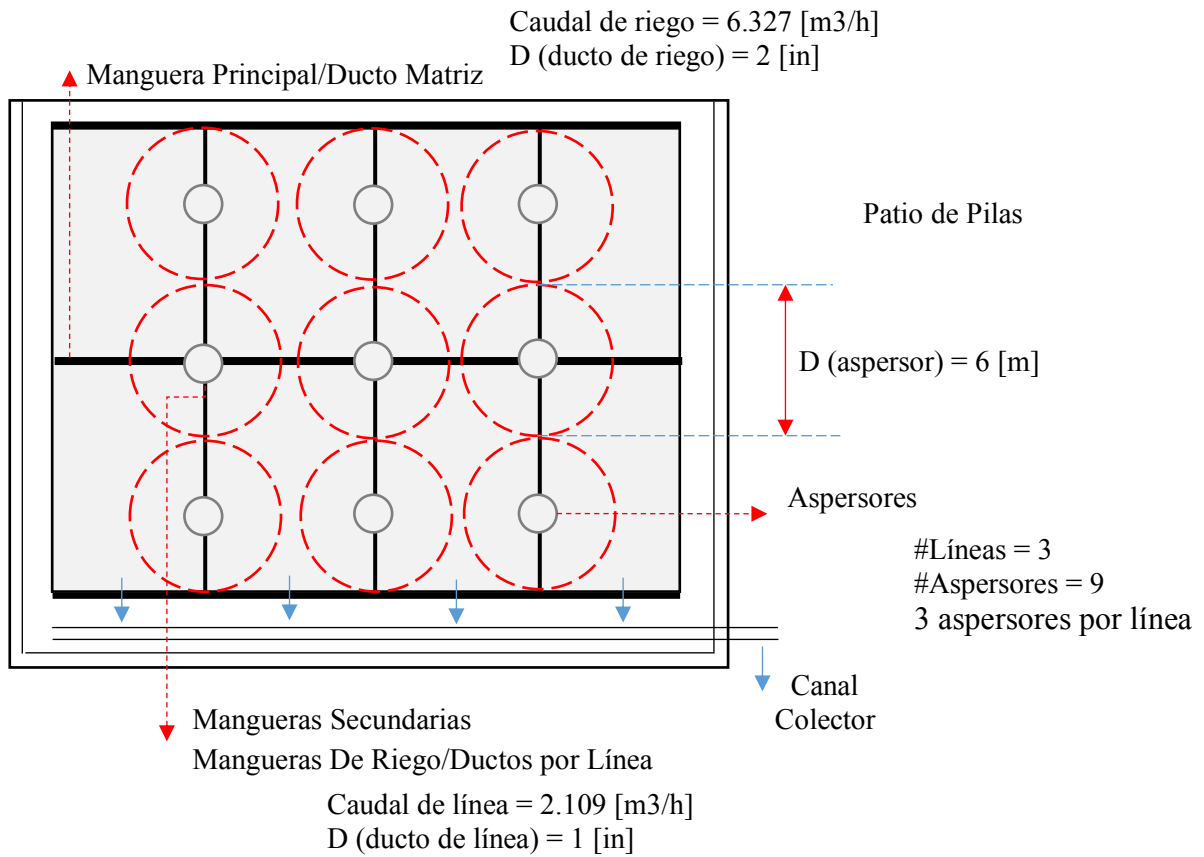
Pila de lixiviación



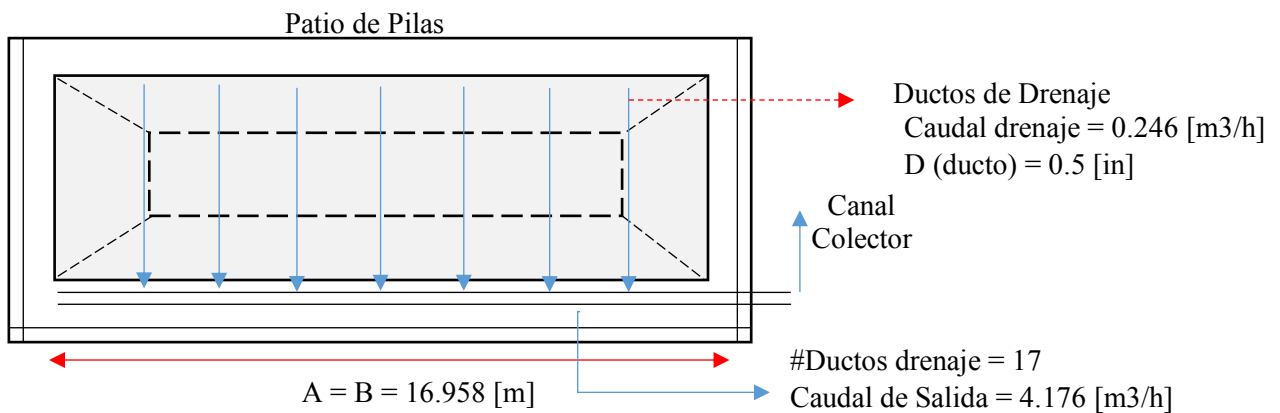
Preparación del terreno



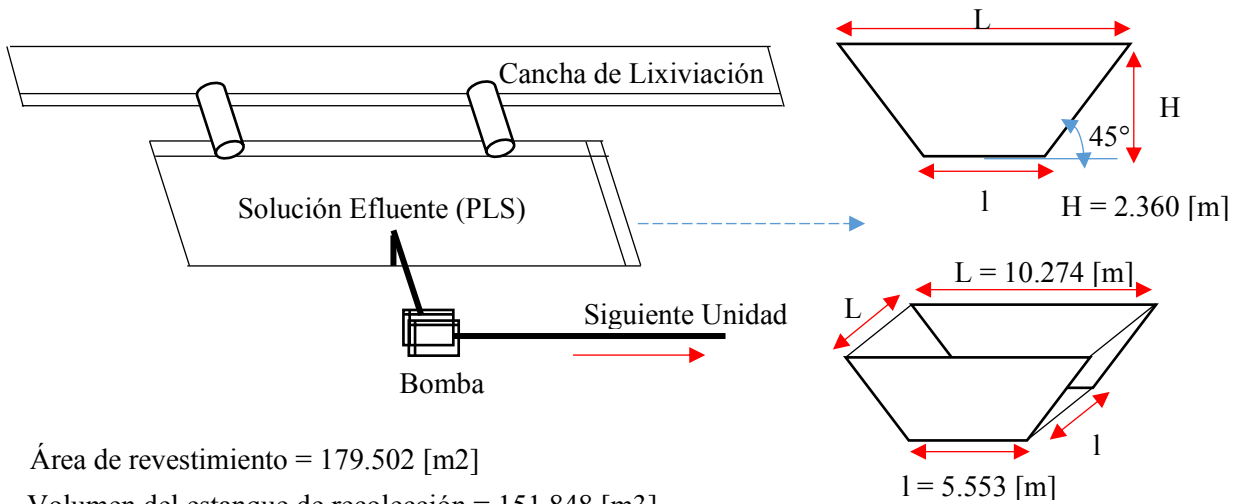
Sistema de riego



Sistema de drenaje



Sistema de recolección

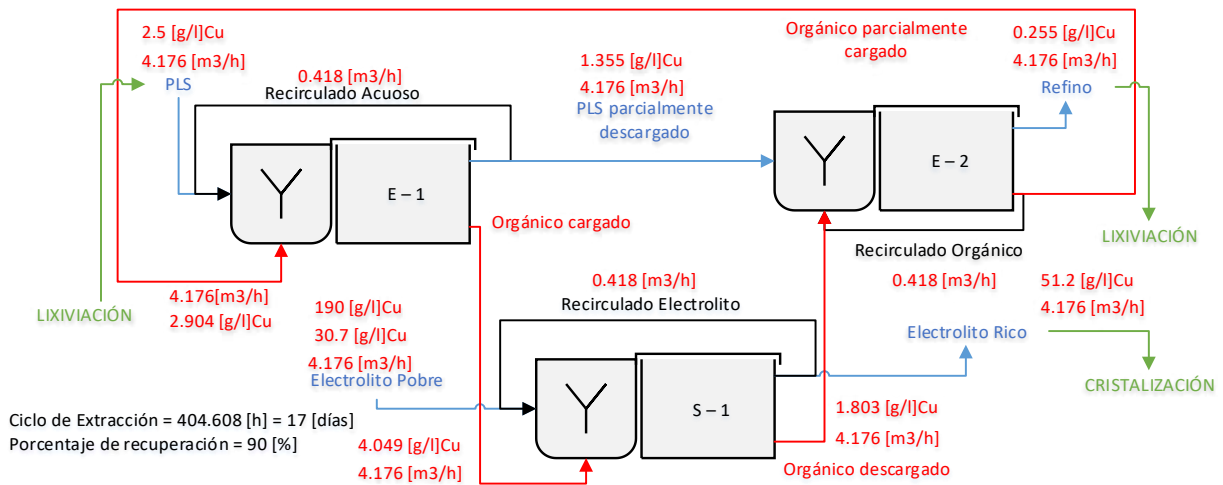


Área de revestimiento = 179.502 [m²]

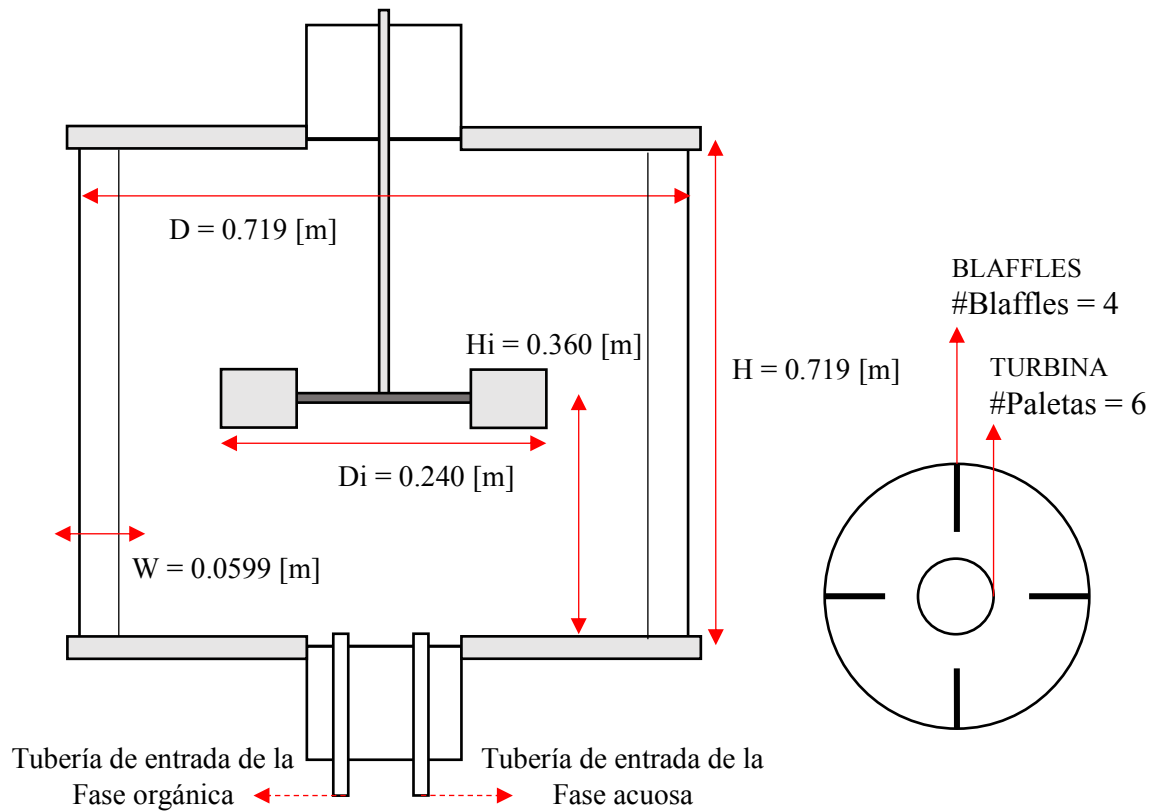
Volumen del estanque de recolección = 151.848 [m³]

Altura de protección del estanque = $H + 1 \text{ [m]}$

Etapa de extracción

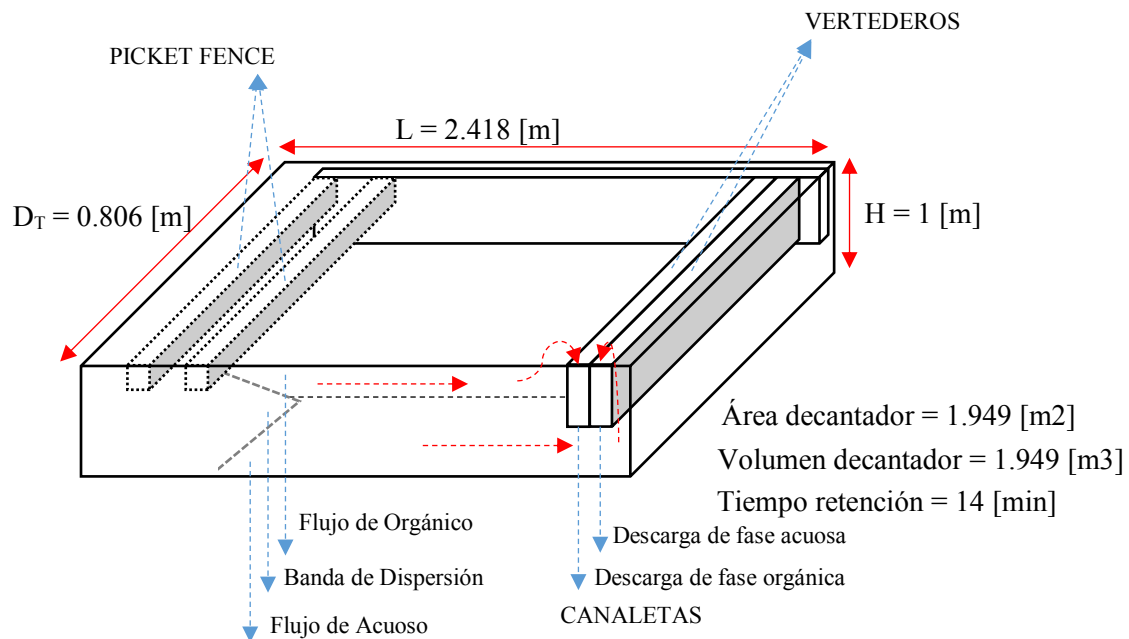


Mezclador

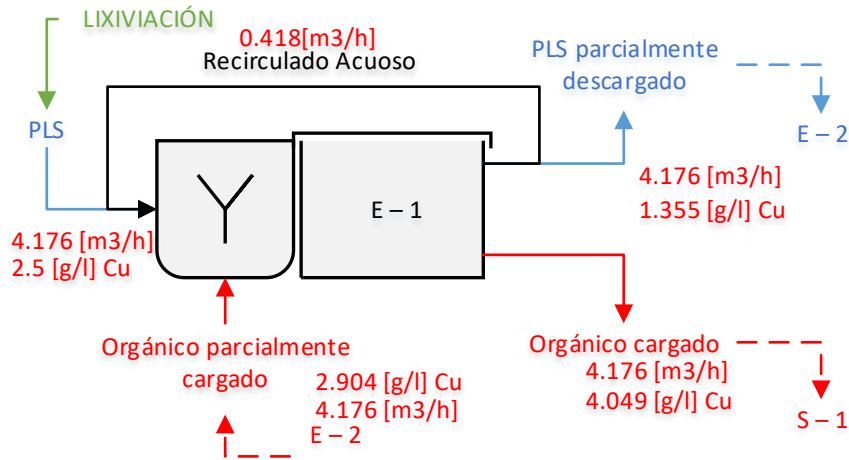


Volumen del mezclador = $0.292 \text{ [m}^3\text{]}$

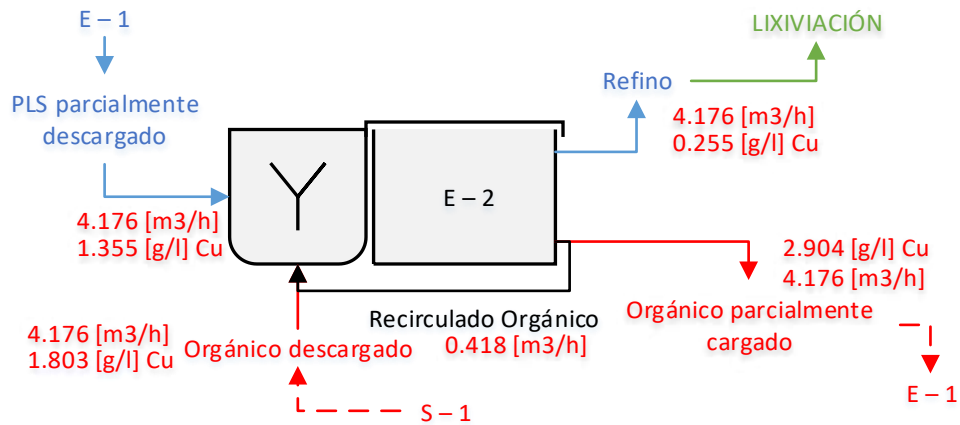
Decantador



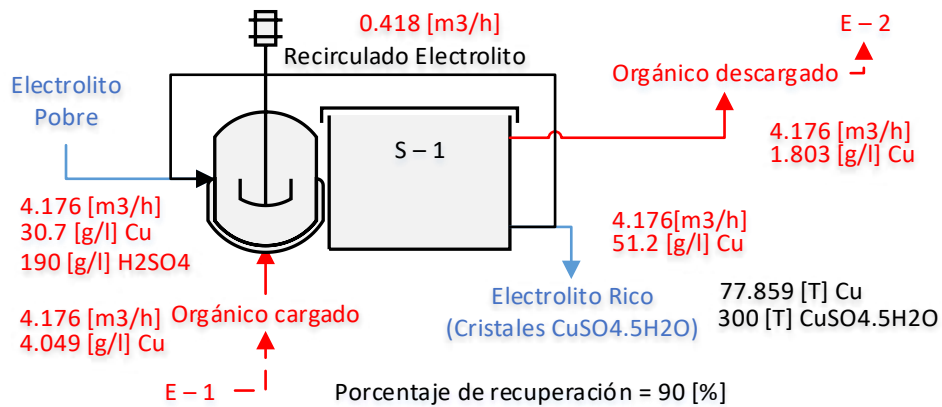
Extracción – 1



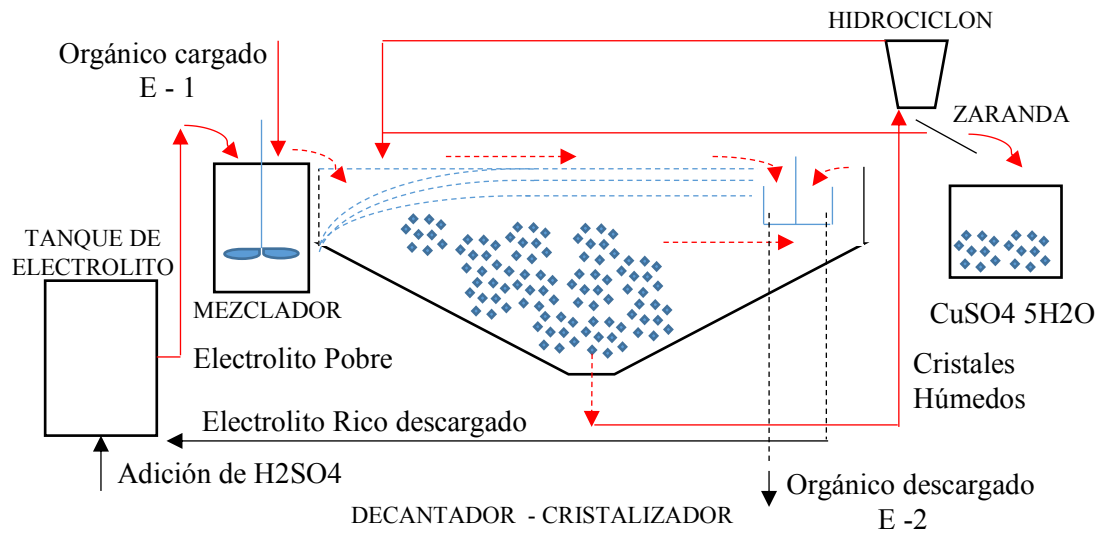
Extracción – 2



Etapa de cristalización



Decantador – Cristalizador



ANEXO E

Tarifa de mineral de cobre y costo de mano de obra

Tarifa de mineral de cobre

$$\left[1282 \left[\frac{T. \text{ mineral}}{\text{mes}} \right] - \left(1282 \cdot \frac{3}{100} \right) \right] \cdot \frac{9.2}{100} \cdot 0.65 = 74.364 \left[\frac{T. Cu}{\text{mes}} \right]$$

$$163943.867 [lb. Cu] \cdot 3.19 \left[\frac{\$us}{lb. Cu} \right] = 522980.935 \left[\frac{\$us}{\text{mes}} \right]$$

Descripción de la mano de obra

COSTO EMPRESA PARA MANO DE OBRA EN LOS DIFERENTES CARGOS										
CARGO	SUELDO [Bs]	VACACIONES 7,50%	INDEMNIZACION 5%	SEGURO SOCIAL 3%	SEGURO DE DESEMPLEO 3%	MOVILIZACION [Bs]	ALOJAMIENTO Y ALIMENTACION [Bs]	COSTO EMPRESA		
								[Bs/Mes]	[USD/Mes]	[USD/Año]
Capataz / Jefe de área	7579	568	379	227	227	630	2380	11990	1735	20820
Operador de cargador	4249	319	212	127	127	630	2380	8044	1164	13968
Operador de bombas	4249	319	212	127	127	630	2380	8044	1164	13968
Operador Plataforma/Retro	4249	319	212	127	127	630	2380	8044	1164	13968
Minero de primera	4884	366	244	147	147	630	2380	8798	1273	15276
Minero de segunda	4249	319	212	127	127	630	2380	8044	1164	13968
Maestro Mecánico	6415	481	321	192	192	630	2380	10611	1536	18432
Maestro Eléctrico	6415	481	321	192	192	630	2380	10611	1536	18432
Soldador	4249	319	212	127	127	630	2380	8044	1164	13968
Muestreo - Operador y Trat. Borrás	4884	366	244	147	147	630	2380	8798	1273	15276
Operadores de hidrociclones y Bomba	4249	319	212	127	127	630	2380	8044	1164	13968
Jefe Electro-mecánico	6415	481	321	192	192	630	2380	10611	1536	18432
Jefe Eléctrico-Instrumento	6415	481	321	192	192	630	2380	10611	1536	18432
Mecánico	4884	366	244	147	147	630	2380	8798	1273	15276
Electromecánico	4884	366	244	147	147	630	2380	8798	1273	15276
Eléctrico	4884	366	244	147	147	630	2380	8798	1273	15276

- ✓ El sueldo base de cada trabajador de acuerdo al cargo que ocupa se toma en cuenta la Escala Salarial 2007, de la Corporación Minera de Bolivia (COMIBOL, 2017).
- ✓ La alimentación es basada en 100 [Bs/día] y un alojamiento de 70 [Bs/día].
- ✓ Para el costo de Movilización se analiza tomando como base el pasaje más caro, que es de Santa Cruz al área de trabajo, con 22,77 [\\$us]. Se debe hacer un reajuste al determinar de dónde viene cada trabajador (ticketsBolivia, 2018).

ANEXO F

Evaluación Económica

INVERSION PROYECTO	\$us
Costo total directo (\$us)	3495366,06
Costo total indirecto de construcción (7%)	244675,624
Ingeniería y dirección de construcción (15,7%)	587186,544
Imprevistos (15,0%)	649084,234
Costo de propiedad (1,0%)	49763,1246
TOTAL DE INVERSION	5026075,59

PRODUCCION	MES	AÑO
PARAMETROS	Mineral	1
Tratamiento Mineral (T/día @ 25 días/mes)	1282	15384
Ley media Cobre (%)	9,2	9,2
Recuperación cobre por lixiviación (%)	82	82
INGRESOS		
Producción total Cobre (T)		916,23
Producción cobre (lb)		2019907,41
Producción sulfato de cobre pentahidratado (T)	300	3600
Precio sulfato de cobre pentahidratado (\$us/Kg)	3,1	3,1
INGRESOS TOTALES (Sulfato Cobre)		11160000
COSTOS		
Costo total de mineral (\$us/t mineral)	407,941	-6275764
Costo de operación (S/MO)		-2477905
Mano de obra de operación		-876455
Depreciación de equipos e instalaciones (12,5%)		-322010,60
Utilidad antes de impuestos		1207865,40

$$PBP = \frac{5026075.59}{1207865.40} = 4.16 \text{ [años]}$$

$$ROI = \frac{1207865.40}{5026075.59} \circ 100 = 24.03 \text{ [%]}$$