

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO CIVIL EN
METALURGIA EXTRACTIVA

**OPTIMIZACIÓN Y MEJORA EN LA ETAPA DE
CHANCADO/AGLOMERADO/LIXVIACIÓN EN
MINERA ANITA LTDA.**

Miguel Rodríguez Ramírez

Profesor Guía:

Alvaro Aracena Caipa

2015

“En memoria de Luis y Gloria que desde arriba han guiado mis pasos y los de mi familia”

AGRADECIMIENTOS

Al equipo de ingeniería de Minera Anita Ltda. Francisco Hausmann, Jorge Ulloa, Andrés Encina. A mi compañero y amigo Sebastián Badilla, por ofrecerme la oportunidad de unirme al equipo de trabajo y poder desarrollar este proyecto en conjunto con los demás.

A las personas que trabajan día a día en Minera Anita, con quienes viví el último año, los que me enseñaron del proceso y cooperaron con el desarrollo del proyecto.

A mi profesor tutor el sr. Alvaro Aracena, quién me guio durante el desarrollo del trabajo para tomar las mejores decisiones durante el tiempo que duro este trabajo.

A todos y cada uno de ellos, mis más sinceros agradecimientos, ya que sin ellos, este proyecto no se podría haber llevado a cabo.

DEDICATORIA

Lo primero que se me viene a la mente en este minuto, son aquellos que se han ido y no tuve la oportunidad de festejar esta etapa con el afecto y cariño que les quisiera dar. Es por ello que las primeras palabras de esta dedicatoria van a la memoria de Luis Ramírez y Gloria Villagra, que en paz descansen pero sé y confié que desde donde estén, están guiándonos con el cariño y alegría que ellos nos daban.

En segundo lugar agradecer infinitamente a mis padres Mónica y Miguel Ángel, quienes me han brindado su apoyo incondicional, su amor y afecto a lo largo de los años, me han acompañado y animado cuando las cosas se veían mal y celebrado en el éxito. No menos importante, agradecer a la familia que con su singular alegría y humor han sabido mantener unido este gran grupo que formamos. A mis tíos con quienes hemos compartido bastante y pasado buenos momentos.

A mi hermana y segunda madre Priscilla, quien me ayudó en la elección de esta gran carrera, a esa amiga incondicional, un enorme abrazo, para ella y su familia, su marido Rodrigo y sus hijos Raphaella y Nicolás.

A mis abuelos quienes desde pequeño me han brindado su cariño que de alguna forma también contribuyeron en mi desarrollo personal.

Este largo camino tampoco habría sido posible de no ser por los amigos, un gran y fuerte abrazo para mis amigos de la universidad que sin ellos todo habría sido distinto: Cristián, Rodrigo, Daniel, Jesús, Juan, Felipe y en especial Sebastián quien jugó un papel importante al brindarme una oportunidad valiosa para desarrollarme profesionalmente, muchas gracias.

A mi pareja Fernanda quien en los últimos años se ha convertido en una persona muy valiosa, quien sacrifico parte de su tiempo libre en ayudarme, acompañarme y brindarme su amor. Gracias por acompañarme en esas largas noches.

A los profesores y toda participante o perteneciente a la Escuela de Ingeniería Química PUCV, quienes me brindaron sus conocimientos y valores en especial a mi profesor tutor Alvaro Aracena, quien ha estado a mi lado apoyando y animando en todo momento, incluso cuando la memoria se nos puso cuesta arriba. Gracias por soportar mis desapariciones prolongadas y por brindarme los conocimientos para ser un mejor profesional.

Para todos y cada uno de los nombrados, incluso si por el apuro de escribir estas palabras omití, de todo corazón. ¡GRACIAS!

RESUMEN

En este proyecto de memoria se plantea una propuesta para obtener mejoras operacionales en las dependencias de Minera Anita, la cual desea optimizar el proceso de obtención de sulfato de cobre pentahidratado. Para esto se ha estudiado la forma de realizar dicha optimización implementando mejoras al sistema actual de chancado y aglomerado, quienes presentan serias incidencias respecto a la normalidad de dicho proceso.

En el caso de la planta de chancado se observó que el tamaño de partícula con el que finalizaba sus operaciones estaba en el rango de malla $-1''+1/2''$, este fenómeno tuvo un reflejo e impacto en la baja capacidad de recuperación que presentaban las pilas de lixiviación. Otro factor que afecta directamente en la recuperación actual es en la etapa de pre tratamiento realizada por el tambor aglomerador, equipo que actualmente opera en condiciones bastante alejadas de las óptimas, provocando una pobre reacción entre el ácido sulfúrico regado y el cobre en el mineral, además se logró observar que además las partículas finas no estaba adhiriéndose al mineral provocando diversos problemas en la etapa de lixiviación, entre los más destacables la formación de pozas producto del mal fluido de la solución lixivante.

Es por ello, que el presente trabajo realizó el análisis de variables como tamaño de partícula y calidad del glómero y junto a la cinética de lixiviación, para así poder encontrar una forma una mejora al proceso mediante el desarrollo de pruebas de lixiviación en columnas, las cuales permitían simular el proceso.

Los resultados de las pruebas arrojaron resultados bastante favorables para la empresa, se logró optimizar en casi un 30% la recuperación de cobre en lixiviación mejorando el tamaño de partícula y la calidad del glómero con el que se trabajaba. Pero para realizar dicha optimización se necesita la implementación de dos equipos nuevos. Un chancador que realice las funciones de chancado terciario y un tambor aglomerador para reemplazar el antiguo.

También se realizó un estudio económico basado en las condiciones operacionales actuales y como esta optimización permitiría recuperar la inversión en un periodo de al menos 3 meses.

NOMENCLATURA

mm	: milímetros
cm	: Centímetros
m	: Metros
km	: Kilómetros
kg	: Kilogramos
tph	: Toneladas por Hora
min	: Minutos
s	: Segundos
h	: Hora
Pie, ‘	: Pies
Pulg, “	: Pulgadas
P ₈₀	: Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto
Rpm	: Revoluciones por minuto
Ton	: Tonelada
#	: Malla
gpl	: Gramos por litro
g	: Gramos
L	: Litro
mL	: Mililitro
() ²	: Unidad al cuadrado
() ³	: Unidad al cubo
PLS	: Pregnant Leach Solution (Solución Cargada)

ILS : Intermediate Leach Solution (Solución Intermedia)
Ref : Refino
Lix : Lixiviación
Chancado : Etapa de reducción de tamaño
Chancador : Triturador

INDICE GENERAL

INDICE DE TABLAS	4
INDICE DE FIGURAS	5
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN.....	7
1.2 OBJETIVO GENERAL	8
1.3 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	8
CAPITULO II: ANTECEDENTES GENERALES DE LA EMPRESA	9
2.1 BLUMOS S.A.....	9
2.2 MINERA ANITA LTDA.....	10
2.2.1 <i>Planta de chancado</i>	11
2.2.2 <i>Planta de lixiviación</i>	15
2.2.3 <i>Planta extracción por solventes y cristalización</i>	18
CAPITULO III: MARCO TEÓRICO	20
3.1 PROCESO HIDROMETALURGICO	20
3.2 CONMINUCIÓN	20
3.2.1 <i>Fractura de partícula</i>	20
3.3 PRE-TRATAMIENTO DE MINERALES	24
3.3.1 <i>Tamaño de mineral y liberación</i>	24
3.3.2 <i>Aglomerado y curado</i>	25
3.3.3 <i>Variables del proceso de aglomeración</i>	28
3.4 LIXIVIACIÓN	29
3.4.1 <i>Mecanismos de lixiviación</i>	30
3.4.2 <i>Velocidad de lixiviación por difusión</i>	31
3.4.3. <i>Velocidad de lixiviación por reacción química</i>	32
CAPITULO IV: TRABAJO EXPERIMENTAL	34
4.1 ESTUDIO DE VARIABLES SOBRE IMPACTO EN LIXIVIACIÓN.....	34
4.2 PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN COLUMNAR.....	34
4.2.1 <i>Condiciones de pruebas de lixiviación</i>	35
4.2.2 <i>Preparación de mineral</i>	36
4.2.3 <i>Aglomeración del mineral</i>	38
4.3 PREPARACIÓN DE LAS COLUMNAS.....	39
4.3.1 <i>Diseño de las columnas para lixiviación</i>	39
4.3.2 <i>Montaje de las columnas</i>	41
4.3.3 <i>Preparación de soluciones</i>	42
4.3.4 <i>Muestreo y caracterización de PLS</i>	43
4.4 VARIABLES PARA DISEÑO DE TAMBOR AGLOMERADOR.....	44

CAPITULO V: RESULTADOS Y DISCUSIONES	47
5.1 TAMAÑO DE PARTÍCULA	47
5.2 RESULTADOS PRUEBAS COLUMNARES	48
5.3 AGLOMERADO	51
5.3.1 <i>Resultados pruebas columnares</i>	51
5.4 ELECCIÓN DE EQUIPOS.....	53
5.4.1 <i>Chancador de rodillo</i>	53
5.4.2 <i>Chancador de mandíbula</i>	54
5.4.3 <i>Chancador de cono</i>	56
5.5 CHANCADO TERCARIO.....	58
5.6 TAMBOR AGLOMERADOR	59
5.7 MEJORAS PRODUCTIVAS DE $\text{CuSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$	62
5.8 TRATAMIENTO DE RIPIOS	63
CAPITULO VI: EVALUACION ECONOMICA.....	65
6.1 EQUIPO CHANCADOR TERCARIO	65
6.2 CORREAS TRANSPORTADORAS:	66
6.2.1 <i>Opción manufactura propia</i>	66
6.2.2 <i>Opción de compra</i>	67
6.3 TAMBOR AGLOMERADOR	67
6.3.1 <i>Manufactura propia</i>	67
6.3.2 <i>Compra externa</i>	69
6.4 CONTINGENCIAS PARA CONTINUIDAD DEL PROCESO	70
6.5 COSTO TOTAL INVERSIÓN	71
6.5.1 <i>Caso 1</i>	71
6.5.2 <i>Caso 2</i>	72
6.8 FLUJO DE CAJA.	72
CAPITULO VI: CONCLUSIONES.....	74
CAPITULO VII: RECOMENDACIONES	75
CAPITULO VIII: BIBLIOGRAFÍA	76
ANEXOS	77
ANEXO A: COTIZACIONES.	77
A.1 <i>Tambor Aglomerador</i>	78
A.2 <i>Chancador de Cono PYD 900</i>	79
A.3 <i>Correas transportadoras</i>	80
B. IMAGEN PLANTA CHANCADO	81
C IMAGEN TOPOGRÁFICA DE CHANCADO.....	82
D. MEDIDAS DE CORREAS Y HARNERO PARA PROYECTO TERCARIO	83
E. MONTAJE DE CHANCADOR TERCARIO	84

F.	PROTOCOLO DE TRABAJO EN COLUMNAS	85
G.	PLANILLA DE RELLENO DE DATOS PARA PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN	87
H.	PROTOCOLO DE VALORACIÓN DE ACIDO	88
I.	PROTOCOLO DE VALORACIÓN DE COBRE.....	90
J.	HOJA DE CÁLCULO PARA CONTROL DE CINÉTICAS DE LIXIVIACIÓN PARA PRUEBAS 1 A 4	93
K.	HOJA DE CÁLCULO PARA DISEÑO DE AGLOMERADOR.....	94
L.	COSTOS E INGRESOS MENSUALES	96
M.	EVALUACIÓN ECONÓMICA	97

INDICE DE TABLAS

Tabla I Distribución de tamaño muestra Faena para pruebas 1, 2 y 4.....	38
Tabla II Cotización Chancador Rodillo.....	54
Tabla III Cotización Chancador Mandíbula	55
Tabla IV Cotización Chancador de Cono.....	57
Tabla V Relación Diámetro Tambor vs Capacidad Tambor	59
Tabla VI Cotización tambor aglomerador	61
Tabla VII Balance de costos chancador terciario	65
Tabla VIII Balance de costos correas manufacturadas.....	66
Tabla IX Balance de costos correas compradas	67
Tabla X Balance de costos tambor aglomerador manufacturado	68
Tabla XI Balance de costos tambor aglomerador comprado.....	69
Tabla XII Balance de costos contingencias	70
Tabla XIII Balance de costos caso 1	71
Tabla XIV Balance de costos caso 2	72
Tabla XV Flujo de caja de la inversión	73

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Flowsheet Minera Anita Ltda.....	10
Figura 2.2 Muestra mineral en zona de acopio.....	12
Figura 2.3 Esquema planta de Chancado de Minera Anita.....	12
Figura 2.4 Glómero 1.....	13
Figura 2.5 Glómero 2.....	13
Figura 2.6 Tambor Aglomerador en vista lateral.....	14
Figura 2.7 Esquema ilustrativo de Planta de Lixiviación y flujo de drenajes.....	16
Figura 2.8 Distribución heterogénea de partícula en chancado de Minera Anita.....	16
Figura 2.9 PLS Pila 1, Febrero 2015.....	17
Figura 2.10 Concentración de Cobre en PLS, periodo de 215 días.....	18
Figura 2.11 Esquema proceso Extracción por Solventes y Cristalizado.....	19
Figura 3.1 Mecanismo de fractura por abrasión.....	22
Figura 3.2 Mecanismo de fractura por impacto.....	23
Figura 3.3 Mecanismo de fractura por compresión.....	23
Figura 3.4 Glómero en formación.....	26
Figura 3.5 Proceso de formación de glómero.....	27
Figura 3.6 Representación esquemática de un tambor aglomerador.....	28
Figura 3.7 Mecanismo de reacción de lixiviación	31
Figura 3.8 Mecanismo de lixiviación por difusión	32
Figura 3.9 Lixiviación por reacción química	33
Figura 4.1 Cono y Cuarteo 1 para pruebas 1, 2 y 4	37
Figura 4.2 Cono y Cuarteo 2 para testigos de pruebas 1, 2 y 4	37

Figura 4.3 Diseño columnas de lixiviación	41
Figura 4.4 Montaje columna Lixiviación	42
Figura 4.5 Columnas en funcionamiento	44
Figura 4.6 Vista frontal tambor aglomerador	45
Figura 4.7 Vista lateral tambor aglomerador	46
Figura 5.1 Columna Anita, vista lateral	47
Figura 5.2 Columna Anita, vista superior	47
Figura 5.3 Columna finos vista lateral	48
Figura 5.4 Columna finos, Vista superior	48
Figura 5.5 Recuperación de Cobre en Pruebas de Lixiviación	49
Figura 5.6 Comparación de tamaños y penetración del agente lixivante	50
Figura 5.7 Muestras de mineral de cobre en su interior sin lixiviar.	50
Figura 5.8 Lixiviación Columnar, comparación de aglomerados	51
Figura 5.9 Glómeros formados Manualmente	52
Figura 5.10 Chancador de rodillo	54
Figura 5.11 Vista lateral Chancador Mandíbula	55
Figura 5.12 Vista interna chancador de cono	57
Figura 5.13 Correlación Capacidad vs Diámetro	60
Figura 5.14 Esquema línea de chancado con Etapa de chancado Terciario implementada.	62
Figura 5.15 Remoción de cobre en partículas de mayor tamaño	64
Figura 5.16 Remoción de cobre en partículas de menor tamaño	64

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

El cobre es el principal mineral que se extrae en tierras chilenas aunque sus precios han bajado en los últimos años, sigue siendo uno de los principales generadores de divisas a nivel nacional, eso es debido a que existen diversos medios en el cual este mineral es procesado y vendido. En su mayoría este se vende al extranjero luego de una larga cadena de procesos como cátodos o ánodos de alta pureza, aproximadamente 99.9% en cobre, en otros casos se vende un concentrado de cobre de menor tratamiento y menor pureza (31% de pureza en concentrado de cobre).

Una de las formas de procesar el cobre es mediante los tratamientos hidrometalúrgicos el que generalmente se utiliza en la extracción de minerales formados por óxidos. En Minera Anita Ltda., una faena minera del Norte chileno donde se procesan minerales extraídos de la zona. En esta faena se produce sulfato de cobre como producto final obtenido en la etapa de SX. Sin embargo durante la línea de proceso para obtener sulfato se apreció algunas condiciones de operación inadecuadas provenientes de las etapas de chancado, aglomerado/curado y lixiviación, las cuales impactan directamente en la producción de sulfato de cobre.

Los problemas principales radican en: i) las bajas recuperaciones en la planta de lixiviación, debido mayormente a las irregularidades que presenta el tamaño de partícula que sale desde el chancado hacia lixiviación, el tamaño de descarga proveniente desde la línea de chancado se encuentra en el rango de tamaño $-3/4'' + 1/2''$, lo cual dificulta enormemente la liberación de partículas de cobre, y ii) en la etapa de curado y aglomerado se observan deficiencias. Todos estos problemas afectan directamente a la línea productiva. Por lo anterior el presente proyecto de memoria se basará en resolver estos problemas en las etapas de lixiviación específicamente en el área de chancado y el área de aglomerado y curado y poder obtener un producto (sulfato de cobre) en aumento.

1.2 Objetivo General

- Mejora en la recuperación metalúrgica de cobre mediante cambios en la etapa de chancado y aglomerado.

1.3 Objetivos Específicos

1. Evaluar en la etapa de chancado los distintos equipos para producir un tamaño de partícula adecuado para la etapa de lixiviación.
2. Analizar el monotamaño obtenido en la etapa de chancado mediante análisis granulométrico.
3. Comprobar la recuperación en lixiviación con distintos tipos de aglomerado.
4. Análisis económico de la propuesta.

CAPITULO II: ANTECEDENTES GENERALES DE LA EMPRESA

2.1 BLUMOS S.A.

La empresa BLUMOS S.A. fue fundada en el año 1947 por los hermanos Guillermo y Rodolfo Blum Hochschild, bajo el nombre de Blumos Hermanos Limitada. En el año 1981, Roberto Blum Beermann, hijo de Rodolfo Blum, toma el cargo del negocio familiar. En el sector minero BLUMOS S.A. es el único representante en Latinoamérica de una innovación única en el mundo: la tecnología de celdas EMEW[®] para la Electro obtención de metales, creada y patentada por Electrometals Technologies Limited.

BLUMOS S.A. posee algunas empresas anexas que forman un Holding, dentro de ellas se cuenta a SOLUTEC, SOLULOG, SOLUNOVA, SOLUMIN y Minera Anita Limitada: empresa minera dedicada a la obtención de Sulfato de cobre desde sus propios yacimientos, ubicados en las afueras de Chañaral, 3ra región de Atacama.

2.2 MINERA ANITA LTDA.

Minera Anita Ltda. Inicia sus operaciones durante el año 2008 donde se fabrica el Sulfato de Cobre pentahidratado. Esta faena minera se encuentra ubicada en Quebrada Salitrosa a unos 50 km al sur de Chañaral.

Los minerales que se trabajan son óxidos como la Crisocola y la Atacamita, además de otras especies minerales, estas dos son los que se pueden encontrar mayoritariamente en la faena.

Para procesar el Sulfato de Cobre, el mineral se procesa en distintas etapas que se separan según la función que se realice. En la Fig.2.1 se puede observar la línea productiva de faena la cual será descrita a continuación.

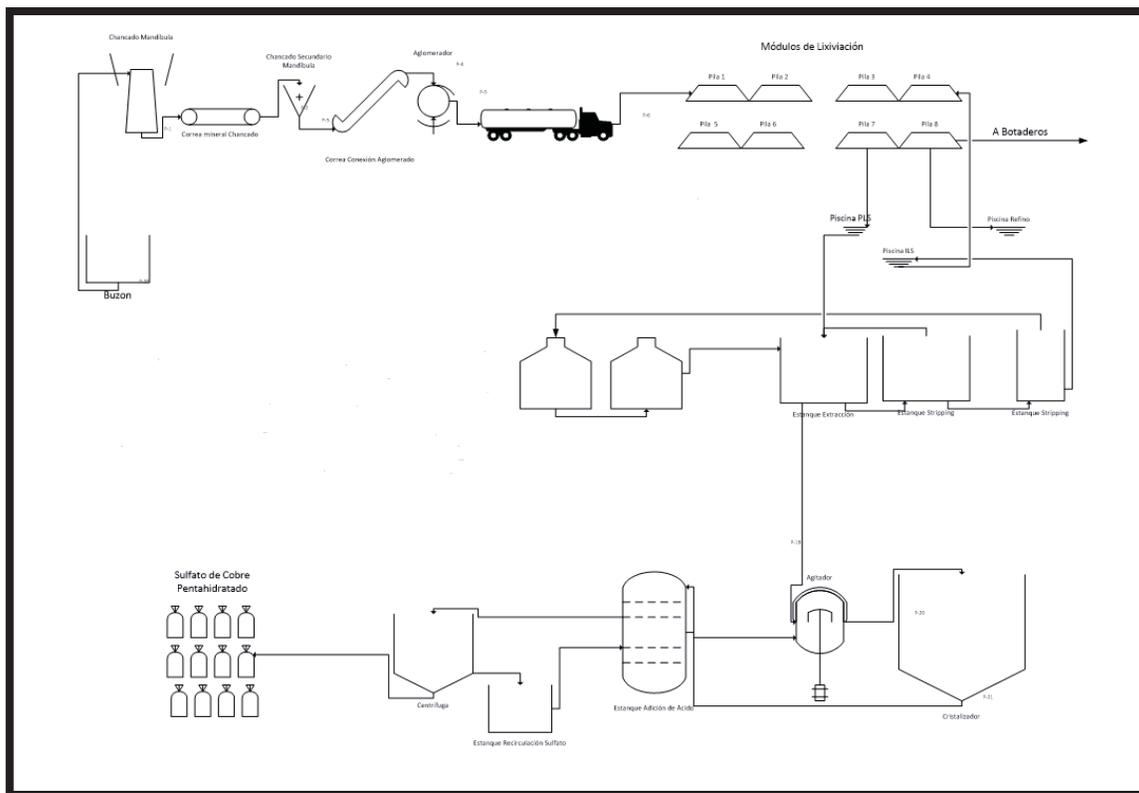


Figura 2.12 Flowsheet Minera Anita Ltda.

2.2.1 *Planta de chancado*

En la Fig. 2.3 se tiene una representación gráfica de la planta de chancado donde se incluyen todos los equipos con sus respectivas correas que las conectan, el detalle de los equipos y sus funciones son detalladas a continuación.

Chancado primario, Chancador Mandíbula: (1) en donde se reduce el tamaño de la roca rica en cobre. La capacidad de este chancador es alrededor de 90 ton/h. La reducción de tamaño va desde la colpa de 20 cm de diámetro hasta 2 pulg de diámetro. Las operaciones de chancado no son continuas, por lo que el proceso se realiza durante ciertos periodos del día, una vez que se obtenga el suficiente material para procesar.

Harnero: El mineral previamente chancado hace frente al harnero (2), un equipo que a base de constantes vibraciones clasifica los minerales a través de su mallas las cuales poseen un tamaño de 3/8 pulg, aquellos que posean el tamaño deseado seguirán su curso hacia la siguiente etapa, el aglomerador, por otro lado los minerales que posean un tamaño superior a las 3/8 pulg, serán procesados por el chancador de cono.

Chancador Secundario, Chancador de Cono: (3) Segunda etapa de chancado en donde se reduce el tamaño del mineral a tamaño de 1/2". La capacidad de este chancador oscila entre 50 y 60 ton/h. Al igual que en el chancador de mandíbulas las operaciones de este chancado no son continuas, y éste procesa una cantidad de tonelaje menor a su antecesor debido al proceso previo, la clasificación de tamaños por harnero.

Actualmente la planta de chancado opera con un tamaño de partícula correspondiente a la malla - 1" + 1/2". Con esta condición de operación la posterior recuperación de cobre obtenida en la etapa de lixiviación es de un 55% aproximadamente. En la Fig. 2.2 se puede observar el tamaño de partícula obtenido directamente desde la zona de chancado, con el tamaño de partícula mencionado.



Figura 2.2 Muestra de mineral en zona de acopio

Aglomeración: (4) Etapa en donde el mineral chancado es contactado con agua y ácido sulfúrico, estos cumplen la función de aglomerar el material más fino que se forma en el chancado, y así, facilitar el drenaje en las pilas. A su vez, el ácido realiza el primer ataque químico al mineral lo que facilita la disolución de Cobre a la solución de riego. Actualmente las tasas de distribución de agua y ácido por mineral son tratados durante un tiempo de 15 segundos y se expresan en la siguiente ecuación:

$$\text{Dosis de Aglomerado} = 15 \frac{\text{kg H}_2\text{SO}_4}{\text{ton mineral}} + 7\% \frac{\text{kg H}_2\text{O}}{\text{ton mineral}} \quad (\text{i})$$

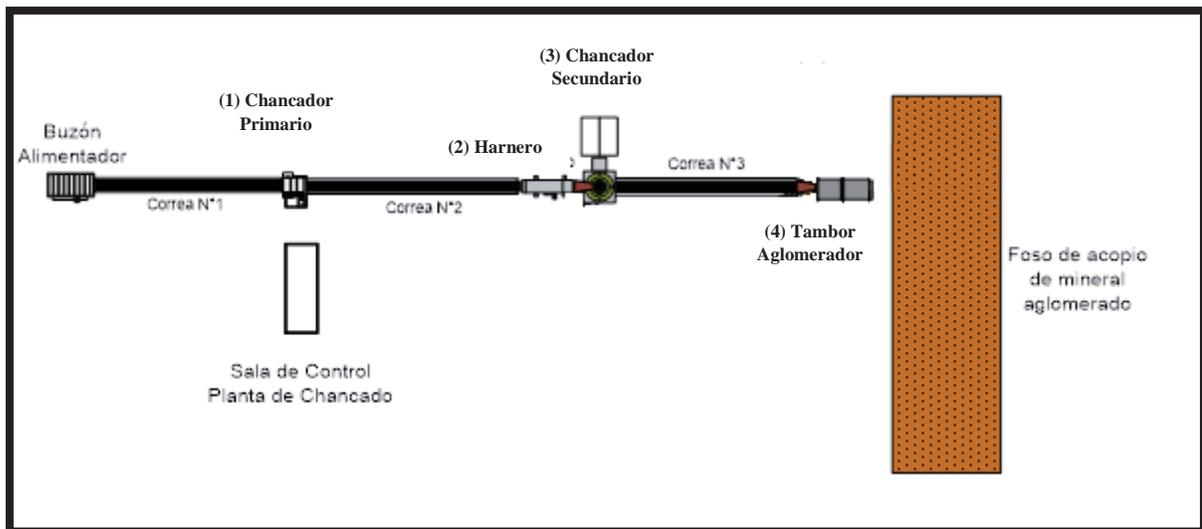


Figura 2.313 Esquema planta de chancado de Minera Anita

En las Fig. 2.4 y 2.5 se pueden apreciar la formación actual del glómero desde la línea productiva de faena, las cuales fueron extraídas al azar. La calidad del glómero formado en faena tiene poca adición con las partículas finas o casi nulas, generando una baja cantidad de glómeros o minerales humedecidos de gran tamaño junto con lodos de finos.



Figura 2.4 Glómero 1



Figura 2.5 Glómero 2

Este fenómeno repercute directamente en toda la línea operacional, el no tratamiento adecuado de finos genera complicaciones en las etapas posteriores de lixiviación y extracción por solventes. Las partículas finas dificultan la percolación del lecho, generando una disminución en la concentración de cobre en el PLS y ácido como tal. Obstruye las líneas de descarga poco a poco al irse depositando como precipitado de la solución y también disminuye la recuperación en lixiviación al no tener un tamaño de partícula adecuado para la reacción química. En cuanto a extracción por solventes, los finos que logren llegar a esta etapa se mezclan con la fase acuosa y parte del orgánico generando las denominadas borras, quienes obstruyen y dificultan enormemente el proceso.

También como parte del proceso de aglomerado se incluye el curado ácido, pre tratamiento que nos permite recuperar hasta un 50% más en la etapa de lixiviación.

La adición de ácido sulfúrico se encuentra por debajo del mínimo ideal, en cuanto el agua aplicable se encuentra en un valor aceptable, pero con la cantidad de ácido distribuida no se puede generar un glómero de calidad, ni mucho menos generar una reacción química por ácido de alta concentración ya que actualmente el ácido se diluye. Adicionalmente a esto, se observa que las condiciones en las que trabaja el tambor aglomerador no son óptimas partiendo en que el tambor presenta una deformación producto de la constante exposición al calor del desierto, por otro lado el tiempo de residencia del mineral en el tambor aglomerador era cercano a los 10 segundos, tiempo muy por debajo de los estipulados teóricamente. En la Fig. 2.6 se muestra un perfil del tambor aglomerador en el cual se puede apreciar su largo e inclinación.



Figura 2.6 Tambor aglomerador en vista lateral

2.2.2 Planta de lixiviación

El mineral ya clasificado es depositado en pilas. En estos depósitos el mineral más reciente es rociado con solución ILS la cual permite que el cobre pre-tratado en el curado reaccione químicamente, diluyéndose en una solución enriquecida de cobre (PLS), el cual será dirigido a la planta de extracción por solventes para ser procesado. Con el paso del tiempo las pilas cambian de solución con la que son regadas, con el fin de provocar un cambio en el equilibrio químico de ésta, agregándole una solución con mayor acidez conocida como Refino (Ref.). En Minera Anita Ltda. Se trabajan módulos dinámicos de lixiviación que operan de la siguiente manera:

- Módulos: Zona de capacidad para 2 pilas de lixiviación. La capacidad máxima es de 5 módulos.
- Pilas Agotadas: Aquellas en la que ya no es económicamente rentable extraer cobre, o simplemente ya no existe presencia de cobre en ella
- Pilas en Proceso: Pilas donde el mineral aún se encuentra disponible de extraer con facilidad
- Pilas Nuevas: Estas pilas son formadas con el material traídas directamente del proceso de aglomerado, estas tienen una composición rica en mineral de interés, y que no han sido tratadas aun.

Los ciclos de Lixiviación de cada pila dura alrededor de 30 días con una diferencia de 3 días entre armado y desarmado por pila, con una tasa de riego de 12 m³/h de ILS para los primeros 15 días, Refino para los próximos 9 días y finalmente 6 días para el drenaje y desarme de ésta.

En la Fig. 2.7 se pueden observar los módulos/pilas con sus respectivos riegos y drenajes, los cuales varían entre unos y otros para mantener un equilibrio de volúmenes, como también los tipos de pilas descritos previamente.



Figura 2.7 Esquema ilustrativo de planta de lixiviación y flujo de drenajes

En la Fig. 2.8 se observa una pila formada con el material proveniente de chancado, esta distribución de tamaño es demasiado irregular, teniendo en ella una gran diversidad de tamaños, generando así las recuperaciones cercanas al 55% mencionadas anteriormente.



Figura 2.8 Distribución heterogénea de partícula en chancado de Minera Anita

La recuperación de cobre en forma de PLS se puede observar en la Fig. 2.9, quien muestra por ejemplo la producción del mes de Febrero. Junto con ello se puede observar el comportamiento de la concentración de cobre, la cual es bastante baja. Haciendo un análisis estadístico se puede ver como la concentración de cobre en el PLS decae rápidamente en sus primeros días de lixiviación y prolongándose en el tiempo.

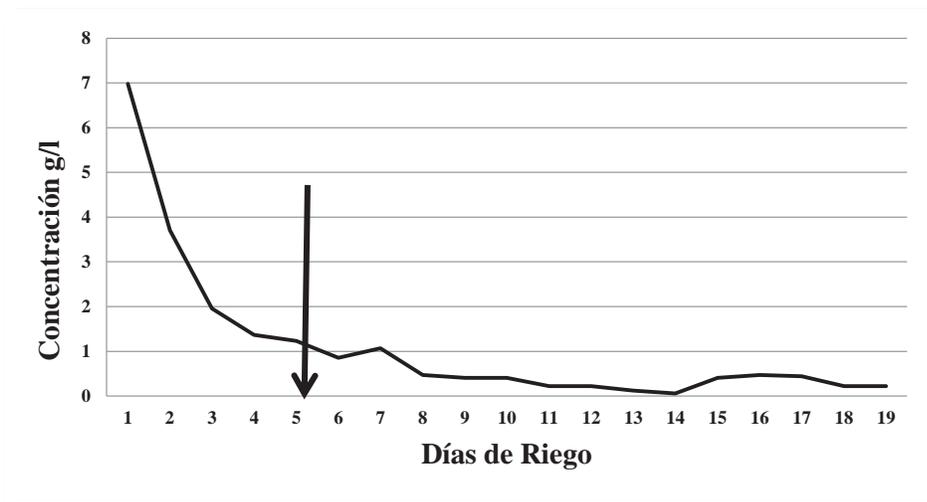


Figura 2.9 PLS Pila 1, Febrero 2015

De manera más global se realizó un análisis con los datos obtenidos del laboratorio local, en la concentración de cobre del PLS durante un periodo de 7 meses hacia atrás los que se reflejan en la Fig. 2.10 la que nos muestra también valores de PLS obtenidos mediante el proceso de lixiviación. El valor promedio bordea los 2.5 gpl de cobre soluble.

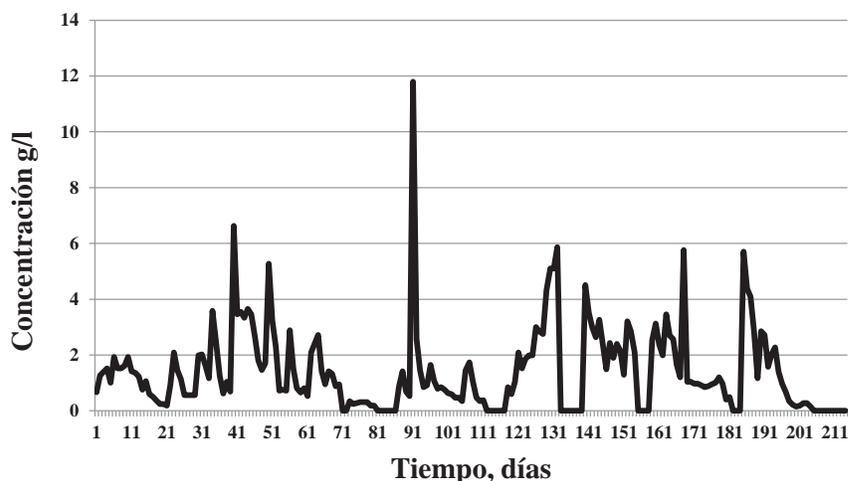


Figura 2.10 Concentración de Cobre en PLS, periodo de 215 días

2.2.3 Planta extracción por solventes y cristalización

La solución PLS es puesta en contacto con una solución orgánica la cual retira el cobre selectivamente dejando las demás impurezas y el ácido presentes en la fase acuosa.

Luego que el cobre es depositado en la solución orgánica, éste es tratado en una etapa de Re-Extracción, en esta etapa se transfiere cobre de la solución orgánica a una solución acuosa esta vez formando sulfato de cobre pentahidratado ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) en solución la cual es llevada a la etapa final donde se realizara la cristalización (Fig.2.11).

Durante la cristalización se podrá concentrar el cobre hasta sobrepasar el punto de saturación, lo que permitirá obtener cristales de sulfato de cobre pentahidratado. Ya conseguida esta condición la solución saturada es llevada a la etapa final de centrifugado donde se le retira el líquido remanente a la solución formando el producto final en forma de polvo, permitiendo así sacar alrededor de una tonelada de sulfato de cobre por día, el cual es envasado en sacos de 25 kg con una pureza aproximada del 90% y finalmente distribuido por Minera Anita Ltda.

CAPITULO III: MARCO TEÓRICO

3.1 PROCESO HIDROMETALURGICO

La Hidrometalurgia hace referencia a procesos de obtención de metales desde sus minerales a través de métodos físico-químicos en estado acuoso, seguido de un proceso electroquímico para obtener un metal de mayor pureza. Los procesos hidrometalúrgicos no requieren una alta reducción de tamaño de mineral y sus etapas de proceso son menos costosas energéticamente debido a la carencia de proceso de molienda.

3.2 CONMINUCIÓN

Tiene por objetivo preparar el mineral para sus posteriores etapas de extracción, para eso genera partículas minerales de menor tamaño a partir de trozos mayores, con el fin de lograr dicha operación es necesario someter la partícula a fracturas constantes hasta conseguir el tamaño deseado para el proceso posterior.

Existen varias etapas de reducción de tamaño. Estas se inician en la mina misma cuando el mineral, de un tamaño teóricamente infinito, se desprende de la zona mineralizada por uso de explosivos, dejando partículas que alcanzan el orden de un metro de diámetro. Posteriormente estas partículas son procesadas mediante distintas etapas de trituración y/o molienda. En estos procesos se pueden identificar sub-etapas, denominadas: primaria, secundaria, terciaria según sea el tamaño de la alimentación de mineral.

En los procesos de tratamiento de óxidos de cobre, la conminución sólo se reduce a realizar las etapas de trituración (“chancado”) y harneado. Por lo que los rangos de operación y de reducción de tamaño van del orden de 1 m en etapas primarias hasta etapas posteriores donde alcanza un tamaño cercano a los 10 mm o menos.

3.2.1 *Fractura de partícula*

Los minerales poseen estructuras cristalinas y sus energías de unión se deben a los diferentes tipos de enlace que participan en la configuración de sus átomos. Estos enlaces interatómicos son

efectivos sólo a corta distancia y pueden ser rotos por la aplicación de esfuerzos de tensión o compresión.

Para que una partícula mineral se pueda fracturar esta debe ser sometida a un esfuerzo lo suficientemente elevado como para que exceda su resistencia a la fractura. La manera en que la partícula se fracturará depende de su naturaleza y de la forma en la que se aplique la fuerza, la magnitud del esfuerzo aplicado y la velocidad con la que se aplique el esfuerzo debido a que todos los materiales presentan fallas que pueden ser macroscópicas (grietas) o microscópicas.

Estas fallas son sitios en que se concentran los esfuerzos aplicados. Las grietas se activan aumentando la concentración de esfuerzos, que causan su propagación, produciendo la desintegración de la partícula. Basados en estos conceptos se pueden distinguir principalmente 3 tipos de clasificación para la fractura de partícula, estos tipos son: abrasión, impacto y compresión.

I. Fractura por abrasión

Cuando la tensión superficial sobre la partícula es focalizada en una zona, sin embargo, sin la fuerza suficiente como para fracturar la partícula mineral por completo, generando así dos tamaños de partícula diferentes, unas muy finas y otras de tamaño similar al del mineral de procedencia (Fig. 3.1).

En los chancadores este fenómeno normalmente resulta del roce de las partículas entre sí y/o el revestimiento de los chancadores. Esto provoca que la superficie de las partículas se desgaste a una velocidad más o menos constante dependiendo de las condiciones de la superficie del mineral y del equipo como tal.

Un concepto similar ocurre cuando la fractura se manifiesta en forma de desprendimiento de esquinas o bordes desde la partículas producto de una fuerza aplicada por fuera del centro de la partícula, este fenómeno se denomina como descantillado. Ambos conceptos, abrasión y descantillado son denominados en ocasiones como fractura por atrición.^[1]

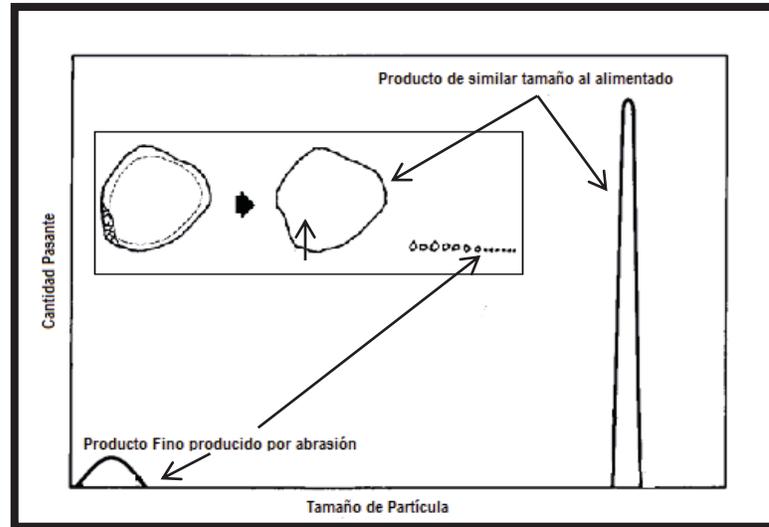


Figura 3.1 Mecanismo de fractura por abrasión^[1]

II. Fractura por impacto

Si la energía aplicada es excesivamente mayor a la energía necesitada para producir la fractura, el mineral quedara sobrecargado en diversas áreas de la partícula provocando así la formación de partículas de gran y variado tamaño. Esto ocurre cuando las partículas son sometidas a impactos de fuerza concentrada y alta velocidad, generando la división de la partícula, como se puede ver en la Fig. 3.2, la presencia de una gama de distintos tamaños de partículas donde la mayor cantidad se concentra en el tamaño mayor.

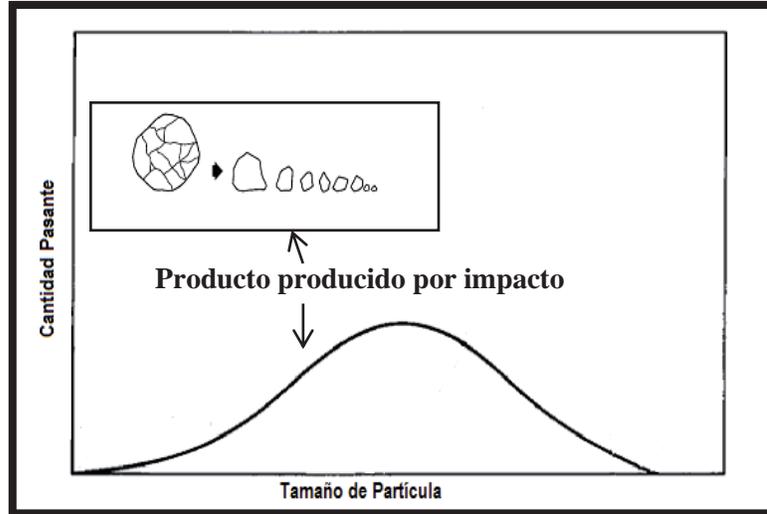


Figura 3.2 Mecanismo de fractura por impacto ^[1]

II. Mecanismo por compresión

Cuando la energía aplicada es aplicada lentamente y suficiente como para provocar la fractura, de modo que no todas las zonas de la partícula se ven afectadas por la tensión, resultando así en la formación de partículas cuyo tamaño se asemeja bastante al original, en la Fig. 3.3 se puede apreciar la distribución de tamaños que se obtiene al realizar una fractura de mineral por compresión.

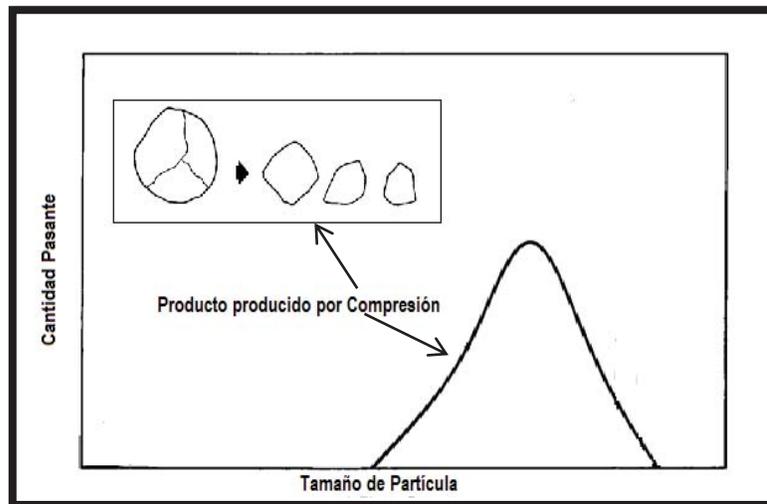


Figura 3.3 Mecanismo de fractura por compresión ^[1]

Estos casos difícilmente se presentan de manera individual, debido a la cantidad de material que se procesa, y a la fuerza con la que trabajan los equipos de reducción de tamaño en minería. ^[2]

3.3 PRE-TRATAMIENTO DE MINERALES

El tamaño del mineral es una de las variables de mayor importancia al momento de trabajar en lixiviación y extracción por solventes, ya que un mineral demasiado fino, no podrá ser extraído y éste se depositará en la solución obtenida, donde posteriormente este material fino comienza a mezclarse con los demás componentes forma la denominada “borra” (mezcla de mineral fino y orgánico) la cual es un interferente y contaminante en las etapas de purificación de cobre venideras. Por otro lado un mineral demasiado grande no presentará una liberación adecuada del material de interés.

Para asegurar una óptima recuperación del metal de interés desde el mineral, éste debe ser expuesto a un pre-tratamiento con ácido y agua conocido como “curado ácido” que produce una rápida y enérgica sulfatación de los óxidos, lo que se traduce en soluciones efluentes altamente concentradas en cobre; solubiliza hierro que es la base del ion férrico necesario para la disolución de sulfuros; estabiliza la sílice evitando su forma coloidal que es la causante de pérdidas de orgánico en la extracción por solventes. Desde el punto de vista físico, produce la aglomeración de los finos en torno a las partículas más gruesas de mineral, lo que genera un material de tamaño relativamente homogéneo y estable, generando en la pila un volumen importante de huecos, fundamental para las buenas condiciones de permeabilidad líquida y gaseosa del lecho de mineral aglomerado. ^[3]

3.3.1 *Tamaño de mineral y liberación*

Un mineral de cobre, actualmente, difícilmente se encuentra en estado nativo. Por lo que en la mayor cantidad de casos lo encontraremos asociados a otras especies químicas que forman los distintos tipos de minerales. Para poder procesar efectivamente el cobre, éste debe ser separado efectivamente de la ganga (parte sin interés económico del mineral), para favorecer las reacciones químicas que permitirán la recuperación del cobre en solución.

Una partícula de mayor tamaño, tiene una mayor probabilidad de contener mineral de interés y ganga en ella lo cual dificulta la difusión de algún agente lixivante, por el contrario una partícula de menor tamaño lleva una alta probabilidad de que ésta sea solo cobre o solo ganga, este concepto se conoce como “liberación de mineral”.

Por otro lado la formación de partículas demasiado finas puede inducir problemas en los tratamientos hidrometalúrgicos debido a un factor crítico y que en muchos casos ha conducido a fallas en operación, que es la permeabilidad.

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

Con proporciones del 10-20% de estos materiales finos, pueden existir problemas de permeabilidad y si no se asegura la permeabilidad en los lechos de lixiviación, no hay percolación, contactos, disolución ni extracción del mineral de interés, debido a que los finos segregan y forman áreas ciegas que disminuyen la percolación, se favorece la compactación en la formación de las pilas y puede ocurrir que estas partículas se vayan al fondo de la pila impidiendo el flujo uniforme de la solución enriquecida. ^[4]

3.3.2 Aglomerado y curado

En algunos casos cuando el material no está lo suficientemente liberado se aplica un curado ácido, que consiste en rociar una leve cantidad de ácido en la etapa de aglomerado con la intención de acondicionar el material para las posteriores etapas de lixiviación. Esta técnica mejora considerablemente los consumos de ácido haciéndolos más efectivos y con mayor rendimiento de extracción.

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

En forma general, se puede afirmar que la aglomeración se debe a la tendencia de un sistema, compuesto principalmente por partículas y en menor proporción por líquido, a disminuir su

energía libre superficial mediante la reducción del área interfacial agua-aire, por fuerzas de adhesión originadas debido a los siguientes mecanismos:

- Fuerzas de adhesión del tipo Van der Waals que aparecen por dipolos permanentes o instantáneos originados en las moléculas.
- Fuerzas atractivas electrostáticas que aparecen como consecuencia de potenciales de contacto o de interface.
- Fuerzas de atracción magnética, originados por las características ferromagnéticas de las sustancias.
- Uniones líquidas o puentes líquidos entre partículas. Aparecen debido a fenómenos de “mojabilidad” o tensión superficial. Es decir, los sólidos, al tener una energía libre por unidad de área (tensión superficial) debido a los enlaces desbalanceados de su superficie (proceso de mojado), forman los puentes o uniones líquidas que pueden ser de forma tal que el líquido cubra parcialmente o totalmente a las partículas, envolviéndolas o no. Tal como se muestra en la Fig. 3.4.

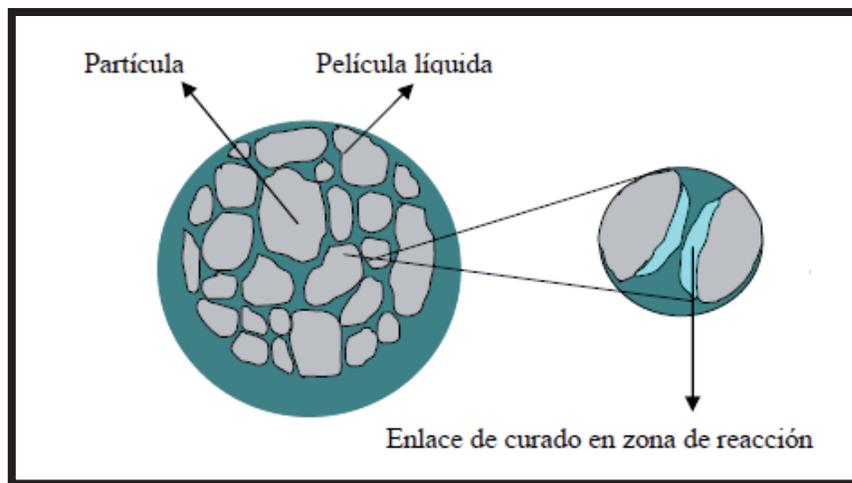


Figura 3.4 Glómero en formación

En el caso de la aglomeración de minerales de cobre, son varios mecanismos los que intervienen; pero los más importantes son las uniones líquidas y sólidas. Para mejorar estos mecanismos se utiliza como agente aglomerante ácido sulfúrico concentrado. Estudios han revelado que la lixiviación es más efectiva si se le hace un pre tratamiento con ácido concentrado, previo a la

aplicación de riego del mineral, el denominado curado ácido. Durante el proceso de aglomeración se adiciona ácido sulfúrico para acondicionar el mineral, los estudios han demostrado que acondicionar el mineral con ácido en el aglomerado durante un rango de 1 a 3 minutos mejora la remoción de cobre en la pila considerablemente, con un consumo de ácido mucho menor al que si no se realizara una etapa de curado.

La aglomeración se realiza en forma eficiente utilizando un tambor rotatorio, el que tiene una inclinación determinada, en el sentido del flujo el material, y cuya velocidad está entre las 4 y 15 r.p.m. La carga de mineral se hace en forma continua por la parte posterior y más alta del tambor, al igual que el agua y ácido sulfuro. En la parte interior del tambor guías longitudinales, conocidas como elevadores o lifters, evitan el resbalamiento del mineral y éste es elevado produciendo luego la caída en la cual las partículas adquieren un movimiento rotatorio. Lo anterior se muestra en las Fig. 3.5 y 3.6.

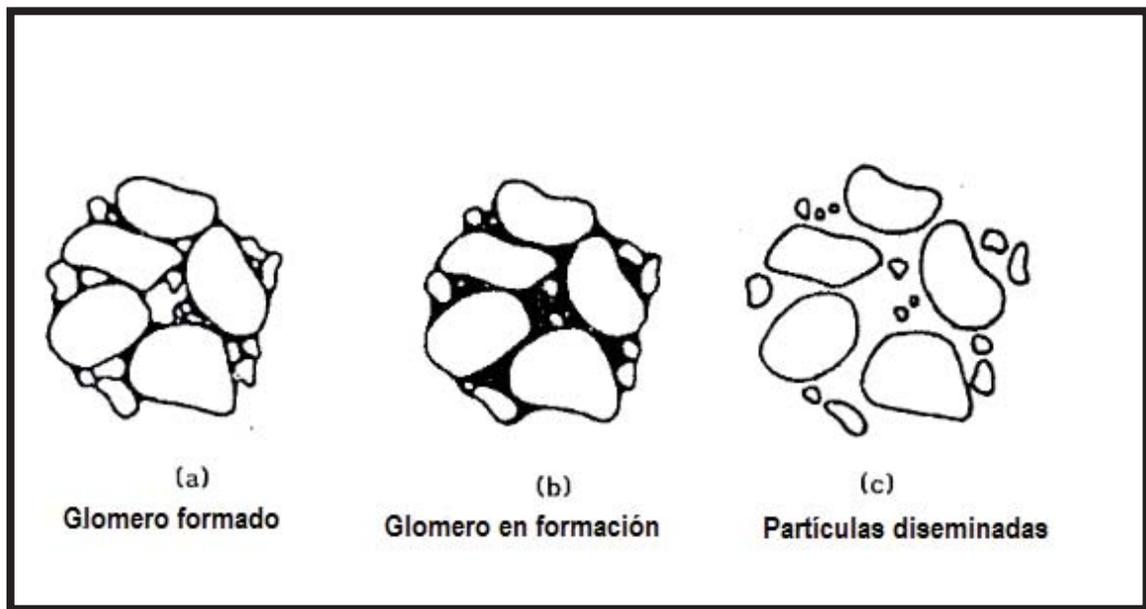


Figura 3.5 Proceso de formación de glómero ^[5]

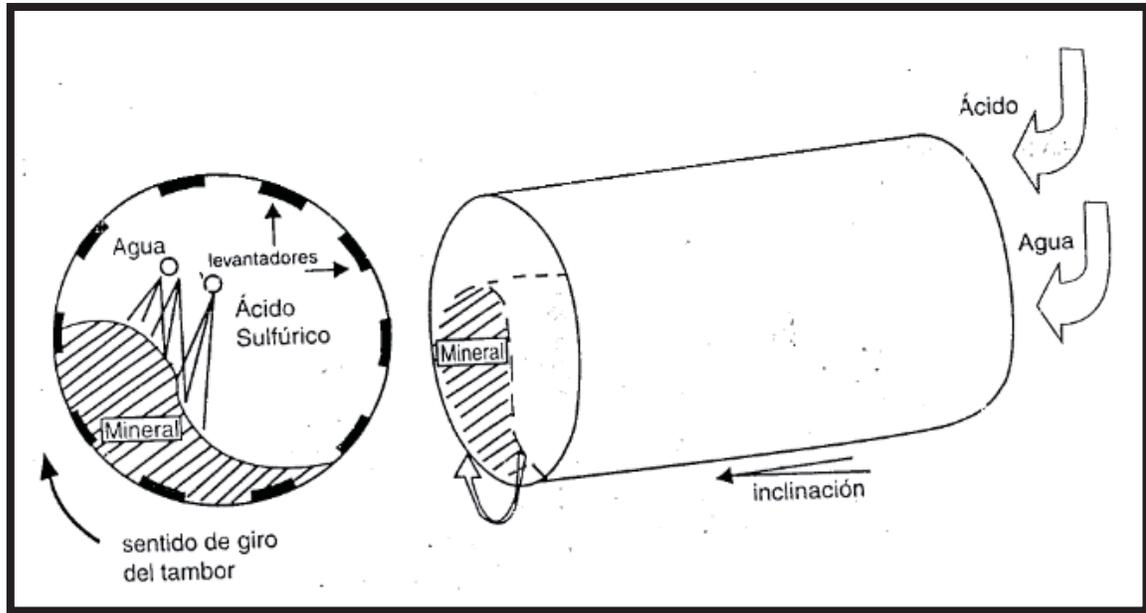


Figura 3.6 Representación esquemática de un tambor aglomerador [5]

3.3.3 Variables del proceso de aglomeración

Dentro de las variables que condicionan la calidad del glómero se encuentran la humedad de aglomeración, características del material que se aglomera, características del tambor aglomerador y condiciones de operación del tambor.

El contenido de humedad general, debido a los efectos de tensión superficial que tienen unidas las partículas de mineral, es la variable más importante para producir buenos aglomerados. Muy poca humedad hace imposible el desarrollo de una película de líquido entre las partículas y conduce a una segregación de tamaños de éstas durante el apilamiento. Esto causa una distribución heterogénea de la solución dentro de la pila, la cual afecta práctica e invisiblemente a la recuperación. Por otro lado demasiada humedad separa las partículas pequeñas de las partículas más grandes. La humedad óptima de operación es definida como la máxima humedad antes de llegar al punto adhesivo, valor en el cual el material se torna barroso, se pierde la esfericidad de los glómeros y además distorsiona significativamente su distribución de tamaño. Este valor oscila entre el 7 y el 10%.

Respecto a las características del tambor se contempla el tiempo de residencia, donde estudios han determinado que un tiempo de residencia entre 1 a 3 minutos asegura la buena formación de un glómero. Mientras que usando una inclinación de 3 a 7 grados permite una optimización en el proceso. ^[4]

3.4 LIXIVIACIÓN

El proceso de lixiviación, es una etapa fundamental en un proceso hidrometalúrgico que involucra la disolución del metal a recuperar desde una materia prima sólida, en una solución acuosa, mediante la acción de agentes químicos. Esta transferencia del metal hacia la fase acuosa, permite la separación del metal contenido en la fase sólida, de sus acompañantes no solubles.

Los minerales oxidados de cobre se disuelven rápidamente en ácido sulfúrico diluido. Los minerales oxidados de cobre más fáciles de lixiviar son los sulfatos (Chalcantita) y sulfatos básicos (Anclerita y Brocantita) enseguida vienen los carbonatos (Malaquita y Azurita), la Atacamita y la Tenorita

La lixiviación de cobre depende de diversos factores que también son comunes en otros metales.

- i Naturaleza del mineral: Depende de las propiedades físico y químicas del mineral. Si la ganga posee mucho Calcio el consumo de ácido es elevado, o si tiene mucha Sílice que dificulta el ataque del disolvente
- ii Tamaño de partícula: Como se comentó previamente influye en la liberación de la partícula como en la permeabilidad como en el tiempo que tomara el solvente en separarse del mineral. Los minerales densos se lixivian más lentamente que los porosos. Y los minerales de grano fino, generalmente, se lixivian mejor que aquellos de grano grueso
- iii Concentración del disolvente: Determinar la cantidad de ácido a ocupar, la concentración de sus soluciones como del disolvente, las cuales son determinadas químicamente, o por condiciones estándar de operación.
- iv Tiempo de residencia: Permite conocer el tiempo en que la remoción es efectiva y determinar el tiempo donde la máxima recuperación se realiza en conjunto con el menor tiempo posible

- v Temperatura del disolvente: Una temperatura adecuada permite manejar de mejor manera la reacción química de la remoción, elevando la solubilidad de los compuestos de cobre.
- vi pH: Similar al caso de la temperatura, un pH erróneo permitiría la reacción de otras especies que no son de interés en la reacción, en el caso de minerales con óxidos de cobre este valor debe mantenerse menor a 2, en lo ideal menor a 1.5 para evitar la co-reacción del hierro.
- vii Cinética de la lixiviación: Determina la velocidad con la que ocurre el fenómeno, permitiendo diferenciar si ésta es mediante fenómenos de difusión o reacción química^[6].

3.4.1 Mecanismos de lixiviación

Estas reacciones de extracción ocurren entre la interface sólido-líquido de la partícula mineral. En el caso de obtención de cobre desde minerales oxidados, la reacción necesaria para extraer el cobre ocurre inicialmente en la superficie del mineral, que representa la fase sólida y sólo ocurre gracias a la adición de un solvente líquido que generalmente corresponde a ácido sulfúrico diluido. Al añadir el líquido disolvente se forma sobre la superficie del sólido una capa estática del mismo líquido que se denomina capa límite. Para que la reacción de disolución o extracción ocurra los reactantes presentes en el líquido deben difundir a través de esta capa límite y luego difundir hacia el mineral, de manera que logren interactuar con el sólido causando su disolución. Además luego de que tenga lugar la reacción, los productos de esta deben hacer el mismo recorrido pero en sentido contrario, hacia el líquido.

Generalmente, en la lixiviación de minerales de cobre, la velocidad de lixiviación es alta al comienzo, dado que el agente lixivante ataca primero a los minerales de cobre que se encuentran en la superficie de la partícula. Luego del agotamiento de estos minerales superficiales, la velocidad de lixiviación decae, ya que el agente lixivante debe difundir al interior de la partícula para encontrarse con más mineral de cobre, además los productos formados también deben difundir al exterior de la partícula, estos procesos de difusión retardan la velocidad de extracción.

La Fig. 3.7 muestra un esquema del mecanismo de oxidación del cobre en solución ácida aireada.

^[7] Las etapas del proceso son: (1) migración de iones hidrógeno a la superficie del cobre; (2) flujo de electrones sobre la superficie metálica de cobre a los iones hidrógeno; (3) formación de

hidrógeno atómico; (4) formación de moléculas de hidrógeno; (5) liberación de hidrógeno molecular desde la superficie del cobre. La reacción global es:

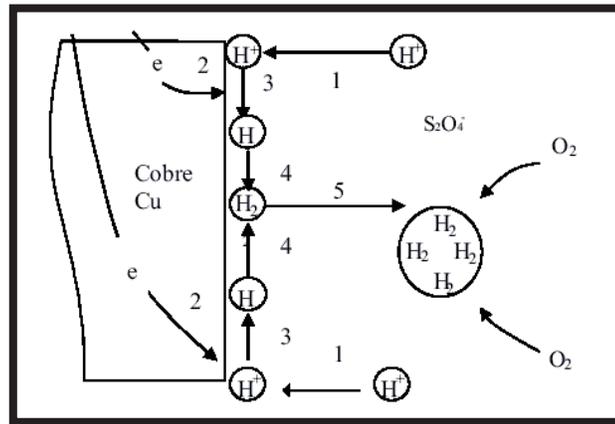


Figura 3.7 Mecanismo de reacción de lixiviación ^[7]

Durante los primeros días de lixiviación el cobre reacciona abundantemente con el ácido regado, generando solución PLS de altas concentraciones, las cuales irán decayendo rápidamente hasta entrar a una etapa donde el PLS producido será de menor concentración pero constante en el tiempo.

3.4.2 Velocidad de lixiviación por difusión.

En el proceso de lixiviación tienen lugar dos fases, una fase sólida representada por la partícula conteniendo el mineral a lixiviar y una fase líquida que corresponde al ácido diluido agregado que lixiviará el mineral. La reacción que tiene lugar se puede expresar a través de la reacción



La reacción representa el caso de lixiviación de un mineral B con un reactivo de lixiviación A, la reacción produce un soluble C y un sólido D, que corresponderían en el caso del cobre al ion Cu^{+2} y la ganga remanente.

La Fig. 3.8 se muestra un esquema de una partícula con núcleo sin reaccionar junto al perfil de concentración del reactivo lixivante.

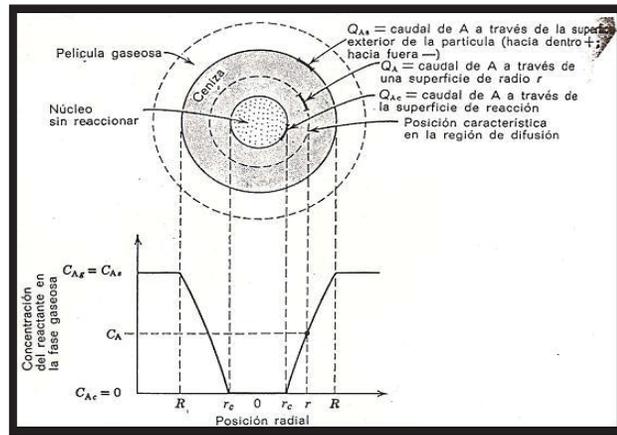


Figura 3.8 Mecanismo de lixiviación por difusión

3.4.3. Velocidad de lixiviación por reacción química

Cuando en un sistema heterogéneo como la lixiviación, la reacción entre el mineral de interés y el agente lixivante es muy lenta, la velocidad de reacción pasa a gobernar la cinética del sistema completo, asumiendo que la velocidad de difusión es más rápida que la de reacción y a diferencia de un proceso controlado por difusión se logra una concentración constante sobre la superficie del núcleo de partícula. Con estas condiciones se tiene un proceso cuya velocidad de lixiviación es controlada por la reacción química, Fig. 3.9.

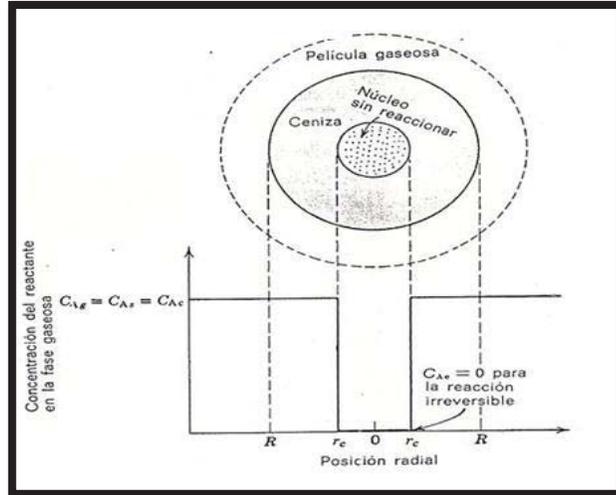


Figura 3.9 Lixiviación por reacción química

Como el proceso es controlado por la velocidad de reacción, tendrá directa relación con la constante cinética de reacción K_s y con el área del núcleo que aún no ha reaccionado.

Al igual que el caso anterior los moles de mineral B son iguales al producto entre la densidad del mineral y su volumen de partícula. Además el volumen irá variando de acuerdo al grado de consumo, modificando el radio.

CAPITULO IV: TRABAJO EXPERIMENTAL

4.1 ESTUDIO DE VARIABLES SOBRE IMPACTO EN LIXIVIACIÓN

Con el fin de estudiar el impacto que generaría en el proceso realizar un cambio en algunas de los sistemas de producción en Minera Anita Ltda. se deben identificar las principales variables a analizar y posteriormente realizar el trabajo experimental para obtener resultados favorables. Las variables a estudiar son las presentadas a continuación.

1. Tamaño de Partícula
2. Aglomerado de Mineral

4.2 PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN COLUMNAR

Para obtener resultados que abarquen las tres variables a analizar, se ha determinado realizar una simulación del proceso general con el que se trabaja en Minera Anita Ltda. Para ello se tomarán muestras desde chancado para luego realizar las pruebas que compararan la importancia de éstas y el impacto que generan en el proceso de lixiviación. Es por eso que se decidió hacer pruebas de lixiviación columnar, ya que éstas nos entregaran la mayor información posible sobre estas 3 variables a su vez que simulará perfectamente el proceso realizado en las pilas. Estas pruebas tendrán una duración de 30 días cada una.

Antes de iniciar las pruebas en las columnas se deben de identificar las pruebas a realizar y la preparación de éstas, para eso se debe seguir un orden con el fin de evitar errores a futuro. Los pasos a seguir son:

1. Preparación del mineral
 - a) Caracterización del mineral.
 - b) Muestreo del mineral
 - c) Cuantificación del mineral P₈₀

- d) Curado y aglomerado del mineral
- 2. Preparación de las Columnas
 - a) Montaje de las columnas
 - b) Adición de una base de material inerte
 - c) Adición del mineral
 - d) Conectar el sistema de riego para la lixiviación
- 3. Verificación de una correcta percolación del lecho.
- 4. Toma de muestras y caracterización del PLS.
- 5. Realización de curvas de extracción para cada prueba

4.2.1 Condiciones de pruebas de lixiviación

Se realizaron cuatro pruebas en columnas separadas en dos pares de pruebas, todas con el mismo mineral, exacta cantidad de mineral, sólo se diferenciarán por:

Prueba 1: Lixiviación con mineral de Minera Anita de granulometría obtenida desde planta de chancado.

Prueba 2: Lixiviación con mineral de Minera Anita de granulometría reducida a malla 3/8”.

Estas pruebas tienen como objetivo analizar el impacto que tiene sobre la lixiviación el utilizar un mineral de tamaño menor al que ya se utiliza actualmente.

Prueba 3: Lixiviación con mineral de Minera Anita con aglomerado desde tambor aglomerador.

Prueba 4: Lixiviación con mineral de Minera Anita con aglomerado manual.

Mientras que estas pruebas tienen como objetivo determinar y comprobar tanto la calidad del aglomerado realizado en faena, como la influencia de ésta en el proceso de lixiviación.

4.2.2 Preparación de mineral

Como se menciona anteriormente la primera variable a analizar es el tamaño de partícula del mineral. Para esta prueba se utilizará el mineral que proviene de Minera Anita Ltda. Este mineral contiene óxidos de cobre, fierro, silicatos, carbonatos además de un porcentaje de ganga, todos estos en cantidades desconocidas debido a que en faena no se posee un laboratorio avanzado para análisis químicos, sin embargo, el mineral ha sido mandado a caracterizar para saber su ley de cobre la cual nos arroja como resultado un 0.74% de cobre soluble.

Luego de tener caracterizado el mineral a trabajar, se tomaron cuatro muestras de 100 kg las cuales fueron entregadas por el personal de Minera Anita Ltda. Estas muestras corresponden, a los testigos guardados durante el proceso de toma de muestras en un determinado tiempo, estas muestras poseen características representativas al mineral procesado en chancado.

Cada muestra de 100 kg fue reducida a muestras de 20 kg de mineral y muestras de 2 kg de mineral, estas últimas con la finalidad de quedar como testigo de la muestra trabajada y ser enviados a laboratorios externos para determinar la ley de cobre en la muestra. El mineral muestreado cuenta con una caracterización de tamaño y mineralógica idéntica a la de faena. Estas muestras de 20 kg y 22 kg, fueron obtenidas mediante sucesivos conos y cuarteos (Fig. 4.1 y 4.2), las cuales fueron realizadas por separado, para cada muestra de 100 kg obtenida.

La distribución mineralógica del mineral procesado por chancado primario y secundario, tiene la siguiente distribución la cual es indicada en la Tabla I:



Figura 4.1 Cono y Cuarteo para pruebas 1, 2 y 4



Figura 4.2 Cono y Cuarteo 2 para testigos de pruebas 1, 2 y 4

Tabla I Distribución de tamaño muestra Faena para pruebas 1, 2 y 4

Monotamaño		Masa (kg)	Porcentaje
-3/8"	+ 2 mm	2,05	9,3%
-1/2"	+3/8"	0,0203	0,1%
-3/4"	+1/2"	10,15	46,2%
-1"	+3/4"	6,88	31,3%
-1 1/2"	+1"	2,7	12,3%
	+1 1/2"	0,15	0,7%
		21,95	100,0%

Se puede observar que el P_{80} se encuentra en el rango de la malla $-3/4'' + 1/2''$ para las pruebas 1, 2 y 4, mientras que para la prueba número 3 el P_{80} está en el monotamaño de $3/8''$.

De las muestras tomadas, tres permanecerán intactas mientras que una cuarta muestra corresponde al mismo mineral, pero procesado por un chancado externo, el cual redujo su tamaño a uno de malla $3/8''$ en su totalidad. Para efectos de precisión se redujo desde 50 kg de esta muestra mediante conos y cuarteos para quedar en los 22 kg necesarios para la prueba columnar.

4.2.3 Aglomeración del mineral

La aglomeración y curado del mineral se realizó sobre lonas de HDPE de 4 m^2 cada una. Para este paso se ocupó la misma tasa de humedad y ácido de escala industrial. Generalmente se humidifica el mineral añadiendo un 4% de H_2O al mineral o alguna solución acida diluida, la diferencia para el 7% de humedad es otorgado por el mineral mismo. En cuanto a la cantidad de ácido añadido se utiliza la misma tasa en algunas faenas mineras de mayor trayectoria, la que corresponde a 45 kg de ácido por tonelada de mineral. El agua y el ácido se añadieron mediante

aspersión utilizando uno plástico para el agua y en cuanto al ácido se utilizó una malla fina donde se permitía dividir la segregación al vaciar el ácido sobre esta, luego se realizó la agitación del mineral, en el cual se tomaba una esquina de la lona, al levantarla genera el mismo efecto que un tambor , luego se procede a cambiar de esquina y así sucesivamente hasta cumplir con el tiempo deseado de aglomeración, en este caso se estableció como tiempo de residencia para aglomerado 60 segundos de operación, este dato se obtuvo empíricamente luego de corroborar la calidad de los glómeros formados durante un determinado tiempo.

Para el cálculo de la cantidad de agua y ácido añadida se usaron las ecuaciones que se especifican en (ii) y (iii)

$$\text{Acido} = \frac{45 \text{ g}}{\text{Kg de mineral}} \times 21.95 \text{ Kg} = 987.75 \text{ g} \times \frac{\text{mL}}{1.84 \text{ g}} = 536.82 \text{ mL de ácido} \quad (\text{ii})$$

$$\text{Agua} = 1.95 \text{ kg} \times 4\% = 0.878 \text{ kg H}_2\text{O} = 878 \text{ mL H}_2\text{O} \quad (\text{iii})$$

En el proceso de aglomerado manual se debe ir agregando la cantidad de agua y acido paulatinamente, por lo que en la prueba el tiempo de residencia no se inicia hasta añadir los 536.82 mL de ácido y los 878 mL de agua. Terminado el aglomerado el mineral se deja reposar por un periodo de 24 horas, tiempo en el que las reacciones de curado se llevarían a cabo. El proceso de aglomerado se realizó individualmente por cada prueba que se realizó a excepción de la muestra para la prueba número 3, la cual contiene aglomerado directo del tambor aglomerador de faena.

4.3 PREPARACIÓN DE LAS COLUMNAS

4.3.1 *Diseño de las columnas para lixiviación*

El diseño de la columna es realizado de acuerdo al tamaño de partícula del mineral. Utilizando una densidad aparente del mineral y un pequeño factor que considere el volumen de espacio vacío, se puede estimar la cantidad de mineral a someter a proceso, así como la altura que éste tendría según el diámetro de la columna. De todas formas se procede a diseñar una columna alta, que sea capaz de contener hasta un máximo de 20 kg de mineral y permita que la solución de

riego no escape fuera de la columna. En la ecuación (iv) se indica el cálculo realizado para la altura de mineral.

$$\text{Altura de mineral} = \frac{2000 \text{ g}}{1.5 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}} = \frac{13333.3 \text{ cm}^3}{(\pi * (10 \text{ cm})^2)} = 42.44 \text{ cm} \quad (\text{iv})$$

El valor de 1,5 g/cm³ es la densidad aparente del mineral de mina Elena, mientras que los 10 cm corresponden al radio establecido para la columna, ya que el P₈₀ del mineral chancado es -1'' y + 3/4''. Por lo tanto se tendrían 42,44 cm de altura, obviamente que se debe considerar que el mineral no ocupará todo el espacio de la columna dada su granulometría. Se establece entonces que la columna tendrá 80 cm de altura, suficiente para unos 20 kg de mineral y un excedente para evitar derrames de solución al exterior.

El filtro es la pieza que sostendrá el peso del mineral, como también evitar que partículas de mineral abandonen la columna. Los anillos de soporte sostienen la parte superior e inferior de la columna, además son la pieza de ensamble de todo el equipo. Para evitar filtraciones se utiliza una goma para sellar las piezas entre anillos y filtro, además de silicona. Estas Columnas fueron diseñadas previamente y facilitadas para las pruebas columnares, las dimensiones y características se detallan en la Fig. 4.3. [9]

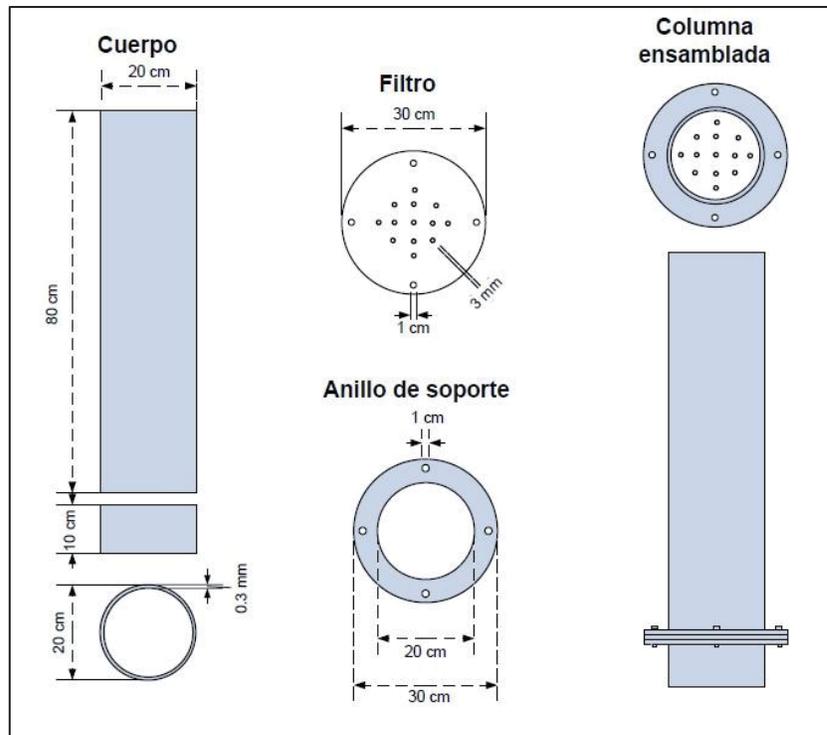


Figura 4.3 Diseño columnas de lixiviación

4.3.2 Montaje de las columnas

Una vez diseñadas las columnas, estas deben de prepararse para la posterior etapa de lixiviación, para esto se debe de ensamblar la columna como se ve en la Fig. 4.4. Esta columna debe colocarse sobre una estructura que permita la conexión con la solución de riego, la cual por gravedad ira goteando sobre una esponja para evitar la erosión producida por la caída de la gota sobre la superficie del mineral, por otro lado permite también una distribución más uniforme del volumen regado. Por otro lado la estructura debe tener la fuerza suficiente para sostener el peso de la columna más el mineral aglomerado y la base de inertes que se coloca para evitar el contacto entre la rejilla filtro y el mineral, así disminuyendo las pérdidas que esta puede ocasionar o la destrucción del glómero formado.

La capa de material inerte que se coloca debe ser de unos 5 cm de altura aproximados, cantidad suficiente que asegura una buena filtración y evita la acumulación de finos en las celdas. Luego de que el material inerte se coloque se procede a añadir el mineral poco a poco para evitar romper los glómeros producto de la caída de éste o por la compresión generada por la caída del material.

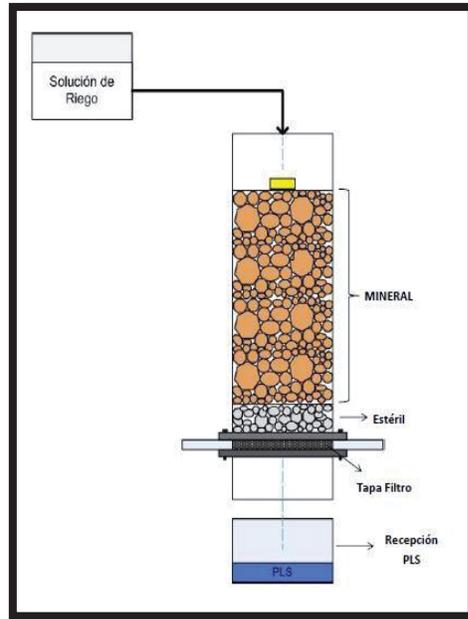


Figura 4.4 Montaje columna Lixiviación

4.3.3 Preparación de soluciones

Una vez finalizado el montaje de la columna se procede a conectar las soluciones de riego como la fuente receptora de PLS, las que se encuentran por sobre y bajo la columna respectivamente.

Los riegos utilizados para esta prueba corresponden al Refino e ILS de faena, para simular en lo posible la totalidad del funcionamiento de una pila de lixiviación. Estos riegos han sido obtenidos directamente del proceso hidrometalúrgico de la faena.

Para calcular cuánto se debe añadir de solución lixivante a la columna se debe de estipular una tasa de riego, cuya base fue tomada de la que se utiliza actualmente en faena que son $12 \frac{l}{m^2 h}$, esta tasa se convirtió a las dimensiones de área que posee la columna dejando como resultado, la expresión que se muestra en (v) y (vi)

$$Area\ Columna = \left(\frac{40\ cm}{4}\right)^2 = 0.031\ m^2 \quad (v)$$

$$Tasa\ de\ Riego = 12 \frac{L}{m^2} * \frac{1\ hr}{60\ min} * 0.031\ m^2 * 1000 \frac{mL}{L} = 6.2 \frac{mL}{min} \quad (vi)$$

Si bien las soluciones lixiviantes se obtuvieron directamente de faena, estas deben ser analizadas en la cantidad de cobre y acidez presentes, ya que éstas aportan cobre al sistema, lo que podría generar un error en la interpretación de los resultados, es por ello que estas soluciones debían cuantificarse por cada rellenado que se le hacía al estanque donde se depositaba la solución lixivante (aprox. 20 L).

La cantidad promedio que se poseía el Refino y el ILS a lo largo de toda la experiencia en ácido y Cobre fue de: Cobre 0.93 g/L y ácido 18.63 g/L para el caso del Refino, para el ILS los resultados fueron: Cobre 1.24 g/L y ácido 11.28 g/L.

4.3.4 Muestreo y caracterización de PLS

Ya montado el sistema se debe verificar la correcta percolación del lecho, por esta razón una vez iniciada la prueba se debe esperar a que aparezca la primera gota de PLS en cada columna. Por otro lado se debe de tomar una muestra de PLS cada 24 horas, la que se debe cuantificar su volumen, como su concentración de cobre en ella, estos datos nos servirán para poder realizar el balance metalúrgico correspondiente una vez finalizada la prueba.

En la Fig. 4.5 se puede observar las pilas en funcionamiento, como también un par de muestras de PLS guardadas como testigo, las cuales serán enviadas a un laboratorio para realizar los análisis de cobre correspondientes a cada muestra. La caracterización de cobre realizada en faena correspondía al protocolo usado allí para cuantificar cobre en soluciones ácidas mediante volumetría.



Figura 4.5 Columnas en funcionamiento

4.4 Variables para diseño de tambor aglomerador

Luego de investigar y calcular las variables influyentes en este proceso, se ha logrado encontrar un diseño para un nuevo tambor aglomerador. Este diseño ha sido revisado, aprobado y coincidente con las cotizaciones realizadas en tambores.

Este nuevo diseño garantiza, en todas sus variables, que el mineral será correctamente aglomerado otorgándole el tiempo de residencia de un 60 segundos aprox., el cual es el tiempo necesario para que el proceso sea eficiente.

El diseño del Aglomerador se hizo basándose en la siguiente expresión (vii):

$$t = 1,77x (A) 0,5 x L / [SxNxD]^{10} \quad (vii)$$

Dónde:

t = tiempo aglomerado

A = Angulo de Reposo (grados)

S = inclinación del tambor (grados)

N = velocidad operación (rpm)

D = diámetro tambor (m)

L = longitud del tambor (m)

Debido a la poca complejidad que presenta construir un equipo como éste, se plantea la opción de manufacturar uno el cual sería ajustado a las condiciones necesarias para la empresa. Para realizar este equipo nuevo se necesita desarrollar el modelo de la expresión (vii) y a su vez conocer las dimensiones del equipo anterior, como se puede apreciar en las Fig. 4.6 y 4.7

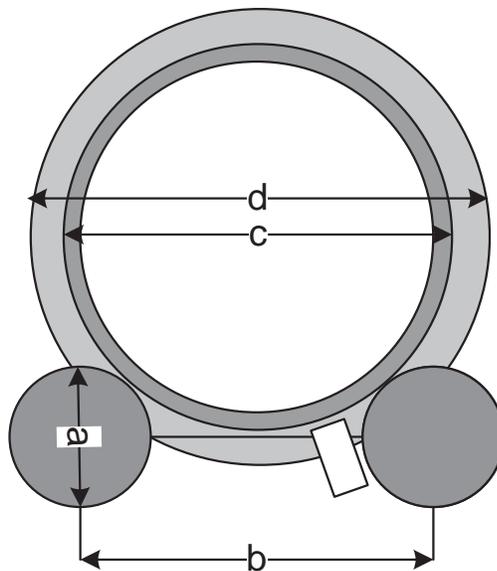


Figura 4.6 Vista frontal tambor aglomerador

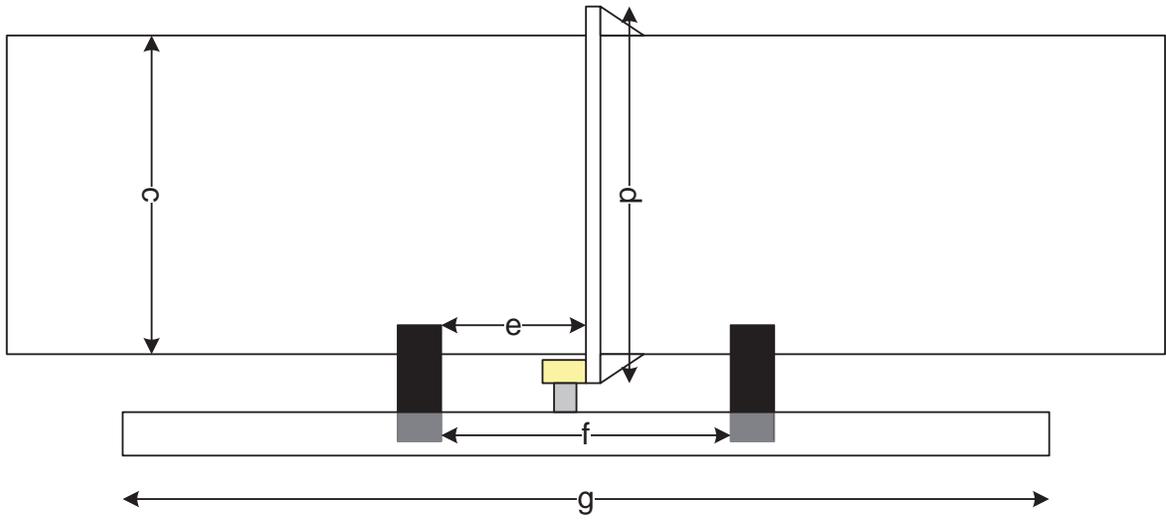


Figura 4.7 Vista lateral tambor aglomerador

CAPITULO V: RESULTADOS Y DISCUSIONES.

5.1 TAMAÑO DE PARTÍCULA

Las pruebas con tamaño de partícula fueron diferenciadas como Columna Anita para los minerales gruesos (prueba 1) y Columna Finos (prueba 2) para el material más fino, ambas columnas operaron con las mismas condiciones operacionales y durante el mismo tiempo de lixiviación, 30 días.

En las Fig. 5.1 a 5.4 se puede observar la vista superior y lateral de ambas columnas, en el orden Anita y Terciario.

Ambas columnas iniciaron sus riegos al mismo tiempo, pero presentaron diferencias al momento de recolectar la primera gota de PLS.



Figura 5.1 Columna Anita, vista lateral

Figura 5.2 Columna Anita, vista superior

La columna Anita correspondiente a aquel mineral que posee distribución granulométrica con un P_{80} de $-1'' + 1/2''$ como se muestra en las Fig. 5.1 y 5.2. Se puede apreciar que en la columna Anita la distribución de tamaño es bastante irregular, esto debiese afectar directamente a la liberación de cobre y por ende a los resultados en la lixiviación de éste. El tener un tamaño de

partícula mayor también genera mayores espacios por donde la solución lixivante escurra, por lo que el tiempo de espera entre el inicio de riego y la primera gota de PLS demoró 35 minutos.

Por otro lado la columna Terciario posee el 100% bajo 3/8'' (Ver Fig. 5.3 y 5.4), en este caso el tiempo de recolección de PLS demora más de 120 minutos, esto se asume que es producto de la mayor compactación que presenta los minerales y reordenamiento, también se enuncia que al tener menor tamaño de partícula que su contra parte, ésta tendrá una mayor liberación de cobre, favoreciendo la lixiviación.



Figura 5.3 Columna finos vista lateral

Figura 5.4 Columna finos, Vista superior

5.2 RESULTADOS PRUEBAS COLUMNARES

Luego de haber realizado las pruebas 1 y 2 de lixiviación columnar donde se comparaba el efecto del tamaño de partícula, con una tasa de riego de 6.2 ml/min, por 30 días y con el tamaño de partícula que se indicaron en la discusión anterior, se procedió a evaluar los resultados de velocidad de lixiviación.

En la Fig. 5.5 se puede apreciar los resultados de lixiviación, que a partir del cuarto día, la columna Terciario ya posee una recuperación más alta y más rápida que la columna Anita. En los

primeros días se observa un comportamiento similar entre los dos resultados a diferentes monotamaños, es decir, para el cuarto día se obtiene una recuperación de cobre de un 26% para la columna Anita mientras que la columna Finos presentó una recuperación del 32%. Luego, después del día 16 se puede observar que la columna Terciario alcanza su máxima remoción lineal con un 85% mientras que la columna Anita aun no lo conseguía a la vez que se mantenía con una remoción del 52%.

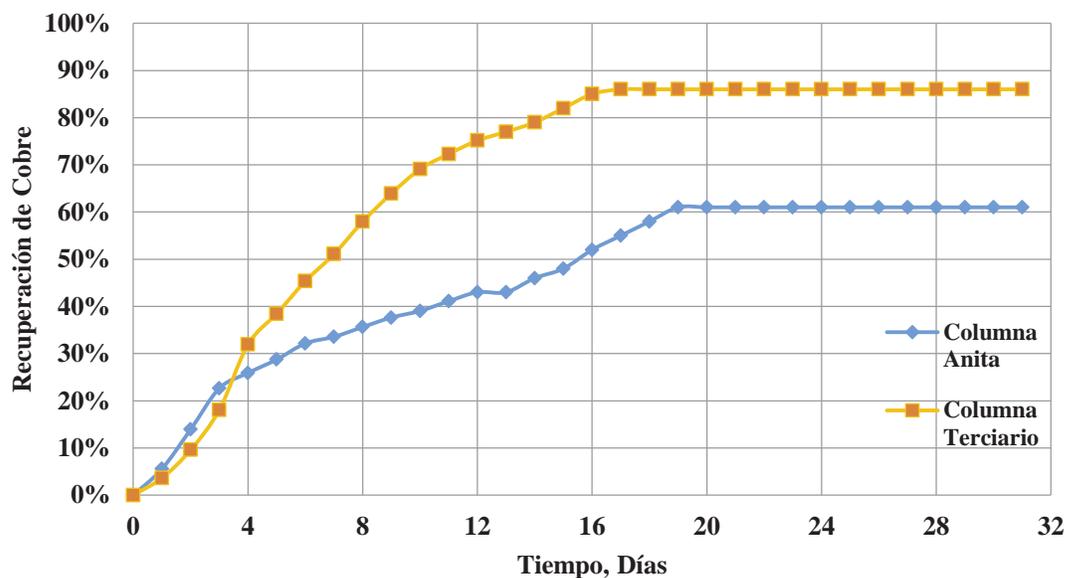


Figura 5.5 Recuperación de Cobre en Pruebas de Lixiviación

También se puede observar que la diferencia presentada a partir del cuarto día se incrementa constantemente hasta el día 20, alcanzando una diferencia de 26 puntos porcentuales a favor de la columna Terciario, en la que se obtuvo un 86% de recuperación. En cuanto a la Columna Anita, en esta se logró un 60% de recuperación del Cobre soluble, valor que concuerda con la recuperación calculada por los balances de masa con los que se trabajaba en la planta previamente, los que fluctúan entre el 45 a 65%.

Otro resultado remarcable de las pruebas fue el tiempo de lixiviación. Según muestra la Fig. 34, la máxima recuperación posible en ambos casos ocurre al día 20, a partir del cual no se presentan nuevos incrementos. Sin embargo, la velocidad de recuperación por día de la columna Finos fue más del doble que la de su contraparte. Si sacamos la pendiente recta de la gráfica podemos ver que la columna Anita pose una pendiente de 2.5% por día versus 6.5% por día de la columna

Finos, es decir, la columna Finos presentó una cinética de más del doble que la mostrada por la columna Anita. En las Fig. 5.6 y 5.7 se puede apreciar la diferencia en la difusión y la penetración que presentó el agente lixiviante a través del mineral. En uno se observa que el contacto fue solo superficial mientras que en el otro se aprecia una difusión bastante elevada.



Figura 5.6 Comparación de tamaños y penetración del agente lixiviante.



Figuras 5.7. Muestras de mineral de cobre en su interior sin lixiviar.

Eso quiere decir que ambas cinéticas de reacción química son similares, pero las diferencias empiezan a crecer a medida que nos acercamos a la etapa difusional.

Retomando, también, la información de la Tabla I se puede observar que más del 75% del mineral actual se chanca hasta bajo una pulgada y sobre 1/2 pulgada. Este tamaño es bastante

mayor si se compara con otras faenas mineras, además de dificultar la correcta difusión. La menor liberación presentada en la columna Anita resultó comprobar la hipótesis expuesta, es decir, que un menor tamaño de partícula favorece a la liberación de cobre en el mineral aumentando con esto la capacidad de recuperación de cobre en las etapas de lixiviación.

5.3 AGLOMERADO

5.3.1 Resultados pruebas columnares

Similar, en protocolo, a la prueba con tamaño de partícula, la prueba de aglomeración buscó resultados relacionados a la cantidad lixiviada comparando una aglomeración manual con parámetros bibliográficos, contra la aglomeración efectuada por el actual tambor aglomerador de faena. El grafico expuesto en la Fig. 5.8 nos muestra los resultados obtenidos en la prueba realizada.

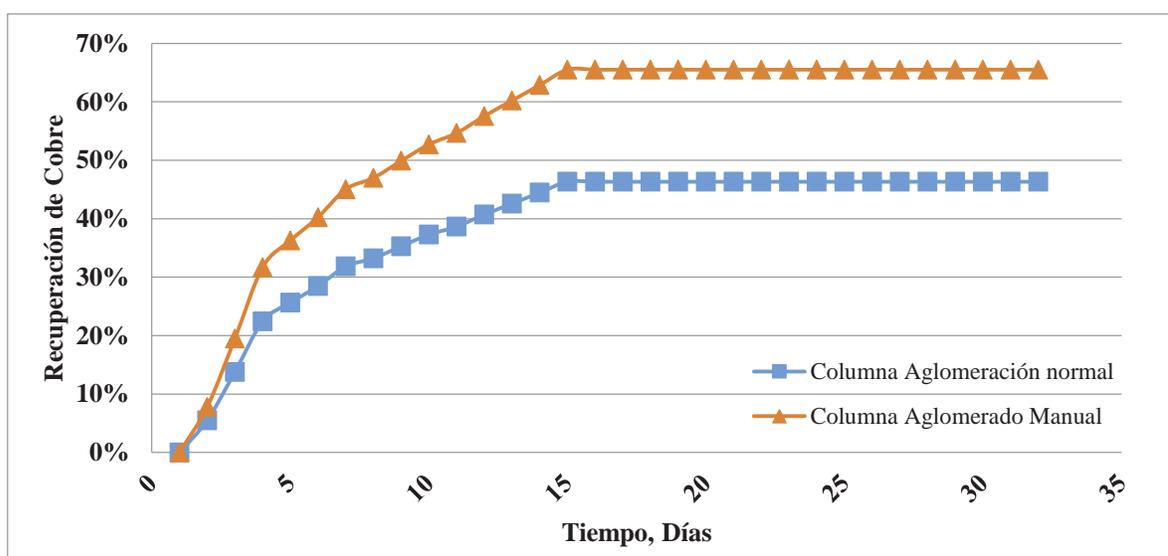


Figura 5.8 Lixiviación Columnar, comparación de aglomerados

Se planteó la hipótesis que mejorando una dosificación en la etapa de aglomerado, a la vez que se mejoraba el tiempo de residencia en el tambor (tiempo de aglomeración) de 15 segundos aproximados a 60 segundos entregaría mejores resultados en la remoción de cobre en la etapa de lixiviación. Resultados que son apreciados en la gráfica. Las velocidades de remoción se

comportan similarmente, incluso en su duración y pendiente, sin embargo esa misma brecha constante fijó la máxima extracción en un periodo de 15 días para ambas columnas. .

Como se puede observar ambas columnas lograron la misma duración de aproximadamente 20 días, eso es debido a su tamaño de partículas los cuales eran los mismos que se utilizaron para la columna Anita en la prueba de tamaño de partícula. Sin embargo, en esta prueba se puede observar claramente que la diferencia entre el aglomerado manual o teórico, supero desde el primer día al aglomerado utilizado en la faena, logrando una diferencia porcentual de alrededor de un 20% en su punto máximo. En la Fig. 5.9 se puede observar la calidad del glómero manual y se puede comparar con el glómero de la Fig. 2.4 y 2.5. Si comparamos en cuanto mejoró una extracción con aglomerado teórico vs el normal, tenemos que el aumento en la recuperación fue cerca de un 50% lo cual se respalda con la teoría de aglomeración que nos dice que se puede mejorar hasta un 45% la recuperación de cobre en lixiviación. El 5% restante se puede atribuir a errores durante la realización de las pruebas como en la preparación de éstas.



Figura 5.9 Glómeros formados Manualmente

5.4 ELECCIÓN DE EQUIPOS

Teniendo en cuenta los antecedentes anteriores, para mejorar tanto la granulometría como la liberación de cobre en el mineral tratado, se planea incorporar una tercera etapa de conminución, un chancado terciario, que nos permitirá realizar la reducción de tamaño de partículas desde un tamaño de partícula habitual con el que se trabaja (ver Capítulo I) a un monotamaño de 3/8", el cual fue determinado por la empresa como tamaño final de mineral procesado, valores menores a esta malla serían considerados como material de molienda, lo cual no corresponde a procesos hidrometalúrgicos.

Para lograr este objetivo se tiene que agregar un nuevo equipo de chancado a la línea de operación actual, el cual pueda procesar la cantidad producida desde la etapa secundaria y a la vez reducir el tamaño a uno deseado. Las chancadoras usadas en chancado secundario y terciario son esencialmente las mismas excepto que para chancado terciario se usa una abertura de salida menor. Como antecedente se sabe que la mayor parte del chancado secundario y terciario (chancado fino) de minerales se realiza con chancadoras de cono, aunque también se usan chancadores de rodillos y molinos de martillo para ciertas aplicaciones.

Dentro de las opciones que se evaluaron y se cotizaron previamente se encuentran chancadoras de rodillo, de cono y mandíbula.

5.4.1 Chancador de rodillo.

Para la instalación de un Chancador de rodillo se cotizo a HXJQ Honhxing Machinery por el producto (Fig. 5.10), a continuación se agrega la descripción entregada por el proveedor:

“Esta trituradora de serie es una máquina de trituración investigada y fabricada para la trituración gruesa. La estructura principal de la transmisión de engranajes se compone de cilindro fijo, rodillo móvil, eje de transmisión, caja de la máquina, el chasis, la pieza de cubierta y la cubierta de la corona. Los dos rodillos realizan el movimiento relativo de exprimir los materiales. Es altamente eficiente y ahorra energía en un 50% en comparación con la trituradora de impacto terciaria tradicional”.

El costo y modelo del equipo a utilizar se muestra en la Tabla II.

Tabla II Cotización Chancador Rodillo

Equipos	Modelo	Valor + IVA (USD)
Roll Crusher	2PG 610x400	US \$ 26.813
Impactor Terciario	PXJ 800x800	US \$ 25.982



Figura 5.10 Chancador de rodillo

5.4.2 Chancador de mandíbula.

La chancadora de mandíbula se destina principalmente al uso de la maquinaria de chancado de primer nivel o primaria (trituración gruesa y media), clasificada en el modelo de oscilación sencilla, modelo de oscilación compleja y el modelo de oscilación mixta. Se clasifica generalmente en el tipo de oscilación compleja y la sencilla, destinándose principalmente a la trituración gruesa y media. En los últimos años, ha aparecido la chancadora de oscilación mixta, destinada a la trituración fina; así como la chancadora fuerte de ferrocromo a micro carbono, que tiene alta intensidad de trituración y alta dureza. En el funcionamiento, como se puede ver en la Fig. 5.11, el motor eléctrico rota por medio de que la polea conduce el eje excéntrico, dejando la mandíbula móvil acercar y distanciar periódicamente a la mandíbula fija, realizando las múltiples

trituras para que las partículas se cambien de lo grande a lo pequeño cayendo gradualmente hasta que se evacuen por la salida.

En el momento de alimentar la chancadora de mandíbula, el mineral se echa desde el tope hasta la cavidad de trituración con los dientes de mandíbula que empujan con gran fuerza las partículas hacia la pared para provocar la fractura.

Dentro de los equipos alternativos que se buscó, se logró obtener una cotización proveniente de China, y distribuido por IMATESA, las características y su valor son detallados en la Tabla III:

Tabla III Cotización Chancador Mandíbula

Equipo	Modelo	Valor + IVA
Chancador Mandíbula	PE 400 X 600	\$ 11.130.000

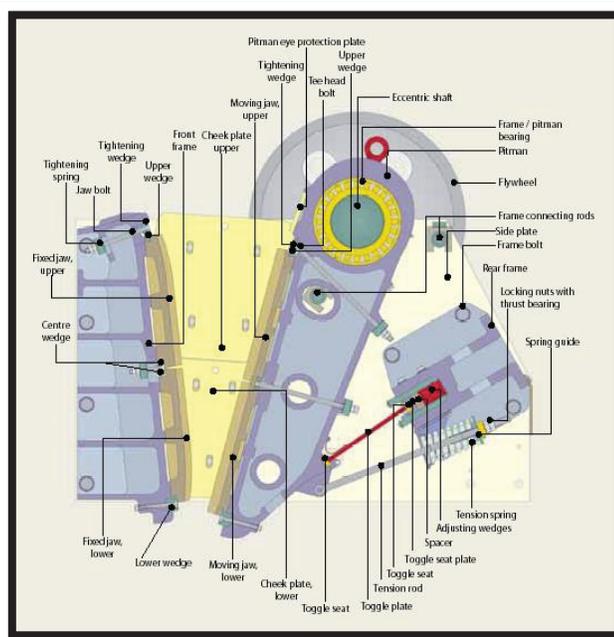


Figura 5.11 Vista lateral Chancador Mandíbula

5.4.3 *Chancador de cono*

La chancadora de cono es una chancadora giratoria modificada. La principal diferencia es el diseño aplanado de la cámara de chancado para dar alta capacidad y alta razón de reducción del material. El objetivo es retener el material por más tiempo en la cámara de chancado para realizar mayor reducción de este en su paso por la máquina. En la Fig. 5.12 se puede observar que el eje vertical de la chancadora de cono es más corto y no está suspendido como en la giratoria sino que es soportado en un soporte universal bajo la cabeza giratoria o cono. Puesto que no se requiere una boca tan grande, el casco chancador se abre hacia abajo lo cual permite el hinchamiento del mineral a medida que se reduce de tamaño proporcionando un área seccional creciente hacia el extremo de descarga. Por consiguiente, la chancadora de cono es un excelente chancador libre. La inclinación hacia afuera del casco permite tener un ángulo de la cabeza mucho mayor que en la chancadora giratoria, reteniendo al mismo tiempo el mismo ángulo entre los miembros de chancado.

La amplitud de movimiento de una chancadora de cono puede ser hasta 5 veces la de una chancadora primaria que debe soportar mayores esfuerzos de trabajo. También operan a mucha mayor velocidad. El material que pasa a través de la chancadora está sometido a una serie de golpes tipo martillo en vez de una compresión lenta como ocurre con la cabeza de la chancadora giratoria que se mueve lentamente.

La acción de la alta velocidad permite a las partículas fluir libremente a través de la chancadora y el recorrido amplio de la cabeza crea una gran abertura entre ella y el casco cuando está en la posición completamente abierta. Esto permite que los finos chancados sean descargados rápidamente, dejando lugar para alimentación adicional.

La descarga rápida y características de no atoramiento de la chancadora de cono permite una razón de reducción en el rango 3 - 7:1, pudiendo ser mayor en algunos casos.

Dentro de los equipos destacados y obtenidos de cotizaciones se logró conseguir 3 ofertas distintas, 2 desde IMATESA y 1 desde JORGE GIACAMAN. Los detalles del modelo y valor de los equipos son detallados en la Tabla IV.

Tabla IV Cotización Chancador de Cono

Equipo	Modelo	Valor + IVA	Proveedor
Chancador Cono 3 pies Cabeza Corta	PYD 900 II	\$ 28.420.000	JORGE GIACAMAN
Chancador Cono	PYD 900 II	\$32.848.000	IMATESA
Chancador Cono	PYD 900	\$30.800.000	IMATESA

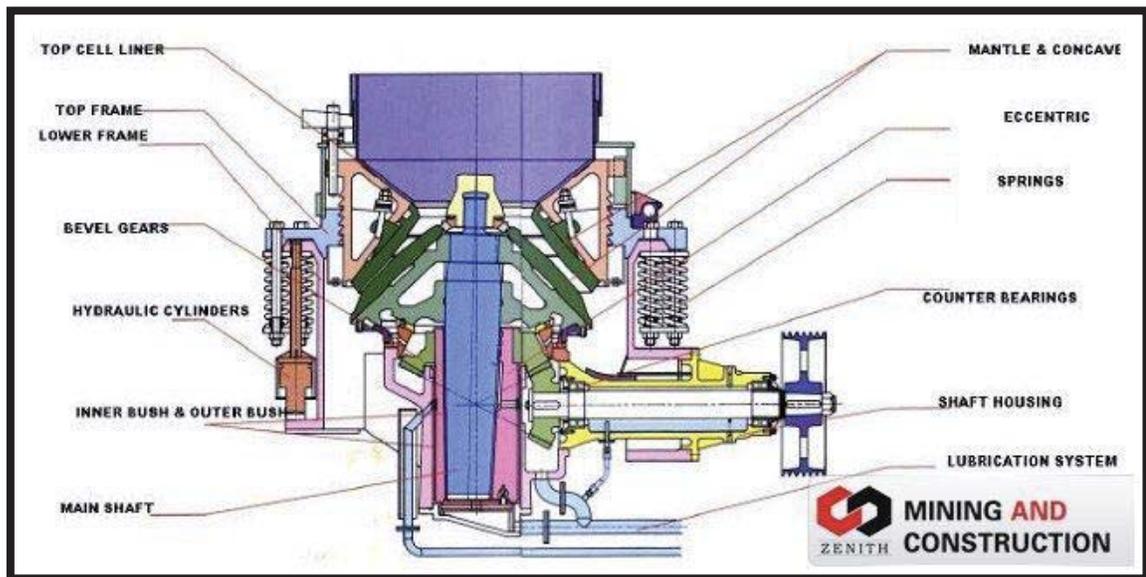


Figura 5.12 Vista interna chancador de cono

5.5 CHANCADO TERCIARIO

El objetivo de producir un tamaño de partícula de 3/8” fue comprobado exitosamente con la prueba columnar, por lo que se puede proseguir con la elección de un equipo encargado para realizar dicha reducción de tamaño con el fin de priorizar la liberación de cobre desde las menas chancadas. El equipo seleccionado corresponde a un chancador de cono de cabeza corta, modelo PYD 900 marca SHANBAO. Su elección fue privilegiada por otras alternativas de menor valor, pensando en priorizar la utilidad, la facilidad de la mantención y los repuestos que esto requiere, adicionalmente que sea lo más económico posible. Por otro lado, su contraparte más económica el chancador de rodillo, presenta un mayor desgaste en el tiempo, por lo que las reparaciones serían más consecutivas, teniendo todo esto en cuenta, la elección predominante fue la mencionada anteriormente

Para su instalación e implementación de la etapa de chancado terciario, se requiere realizar modificaciones no tan sólo a la actual etapa de chancado, sino a toda la planta en sí. Esto en favor de operar la planta en la forma más eficiente posible, aprovechando al máximo los recursos existentes. Para la instalación y funcionamiento del equipo se requiere modificar las actuales líneas de transporte de material chancado e implementar otras, para re direccionar mineral hacia la etapa de chancado terciario y desviar el material fino para evitar el desgaste excesivo de los equipos, esto significa que adicionalmente se tienen que implementar 2 juegos de correas transportadoras.

Además del chancador terciario, en la faena de Minera Anita existen etapas de procesos y equipos que requieren modificación para su perfecto funcionamiento. El primer equipo que debe ser modificado es el tambor aglomerador. Este equipo es fundamental para el proceso, ya que es en esta etapa en la que se realiza la extracción de hasta el 45% del Cobre contenido en el mineral, por lo que si se realiza en forma deficiente, se deberá incrementar los tiempos de lixiviación en pilas para alcanzar mayores recuperaciones.

5.6 TAMBOR AGLOMERADOR

Considerando que las mejoras en aglomerado influyen considerablemente, es necesario realizar un cambio en el equipo para reemplazar el que se usa actualmente. Como se mencionó anteriormente en el Capítulo IV, se prefiere diseñar un tambor aglomerador por sobre comprar uno, debido a la poca complejidad que requiere construir uno y su fácil diseño. Partiendo porque se sabe de una relación entre el diámetro y el largo del aglomerador que debe ser cercano a 3, con este dato se podía estimar el largo de éste.

En cuanto al diámetro, se obtuvo mediante la interpolación de datos obtenidos en otros procesos de aglomeración y diseño, como muestra la Tabla V. Este dato fue obtenido por distintos proveedores y comprobado mediante bibliografía ^[10], las cuales nos entregaron resultados similares a los calculados en sus diseños. La cantidad de mineral aglomerado en faena es de aproximadamente 25 toneladas por hora.

Tabla V Relación Diámetro Tambor vs Capacidad Tambor

Diámetro [cm]	Capacidad [TPH]
129,74	25

En la Tabla V se muestra el resultado que se obtuvo al interpolar la capacidad del tambor para obtener como resultado el diámetro, al comprobar los resultados gráficamente en conjunto con los demás datos, éste arrojó un resultado favorable dando un valor de R^2 cercano a 1. La Fig. 5.13 muestra los resultados de graficar capacidad vs tph.

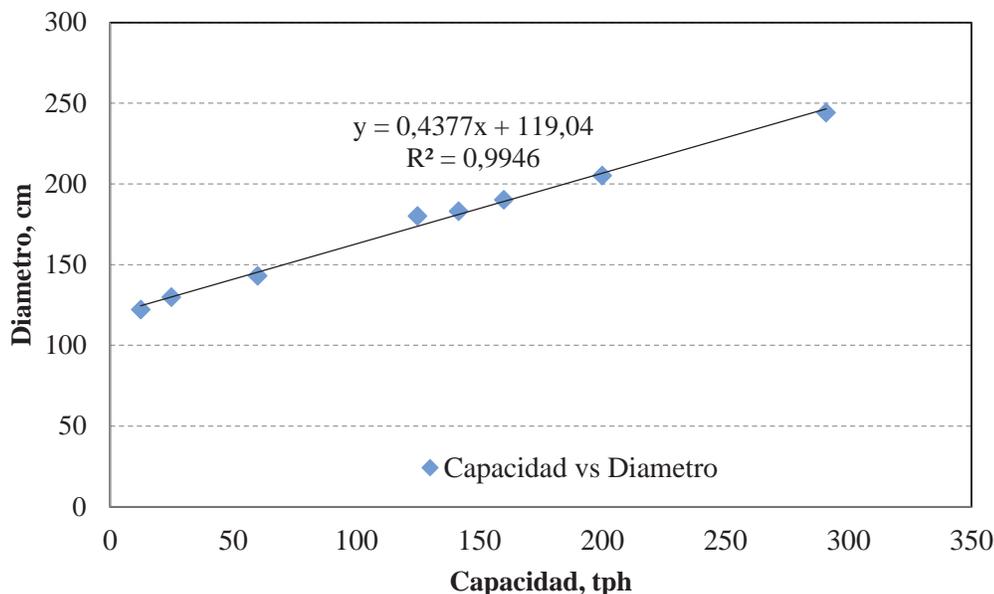


Figura 5.13 Correlación Capacidad vs Diámetro

Con estos datos se logró calcular el largo del tambor aglomerador, mantenido un ángulo de reposo similar a las demás faenas mineras el cual es de 45° . Finalmente el cálculo quedaría definido con dos variables: tiempo de residencia y velocidad de operación

De la expresión expuesta en el Capítulo IV, nos deja dos variables dependientes como incógnitas las que son tiempo de residencia y velocidad (rpm) del tambor. Se sabe por bibliografía y por información de faenas externas que los tambores operan entre 4 y 10 rpm, por lo que se decidió usar esos valores como referenciales, dejando como única incógnita el valor del tiempo de residencia. Se probaron diversos valores para la velocidad de operación, mediante tanteo donde se logró llegar al valor de 7 rpm el cual nos permite fijar el tiempo de residencia en 63 segundos, lo cual es un valor más que ideal para un proceso de aglomerado y curado de mineral.

Por otro lado, se cotizó un equipo a HCL Comercial Ltda., un tambor aglomerador el cual cumple con los requisitos operacionales demandas por faena que fueron tonelaje procesado y ángulo de reposo del mineral. Este equipo en resumen cuenta con las siguientes características, y su costo expresando en la Tabla VI.

- Tambor Aglomerador \varnothing 1400 x 4000 mm.
- Capacidad de tratamiento sobre 30 ton/H

- Estructura cilindrada.
- Potencia: 20 HP. Moto reductor 380 V 1400 RPM 50 HZ.
- Transmisión por piñón y cadena.
- Inclinación regulable.

Tabla VI Cotización tambor aglomerador

Equipo	Modelo	Valor + IVA	Proveedor
Tambor Aglomerador	HCL Maquinarias	\$ 42.160.000	HCL Comercial Ltda.

El tambor aglomerador actual está fabricado en HDPE, el cual posee un ángulo de inclinación de unos 20° aproximados, aun así es una cantidad excesiva, por otro lado presenta deformaciones causadas por el uso y la exposición al calor proporcionado por el sol. Esto conlleva a que el tiempo de residencia del mineral dentro del tambor es deficiente, menor a 20 segundos, no logrando que las partículas de menor tamaño se aglomeren a las de mayor tamaño, a la vez que no se logra dosificar la correcta cantidad de agua y ácido sulfúrico para el curado del mineral, según el flujo procesado.

Para corregir y prevenir estos acontecimientos el nuevo tambor también será de HDPE cilindrado, pero contara con una recubierta de acero inoxidable, la cual le permitirá mantener si forma cilíndrica en el tiempo. También la estructura poseerá la inclinación necesaria para poder mantener el ángulo como corresponde y respecto a sus propiedades mecánicas, contemplando que el nuevo tambor será de un peso mayor, se incluirá un motor de 15 HP el cual contará con un reductor que nos permitirá trabajar con la velocidad deseada. En la Fig. 5.14 se puede observar el diseño final del tambor aglomerador unido a la línea de producción, en conjunto con el chancador terciario.

Finalmente en el área de chancado, se deberán realizar obras civiles para la instalación del chancador terciario, las correas transportadoras y la modificación del tambor aglomerador para que encaje con los diseños ya diseñados, Fig. 5.14.

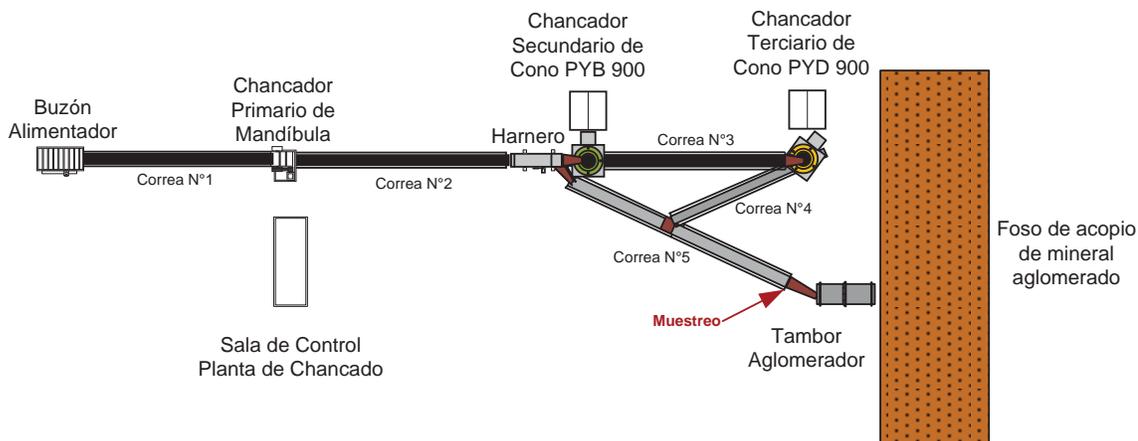


Figura 5.14 Esquema línea de chancado con Etapa de chancado Terciario implementada.

5.7 MEJORAS PRODUCTIVAS DE $\text{CuSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$

El resultado expuesto anteriormente demuestra que es posible disminuir los tiempos de lixiviación en las pilas, pasando de un ciclo de 30 a 35 días a tan solo 20 días, lo que conllevaría a la posibilidad de aumentar la capacidad de procesamiento de mineral en un 50%. Llevando estos valores a una producción mensual estimada, y si asumimos que la capacidad para procesar mineral fresco aumentará un 50%, con una ley media de 0,7% de Cobre, de los resultados anteriores tenemos que un 85% de recuperación es de lixiviación, después tenemos un 80% de eficiencia en el proceso de SX y finalmente tenemos la relación de cobre, sulfato es 1:4, nos dejaría plantear los siguientes escenarios:

a) Situación teórica actual: Cada pila pesa aproximadamente 700 ton, activamente hay 6 pilas de ley conocida, la recuperación es la obtenida por la columna Anita. Lo que nos dejaría finalmente con la situación expuesta en la ecuación (viii).

$$\text{Cantidad de sulfato} = 700 \text{ ton} * 6 \text{ pilas} * 0,7\% \text{ Cu} * 60\% \text{ Rec.} * 80\% \text{ efic. SX} * 4 \quad (\text{viii})$$

=~ 56,5 Ton Sulfato de Cobre

b) Situación teórica con chancado terciario: Asumiendo que los ciclos se reducen de 30 a 20 días nos permitiría procesar mineral 50% más rápido, manteniendo la recuperación obtenida por la columna Finos y los demás parámetros, obteniendo:

$$\text{Cantidad de sulfato} = 700 \text{ ton} * 6 \text{ pilas} (+50\%) * 0,7\% \text{ Cu} * 85\% \text{ Rec.} * 80\% * 4 \quad (\text{ix})$$

=~ 120 Ton Sulfato de Cobre

Cabe destacar, que la eficiencia de SX es un valor que indica la cantidad de Cobre retirado desde la solución en un ciclo determinado. Esto no significa que el cobre que no reaccionó o se extrajo durante el ciclo se pierda o desperdicie, este cobre vuelve al sistema a través de los flujos como refino de SX, el cual pasa regar una pila y nuevamente vuelve al sistema, por lo que será recuperado en algún instante. Finalmente, obviando esto, el proceso puede llegar a producir aproximadamente unas 120 toneladas de sulfato de Cobre mensuales.

5.8 TRATAMIENTO DE RIPIOS

Finalmente como ventaja adicional a las discutidas previamente, tenemos además la oportunidad de conseguir materia prima de una fuente que alguna vez se dio por pérdida, estas son los rípios obtenidos de las lixiviaciones pasadas. En las Fig. 5.15 y Fig. 5.16, se puede observar la penetración que hubo del agente lixiviante sobre el mineral de mayor a menor tamaño, esto es debido al tamaño de partícula elevado que poseían las pilas. Sin embargo reduciendo el tamaño de estos rípios mediante chancado terciario, estos rípios pasan a ser nuevamente una fuente de recursos para procesar. Es más, se estima que la cantidad actual del stock de rípios en los botaderos alcanzan alrededor de 50.000 toneladas, esto facilitaría el funcionamiento de la planta durante aproximadamente 10 meses, si se contempla trabajar sólo con rípios. Sin embargo esta situación se usaría en ocasiones de extrema o para realizar mezclas con minerales de mayor ley para mantener una mayor homogenización de las pilas y una mayor duración de la materia prima en general.



Figura 5.15 Remoción de cobre en partículas de mayor tamaño



Figura 5.16 Remoción de cobre en partículas de menor tamaño

Dado el delta de 26% adicional en la recuperación, más la disminución del tiempo de lixiviación y la cantidad de Cobre que no se está recuperando en lixiviación y el potencial de utilizar los rípios como materia prima, más la propuesta de instalar un chancado terciario acoplado a la planta toma bastante relevancia en el plano técnico, posteriormente se evaluará el costo y el retorno de esta implementación y sus futuros beneficios.

CAPITULO VI: EVALUACION ECONOMICA

A continuación se exponen en detalle los costos de implementación de cada equipo y obras civiles necesarias para la implementación de la etapa de chancado terciario, estas se encuentran entre las Tablas VII. En ciertos casos se detallan opciones de compra o manufactura propia.

6.1 EQUIPO CHANCADOR TERCIARIO

Se incluye tanto el precio del equipo como sus repuestos, e instalación, es decir soporte y construcción de la base donde se colocará.

Tabla VII Balance de costos chancador terciario

Chancado Terciario	Unidad	Precio Unitario	Precio Total
Chancador cono 3 pies cabeza corta Shambao PYD 900	1	\$ 30.800.000	\$ 30.800.000
Repuestos	1	\$ 1.368.000	\$ 1.368.000
Base de concreto	1	\$ 500.000	\$ 500.000
Estructura de soporte	1	\$ 2.890.000	\$ 2.890.000
Cable	250 (m)	\$ 1.115	\$ 278.750
Total Equipo Terciario			\$ 35.836.750

6.2 CORREAS TRANSPORTADORAS:

Se evalúa la posibilidad y la rentabilidad de comprar correas transportadoras a una empresa dedicada al rubro o la posibilidad de manufacturarlas e instalarlas

6.2.1 Opción manufactura propia

Al contrario de lo que se pensó en algún momento la alternativa de construir uno mismo las correas demás de las estructuras, salía más costoso que la opción de comprarlos a terceros

Tabla VIII Balance de costos correas manufacturadas

Cintas Transportadoras	Unidad	Precio Unitario	Precio Total
Cinta transportadora	2	\$ 250.000	\$ 500.000
Polines de carga	25	\$ 82.000	\$ 2.050.000
Polines de impacto	10	\$ 136.800	\$ 1.368.000
Polines de retorno	18	\$ 48.000	\$ 864.000
Polea Motriz	2	\$ 980.000	\$ 1.960.000
Polea de cola	2	\$ 980.000	\$ 1.960.000
Estructura Metálica	2	\$ 1.000.000	\$ 2.000.000
Motores 10 HP/1500 RPM	2	\$ 171.752	\$ 343.504
Chutes	2	\$ 300.000	\$ 600.000
Cable	250 (m)	\$ 1.017	\$ 254.250
Total			\$ 11.899.754

6.2.2 Opción de compra

Incluso con los precios de envío desde Santiago a Chañaral, sale más conveniente comprar correas a terceros

Tabla IX Balance de costos correas compradas

Cintas Transportadoras	Unidad	Precio Unitario	Precio Total
Cinta transportadora 18'' x 14 metros	2	\$ 4.190.000	\$ 8.380.000
Cable	250	\$ 1.017	\$ 254.250
Bases	4	\$ 150.000	\$ 600.000
Envío Santiago-Chañaral	1	\$ 1.500.000	\$ 1.500.000
Total			\$ 10.734.250

6.3 TAMBOR AGLOMERADOR

Cambiar el tambor aglomerador es algo que mejorará la calidad de la lixiviación como también elevará la producción notablemente, para esto se debe reemplazar el equipo actual por uno nuevo, acá se evalúa la opción de fabricación propia vs comprar a terceros

6.3.1 Manufactura propia

El tambor es bastante económico, incluso teniendo que comprar todo por separado y mandar a cilindrar la plancha de HDPE para que tome la forma del aglomerador.

Tabla X Balance de costos tambor aglomerador manufacturado

Aglomerador	Unidad	Precio Unitario	Precio Total
Tambor de acero	1	\$ 2.500.000	\$ 2.500.000
Planchas de HDPE	2	\$ 340.000	\$ 680.000
Cilindrado	1	\$ 500.000	\$ 500.000
Resina	1	\$ 250.000	\$ 250.000
Elevadores	1	\$ 450.000	\$ 450.000
Estructura de soporte	1	\$ 1.500.000	\$ 1.500.000
Motor 15 HP/1500 RPM	1	\$ 451.000	\$ 451.000
Ruedas y eje	1	\$ 500.000	\$ 500.000
Envío Santiago-Chañaral	1	\$ 1.500.000	\$ 1.500.000
Total Aglomerador			\$ 8.331.000

6.3.2 *Compra externa*

Un precio bastante elevado, pone en riesgo el proyecto por su elevado costo, precio que no incluye el envío hacia Chañaral. No se cotizó dicho costo, ya que por la diferencia de precios, es evidente que esta alternativa se desecha

Tabla XI Balance de costos tambor aglomerador comprado

Aglomerador	Unidad	Precio Unitario	Precio Total
Tambor Aglomerador	1	\$ 42.160.000	\$ 42.160.000
Ø 1400 x 4000 mm			
Estructura de soporte	1	\$ 1.500.000	\$ 1.500.000
Total Aglomerador			\$ 43.660.000

6.4 CONTINGENCIAS PARA CONTINUIDAD DEL PROCESO

Este ítem contempla aquellos equipos que no poseen una pieza de repuesto en faena, por lo tanto una eventual falla implicaría detenciones de proceso. Además, se incluyó la compra de una camioneta para movilización del personal y el reemplazo de los neumáticos de los cargadores frontales. Esto con el objetivo de contar con planes de contingencia para solucionar cualquier falla ocurrida en cualquier equipo dentro del corto plazo, evitando la interrupción prolongada de la línea de producción.

Tabla XII Balance de costos contingencias

Compra de Repuestos	Unidad	Precio Unitario	Precio Total
Centrífuga	1	\$ 8.000.000	\$ 8.000.000
Bomba de Orgánico	1	\$ 2.500.000	\$ 2.500.000
Bomba de diafragma para Pulpa	1	\$ 1.800.000	\$ 1.800.000
E1/E2/Cr2	1	\$ 2.000.000	\$ 2.000.000
Compra de HDPE	1	\$ 1.000.000	\$ 1.000.000
Camioneta	1	\$ 5.000.000	\$ 5.000.000
Neumáticos Cargadores	8	\$ 500.000	\$ 4.000.000
Total otros			\$ 24.300.000

6.5 COSTO TOTAL INVERSIÓN

Como se expone en el capítulo IV, para la compra de las cintas transportadoras y el tambor aglomerador existen dos opciones, la manufactura propia o la compra a un externo. Se entregan a continuación las inversiones requeridas en ambos casos. Se recomienda también que para ambos casos se adicione un fondo equivalente a un 10% de la inversión para contingencias.

6.5.1 Caso 1

Aglomerador manufacturado y correas compradas a tercero.

Tabla XIII Balance de costos caso 1

Ítem	Precio
Chancador de cono cabeza corta	\$ 35.836.750
Tambor Aglomerador	\$ 8.331.000
Correas Transportadoras	\$ 10.734.250
Obras civiles y otros	\$ 14.463.000
Spares y Regularización	\$ 24.300.000
Total neto	\$ 93.665.000

6.5.2 Caso 2

Aglomerador comprado a tercero y correas manufacturadas.

Tabla XIV Balance de costos caso 2

Ítem	Precio
Chancador de cono cabeza corta	\$ 35.836.750
Tambor Aglomerador	\$ 43.660.000
Correas Transportadoras	\$ 11.899.754
Obras civiles y otros	\$ 14.463.000
Spares y Regularización	\$ 24.300.000
Total neto	\$130.159.504

6.8 FLUJO DE CAJA.

A continuación en la Tabla VII se entrega un resumen del balance financiero del proyecto, en un periodo de 4 meses, con la inversión inicial requerida, los gastos en compra de mineral y operación, más los ingresos, los que fueron calculados en base a una producción de 126 toneladas de sulfato de Cobre mensuales.

Considerando una flujo de gastos e ingresos constantes y una tasa de interés de un 20% anual para proyectos mineros, se calculó la factibilidad del proyecto mediante el método del VAN y el TIR.

Finalmente, la inversión podría ser recuperada al tercer mes de operación, como se puede apreciar en la tabla XV tanto el TIR como el VAN han entregado valores favorables para el proyecto, por lo que es viable realizar dicha inversión, considerando un proceso que abarque 6.300 toneladas de mineral, una ley de Cobre de 0,7% y una recuperación de Cobre en lixiviación del 85%.

Tabla XV Flujo de caja de la inversión

	Mes 0	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4
Inversión	\$93.665.000				
Saldo Mes anterior					
Compra Mineral		\$27.720.000	\$27.720.000	\$27.720.000	\$27.720.000
Gastos operacionales		\$61.809.958	\$61.809.958	\$61.809.958	\$61.809.958
Ingresos por ventas		\$126.000.000	\$126.000.000	\$126.000.000	\$126.000.000
Total	-\$93.665.000	\$36.470.042	\$36.470.042	\$36.470.042	\$36.470.042
tasa de interés anual	20%				
Interés por mes (aprox)	2%				
VAN 3 meses	\$11.510.344				
TIR 3 meses	8%				

CAPITULO VI: CONCLUSIONES

- La lixiviación de un monotamaño de 3/8" supera la recuperación de cobre en un 26% más que la lixiviación con el tamaño de partícula usado normalmente en faena.
- Reducir el tamaño de partícula aumentará desde un 55% a un 85% la recuperación de cobre en las etapas de lixiviación, en un periodo de 15 días, además de privilegiar la liberación de partículas de cobre en el mineral.
- La aglomeración teórica entregó recuperaciones mayores a las realizadas por el actual tambor aglomerador, llegando a un 65% con el tamaño de partícula procesado en Minera Anita Ltda., esto produjo del mayor tiempo dado a la aglomeración, en conjunto de una mayor dosificación de ácido en el proceso de curado ácido.
- La velocidad en la recuperación de cobre obtenida con un monotamaño de 3/8" más el aglomerado teórico, elevó hasta en un 50% la extracción de cobre por sobre la operación realizada con normalidad.
- La reducción de tamaño y el aumento en la dosis de curado y aglomerado, junto con el tiempo de aglomerado, aumenta la concentración de cobre presente en el PLS, lo que aumenta la producción de sulfato de cobre pentahidratado directamente.
- El cambio en el tamaño de partícula y el aglomerado, se pueden optimizar independientes unas de las otras, al complementarse ambas se lograron obtener mejoras en las recuperaciones desde un 45 a 65% de recuperación normal, se logró elevar la recuperación de cobre en el PLS hasta más de un 85% de recuperación.
- La inversión puede recuperarse a partir del tercer mes de producción, en las condiciones establecidas en este trabajo de memoria.

CAPITULO VII: RECOMENDACIONES

Las siguientes recomendaciones están dadas para ejercerlas después de haber realizado las mejoras estudiadas en esta memoria.

- En la planta de Chancado se debe hacer una completa intervención para la instalación del chancador terciario y tambor aglomerador, ambos equipos están diseñados y pensados en trabajar con las condiciones operacionales de Minera Anita Ltda. Sin embargo la adición de estos equipos supondrá una detención total de la planta de Chancado y por ende las demás, para poder realizar la instalación de dichos Equipos.
- Lograda la instalación de los equipos, la cinética de lixiviación mejorará elevando en un 50% los ciclos de lixiviación lo que permitirá elevar la producción a más del doble de manera automática.
- Como recomendaciones generales se plantea la constante revisión de los setting de los equipos de chancado, sobretodo secundario y terciario, debido a que estos con el desgaste tienden a aumentar el tamaño de partícula de la descarga.
- Por otro lado se quiere recordar la constante supervisión en la dosificación de flujos en el tambor aglomerador, para que éstos puedan entregar un correcto aglomerado. Está demostrado que disminuir la calidad del glómero afecta directamente la calidad de la lixiviación y posterior recuperación de cobre.

CAPITULO VIII: BIBLIOGRAFÍA

- [1] James G. D. “FRACTURE TOUGHNESS BASED MODELS FOR THE PREDICTION OF POWER CONSUMPTION, PRODUCT SIZE, AND CAPACITY OF JAW CRUSHERS”. Blacksburg, VA, Julio 2003.
- [2] Aracena A. “Apuntes del curso de conminución de minerales, Fundamentos de Reducción de Tamaños”, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, 2012.
- [3] Alvares L. “Apuntes: Conminución de Minerales”, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso
- [4] Escalona L. “Aglomerado y curado en el proceso de lixiviación de minerales”, Julio 2007.
- [5] Domic E. “HIDROMETALURGIA FUNDAMENTOS, PROCESOS Y APLICACIONES”, Santiago, Chile, 2004.
- [6] Domic E. “HIDROMETALURGIA FUNDAMENTOS, PROCESOS Y APLICACIONES”, Santiago, Chile, 2004.
- [7] Varela A., Arias A., Reyes Y. “Kinetic of copper-sulfate pentahydrate production from scrap copper”, Maracaibo, 2003.
- [8] Aracena A. “Apuntes del curso de hidrometalurgia”, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, 2012.
- [9] Badilla S. “Optimización hidrometalúrgica a través de sistemas de celdas EMEW®”, memoria de título de ingeniero civil en metalurgia extractiva, Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, 2013.
- [10] Ipinza J. “HIDROMETALURGIA I”, Universidad Arturo Prat, Chile, 2008

ANEXOS

A continuación se presentaran algunas de los anexos que fueron autorizadas por la empresa para ser exhibidas con el fin de demostrar la veracidad de los datos ingresados en los capítulos anteriores. Varios anexos han sido editados en sus datos para mantener la privacidad de la empresa, solicitud que fue requerida al momento de autorizar el uso de documentos internos.

En el presente documento se podrá revisar los archivos adjuntos, donde se podrá revisar los siguientes elementos:

- A. Cotizaciones (3)
- B. Imagen planta de chancado
- C. Imagen topográfica de planta de chancado
- D. Medidas de correas y harnero para proyecto terciario
- E. Montaje de chancador terciario
- F. Protocolo de trabajo en columnas
- G. Planilla de relleno de datos para pruebas de lixiviación
- H. Protocolo de valoración de acido
- I. Protocolo de valoración de cobre
- J. Hoja de cálculo para control de cinéticas de lixiviación para pruebas 1 a 4
- K. Hoja de cálculo para diseño de aglomerador
- L. Costos e ingresos mensuales
- M. Evaluación económica

Anexo A: Cotizaciones.

Debido a que se poseen bastantes cotizaciones, se ha decidido presentar las principales que corresponden a la cotización de tambor aglomerador, de un chancador de cono PYD 900 y de las correas transportadoras.

A.1 Tambor Aglomerador

HCL Comercial Ltda.

RUT 76.005.262-3



PROYECTO Y FABRICACION, EQUIPOS PARA LA MINERIA, CONSTRUCCION,
INDUSTRIA, MONTAJES, ASESORIA
VENTAS Y SERVICIOS

Señores
Minera Aníta
Presente

12, Febrero del 2014
Cot. N° 6033

De nuestra Consideración, sírvase recibir cotización por Fabricación de:

- **1 Tambor Aglomerador Ø 1400 x 4000 mm.**
- **Marca, HCL Maquinarias. MR.**
- **Capacidad de tratamiento sobre 30 ton/hrs**
- Estructura de Tambor en plancha de 12 mm. cilindrada.
- Pistas en plancha 20 mm. Mecanizada.
- Revestimiento interior de tambor, en neopreno vulcanizado en 20 mm
- Revestimiento en caliente, caucho natural espesor 20mm, Dureza 65 +/- 5° shore A con 14 lifter de 35x50
- Potencia: 20 HP. Motoreductor 380 V 1400 RPM 50 HZ.
- Transmisión por piñón y cadena.
- Rotación por arrastre con neumaticos.
- Inclinación regulable.
- Chute de alimentación y descarga
- Sub Base en perfil IPN-240 o similar reforzada.
- **Bases Tambor Aglomerador**
- Estructura en perfil IPN 240 o similar, Reforzada.
- Placas base para anclaje
- Pasillo de mantención de 60 cm en metal desplegado en 5 mm

Total \$ 42.160.000.-+IVA

Condiciones Comerciales

Forma de Pago : **50 O/C, A todo evento. Saldo contra entrega. (Leasing)**
Plazo de Entrega : **35 Dias Hábles. Aprox**
Garantía : **6 meses, sobre nuestros materiales, no se considera motrices, ni desgaste natural**
Lugar de Entrega : **Cargado sobre camión en nuestras Bodegas en Santiago**
Validez Cotización : **7 días**

Sin otro particular, quedo atento a cualquier consulta técnica o económica.

Saluda Atentamente.
Guillermo Osimani
Gerencia de Ventas
07-9574912

Calle Los Paltos # 2395 La Pintana FonoFax (56-2) 780 4817 – 852 8744
Web : www.hclmaquinarias.cl E-Mail : g.osimani@hclmaquinarias.cl

A.2 Chancador de Cono PYD 900

JORGE GIACAMAN R.

EQUIPOS PARA MINERIA Y CONSTRUCCION

20 años aportando equipos en la minería

Dávila Larrain 2743-Santiago

Teléfonos 02-22713702 Cel.095137132



Señores

Minera Anita Ltda

Santiago, 13 Mayo 2014

Cotización N° 00540

Cant.	DESCRIPCION	Valor Neto+IVA
1	Chancador Cono 3 pies Cabeza Corta	
	Marca Shan Bao	
	Modelo PYD 900 II	
	Alimentación max: 40 mm	
	Rango de ajuste: 3 a 13 mm	
	Producción: 14 a 50 tn/hr	
	Potencia: 55 Kw	
	Peso: 11,2 tn	Valor \$ 28.420.000
	Incluye:	
	Motor Eléctrico de 75hp	
	Tablero Eléctrico	
	Sistema de Lubricación Bomba, con Tablero	
	Pernos de anclaje	
1	Juego de Mantos Fijo y móvil Cono 3 pies Chino tipo PYD 900	\$1.368.000
	Forma de Pago : Contado	
	Plazo de Entrega: Inmediata	
	Validez de la Oferta: 7 días	
	Lugar de entrega: Cargado sobre camión en nuestra bodega Santiago	
	Garantía: 6 meses	
	Repuestos-Servicio Técnico	
	Atentos Saludos	
	Guillermo Osimani	
	-	
	Emitir Orden de Compra a Nombre de:	
	Jorge Giacaman R. RUT : 7.746.296-1	



Dávila Larrain 2743 Santiago



A.3 Correas transportadoras



Señores
Minera Anita Ltda.

Santiago, 22 de Mayo del 2014
Cot. N° 6062

De nuestra consideración, sírvase recibir cotización de fabricación, por los siguientes equipos:

2 Cintas Transportadoras de 24" x 12 Mts.

- Estructura en ángulo 65 x 65 x 6 mm. reticulado en ángulo 40 x 40 x 5mm.
- Tambores Ø 324 mm. Motriz revestido y dibujado espina de pescado.
- Estaciones de carga con polines Ø 4" triples.
- 03 Estaciones de carga con polines de impacto Ø 4" triples.
- Potencia: 7.5 HP 380 V 1400 RPM 50 HZ. **Motor Siemens** o similar
- Transmisión por Reductor pendular, **Marca Sthi** o similar.
- Correa 3 telas empalme vulcanizado
- Tolvin de carga con guarderas de goma sin tela.
- Patas pivotantes.
- Tapa protección motor.
- Tapa protección correas de transmisión.
- Pintado con anticorrosivo y esmalte.

Valor: \$ 5.280.000.-+IVA c/u

2 Cinta Transportadora de 18" x 14 mts. Retorno.

- Estructura en ángulo 65 x 65 x 5, reticulado en ángulo 40 x 40 x 4.
- Tambores Ø 324mm. motriz revestido en goma y dibujado espina de pescado
- Estaciones de Polines en V, Ø 4" a 35°
- 3 Estaciones con polines de impacto.
- Potencia 5,5 HP. Motor 380 V 1450 RPM.50HZ
- Reductor Pendular. Marca Bonfiglioli (Italia) o Similar
- Correa 2 telas. (Empalme en caliente)
- Tolvin de carga con Guarderas de goma sin tela.
- Tapa protección de motor y correas de transmisión
- Patas pivotantes.

Valor: \$ 4.190.000.- + IVA c/u

1 Bases, Chancadores Cono 3'

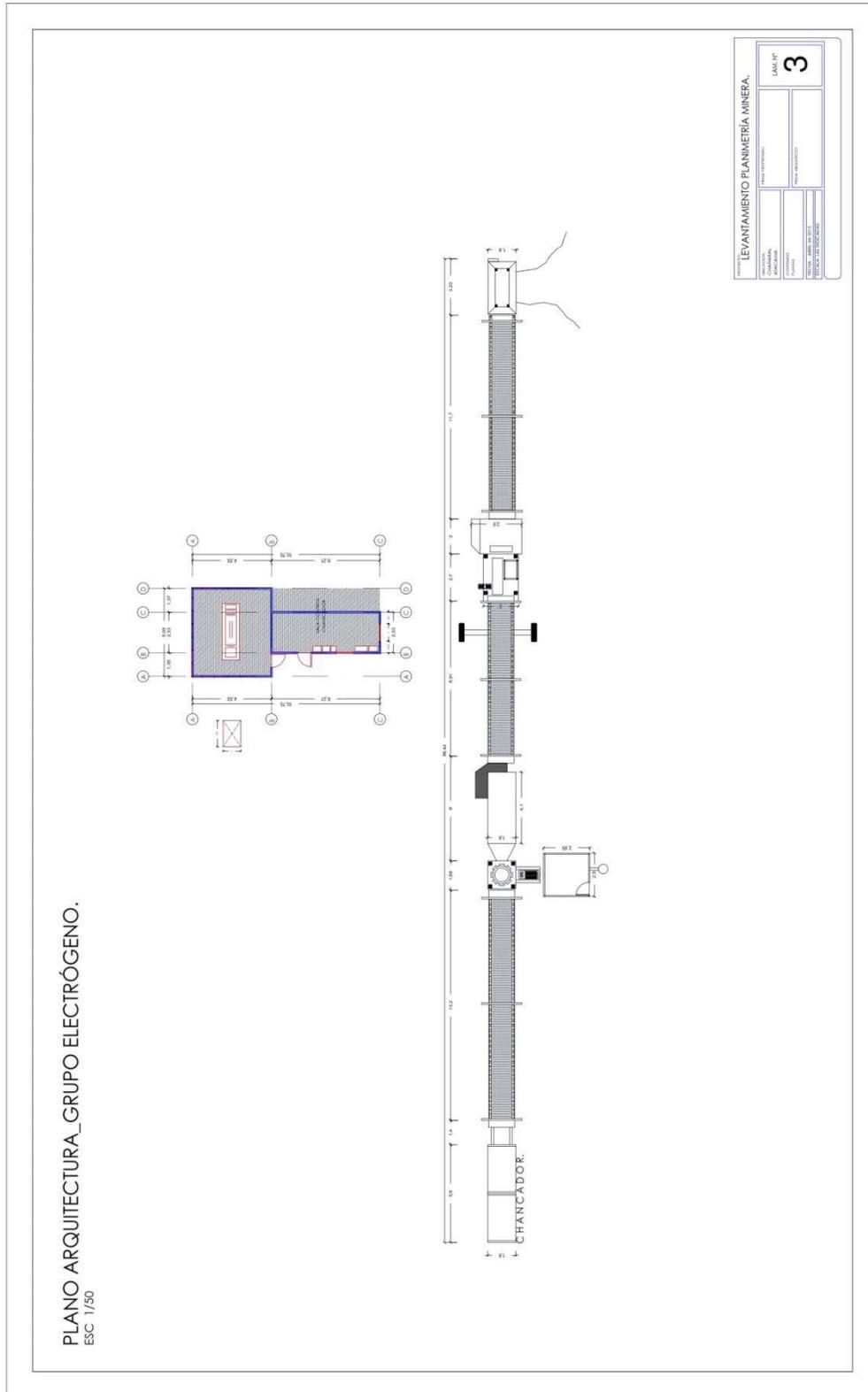
- Estructura en perfil IPN 260 o similar, Reforzada.
- Placas base para anclaje

Valor: \$ 2.890.000.- + IVA

B. Imagen planta chancado

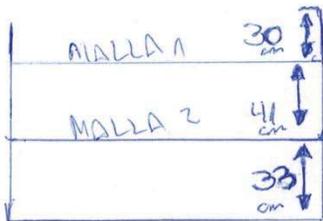
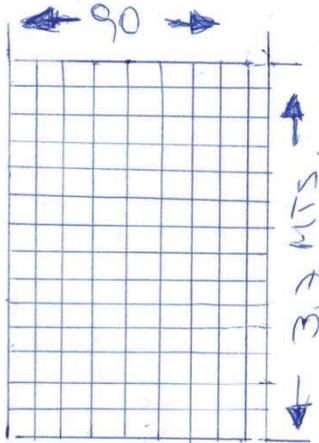


C Imagen topográfica de chancado

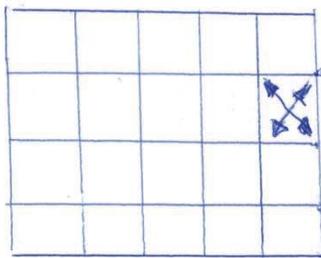


D. Medidas de Correas y Harnero para proyecto terciario

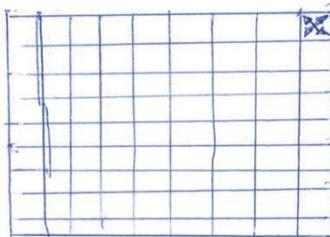
MEDIDAS MALLA



VISTA FRENTE

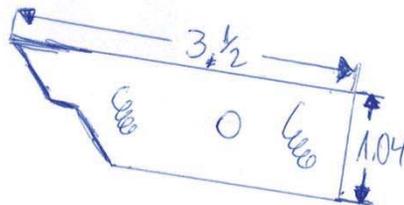
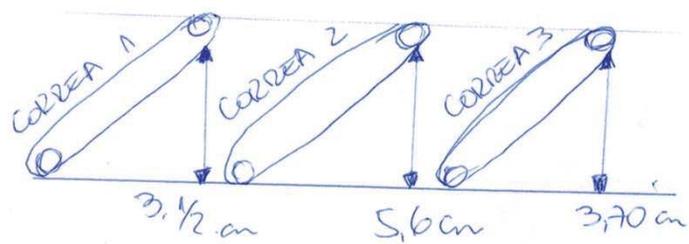


MALLA ARRIBA



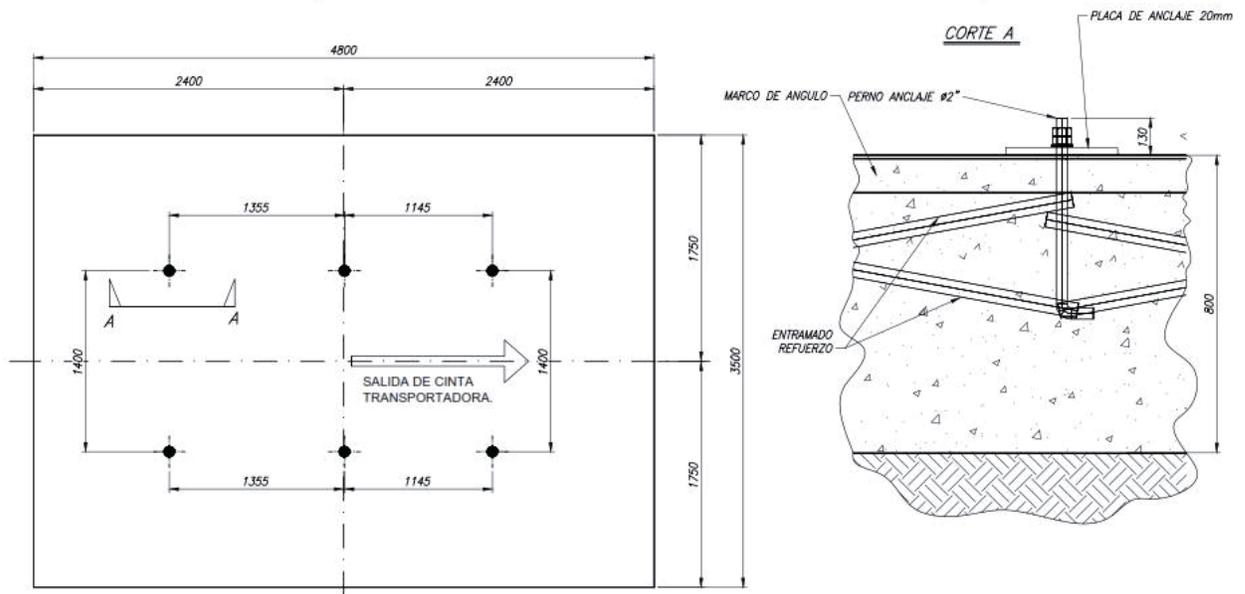
MALLA ABAJO

MEDIDA DESDE POLIN DE CABEZA

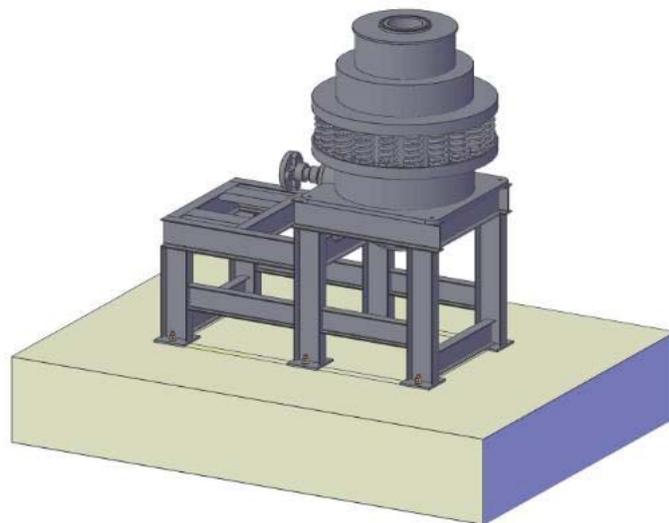


E. Montaje de Chancador Terciario

ENTRE CENTROS DE PERNOS DE ANCLAJE EN FUNDACION CHANCADOR DE CONO



ESQUEMA 3D



F. Protocolo de trabajo en columnas

PROTOCOLO DE TRABAJO COLUMNAS DE LIXIVIACIÓN

Manejo de Refino

Ante todo recordar que estas son soluciones acidas por lo que se debe trabajar con precaución y protección.

1.- Cuando el Volumen del Estanque de Refino baje una cantidad considerable rellenar hasta los 20 lts (marca roja).

2.- El Volumen utilizado para rellenar el estanque debe ser extraído de los tambores de Refino “Tipo I” en caso de que se haya acabado tipo I, proceder a extraer líquido Refino de planta y almacenarlo en los etiquetados como “Estanque Tipo II”.

nota: Cada vez que se cambie o renueve Refino a los estanques almacenadores agregar una “I” al rotulo. Ej.: Refino Tipo I; Refino Tipo II; Refino Tipo III, etc.

3.- La Cantidad de Refino utilizado para rellenar el estanque debe ser medido y anotado, utilizando el jarro graduado etiquetado como “REFINO”. El volumen utilizado en la acción se anota en la planilla adjunta.

4.- En Caso de Cambiar del Tipo de Refino en el rellenado. Al Refino agregado se le debe sacar dos muestras una de 100 cc como testigo, depositarla en las botellas de 100 cc con el rotulado “Refino Tipo I, II, III” (Dependiendo del Tipo), y otra muestra de 10ml a la cual se le debe cuantificar el Cobre presente en la solución

NO MANIPULAR LAS VALVULAS SIN AUTORIZACIÓN, EN CASO DE ALGUNA MANIPULACIÓN CASUAL DAR AVISO INMEDIATO

Toma de muestras

1.- Todos los días a las 14:00 hr se debe tomar una muestra de cada PLS de las columnas.

2.- Las muestras deben ser extraídas con los Jarros graduados con la etiqueta correspondiente a cada Columna (Jarro PLS Anita, en la columna Anita. Jarro PLS Finos en columna Finos)

3.- Se debe Extraer TODO el PLS obtenido durante el periodo previo a la muestra, medir el volumen de PLS obtenido y anotarlo en la plantilla anexa.

4.- Una vez medido el PLS se extrae una muestra de 100cc y depositarlo en la botella para guardarla como testigo. Esta Botella debe ser Etiquetada con el PLS Correspondiente y la fecha que se obtuvo. Ej.: PLS Finos 23/02/2014

5.- Se Requiere otra muestra de PLS de 10 ml la cual debe ser sometido a un análisis de cuantificación de Cobre presente en solución

6.- El PLS sobrante debe ser guardado en los baldes con su rotulación respectiva. Aquí debe acumularse TODO el PLS de los días transcurridos. En Caso de llenado de balde, ocupar un nuevo Rotulándose como “PLS Anita o Finos (según corresponda) 2 (o el número que corresponda)”

G. Planilla de relleno de datos para pruebas de lixiviación

COLUMNA: _____

Día	Vol. PLS (ml)	Cu PLS (gpl)	Vol. Refino Rellenado (ml)
1			
2			
3			
4			
5			
6			
7			
8			
9			
10			
11			
12			
13			
14			
15			
16			
17			
18			
19			
20			
21			
22			
23			
24			
25			
26			
27			
28			
29			
30			

H. Protocolo de valoración de ácido

Protocolo de Titulación de Ácido

Este documento tiene como finalidad establecer un procedimiento para determinar la concentración de ácido presente en soluciones de planta.

Materiales

- Bureta graduada.
- Pipeta de aforo
- Indicador Anaranjado de Metilo
- Solución de Carbonato de Sodio 10 gpl (10,8 gpl)
- pHmetro

Procedimiento

- 1) Con pipeta de aforo, extraer un volumen determinado de solución y disponerla en un vaso de precipitado o recipiente destinado para el análisis volumétrico.
- 2) Agregar una gota de solución de Anaranjado de Metilo.
- 3) Titular con solución de Carbonato de Sodio de 10,8 gpl hasta que solución vire de color fucsia a naranja.
- 4) Calcular concentración de ácido según siguiente ecuación:

$$C_{\text{ácido}} = \frac{10 \cdot V_{\text{gasto}}}{V_{\text{muestra}}}$$

Donde

$C_{\text{ácido}}$ = Concentración de ácido expresada como Ac. Sulfúrico (gpl)

V_{gasto} = Volumen gastado en la titulación (ml).

V_{muestra} = Volumen muestra de solución (ml).

Para soluciones de PLS y Refino se recomienda el uso de una pipeta de 10 ml. Si hay muchos interferentes para determinar el viraje de color, se puede utilizar pHmetro hasta que marque $\text{pH}=3,7$ Para asegurar el punto.

Para soluciones electrolíticas se recomienda el uso de una pipeta de 1 ml.

I. Protocolo de valoración de cobre

Protocolo de Titulación de Soluciones con Cobre

Este documento tiene como finalidad establecer un procedimiento para determinar la concentración de cobre presente en soluciones de planta.

Materiales

- Bureta graduada 25-50 ml.
- Pipeta de aforo
- Permanganato de Potasio o Sodio
- Solución de Fe (II)
- Amoniac
- Ácido Acético
- Amonio Bifluoruro
- Yoduro de Potasio
- Almidón
- Tiosulfato de Sodio (0,1N)

Procedimiento

- 1) Con pipeta de aforo, extraer un volumen determinado de solución y disponerla en un vaso de precipitado o recipiente destinado para el análisis volumétrico.

Eliminación de Interferentes

- 2) Adicionar cuidadosamente, gota a gota, solución de permanganato hasta que quede levemente púrpura (Este punto se hace para pasar ión ferroso a férrico).
- 3) Adicionar cuidadosamente, gota a gota, solución de Fe (II) hasta que desaparezca completamente el color púrpura de la solución.
- 4) Agregar amoniac para precipitar Fe^{+3} (solución turbia verdosa o azul).
- 5) Agregar ácido acético hasta que solución tome tono café o verde transparente.
- 6) Agregar solución de Amonio Bifluoruro hasta que desaparezca color del punto 5)

- 7) Usualmente queda una solución de color celeste, pero a veces para refino queda amarillenta.

Titulación de Cobre

- 8) Adicionar una punta de espátula de yoduro de potasio (solución amarillo mostaza).
9) Agregar solución de almidón (solución color café o negro).
10) Adicionar Tiosulfato de Sodio con una bureta graduada y anotar volumen gastado (giro de morado a blanco).
11) Calcular concentración de cobre según la siguiente ecuación:

$$C_{Cu} = \frac{63,54 \cdot N_{\text{tiosulfato}} \cdot f_{\text{tiosulfato}} \cdot V_{\text{gasto}}}{V_{\text{muestra}}}$$

Donde

C_{Cu} = Concentración de Cobre (gpl).

V_{gasto} = Volumen gastado en la titulación (ml).

V_{muestra} = Volumen muestra de solución de Cobre (ml).

$N_{\text{tiosulfato}}$ = Concentración normal de solución de Tiosulfato (0,1 N)

$f_{\text{tiosulfato}}$ = Factor de corrección de la solución de Tiosulfato.

Para solución de Refino y PLS se recomienda tomar un volumen de 10 ml, eliminar interferentes y titular.

Para electrolito se recomienda tomar un volumen de 1 ml y realizar análisis a partir de punto 7 (titular). La ecuación, con una buena aproximación, para obtener la concentración de Cobre se da a continuación:

$$C_{Cu} = 6,35 \cdot V_{\text{gasto}}$$

En caso de utilizar una pipeta de 10 ml. para sacar muestra de solución de **Refino y PLS**, se puede estimar, con una buena aproximación, la concentración de Cobre con la siguiente ecuación:

$$C_{Cu} = 0,635 \cdot V_{gasto}$$

Pero si se requiere un resultado con menos error, utilice la primera ecuación.

J. Hoja de cálculo para control de cinéticas de lixiviación para pruebas 1 a 4

Debido a lo extenso y repetitivo del proceso, sólo se adjuntara a modo de ejemplo planilla prueba 1: Columna Minera Anita en conjunto con el cálculo realizado para obtener la recuperación acumulada.

Columna Minera Anita								
	1	2	3	4	5	6	7	8
Flujo Riego ml/min	0,00	5,10	5,05	4,80	5,00	4,90	5,70	5,15
Flujo Riego lt/día	0,00	7,34	7,27	6,91	7,20	7,06	8,21	7,42
PLs Obtenido	0,00	3,70	4,23	5,40	5,80	5,40	7,10	5,10
Cobre gpl	0,00	2,22	2,92	2,38	0,83	0,78	0,71	0,40
Cobre Regado gpl	0,00	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31
Cobre Extraído gpl	0,00	1,91	2,61	2,07	0,52	0,47	0,40	0,09
Cobre grs	0,00	7,08	11,03	11,18	3,02	2,54	2,84	0,47
Cobre kg	0,00	0,01	0,02	0,03	0,03	0,03	0,04	0,04
Recuperación Acumulada	0%	5%	12%	20%	22%	24%	26%	26%

Masa en Columna	19,95	kg
Porcentaje Cu	0,74%	%
Masa Cu Disponible en Columna	0,15	kg
Masa Muestra y Aglomerado	1	kg c/u
Angulo de Reposo	38,65	°

Ejemplo de Calculo:

- Calcular Flujo de Riego a L/día:

$$5.1 \frac{mL}{min} * 60 \frac{min}{1H} * \frac{24 H}{1 día} * \frac{1 L}{1000 mL} = 7.34 \frac{L}{día}$$

- Medir Volumen de PLS (PLS Obtenido)
- Analizar Cobre en PLS Obtenido, siguiendo el protocolo
- Cobre Obtenido – Cobre Regado = Cobre Extraído
2.22 – 0.31 = 1.91
- Cobre Extraído x Volumen PLS = Masa de Cobre
- Recuperación Acumulada = $\frac{Cobre Kg 0.01}{Cobre Disponible 0.15 Kg} * 100\% = 5\%$

K. Hoja de cálculo para diseño de aglomerador

$t = 1,77x(A) 0,5 x L/[SxNxD]$		
t = tiempo aglomerado	1,04	
A = Angulo de Reposo (grados)	45	
L= longitud del tambor(pies)	12,9	
S= inclinacion del tambor (grados)	5	
N = velocidad operación (rpm)	7	
D = diametro tambor (pies)	4,19	
D = diametro tambor (m)	1,28	
L= longitud del tambor (m)	3,93	
Diametro Teorico pies	Capacidad tph	
4	12,5	
6	141,7	
6,73	200	
x	25	
Interpolando Linealmente		
Diametro Teorico	4,26	
Diametro Teorico cm	Capacidad tph	
122	12,5	
129,74	25	
143	60	
180	125	
183	141,7	
190	160	
205	200	
244	291	
129,74	25	
	min	seg
t=	1,04	63
dimension ideal 40-60 Tph	1280 x 3930	
angulo reposo	37	
inclinacion	5	
Tiempo residencia	1 min	

Método de cálculo

- Interpolar diámetros de tambores con la capacidad de operación deseada

$$\frac{200 - 12.5}{6.73 - 4} = \frac{200 - 25}{6.73 - x} \approx 4.26$$

- $\frac{L}{D} = 3 ; L = 4.26 \times 3 = 12.9$
- Angulo de reposo es obtenido desde el mineral, apilarlo y dejar que se disperse naturalmente. Luego medir la pendiente formada.
- Los valores óptimos son entre 35° y 45°
- Los datos de inclinación deben ser estimado por uno respecto a los datos operacionales entre 5 y 10 máximo
- Estimar valores para N y reemplazar en la formula
- Iterar hasta encontrar un valor aceptable de tiempo de residencia.
- $t = 1.77 * 45 * 0.5 * \frac{12.9}{5 * 7 * 4.19} = 63 \text{ segundos}$

L. Costos e ingresos mensuales

Lista Costo por Area			CF	Costo Fijo	
			CVM	Costo Variable Mineral	
			Centrifugado CVP	Costo Variable Producción	
Recuperación en LX	80	%	ton/mes		
Producción Estimada Sulfato	120,0	ton/mes	126,0	Ingresos	126.000.000
Precio Petroleo	660,0	CLP/lt		Costos	89.529.958
Precio Sulfato de Cobre	1000,0	CLP/kg		Ganancias	36.470.042
Precio Acido	80,0	CLP/ton			
Precio Dólar	550,0	CLP/USD		Ley de Cu	Aporte de Cu
				0,5	0
				0,7	44,1
Suministro Mineral	Procedencia	Aporte	Precio en MA	Costo	
	Suministro 1	0 ton	0	0	CLP
	Suministro 2	6.300 ton	4.400	27.720.000	CLP
	Total Aporte	6.300 ton	Subtotal	27.720.000	CLP
Area Chancado-Aglomerado	Equipo	Costo Especifico		Consumo Area	
	Costo Sueldo	612 CLP/ton min		3.857.652	CLP/mes
	Costo Petroleo	470 CLP/ton min		2.959.440	CLP/mes
	Costo Acido	1.680 CLP/ton min		10.584.000	CLP/mes
	Costo Insumos			0	CLP/mes
			Subtotal	17.401.092	CLP/mes
Lixiviación-Botadero	Equipo	Costo Especifico		Consumo Area	
	Costo Sueldo	738 CLP/ton min		4.650.680	CLP/mes
	Costo Petroleo	613 CLP/ton min		3.861.059	CLP/mes
	Costo Acido	560 CLP/ton min		3.528.000	CLP/mes
	Costo Agua	159 CLP/ton min		1.000.000	CLP/mes
	Costo Insumos			0	CLP/mes
			Subtotal	13.039.740	CLP/mes
Area SX- CR	Equipo	Costo Especifico		Consumo Area	
	Costo Sueldo	29.141 CLP/ton Sulf		3.496.860	CLP/mes
	Costo Petroleo	15.950 CLP/ton Sulf		1.914.000	CLP/mes
	Costo Acido	22.040 CLP/ton Sulf		2.644.819	CLP/mes
	Costo Orgánico	16.667 CLP/ton Sulf		2.000.000	CLP/mes
	Costo Envasado	10.280 CLP/ton Sulf		1.233.600	CLP/mes
			Subtotal	11.289.280	CLP/mes
Mantenición, Adm. y Serv.	Equipo	Costo Especifico		Consumo Area	
	Costo Sueldo	1.421 CLP/ton min		8.955.046	CLP/mes
	Costo Petroleo	68 CLP/ton min		429.000	CLP/mes
	Costo Insumos	873 CLP/ton min		5.500.000	CLP/mes
	Costo EPP Planta	159 CLP/ton min		1.000.000	CLP/mes
	Costo Transporte	33.075 CLP/ton Sulf		3.969.000	CLP/mes
	Costo Servicios	1.800 CLP/ton Sulf		226.800	CLP/mes
				0	CLP/mes
			Subtotal	20.079.846	CLP/mes
				89.529.958	Total Costos

M. Evaluación económica

Escala en millones de pesos chilenos. Ej.: \$126 = \$126.000.000

	Mes 0	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Inversión	\$93,6												
Saldo Mes anterior													
Compra Mineral		\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7	\$27,7
Gastos operacionales		\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8	\$61,8
Ingresos por ventas		\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0	\$126,0
Total	-\$93,6	\$36,5											
tasa de interes anual	20%												
interes por mes (aprox)	2%												
VAN 3 meses	\$11,7												
TIR 3 meses	8%												