



Universidad Católica del Norte  
ver más allá



Escuela de Negocios Mineros  
Dirección de Postgrado

# **“PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN Y DE ALTERNATIVAS DE TRATAMIENTO A PLANTA DE FLOTACIÓN EN BARRICK ZALDIVAR”**

*Proyecto de Tesis presentado como parte de la Actividad de Titulación para optar al grado académico de Magíster en Gestión Minera.*

*Profesor Guía: Víctor Conejeros Trujillo.*

**CRISTIAN CASTRO GONZALEZ  
RAUL HUERTA RALLIN  
ROBERTO VILLALOBOS MUNIZAGA**

*Antofagasta, Diciembre de 2013*

En este espacio se puede escribir **optativamente** una dedicatoria. Se recomienda evitar el abuso de los nombramientos, en algunos casos se aconseja agregar un pensamiento o frase especial, que debe ser breve y moderado en adjetivos, evitando los diminutivos.

## **AGRADECIMIENTOS**

Aquí **optativamente** se puede hacer mención de las personas e instituciones que contribuyeron y/o apoyaron la realización de la investigación. Este punto se debe redactar de manera formal, no anecdótica.

## ÍNDICE

RESUMEN .....	9
INTRODUCCIÓN .....	11
CAPÍTULO I: INVESTIGACIÓN PROPUESTA.....	14
1.1.    Formulación general. ....	14
1.2.    Problema de investigación .....	15
1.3.    Objetivos .....	16
1.3.1.    Objetivo general .....	16
1.3.2.    Objetivos específicos .....	16
CAPÍTULO II: ANTECEDENTES .....	17
2.1    Descripción de la planta de flotación .....	17
2.1.1    Configuración del circuito .....	17
2.1.2    Reactivos usados en la planta .....	20
2.2    Parámetros de la planta .....	22
CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO .....	26
3.1    Variables de mayor incidencia en la flotación de minerales.....	26
3.1.1    Granulometría de la mena. ....	26
3.1.2    Tipo y dosificación de los reactivos de flotación.....	27
3.1.3    Densidad de pulpa o porcentaje de sólidos .....	28
3.1.4    Tiempo de residencia .....	28
3.1.5    El pH .....	28
3.1.6    Aireación y acondicionamiento de la pulpa.....	29
3.1.7    Calidad del agua.....	29
3.2    Flotación de minerales mixtos de cobre.....	29
3.2.1    Flotación de minerales sulfurados de cobre.....	30
3.2.2    Flotación de minerales oxidados de cobre .....	32
3.2.3    Sulfidización .....	33
3.3    Flotación de partículas finas y superfinas. ....	34
3.3.1    Problemática de la planta. ....	34
3.4    Balance de circuitos .....	38
3.4.1    Matriz de proceso.....	38
3.4.2    Planteamiento general del problema del balance.....	40
3.4.3    Solución de acuerdo al método de Lagrange. ....	41

3.5	Separación sólido–líquido: circuitos en contracorriente.....	43
3.5.1	Circuitos en contracorriente.....	44
4.1.1	Caracterización del mineral.....	51
4.2	Pruebas de flotación.....	53
4.2.1	Pruebas de estandarización de MIBC y SF-113.....	53
4.2.2	Pruebas de variación de pH.....	54
4.2.3	Prueba de cambio de condiciones de velocidad de rotor y flujo de aire.....	55
4.2.4	Prueba con reactivos adicionales.....	56
4.2.5	Prueba con un difusor de micro burbujas.....	57
4.3	Prueba a escala industrial.....	58
4.3.1	Pruebas con Hostaflot.....	58
4.3.2	Pruebas de reactivos a prueba por parte de metalurgia en la planta y comparación de resultados.....	63
4.3.3	Cierre del mes de Octubre 2013.....	65
CAPÍTULO V: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN.....		69
5.1	Investigación de compósitos.....	69
5.2	Modelo.....	69
5.3	Costos.....	72
5.4	Sensibilización.....	77
CAPÍTULO VI: PROPUESTA A MEDIANO PLAZO.....		79
CONCLUSIONES.....		91
BIBLIOGRAFÍA.....		93
ANEXOS.....		95

## ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Figura 1: Diagrama de flujos de la planta representada por celdas .....	18
Figura 2: Diagrama de flujos por bancos de celdas .....	19
Figura 3: Diseño de celdas OK - 100 TC.....	19
Figura 4: Diagrama de distribución de reactivos en la planta.....	23
Figura 5. Gráfico de recuperación total mensual y las proporciones mensuales de los compósitos 5, 6 y 9 del año 2012.....	24
Figura 6. Gráfico de recuperación total mensual y proporciones mensuales de los compósitos 5, 6 y 9 del año 2013.....	24
Figura 7: Gráfico demostrativo de la influencia del diametro de la partícula con respecto a la recuperación metalúrgica. ....	35
Figura 8. Influencia de la velocidad de agitación en el tamaño de burbuja promedio, de diferentes rotores.....	36
Figura 9. Influencia del flujo de aire en el tamaño promedio de burbujas de diferentes celdas. ....	37
Figura 10. Ejemplo de un diagrama de flujos de un circuito de flotación.....	38
Figura 11. Ejemplo de representación de nodos .....	39
Figura 12. Denominación de un flujo en un nodo .....	39
Figura 13. Asignación de una matriz .....	40
Figura 14. Circuito en contracorriente con 3 etapas, mediante espesadores .....	45
Figura 15. Circuito en 2 etapas mediante filtros de banda.....	45
Figura 16. Circuito a corriente en 3 etapas mediante un solo filtro de banda .....	46
Figura 17. En los filtros prensa, tipo Larox en la figura, la filtración se realiza al pasar el líquido a través de la torta (presión del diafragma) .....	47
Figura 18. Circuito de lavado en contracorriente en 3 etapas mediante hidrociclones, con etapas finales de clasificado (líquido) y filtrado (sólido) .....	48
Figura 19. Instalación de lavado en contracorriente del yeso obtenido como estéril en una planta de producción de ácido fosfórico .....	49
Figura 20. Planta de lavado-lixiviación en contracorriente en 3 etapas, mediante hidrociclones para recuperación de yodo.....	50

Figura 21. Análisis granulométrico retenido por mallas (Conejeros, 2013).....	52
Figura 22. Análisis granulométrico pasante acumulado por mallas(Conejeros, 2013) ...	53
Figura 23. Comparación de las recuperación total promedio diarias basados en las dosificaciones de MIBC, SF-113 y Hostafлот.....	60
Figura 24. Comparación de las recuperaciones totales y dosificación de NaHS.....	60
Figura 25. Comparación de dosificaciones de reactivo y recuperación total Figura.....	62
Figura 26. Comparación de las recuperaciones con respecto a la dosificación de NaHS	62
Figura 27. Representación de la recuperación total e influencia de las dosificaciones de los reactivos en las distintas pruebas de flotación en la planta.....	65
Figura 28. Representación de la recuperación total e influencia de las dosificaciones de los reactivos en las distintas pruebas de flotación en la planta.....	65
Figura 29. Gráfico de recuperaciones promedio de los meses transcurridos del año 2013.....	68
Figura 30. Porcentaje de compuesto en mineral cargado, Castro. (2013).....	70
Figura 31. Sensibilidad de costo v/s producción, Castro. (2013).....	78
Figura 32. Actual diagrama de los principales procesos de Barrick Zaldivar.....	80
Figura 33. Diagrama propuesto para el proceso.....	81
Figura 34. Aporte de finos del proyecto con respecto al LOM 2014.....	83
Figura 35. Diagrama de proceso asociado a retiro desde terrazas.....	84
Figura 36. Diagrama de proceso asociado a retiro desde tranques.....	85
Figura 37. Incremento del flujo de caja del proyecto en el tiempo.....	89
Figura 38. Sensibilidad económica del proyecto con tasa de descuento 5%.....	90

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Dimensiones de agitadores y estatores de celdas OK -100 TC y OK - 50 TC ...	20
Tabla 2: Resultado de análisis químico .....	51
Tabla 3. Tabla referente a las pruebas de estandarización, mostrando los resultados de las recuperaciones en cada prueba de dosificación de reactivos actualmente utilizados en la planta.....	54
Tabla 4. Pruebas de variación de pH e influencia en la recuperación metalúrgica .....	55
Tabla 5. Prueba de flotación a escala de laboratorio comparando la condición estandarizada y la nueva condición a través de la recuperación metalúrgica .....	56
Tabla 6. Prueba de reactivos y la influencia en su recuperación. ....	57
Tabla 7. Resultados de las pruebas de micro burbujas .....	57
Tabla 8: Tablas de leyes y recuperaciones en el periodo de pruebas en la planta .....	59
Tabla 9. Leyes y recuperaciones antes del periodo de pruebas (25/09/2013 - 02/10/13)	59
Tabla 10. Protocolo de pruebas segunda etapa .....	61
Tabla 11. Leyes y recuperaciones de la segunda prueba .....	61
Tabla 12. Leyes y recuperaciones promedio de las pruebas de flotación en la planta ....	64
Tabla 13. Dosificaciones promedio de reactivos en la planta.....	64
Tabla 14. Recuperaciones y leyes del día 17 de Octubre de 2013 hasta el 21 de Octubre de 2013.....	66
Tabla 15. Dosificaciones días 17/10/2013 al 25/10/2013 .....	67
Tabla 16. Recuperaciones y dosificaciones promedio del mes de Octubre.....	67
Tabla 17. Control de finos de acuerdo a lo proyectado y la respuesta real versus el modelo corregido durante el año 2012, de acuerdo al porcentaje de los compósitos 6 y 9. ....	71
Tabla 18. Control de finos de acuerdo a lo proyectado y la respuesta real versus el modelo corregido durante el año 2013, de acuerdo al porcentaje de los compósitos 6 y 9. ....	72
Tabla 19. Análisis de costo planta de flotación año 2011. ....	73
Tabla 20. Análisis de costo planta de flotación año 2012. ....	74

Tabla 21. Análisis de costo planta de flotación año 2013. ....	75
Tabla 22. Costo de los reactivos utilizados en planta .....	75
Tabla 23. Consumo sugerido de cada reactivo de acuerdo a especies alimentadas.....	76
Tabla 24. Consumo de reactivos planta de flotación año 2013 .....	76
Tabla 25. Costo área flotación año 2013. ....	77
Tabla 26. Sensibilidad de costo v/s producción.....	77
Tabla 27. Pasos de proyectos y relación entre precisión v/s contingencia. ....	79
Tabla 28. Resumen de reservas y recursos del proyecto. ....	82
Tabla 29. Principales equipos asociados al proyecto.....	86
Tabla 30. Estimación de gasto capital del proyecto.....	87
Tabla 31. Estimación de gastos operacionales del proyecto.....	87
Tabla 32. Estimación económica del proyecto. ....	88
Tabla 33. Sensibilidad económica del proyecto. +/- 20% (tasa de descuento 5%) .....	89
Tabla 34. Carta Gantt del proyecto.....	90

## RESUMEN

El trabajo de tesis se realizó en la empresa Minera Barrick Zaldívar, la cual posee un proceso hidrometalúrgico en donde las etapas de lixiviación-SX-EW, no difieren de otra planta de estas características. En la etapa de conminución si posee una condición distinta y corresponde a la utilización de chancadores en húmedo de tecnología Outotec (water flash), la cual en el inicio de las actividades poseía el 50% de participación del proyecto. Esta tecnología permite evitar, que gran parte del mineral fino llegue a las pilas, con lo cual, mejora la percolación de soluciones y estabilidad de taludes, permitiendo alcanzar a la pila (heap leach), hasta 14 m de altura.

Barrick Zaldívar, cuenta además con una planta concentradora con una capacidad de 3.000 toneladas por día, la que recibe la pulpa generada con altos contenidos de finos, y variadas especies mineralógicas, asociadas principalmente a óxidos. De acuerdo a esta problemática de exceso de finos, y diversidad de especies mineralógicas, que inciden las recuperaciones de la planta y los costos, es posible formular oportunidades de negocios alternativas a la planta de flotación en Barrick Zaldívar.

En estas oportunidades, luego del análisis de una serie de pruebas metalúrgicas internas y externas, es posible proponer desde el punto de costos, utilizar un nuevo modelo de acuerdo a la mineralogía y un factor de ajuste al actual modelo de recuperación, a corto plazo y en el LOM de la compañía. Esta variable es muy importante ya que las estimaciones con este nuevo modelo ajustado, permite subir de un 70% hoy de acierto a valores nuevamente por sobre el 95%, evitando sobre estimar los finos y entregar al área de comercialización una variable de entrada confiable para su gestión.

Otras de las oportunidades que se puede plantear es la propuesta entregada hasta la etapa conceptual, que se encuentra en el capítulo 6, en donde se sugiere tratar el relave enviado desde el año 1995 a la fecha con un proceso conocido y de bajo riesgo de operar, complementado con tecnología y conocimiento actual de los procesos.

Luego de la lectura de este trabajo, se podrá ver que la caracterización y análisis de las especies mineralógicas y sus gangas son muy importantes para determinar procesos complementarios o excluyentes a procesos unitarios ya en etapas de operación.

## INTRODUCCIÓN

Compañía Minera Barrick Zaldívar corresponde a un depósito de pórfido cuprífero que se ubica en la precordillera de Los Andes en la II Región del Norte de Chile, aproximadamente a 1.400 km al norte de Santiago, y a 175 km al oriente del puerto de Antofagasta, siendo accesible por la carretera Panamericana o Ruta 5 Norte y posteriormente por un camino secundario pavimentado conocido como “Ruta de la Minería”.

El clima se caracteriza por cielos despejados, una humedad relativa muy baja y casi sin precipitaciones, lo que se conoce como clima desértico de altura. La topografía de la superficie está a una elevación promedio de 3.300 m.s.n.m. La temperatura promedio va desde una baja invernal de menos 7 °C a un alta estival de 25 °C. Debido a la falta de precipitaciones, existe muy poca vegetación, principalmente cactáceas propias de la zona.

Compañía Minera Barrick Zaldívar es una empresa de explotación minera productora de cátodos de cobre por medio del proceso de extracción a rajo abierto, chancado, lixiviación, extracción por solventes y electro obtención, la cual inicia sus operaciones en Junio del año 1995.

La producción anual actualmente puede alcanzar las 150.000 toneladas de cobre fino en cátodos, un 20% superior al diseño. El proceso considera, una planta de flotación, ya que en la etapa de chancado terciario, existen en operación 4 chancadores que trabajan en húmedo (water flash), los cuales entregan como producto una pulpa con bajo porcentaje de sólido. La concepción de este diseño con chancadores en húmedo fue introducida por la empresa Outokumpu, que hasta el año 1995 poseía una participación del 50% y tuvo como objetivo como innovación tecnológica, disminuir el porcentaje de finos alimentados a la pila de lixiviación, y con ello prescindir de utilizar en la línea de apilado un tambor aglomerador.

A partir de la operación, desde el año 1995, el área de flotación trata los finos de mineral provenientes de los chancadores en húmedo y de acuerdo a la estrategia de obtención del cobre en las pilas de lixiviación, el proceso está orientado a tratar minerales de óxidos o mixtos, por lo que el área de flotación pierde eficiencia hoy al no contar con un criterio e insumos adecuados para dicha condición, la cual se agrava más al no contar con un programa adecuado de mantención que garantice una disponibilidad sobre el 95%. Hoy este valor se encuentra en 70% de disponibilidad, enviando a tranque de relaves una gran cantidad de material sin pasar por flotación, perdiendo la oportunidad de recuperar finos de cobre.

Las condiciones presentadas anteriormente, dan respuesta a lo acontecido por operaciones y mantención como resultado al aporte de la producción en 1%, por parte del área de flotación, pero con costos superiores al valor venta y alcanzando una media de 3,72 USD/lb para el primer trimestre del año 2012. Es importante acotar que esta área hoy no puede ser eliminada, ya que los finos del proceso sólo poseen como destino final, el tranque de relaves.

Por lo anterior, el presente trabajo, busca identificar las variables que están afectando la operación de la planta y por consiguiente los elevados costos de operación y a la vez, buscar alternativas de tratamiento de materiales finos. Es sin duda que hay efectos de distinta índole, como mantención, mineralogía, prácticas operacionales que afectan la actual situación de costos y la incertidumbre de poder estimar la producción de cobre a corto, mediano y largo plazo. Para esto se planteará el marco conceptual y las posibles variables a cuantificar mediante el estudio metalúrgico a través de pruebas con el mineral. A partir de estas pruebas y estandarización se espera obtener un modelo predictivo de los finos de acuerdo al LOM (Vida de la Mina) de la mina, la cual es importante para poder estimar los aportes de las libras de Cobre y los costos asociados a su operación, datos con los cuales se pueden proyectar mejoras al proceso o cambios sustanciales a la actual operación y poder incluirlos en la planificación a corto, mediano y largo plazo.

La propuesta consta de seis capítulos. En el primero se describen todos los aspectos que generan la oportunidad de realizar esta investigación, dando a conocer problemáticas del diseño y de la mineralogía. En el segundo y tercer capítulo, los antecedentes de la planta y además se incluye el marco teórico, donde se dan a conocer las materias que sirven de base para dar respuestas a las problemáticas identificadas. En el cuarto capítulo, se observa la metodología, que principalmente se detalla las principales pruebas realizadas en forma interna, dejando las externas como vital información en los anexos. En el quinto capítulo se realizan los análisis y discusiones de los datos obtenidos, a través de los cuales se elabora la propuesta de esta tesis tanto del punto metalúrgico, como de costos y en el capítulo seis, para finalizar una propuesta a mediano plazo, aprovechando la profundidad alcanzada en la investigación.

## CAPÍTULO I: INVESTIGACIÓN PROPUESTA

### 1.1. Formulación general.

La producción de minera Barrick Zaldívar, está centrada como objetivo principal, en maximizar las recuperaciones en sus pilas de lixiviación y a partir de esto, obtener su producción anual de cobre a partir de un proceso hidrometalúrgico. Por el diseño de planta, y como objetivo de minimizar el fino en la pila principal (heap leach), Outokumpu, en la génesis del proyecto decide instalar chancadores en húmedo, los cuales generan una pulpa, la cual alimenta la planta de flotación, con un porcentaje de sólido en un rango de 18-25 por ciento, con un 98 por ciento menor a 200 # Tyler y con un tonelaje entre 1.500 a 2.000 toneladas por día, lo cual generaba una apuesta desde el punto de vista de innovación tecnológica, para mejorar la estabilidad de la pila, al minimizar el porcentaje de finos.

En la actualidad, la planta concentradora aporta entre el 0,5-1 por ciento de los finos comprometidos en los planes de producción de Barrick Zaldívar. Por este motivo, hoy no existe un plan de mantenimiento, como tampoco un apoyo metalúrgico que guíe las operaciones y optimice esta área operativa a corto o mediano plazo, centrándose todos los recursos y estrategia en el proceso hidrometalúrgico, dejando oportunidades de negocio fuera de evaluación.

Además, es importante señalar que la razón de solubilidad entre el cobre soluble y cobre total es alta, lo cual genera una baja recuperación en la planta de flotación, debido a que la definición del proceso productivo debiera ser lixiviación en un 100%.

Hoy entre las terrazas de relaves y el tranque de relaves se encuentran 9,5 millones de toneladas con una ley cercana a 0,71% de cobre total y 0,48% de cobre soluble, por este motivo se formulará una propuesta alternativa al proceso actual de flotación.

## 1.2. Problema de investigación

Hoy la planta de flotación no cuenta con información respecto a la influencia del tamaño de partícula, porcentaje en sólidos y mineralogía en la relación a los resultados obtenidos como recuperación en la planta, los costos asociados que involucra una variable ó la sinergia entre ellas, por este motivo se pueden identificar los siguientes problemas:

- La alimentación a la planta de flotación, contiene un alto contenido de partículas finas, 98% bajo 200 # Tyler y ultra finos, 86% bajo 400 # Tyler, y con la utilización de máquinas de flotación agitadas mecánicamente, flotación convencional, provoca obtener bajas recuperaciones de cobre.
- La alimentación a planta de flotación según estudio de compósitos, genera variaciones de alta y baja recuperación de acuerdo al porcentaje de solubilidad del mineral, influenciado directamente en el costo operativo, ya que minerales como brochantita y crisocola asociados principalmente al compósito 6, son óxidos de baja sulfidización.
- El actual modelo de recuperación de la planta de flotación, no posee asociada la variable de la especie mineralógica, por lo cual la incertidumbre en el resultado final de recuperación es muy elevada y la proyección de los finos de cobre puede generar grandes diferencias entre lo real y presupuestado, generando dudas en como planificar las producciones futuras y a partir de ellas los proyectos o mejoras asociadas.
- Entre las terrazas y tranque de relaves se encuentran hoy 9,5 millones de toneladas y se estiman depositar en ellas 11,5 millones más, las cuales son un potencial de finos de cobre por su alto contenido de cobre producto de la baja recuperación de la planta de flotación, sin un proceso estudiado o por evaluar para complementar el proceso y maximizar los finos de cobre recuperados.

### **1.3.Objetivos**

#### **1.3.1. Objetivo general**

Optimizar el actual proceso convencional de flotación en Barrick Zaldívar, y proponer alternativas de tratamiento para el material particulado de granulometría fina, a fin de añadir valor a la empresa a corto plazo.

#### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Recopilar información sobre el actual funcionamiento metalúrgico de la planta.
- Identificar las condiciones actuales de funcionamiento de la planta.
- Realizar pruebas metalúrgicas de acuerdo a la línea base, que contemplen las principales variables a evaluar, de acuerdo a la mineralogía.
- Implementar y monitorear parámetros entregados a partir de los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas.
- Realizar un seguimiento de costo a la planta de flotación e identificar puntos de mejoras.
- Modificar el actual modelo de flotación, que permita proyectar los finos de cobre, con un porcentaje mayor al 90% de certeza.
- Entregar una propuesta alternativa complementaria o excluyente al actual proceso de flotación.

## CAPÍTULO II: ANTECEDENTES

### 2.1 Descripción de la planta de flotación

#### 2.1.1 Configuración del circuito

La planta consta de equipos Outotec (Outokumpu), los cuales se componen de siete celdas OK – 100 TC de capacidad volumétrica de 115 m<sup>3</sup> y seis celdas OK – 50 TC de 50 m<sup>3</sup>. Estas celdas, son mecánicas y por medio de rebalse de espuma obtienen el concentrado de cobre, y se genera un relave que puede ser enviado a una siguiente etapa o como relave fino que va a disposición final en un tranque de relave. La configuración de esta planta consta de 7 celdas primarias (OK -100 TC), 2 celdas de re limpieza, 2 celdas de limpieza, y 2 celdas de agotamiento, (todas estas celdas son OK -50 TC). Cabe señalar que esta planta de flotación no cuenta con un acondicionamiento previo al proceso. La capacidad de la planta soporta 3.400 t/día de pulpa, como celdas OK -100 TC y OK 50 - TC, que tienen dimensiones de 115 y 50 m<sup>3</sup>

La forma de las celdas es cilíndrica y la tecnología de esta celda cuenta de un rotor hueco y con ranuras en sus aletas donde se dosifica el aire que proviene desde el soplador y que ingresa hacia el eje hueco con un caudal de aproximadamente 3,6 m<sup>3</sup>/min en las celdas primarias, y en las concentradoras 0,5 m<sup>3</sup>/min, también cuenta con un estator, que distribuye el aire por medio de sus ranuras, también se encuentra un estabilizador de espuma que se encuentra en la parte superior de la celda, y otras estructuras como canaletas para el vaciado de concentrado hacia las bombas de espuma, el motor y reductor para las revoluciones de ejes y/o rotor, válvulas dart (en el caso de las celdas primarias 1 hasta 6 y celdas de re limpieza, limpieza, y celda de barrido 1) y válvula pinch (en celda primaria 7 y celda de barrido 2) regulados con controladores de nivel de pulpa y flujo de aire. Se encuentran bombas de espuma para los bancos de celdas para concentrado de sulfuros (primaria 2, 3, y 4) otra bomba para concentrado de la celda primaria 5, y otra para la celda primaria 6 y 7. En el caso de las celdas concentradoras, se encuentra una bomba de espuma para el concentrado de limpieza, para la cola de la limpieza, y para el concentrado para el barrido.

El circuito actual como se muestra en la figura 1, en la planta de flotación se compone de una flotación primaria en la celda N°1, cuyo concentrado se envía por medio de gravedad hacia la celda de re limpieza N°1 y la cola se envía por gravedad hacia la celda primaria 2. El banco de celdas siguiente se compone por los concentrados de las celdas primarias 2, 3 y 4, donde esta es controlada mediante una válvula manual que distribuye el flujo hacia la bomba de espuma para sulfuros (D -1914) la cual alimenta a las celdas de limpieza y la otra para el concentrado de la celda primaria 5 a través de la bomba de espuma D - 1833, que en conjunto con la bomba de espuma 6 y 7 (D – 1815) componen el concentrado que va hacia las celdas de agotamiento. En las celdas concentradoras, el producto de la re limpieza es enviado hacia el espesador de concentrado, en el cual es alimentada por el concentrado de la celda primaria 1, por las celdas de limpieza, cuyo concentrado es enviado por medio de la bomba de espuma D – 1816, y el concentrado de las celdas de barrido que es enviado por medio de la bomba de espuma 1817. La cola (relave) del banco de limpieza (cola de la celda de limpieza 2) es enviada hacia la celda primaria N°1 y la cola del barrido es enviado hacia la cola final, o también se puede enviar hacia la bomba de piso, que esta recircula e conjunto con los rebales de las bombas de espuma hacia la celda primaria 4.

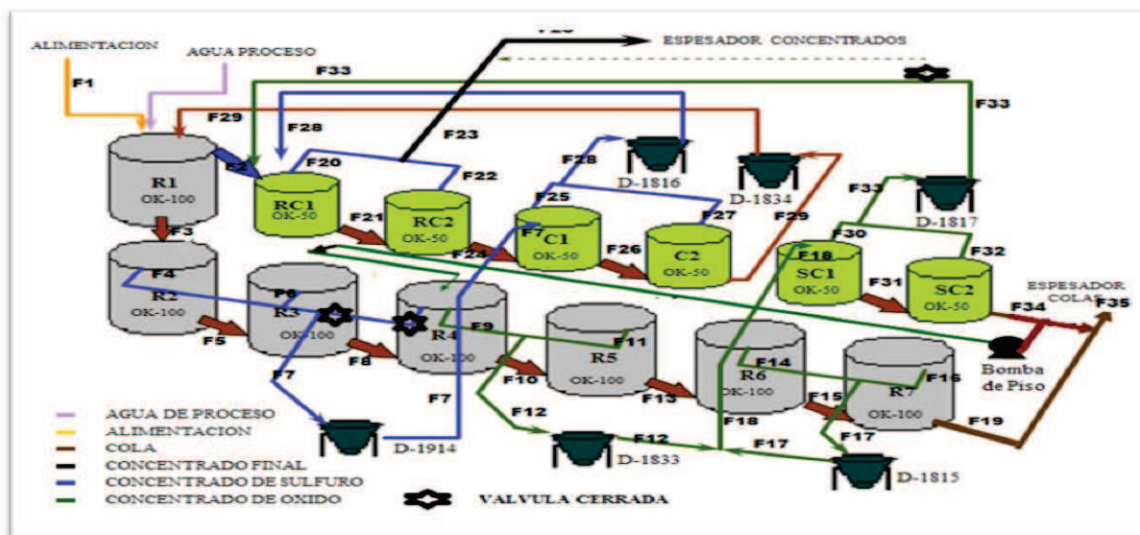


Figura : Diagrama de flujos de la planta representada por celda. (Gonzalez, 1999)

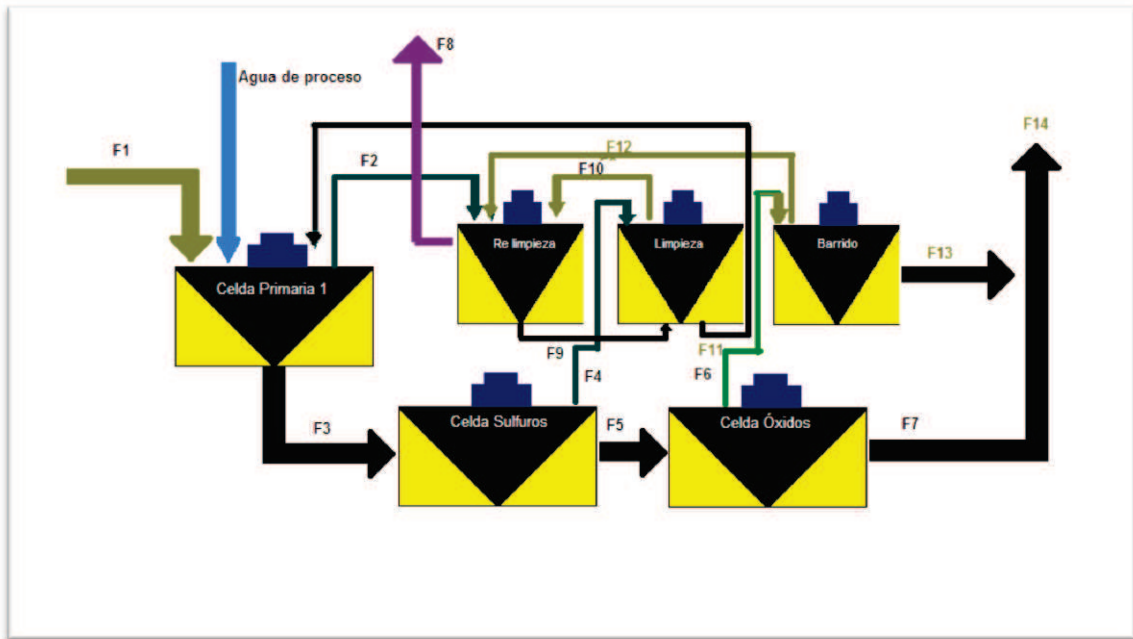


Figura : Diagrama de flujos por bancos de celda. (Gonzalez, 1999)

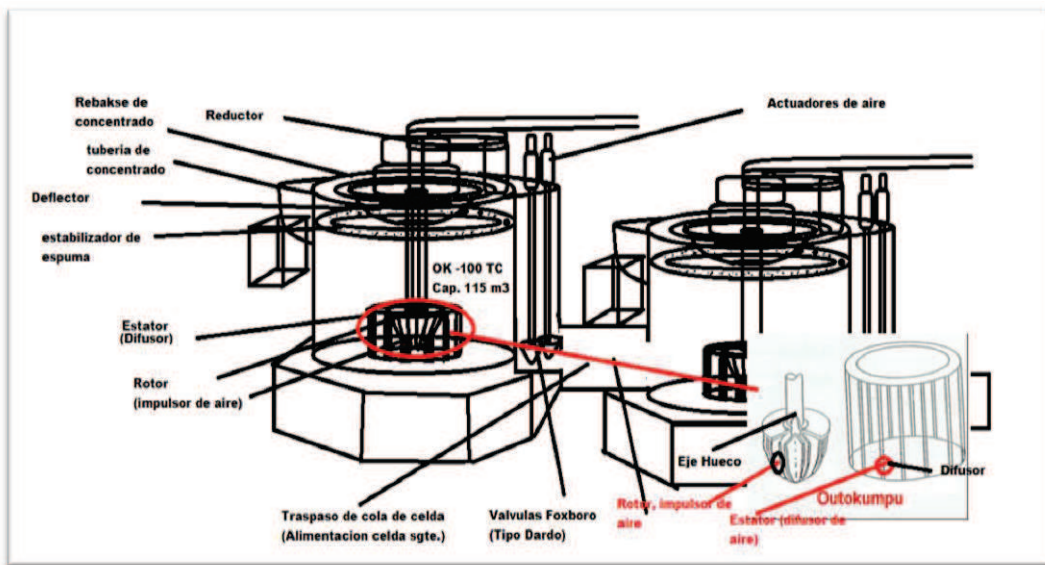


Figura : Diseño de celdas OK - 100 TC. (Gonzalez, 1999)

Tabla Dimensiones de agitadores y estatores de celdas OK -100 TC y OK - 50 TC. (Gonzalez, 1999)

<b>Agitador</b>	
<b>Radio</b>	<b>70 cm</b>
<b>Abertura interior eje hueco</b>	<b>22 cm</b>
<b>Abertura lateral (ranuras)</b>	<b>5 cm</b>
<b>Abertura inferior</b>	<b>32,5 cm</b>
<b>Estator</b>	
<b>Abertura exterior</b>	<b>24 cm</b>
<b>Espesor</b>	<b>6</b>
<b>Interior largo diámetro</b>	<b>26 cm</b>
<b>Abertura interior</b>	<b>16 cm</b>
<b>Diámetro de estator</b>	<b>138 cm</b>

La velocidad de agitación es de 86 rpm para celdas primarias y para las concentradoras es 116 rpm. (Gonzalez, 1999)

### 2.1.2 Reactivos usados en la planta

Los reactivos utilizados en la planta, son espumantes, colectores, modificadores de pH y activantes, las características de estos reactivos son las siguientes.

- **Colector:** es un reactivo químico orgánico del tipo surfactante, que tiene la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofóbico. (Páez, 2004, pág. 5). En los colectores actualmente usados se encuentran los tio-compuestos que actúan como colectores para los sulfuros metálicos y los compuestos no tio que actúan como colectores y espumantes, utilizados en su mayoría para los óxidos metálicos. (Páez, 2004, pág. 5) Los tio-compuestos el grupo polar contienen átomos de azufre no ligados al oxígeno, donde principalmente se encuentran los Xantatos, que en la mayoría

de las plantas concentradoras se utilizan para la flotación de sulfuros. En la planta de flotación de Minera Zaldívar se ocupa el Amil Xantato de Potasio.

- Espumantes: Es un reactivo químico orgánico del tipo surfactante, que se adiciona a la pulpa con el objetivo de estabilizar la espuma, disminuir la tensión superficial del agua, mejorar la cinética de interacción burbuja-partícula, disminuir el fenómeno de unión de dos o más burbujas (coalescencia) en la cual se encuentra el mineral de interés (Páez, 2004, pág. 5). Los espumantes utilizados en la planta son los reactivos Metil Isobutil Carbinol (MIBC) y el 9837P
- Modificadores: Sirven para la regulación de las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentan su selectividad. (Araya, 1972) Dentro de los modificadores están:
  - Los Modificadores de pH: Ácidos o bases inorgánicas que mediante un mecanismo iónico influyen en el potencial electrocinético y la película hidratada de los minerales (Araya, 1972)
  - Activantes: Favorecen la formación de superficies hidrofóbicas. (Araya, 1972)
  - Depresantes: Favorecen la hidratación de los minerales (Araya, 1972)

Los modificadores usados actualmente en la planta son cal viva ( $\text{Ca(OH)}_2$ ) como modificador de pH y Sulfhidrato de Sodio ( $\text{NaHS}$ ) como activante de la flotación de minerales oxidados de cobre.

El pH de trabajo es variable, muchas veces no alcanza los 10 (pH sugerido de trabajo en la planta), complementando esta información en pruebas a pH 10 el ion  $\text{HS}^-$  presenta mayor estabilidad, además de controlar el pH, se debe controlar el potencial de pulpa ya que experiencias empíricas desarrolladas han demostrado que la flotación se realiza solamente dentro de ciertos límites del potencial eléctrico. Estos límites pueden ser amplios o estrechos y ligeramente diferentes para cada mineral. Se usa el sulfhidrato de sodio ( $\text{NaHS}$ ) como un agente para activar las especies alteradas en la flotación de

sulfuros de cobre. Existen antecedentes técnicos en la industria de que las condiciones, dosis de adición y los puntos de adición óptimos del sulfhidrato de sodio varían según la especie mineralógica, la roca madre, las alteraciones y la mineralización del mineral a procesar. Las investigaciones en los últimos años, se han centrado en el estudio de los mecanismos de flotación de sulfuros de cobre, pero no en su activación cuando estos presentan alteraciones superficiales. Se busca mejorar la recuperación de las especies alteradas de cobre para minerales pórfidos y andesitas. (Conejeros, Bosse, & Rivas, pág.1)

## **2.2 Parámetros de la planta**

Los parámetros adicionales de importancia para el proceso de flotación son por ejemplo, el porcentaje de sólidos en la celda, el tiempo de residencia de la pulpa en las celdas primarias, la configuración de la planta, la velocidad angular del rotor, la dosificación de reactivos, y la granulometría, esta última es una constante que afecta notoriamente a la eficiencia del proceso.

El porcentaje de sólidos en la celda es de 15% con un tiempo de residencia en las celdas primarias, en cada una el tiempo de residencia de la planta es de 5,56 min, y en todas las celdas primarias (de la 1 hasta la 7) es de 38,9 minutos, la dosificación de reactivos estandarizada es la siguiente.

Amil Xantato de Sodio (SF-113) (PAX): 30 - 40 g/t

MIBC: 60 -80 g/t

NaHS: 300 – 750 g/t aproximadamente y según turnos

Los reactivos son dosificados en las celdas primarias 1, 2, y 4, a excepción de los agentes modificadores como la cal que se aplica actualmente en la celda primaria 1, y NaHS en la 1, 2, 3, 4, 5, 6, y 7, y espumante (MIBC o 9837 – P) también para las celdas concentradoras. Con respecto a este último reactivo el turno A trabaja dosificando aproximadamente 300 g/t en las celdas 4,5,6,7, y el turno de B, dosifican en todas las

celdas primarias, con una dosificación aproximada de 750 g/t. La dosificación de los reactivos colector y espumante dosifican por medio de tolvin y el NaHS, en la primaria 1, se dosifica directamente, en la primaria 2 se dosifica en el tolvin hacia dicha celda, el resto de las celdas se dosifica en las válvulas Dart en la celda anterior, es decir, la dosificación de la celda primaria 3 se efectúa en la salida de la cola de la primaria 2, y sucesivamente hasta la celda primaria 7. (ver figura 4)

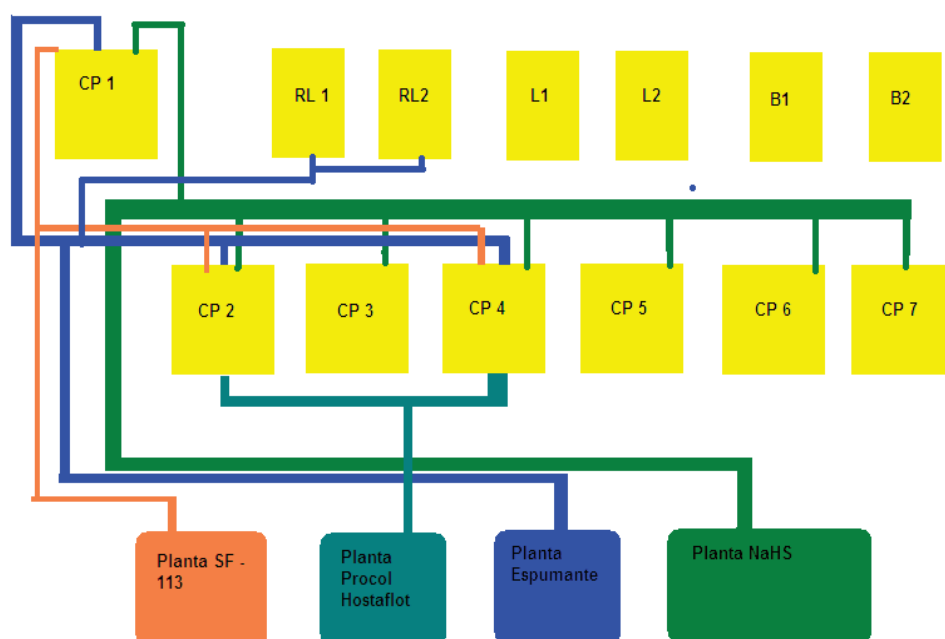


Figura : Diagrama de distribución de reactivos en la planta

Con respecto a la granulometría, la alimentación de la planta proviene desde el rebose (overflow) de los hidrociclones primarios de chancado terciario, que primeramente se almacena en el espesador de finos de la planta, hasta alimentar las celdas de flotación.

La planta de flotación de CMZ a partir del año 2012, tuvo una mayor proporción de compuesto 6 en el cual ha afectado notoriamente en la recuperación metalúrgica de la planta, logrando así una mayor proporción de óxidos en la alimentación, queda

demostrado a través de este gráfico (ver figura 5) de recuperaciones versus proporción de compuesto 6, 5 y 9 del año 2012 y 2013.

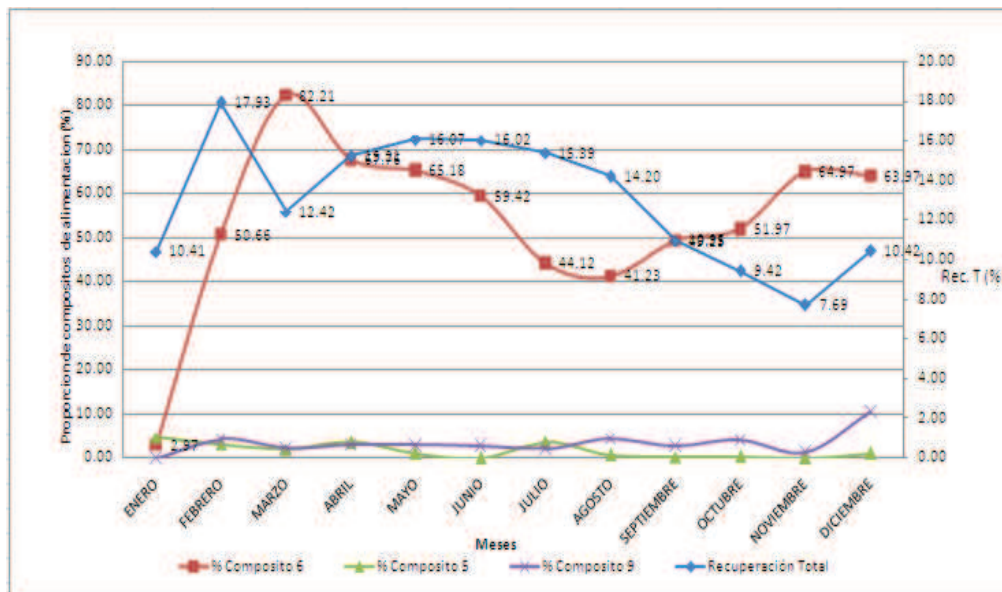


Figura . Gráfico de recuperación total mensual y las proporciones mensuales de los compósitos 5, 6 y 9 del año 2012

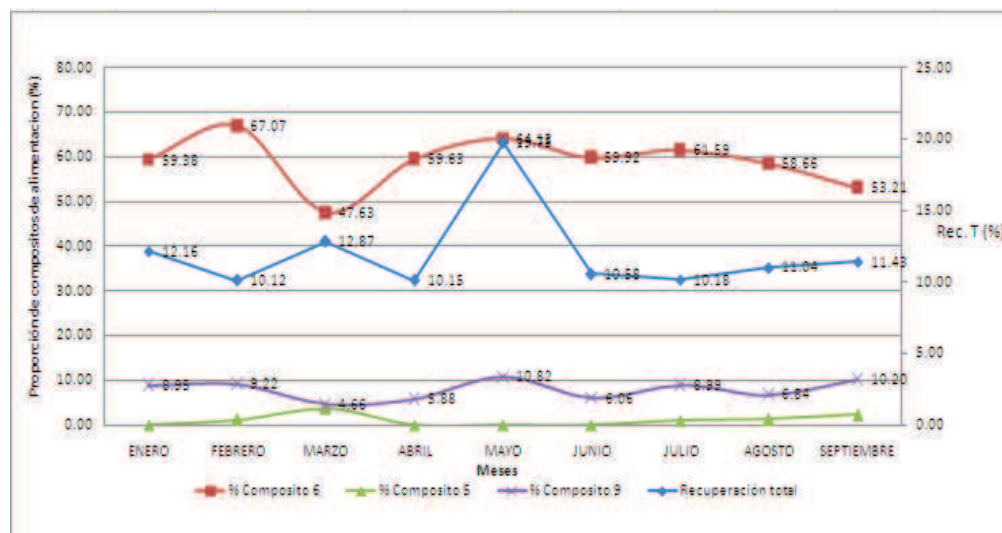


Figura . Gráfico de recuperación total mensual y proporciones mensuales de los compósitos 5, 6 y 9 del año 2013

Según antecedentes del Departamento de Geología este compósito 6 tiene en su mineralogía mayores proporciones de óxido como por ejemplo la brochantita con un porcentaje de un 43% y de crisocola un 47%, a diferencia de la proporción de calcosina de un 4%, y el compósito 5 contiene un 73% de brochantita (ver figura 6). Como mencionábamos en el subcapítulo anterior, la brochantita es un mineral difícilmente flotable y la crisocola no tiene una flotación selectiva. La ventaja de la crisocola es que es sulfidizable con NaHS pero la efectividad de la sulfidización es baja con respecto a los carbonatos de cobre.

Cuando se utiliza NaHS para sulfidizar los minerales mencionados anteriormente, hay un mayor consumo, que en consecuencia los operadores dosifican en todas las celdas primarias, con una dosificación aproximada de 750 g/t, la desventaja de tener altas dosificaciones es que se puede depresar el sulfuro proveniente de la alimentación, que vienen otros compósitos con una tasa de sulfuros y carbonatos altos.

Para aquello se debe privilegiar en primer lugar a los sulfuros desde un banco de celdas elegido. Por ejemplo, en la planta de flotación las celdas primarias 1,2 y 3 se privilegia la flotación de los sulfuros, y en las 4, 5, 6 y 7 se privilegia la flotación de los óxidos debido a la proporción recurrente de mayores tasas de óxidos versus los sulfuros. Recurrentemente, cuando se utiliza este sistema de flotación, la dosificación de NaHS es de aproximadamente 300 g/t, donde se ve un aumento de la recuperación con respecto a dosificar otras celdas.

## **CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO**

En este capítulo se presentan los principales efectos que afectan la recuperación de una planta concentradora, La planta de flotación de Barrick Zaldívar, en su proceso operativo, posee variables de alimentación que no son convencionales, ya que la estrategia del proceso está asociada a la lixiviación de óxidos y mixtos en sus pilas de lixiviación.

En primer lugar, comenzaremos con observar información sobre el proceso de flotación, para no generar pérdidas de oportunidad y no derivar la solución a temas más complejos y fuera de la línea de investigación.

Además buscaremos información, para evaluar un proceso complementario al actual, el cual puede ser una lixiviación por agitación y lograr recuperar gran parte del fino enviado a relaves, por las características de mineral asociada al proceso, en el cual prevalece en la historia de esta planta, desde el año 1995 a la fecha, alimentación de minerales de óxidos.

### **3.1 Variables de mayor incidencia en la flotación de minerales.**

Para iniciar este capítulo, comenzaremos con enumerar las principales variables que pueden incidir en este proceso, y su descripción, ya que generalmente las desviaciones de estabilidad operacional ó recuperación, pueden estar insertas en alguna de estas.

#### **3.1.1 Granulometría de la mena.**

Existe un tamaño de partícula que presenta una mayor recuperación metalúrgica, observándose en general, una disminución de ésta para tamaños más gruesos y más finos de la mena. La recuperación disminuye para tamaños pequeños, lo cual se relaciona con la dificultad de adhesión partícula-burbuja, debido a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir un agregado partícula/burbuja estable. Por otra parte,

las partículas pequeñas son arrastradas más fácilmente a la espuma, ya que el drenaje a la pulpa se favorece con el incremento de la velocidad de sedimentación.

Es importante destacar que, en la etapa de flotación primaria (etapa primaria) la flotación se realiza con una granulometría de mena en la cual no es necesaria la liberación de la partícula, sin embargo, en la etapa de limpieza donde es necesaria la selectividad de las partículas útiles, es fundamental realizar una remolienda del concentrado de la etapa primaria para la liberación de las especies útiles de la mena.

De esta manera, el tamaño de partícula es la variable sobre la cual debe ponerse mayor énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final, así como, por la alta incidencia que tiene en los costos de operación del proceso global de concentración.

### **3.1.2 Tipo y dosificación de los reactivos de flotación.**

La función del colector es hacer hidrofóbica la superficie del mineral deseado, por lo cual, es el reactivo químico más importante utilizado en la flotación. La amplia experiencia existente en la flotación de minerales permite usar con eficiencia determinados tipos de colectores dependiendo de los tipos de minerales y asociaciones mineralógicas presentes.

Por otro lado, la elección de un espumante determina las características de la espuma, que contribuye a la selectividad de la operación. La altura de la espuma y el flujo de aire a la celda afectan el tiempo de retención de las partículas en la espuma. La estabilidad de la espuma depende principalmente de la dosificación del espumante.

Se debe tener en cuenta, que los reactivos de flotación requieren de un cierto tiempo de acondicionamiento para estar en contacto con la pulpa y de esa forma poder actuar en forma eficiente sobre las especies útiles de la mena. Así, la etapa de acondicionamiento adquiere mucha importancia, ya que algunos reactivos se deben adicionar en la etapa de molienda para tener mayor contacto con la mena, mientras que

otros, se adicionan directamente al cajón de descarga de los molinos de bolas o al acondicionador.

### **3.1.3 Densidad de pulpa o porcentaje de sólidos**

La densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos en la flotación de minerales viene determinada desde la etapa de molienda/clasificación. Es raro que la pulpa se ajuste en su porcentaje de sólidos antes de entrar a la etapa de flotación, sin embargo, es un factor importante, ya que la flotación de los minerales ocurre en forma eficiente cuando la pulpa presenta un valor adecuado de porcentaje de sólidos.

La densidad de pulpa afecta el tiempo de residencia del mineral en las etapas de flotación, y de esta forma en la capacidad del circuito. En general, la etapa de flotación primaria de las plantas concentradoras de cobre opera con un porcentaje de sólidos comprendido entre 30% y 45%, mientras que, las etapas de limpieza (limpieza y re-limpieza) trabajan con un porcentaje de sólidos menor.

### **3.1.4 Tiempo de residencia**

El tiempo de flotación depende de las características del material que se va a flotar y de la conjugación de todos los demás factores que inciden en el proceso. Para la optimización de los circuitos de flotación el tiempo óptimo de cada etapa se determina aplicando los criterios de Agar1980, a través de pruebas cinéticas de flotación.

### **3.1.5 El pH**

El pH es la variable de control más utilizada en el proceso de flotación, ya que resulta fundamental en la recuperación y selectividad, así como también, en la depresión de minerales. El proceso de flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Los reactivos de flotación, principalmente los colectores, operan mejor en ciertos rangos de pH. La regulación del pH en la flotación de cobre se realiza con cal. Este reactivo es importante, ya que, además de actuar como

modificador de pH, es un depresor de pirita en la flotación selectiva de minerales de cobre en la etapa de limpieza.

### **3.1.6 Aireación y acondicionamiento de la pulpa**

El acondicionamiento es una etapa clave ya que proporciona el tiempo necesario para que actúen en forma eficiente los reactivos de flotación. Algunos colectores y modificadores presentan cinética de adsorción en los minerales bastante lenta por lo cual deben incorporarse al molino de bolas, mientras que otros reactivos se incorporan directamente al estanque acondicionador de la pulpa.

La aireación de la pulpa en la celda es una variable importante que normalmente es controlada por el operador de la planta, la cual permite la aceleración o retardación de la flotación en beneficio de la recuperación metalúrgica o de la ley del elemento útil.

### **3.1.7 Calidad del agua**

Dada la gran cantidad de interacciones que se producen entre las variables del proceso, las cuales acondicionan el ambiente físico-químico de la flotación, un aspecto interesante de analizar es la calidad del agua que se utiliza en el proceso. Es común en las plantas concentradoras, que parte importante del agua utilizada sea agua de proceso, recuperada desde las etapas de separación sólido/líquido (espesadores, filtros, etc.), la cual contiene reactivos químicos residuales. Esta utilización de agua de proceso produce un ahorro en el consumo de agua y en el consumo de espumante, pero se puede producir un aumento de algunos iones en solución cuyo efecto en la flotación de los minerales debe ser evaluado, a fin de evitar que éstos superen los niveles críticos para la flotación.

## **3.2 Flotación de minerales mixtos de cobre**

Una flotación de minerales de minerales mixtos de cobre implica que en proporción desde la alimentación hay un porcentaje de minerales sulfurados de cobre y minerales oxidados de cobre. En un proceso de flotación tradicional para minerales sulfurados de cobre obtiene recuperaciones más bajas debido a la proporción de óxidos que por lo cual

no hidrofobiza con los colectores tradicionales de flotación para minerales sulfurados tio-compuestos; especialmente Xantatos.

La solución a este problema es aplicar un agente que pueda activar la superficie oxidada de los sulfuros y también flotar los óxidos, para aumentar la recuperación metalúrgica. Hoy en día se usan compuestos sulfidizante como el Sulfhidrato de Sodio que en la superficie oxidada crea una película de covelina (CuS), y en consecuencia los colectores tradicionales responden bien a la hidrofobización de estos minerales o la adición de colectores quelantes al proceso.

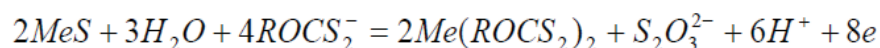
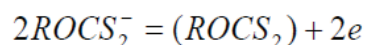
### **3.2.1 Flotación de minerales sulfurados de cobre**

La teoría química de la oxidación superficial en medio acuoso alcalino, la mayoría de los minerales sulfurados sufren una oxidación superficial. La oxidación con un Xantato ocurriría por mediación de esta capa oxidada operando un mecanismo de intercambio iónico. Otra teoría es la de los semiconductores donde presenta una diferencia fundamental con la anterior, puesto que, la hidrofobización se atribuye a una formación de una especie oxidada de colector, un disulfuro orgánico como dixantogeno, el que se formaría directamente en la superficie del mineral. El rol del oxígeno, que es fuerte receptor de electrones, se interpreta en el sentido que su adsorción tomaría electrones libres de las capas superficiales del retículo cristalino del sulfuro semiconductor, de tal forma que el semiconductor del tipo  $-n$  pasaría a semiconductor del tipo  $p$ . (Paez, 2004, pág. 26-29)

Cuando las bandas de conducción de un sulfuro semiconductor son electrones en exceso, se habla de semiconductores tipo  $-n$  (negativos), mientras que, cuando las bandas están representadas por los huecos, se tienen semiconductores del tipo  $-p$  (positivos). Así, la adsorción de las especies anionicas como Xantato, estaría favorecida sobre una especie semiconductor tipo  $-p$ . en la oxidación de Xantato a dixantogeno se produciría por el paso de un electrón a la red cristalina, debido a la presencia de huecos (ausencia de electrones libres). El Dixantogeno, por molécula neutra, permanecería co-

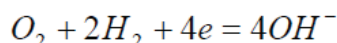
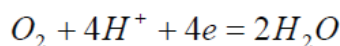
absorbido físicamente en la película del colector, confiriéndole a la superficie una fuerte hidrofobización. (Paez, 2004, pág. 26-29)

La teoría electroquímica explica que el mecanismo más común de la interacción del Xantato y sulfuros es de naturaleza electroquímica. Como se muestra en la ecuación 1, Iones Xantatos son oxidados a dixantogeno o Xantato del metal, de acuerdo con una de las siguientes reacciones:



Ecuación : Reacción electroquímica del Xantato en interacción del mineral

Independientemente de la trayectoria de oxidación del Xantato, este proceso anódico precisa ser balanceado por una reacción catódica. Uno de los papeles importantes del oxígeno en sistemas Xantato/mineral sulfurado es entregar la reacción catódica. En la ecuación 2, el producto real de la reducción de oxígeno en ambiente acuoso puede ser  $H_2O - OH^-$ , de acuerdo con una de las reacciones:



Ecuación . Reacción de reducción en la reducción del Xantato

La primera de estas reacciones es más apropiada para describir el proceso en medio ácido (bajo acción catalítica de la superficie mineral). La segunda reacción es más realista en medio alcalino. (Paez, 2004, pág. 26-29)

El mecanismo electroquímico es coherente con varias evidencias experimentales, tales como, la presencia de Xantato de metal o dixantógeno, la adsorción no uniforme del colector en la superficie (debido a la diferencia de potencial entre varios puntos) y la necesidad de oxígeno para la flotación de sulfuros. (Paez, 2004, pág. 26-29)

Los sulfuros de cobre se dividen en tres tipos: a) sulfuros puros (calcosina y covelina); b) sulfuros de cobre y hierro (calcopirita y bornita); y c) sulfuros complejos (enargita, estanita y tetrahedrita). Es común la presencia de trazas de cobre nativo, siendo poco común su ocurrencia en cantidades significativas. Los sulfuros de cobre asociados a pirita y pirrotita son los de más difícil flotación, ya que el uso excesivo de depresor para los sulfuros de hierro puede llevar a la depresión de los sulfuros de cobre. (Paez, 2004, pág. 26-29)

### **3.2.2 Flotación de minerales oxidados de cobre**

En el caso de los oxi-minerales, la comprensión de los aspectos más fundamentales de los mecanismos operantes durante el proceso de la flotación se encuentra aún en una etapa menos avanzada que en el caso de los sulfuros y sus similares. Una de las razones que explican lo señalado anteriormente es que los oxi-minerales constituyen un universo mucho más amplio y diverso que el de los sulfuros. Las diferencias de composición química, estructura cristaloquímica y solubilidad en agua, están entre los aspectos con mayor grado de diversidad que presentan los minerales oxidados. También la gran variedad de colectores aniónicos y catiónicos, usados en la flotación de estos minerales, con grandes diferencias de propiedades químicas, presentan complejidades mucho mayor que los tio-compuestos usados para los minerales sulfurados; los tio-compuestos son una clase de compuestos bastante más uniformes e químicamente más simples que los colectores empleados en la flotación de los oxi-minerales. En relación a los mecanismos de flotación de los oxi-minerales, a pesar de los significativos progresos obtenidos, el panorama general aún no es claro. En general, se conocen mejor casos específicos de clases de colectores con grupos o minerales aislados. (Paez, 2004, pág. 26-29)

Entre los minerales oxidados de cobre se encuentran la malaquita, azurita, crisocola, cuprita, brochantita, atacamita, calcantita, tenorita y otros. Los carbonatos de cobre flotan fácilmente con colectores sulfhídricos, después de una sulfidización preliminar, que para la azurita tiene que ser más prolongada que para la malaquita sin

sulfidización. También pueden flotar con colectores sulfhídricos, pero el consumo de estos es muy alto. Por eso este tipo de flotación directa no se usa. (Araya, 1972)

Los carbonatos de cobre también pueden flotar con ácidos grasos tales como el oleico, palmítico, y esteárico con sus jabones. La desventaja es que en medio alcalino la selectividad es baja debido a la flotabilidad de la calcita y dolomita. (Araya, 1972)

La cuprita ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ) que es prácticamente cobre puro (89% Cu), flotan bien con colectores sulfhídricos sin una sulfidización previa. La tenorita, la brochantita son de baja flotabilidad. Los silicatos de cobre, la crisocola y la dioptasa no se han podido flotar aun selectivamente en forma eficiente, beneficiándose por tanto por los métodos de hidro y piro metalúrgico. (Araya, 1972)

Finalmente hay un porcentaje de minerales oxidados como la atacamita que presenta una solubilidad baja en agua, y es posible recuperarla en forma efectiva por flotación según experiencia de Mantos Blancos, al igual que la crisocola y la chalcantita, en cuya flotación no solo se producen pérdidas por disolución en los circuitos, sino también contaminan los iones cúpricos en la pulpa y causan el aumento del consumo en el consumo de reactivos. (Araya, 1972)

Para la flotación de óxidos está el grupo de colectores hidroxamatos, que son denominados en el grupo de colectores quelantes y dentro de ellos se encuentra el hidroxamato octílico de potasio que se ha demostrado que a escala de laboratorio que es un colector efectivo para la flotación de la crisocola, malaquita, pirolusita, hematita, rodonita, óxidos de cobre/cobalto, y minerales oxidados de plomo y zinc. Recientemente, estudios hechos en la crisocola, cobre metálico, calcosina, indican que el hidroxamato octílico de potasio es un efectivo colector para estos minerales. (Paez, 2004,)

### **3.2.3 Sulfidización**

El objetivo de la sulfidización es forzar la naturaleza de las especies valiosas que no responden a los tratamientos convencionales, a modificarse a fin de lograr su

aplicación. Se aplica para especies oxidadas de minerales para modificar su respuesta y lograr recuperarlas mediante los circuitos convencionales de flotación. (Tapia, 2009)

La sulfidización, es una técnica (Paez, 2004), que permite tratar con mayor efectividad los minerales de cobre oxidados, a través de una flotación convencional, esta consiste en generar una capa o película sobre la partícula de cobre oxidado mediante la aplicación de un reactivo sulfidizante, tales como el sulfhidrato de sodio (NaHS), sulfuro de sodio o sulfuro de amoníaco. (Tapia, 2009) Superficialmente el agente sulfidizante crea una película de CuS (covelina) con la reacción con el óxido de cobre, y en consecuencia reacciona bien con reactivos de flotación convencional.

Para una buena sulfidización la agitación no debe ser excesiva, puesto que la película de cobre sulfuro en la partícula del óxido es delicado, y en esta condición se rompe fácilmente por fricción mecánica, y una deficiente agitación afectará la cinética de flotación. Una excesiva dosificación provocará que el sulfuro creado se oxide hacia tiosulfato, sulfito, de esta manera destruyen la activación depresando las partículas que fueron activadas. La dosificación del sulfidizante tiene un punto óptimo, por lo cual debe ser controlado potenciométricamente a un punto determinado, La cantidad de aire en la pulpa (la presencia de oxígeno) provocan la oxidación del agente sulfidizante provocando la transformación de iones sulfito, tiosulfato y otros y las partículas activadas se depresan. El acondicionamiento también es importante, puesto que la cinética de sulfidización es breve y la sulfidización se provoca en una primera etapa y posteriormente la oxidación del agente. (Tapia, 2009)

### **3.3 Flotación de partículas finas y superfinas.**

#### **3.3.1 Problemática de la planta.**

Actualmente la planta trabaja a una granulometría de 99% bajo la malla 200 Tyler (75  $\mu\text{m}$ ) donde se considera un 55 % menos 20  $\mu\text{m}$ . La celda OK 100 TC, donde recurrentemente, estas celdas crean burbujas en el rango de 1 a 3 mm. A un mineral muy fino y a una burbuja alrededor de ese tamaño, no logran compenetrarse por las fuerzas superficiales de la partícula-burbuja donde se genera un desplazamiento de la partícula

pequeña y un menor ángulo de contacto para que puedan unirse y llegar a la superficie (ver figura 7)

Los principales problemas de las partículas finas y superfinas

- Pequeña masa: baja probabilidad de colisión de las partículas, arrastre de partículas en el concentrado
- Alta área superficial: alto consumo de reactivos, alta solubilidad del agua, alta viscosidad de la pulpa, rigidez de la espuma, problemas por el recubrimiento de lamas.
- Alta energía superficial: adsorción no específica de reactivos, aumento de la hidratación y solubilidad en agua, rápida reacción superficial. (Paez, 2004,).

### Efecto del $D_p$ en la flotación

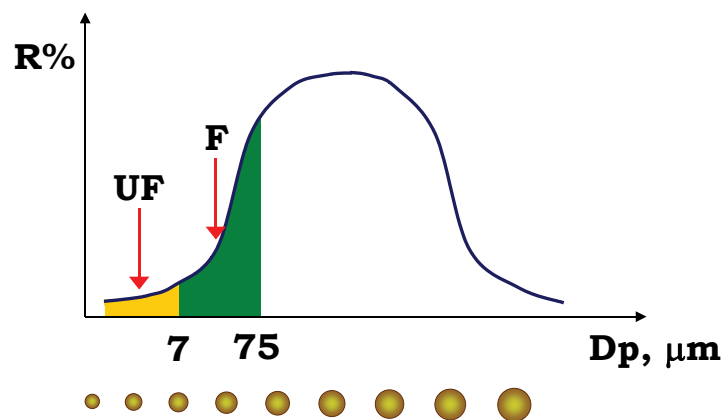


Figura : Gráfico demostrativo de la influencia del diámetro de la partícula con respecto a la recuperación metalúrgica.

Para que haya una mayor probabilidad de colisión entre partícula fina y/o superfina y una macro burbuja se debe disminuir la burbuja hasta una que sea capaz de colisionar con la partícula fina y/o superfina, sin embargo, no se ha probado aún, una

tecnología para crear una micro burbuja dentro de la celda mecánica. Para aquello, se debe manejar los siguientes parámetros para poder disminuir la burbuja.

El diámetro medio de burbuja disminuye con el aumento de la velocidad de agitación y cuando se disminuye el flujo de aire, en consecuencia disminuye el tamaño de burbuja. Cuando variaban la velocidad de agitación. Para la mayoría de los casos es cierto que un aumento en la velocidad de agitación disminuye el tamaño medio de las burbujas. (Barona, 2006)

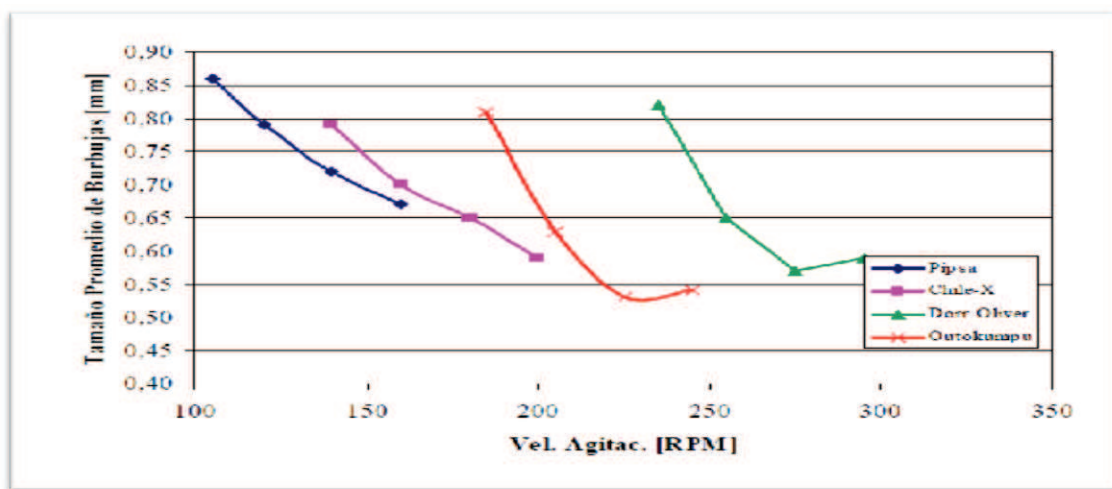


Figura . Influencia de la velocidad de agitación en el tamaño de burbuja promedio, de diferentes rotores.

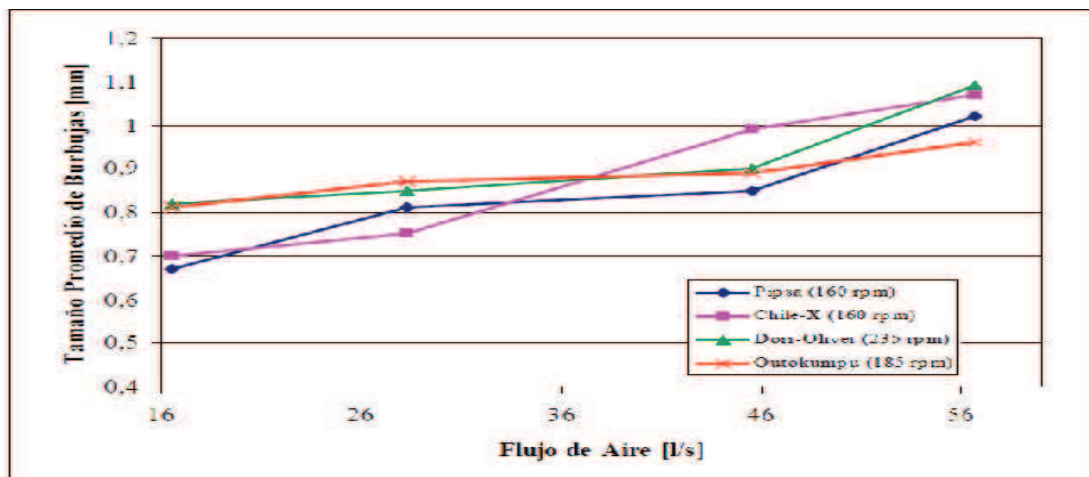


Figura . Influencia del flujo de aire en el tamaño promedio de burbujas de diferentes celdas.

Otra alternativa para poder disminuir el tamaño de burbuja es el tamaño de abertura donde emerge (Barona, 2006), para aquello, se debe establecer un difusor para micro burbujas (ver figuras 8 y 9). Cuando se habla de micro burbujas, se está alrededor de un diámetro medio entre 30 y 100 micrómetro. Tecnologías asociadas a esto es la flotación por medio de aire disuelto (DAF), cuya cantidad de aire es alrededor de 30 mg/L de aire, almacenado en un estanque presurizado a 60 psi. Se han hecho pruebas en columnas de flotación y han dado resultados positivos. (Acuña, 2013)

Otros parámetros a considerar son:

- El porcentaje de sólidos; cuando este disminuye, la densidad de pulpa también lo hace, y el tamaño de burbujas también disminuye, esto se debe a que la viscosidad disminuye, la formación del film se hace más rápido y atrapa menos aire, y en consecuencia, se forman burbujas más pequeñas (Barona, 2006)
- Al aumentar el pH de la celda, aumenta el tamaño de burbujas (Barona, 2006)
- A medida que aumentamos la dosis de espumante el tamaño de burbuja va disminuyendo gradualmente (Barona, 2006)

### 3.4 Balance de circuitos

#### 3.4.1 Matriz de proceso

Todo proceso complejo que sea puede representarse como una red de nodos unidos por corrientes de mineral. (Quiroz, 2009, pag. 17-24), en la figura 10, podemos ver una configuración convencional de flotación.

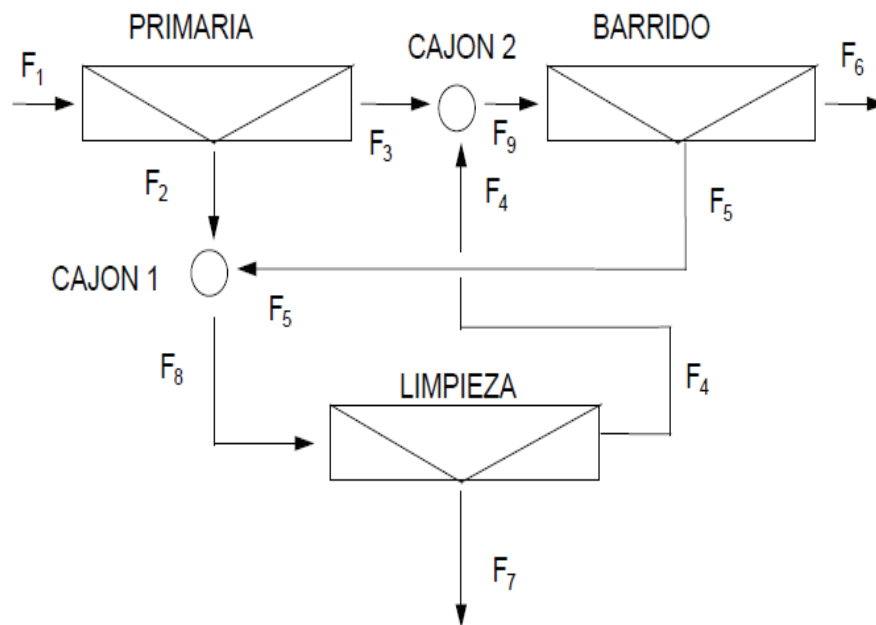


Figura . Ejemplo de un diagrama de flujos de un circuito de flotación

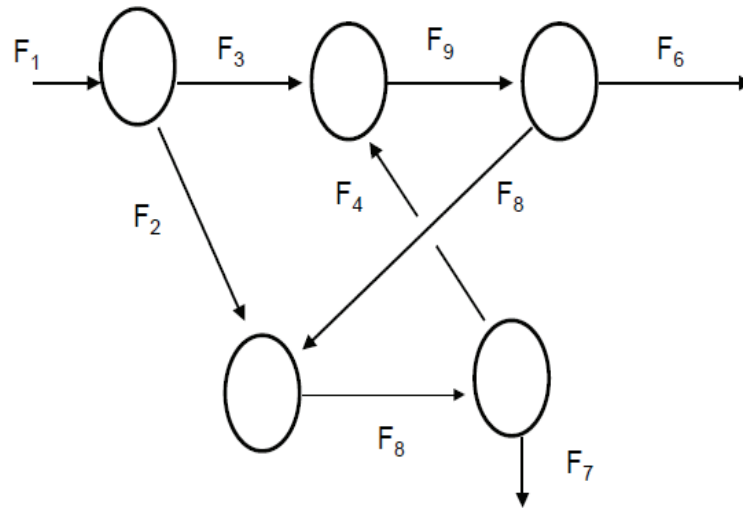


Figura . Ejemplo de representación de nodos

En la figura 11, se puede ver una red de nodos, mediante una matriz de configuración de circuito  $A$  ( $n$ ,  $S$ ). En ellas las filas representan los flujos del sistema y las columnas  $S$  las corrientes participantes. En la figura 12, se pueden ver los elementos de la matriz que pueden ser  $+1$ ,  $-1$ , o  $0$ , se ciñen en a la siguiente convención (Quiroz, 2009, pag. 17-24)

$$a_{ij} \begin{cases} +1 & \text{si el flujo entra al nodo } i \\ -1 & \text{si el flujo sale del nodo } i \\ 0 & \text{si el flujo no participa en el nodo} \end{cases}$$

Figura . Denominación de un flujo en un nodo

Para el ejemplo anterior

		FLUJOS									
		F <sub>1</sub>	F <sub>2</sub>	F <sub>3</sub>	F <sub>4</sub>	F <sub>5</sub>	F <sub>6</sub>	F <sub>7</sub>	F <sub>8</sub>	F <sub>9</sub>	NODOS
<u>A</u> =	1	-1	-1	0	0	0	0	0	0	0	PRIMARIA
	0	1	0	0	1	0	0	-1	0	0	CAJON 1
	0	0	1	1	0	0	0	0	0	-1	CAJON 2
	0	0	0	0	-1	-1	0	0	0	1	BARRIDO
	0	0	0	-1	0	0	-1	1	0	0	LIMPIEZA

Figura . Asignación de una matriz

En la figura 13, se observa la matriz que puede simplificar las ecuaciones de balance de masa total y balance de finos del circuito.

Balance de masa en cada nodo

$$\sum_1^s a_{ij} F_j = 0$$

Balance de finos.

$$\sum_1^s a_{ij} F_j f_j = 0$$

En ambos sistemas i varía de 1 a n

### 3.4.2 Planteamiento general del problema del balance.

Lo normal para un balance es que se den estas condiciones.

- Las corrientes se caracterizan por más de un componente Y

- Se muestrea un número mayor de flujos que los N flujos descritos (Quiroz, 2009, pag. 17-24)

En ambos casos en el sistema pueden plantearse más ecuaciones que incógnitas, en otras palabras, el sistema tendrá más de una solución. Además, la consideración hecha que todas las mediciones tienen igual variación no es efectiva, por lo tanto no puede asumirse igual valor para todos los factores de peso. (Quiroz, 2009, pag. 17-24)

La solución general es que en un circuito se tiene un número m de nodos conectados entre sí por s corrientes de material, el sistema queda descrito por la matriz de configuración A(n,s). Si cada una de las corrientes de material se ha caracterizado por m componentes, la función objetivo es minimizar y que permitirá lograr la cuadratura del sistema siguiente. (Quiroz, 2009, pag. 17-24)

$$F_{\text{OBJ}} = \sum_{j=1}^s \gamma_{jk} (F_{jk}^M - F_{jk}^C)^2 \quad \text{para } k = 1, m$$

Sujeta a restricciones impuesta por el balance de masa de los valores estimados para cada uno de los m componentes, en los nodos que constituyen el sistema.

$$\sum_{i=1}^n a_{ij} F_{jk}^C \quad \text{para } j \text{ entre } 1, s \text{ y } k \text{ entre } 1, m$$

### 3.4.3 Solución de acuerdo al método de Lagrange.

Una función objetivo cuadrática con restricciones del tipo lineal se resuelve mediante el método de multiplicadores de Lagrange. En la forma matricial la solución es:

$$\underline{F}_k^C = \underline{F}_k^M - \underline{W}^{-1} \underline{A}^t (\underline{A} \underline{W}^{-1} \underline{A}^t)^{-1} \underline{A} \underline{F}_k^M$$

Dónde:

$\underline{F}_k^C = (F_{1k}^C, F_{2k}^C, \dots, F_{sk}^C)^t$ , vector de finos correspondientes al componente k.

$\underline{F}_k^M = (F_{1k}^M, F_{2k}^M, \dots, F_{sk}^M)^t$ , vector de finos medidos experimentalmente correspondientes al componente k.

**A**: Configuración correspondiente al sistema.

**W**: Matriz diagonal de los factores de ponderación del componente k en cada uno de los flujos si:

$$\begin{aligned} w_{jk} &= \gamma_{jk} \quad , \quad \text{si } j = k \\ w_{jk} &= 0 \quad , \quad \text{si } j \neq k \end{aligned}$$

Los superíndices se denotan -1 y t denotan, respectivamente, a la inversa y transpuesta de la matriz.

La solución de Lagrange es fácil de programar si se han medido, o al menos se han estimado de manera confiable, los flujos máxicos asociados a cada una de las corrientes de material del sistema y si se conocen, o se pueden estimar, los factores de peso asociados a cada uno de estos componentes en cada corriente. (Quiroz, 2009, pag. 17-24)

La situación real de disponibilidad de información a llevar a cabo el balance pasa por dos realidades:

Se dispone de un conjunto macroscópico de los flujos de los sólido, de pulpa, líquidos y se conoce la concentración de pulpas, (porcentaje se sólidos o densidad), y se

tiene una caracterización de las variables físicas y/o químicas de los flujos (por ejemplo en los diferentes, distribución granulométrica, densidades, etc.)

Se conoce un número limitado de variables macroscópicas, (a veces solo el flujo de alimentación) pero se tienen caracterizado la mayor parte de las corrientes mediante sus atributos físicos o químicos.

### **3.5 Separación sólido-líquido: circuitos en contracorriente.**

La separación sólido-líquido es una parte fundamental en la mayoría de los procesos de tratamientos e hidrometalúrgicos, y de importancia especial después de procesos de lixiviación, clarificación antes de cambio iónico, extracción por solventes, precipitación donde hay que recuperar los líquidos o soluciones portantes y en aquellos otros proceso donde se precise recuperar los sólidos de la mejor forma posible, cristalización o precipitación.

Podría decirse que se emplean dos principios fundamentales de separación: el primero mediante filtración, y el segundo mediante sedimentación.

El primer procedimiento emplea filtros de vacío o y el segundo hidrociclones, tanques espesadores-clasificadores y centrífugas.

Los factores con mayor influencia en una separación sólido-líquido son:

- Concentración de sólidos: En equipos de filtración a mayor concentración mejor y más simple el proceso, y en equipos de sedimentación a menos concentraciones, mayor eficacia y simplicidad.
- Distribución granulométrica: Con granulometrías más finas se hace más fácil el proceso de separación, tanto empleando filtración o sedimentación como principios de operación. Este factor es extremadamente importante en procesos de lixiviación en los que generalmente se requieren grandes finuras para conseguir un buen efecto lixivante.

- Relación sólido/líquido y grado de saturación o concentración de solución: En general es ventajoso obtener soluciones altamente concentradas que presentan ventajas de precipitación posterior, por lo que una disminución del volumen total empleado en el proceso de separación puede representar ventajas económicas adicionales.
- Claridad de la solución enriquecida: En la mayoría de los casos se precisa obtener una solución lo más clara posible, aunque esto influya simultáneamente en la calidad del sólido y en la recuperación total de solubles.

En general y salvo contadas excepciones, el proceso de separación sólido-líquido requiere ser efectuado de modo repetitivo, es decir, en varias etapas.

### **3.5.1 Circuitos en contracorriente**

Como quiera que a mayor número de etapas se consigue mejor eficacia en el proceso, es decir, una mayor recuperación de sólidos y una mayor recuperación de líquido, se tiende a circuitos con un gran número de etapas, aunque no mayor de 10, en procesos convencionales. Esto trae como consecuencia, debido a las dilaciones precisas, previas a cada nueva etapa, que finalmente el volumen de pulpa en circulación es elevado con la repercusión consiguiente en los costos de inversión y operación.

Por este motivo se sigue el método comúnmente llamado de contracorriente, donde los líquidos se mueven en dirección contraria a los sólidos. El líquido se va enriqueciendo en solubles, coloides o ultrafinos de la última a la primera etapa y el líquido perdido con los sólidos va perdiendo concentración en sentido contrario.

La Figura 14 muestra un circuito en contracorriente con 3 etapas, mediante espesadores.

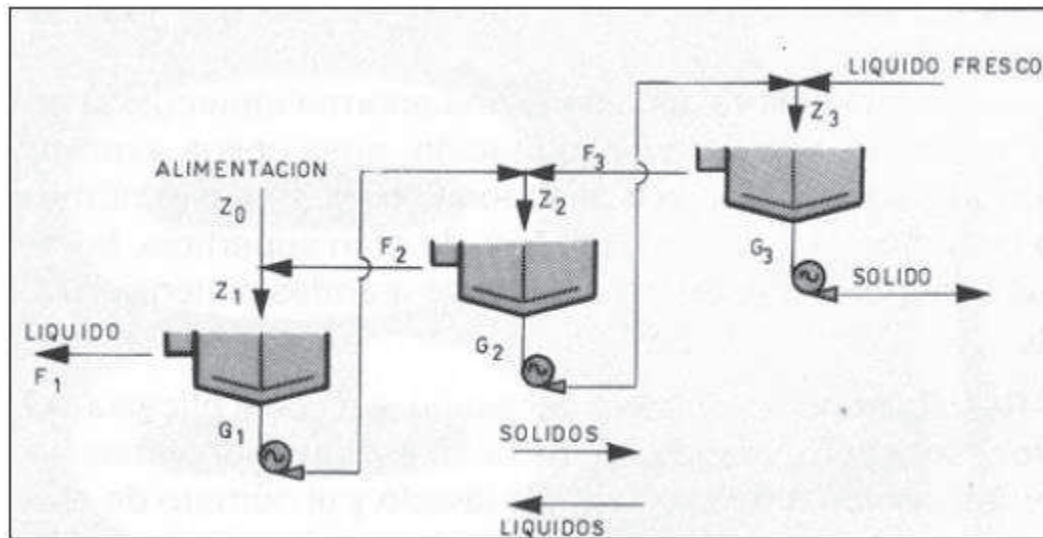


Figura . Circuito en contracorriente con 3 etapas, mediante espesadores

Cuando el proceso es realizado con equipos de filtrado, y dado que con filtros puede obtenerse un líquido relativamente claro y de calidad, a menudo los líquidos son retirados en cada etapa. La Figura 15 refleja un circuito en 2 etapas mediante filtros de banda, que igualmente podría aplicarse a filtros de vacío o de presión.

Los filtros de banda permiten grandes superficies de filtrado (hasta  $110 \text{ m}^2$  por filtro), y pueden ser empleados para realizar, con un solo equipo, un circuito en varias etapas (generalmente no más de 5). La Figura 16 muestra una solución de este tipo.

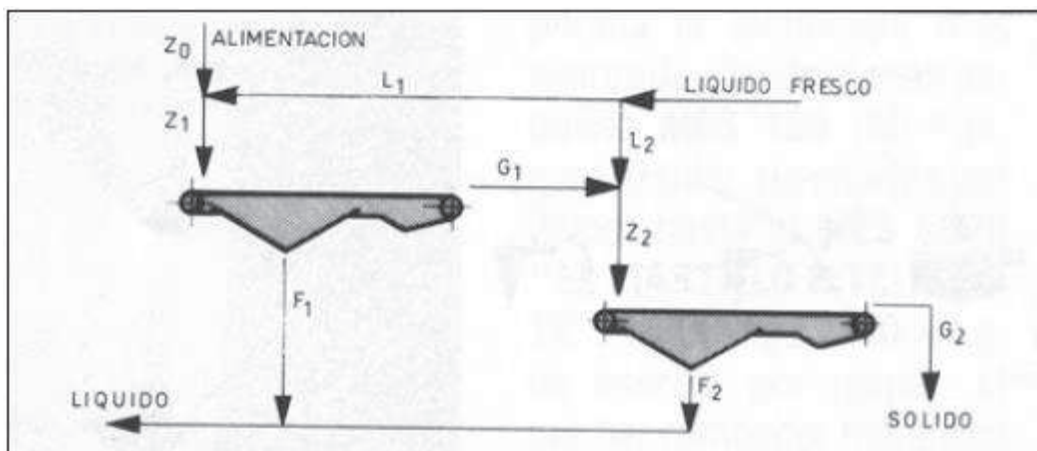


Figura . Circuito en 2 etapas mediante filtros de banda. (Haarti, 1987)

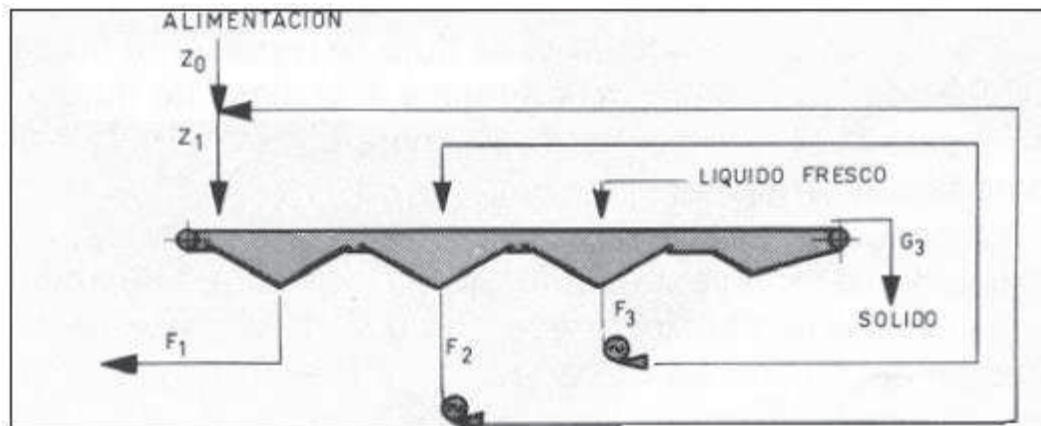


Figura . Circuito a corriente en 3 etapas mediante un solo filtro de banda. (Haarti, 1987)

Los filtros prensa tipo Larox, también son muy apropiados para este tipo de trabajo presentando algunas ventajas frente a filtros de vacío, fundamentalmente, al ser el líquido forzado a pasar a través de la torta (presión del diafragma), Figura 17.

Estos circuitos en contracorriente tienen, por lo general, una finalidad común, obtener un sólido exento de solubles, es decir, un sólido lavado, al mismo tiempo que se obtiene una solución con la mayoría de los elementos solubles y con el menor contenido de sólidos, es decir clarificada. Se denominan con las siglas CCD, del inglés Counter Current Decantation, o bien CCW, del inglés Counter Current Washing, cuando el objetivo principal es obtener un sólido lavado.

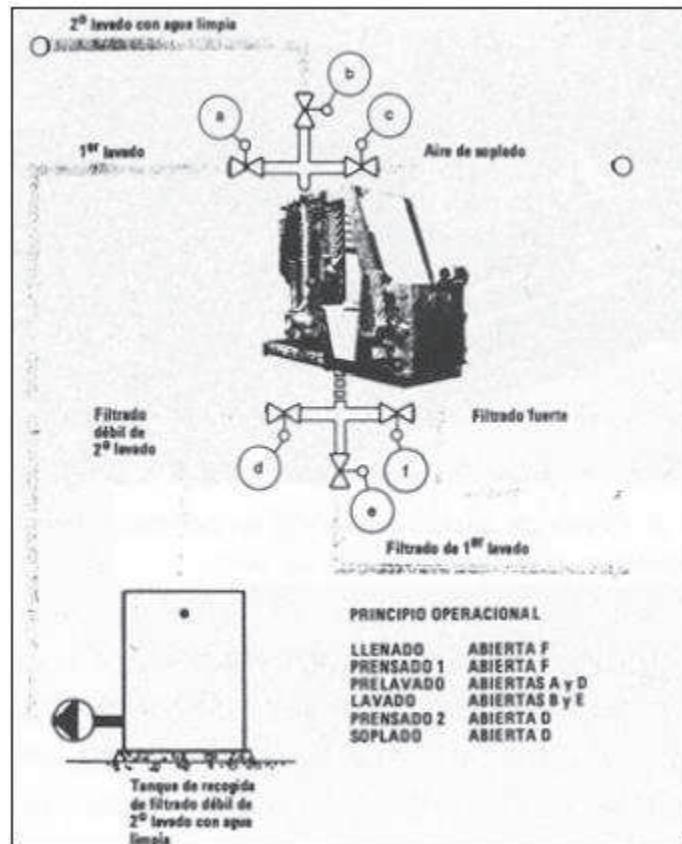


Figura . En los filtros prensa, tipo Larox en la figura, la filtración se realiza al pasar el líquido a través de la torta (presión del diafragma). (Haarti, 1987)

Los circuitos CCD o CCW alcanzan su máxima eficiencia cuando el líquido de la primera etapa es clasificado totalmente en un espesador y el sólido de la última es filtrado, siendo este tipo de soluciones muy empleadas últimamente dado su conveniente relación eficiencia-costo.

La Figura 18 muestra un circuito de lavado en contracorriente en 3 etapas mediante hidrociclones , incluyendo etapas adicionales de clarificado y filtrado para el líquido y sólido finales respectivamente.

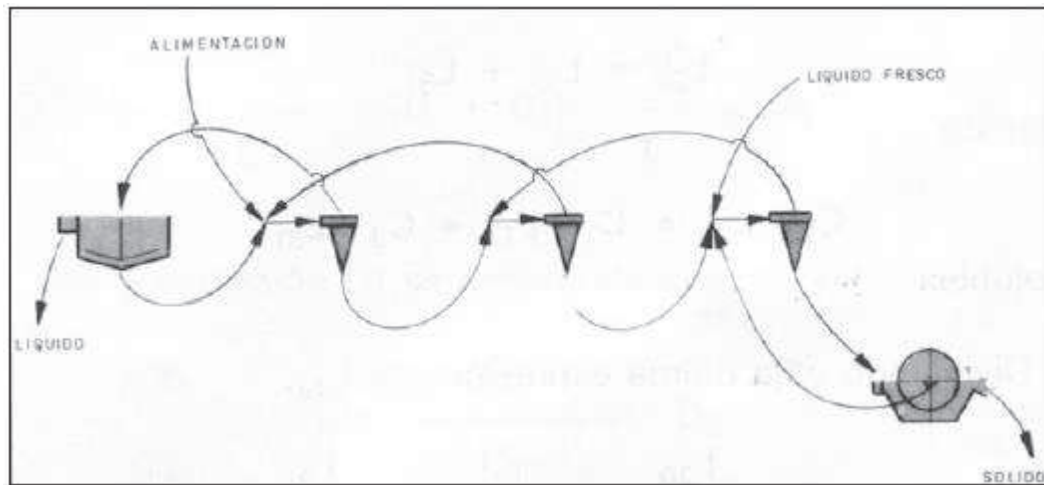


Figura . Circuito de lavado en contracorriente en 3 etapas mediante hidrociclones, con etapas finales de clasificado (líquido) y filtrado (sólido). (Haarti, 1987)

La aplicación de hidrociclones en circuitos de separación sólido-líquido en contracorriente va en aumento, y muy especialmente, en aquellos circuitos que requieren de un tiempo de residencia corto para evitar por ejemplo la disolución, no deseada, de algunos solubles.

La Figura 19 muestra el aspecto parcial de una instalación de lavado en contracorriente, el yeso que se obtiene como estéril en una planta de producción de ácido fosfórico. El lavado de este yeso químico a permitido su aplicación posterior en el mercado de la construcción, al mismo tiempo que se ha mejorado la recuperación de ácido, y lo que es más importante, dando solución al problema de contaminación ambiental.

En proceso de lixiviación-lavado en contracorriente donde para lixiviar no se requiere una agitación muy fuerte o tiempo de residencia prolongados, el empleo de hidrociclones presenta grandes ventajas frente a los tanques espesadores o clarificadores, pues debido a las aceleraciones centrífugas alcanzadas en el interior de los mismos (hasta 5.000 veces la gravedad), el circuito de lavado se convierte así en un circuito mixto de lixiviación y lavado en contracorriente simultáneo.

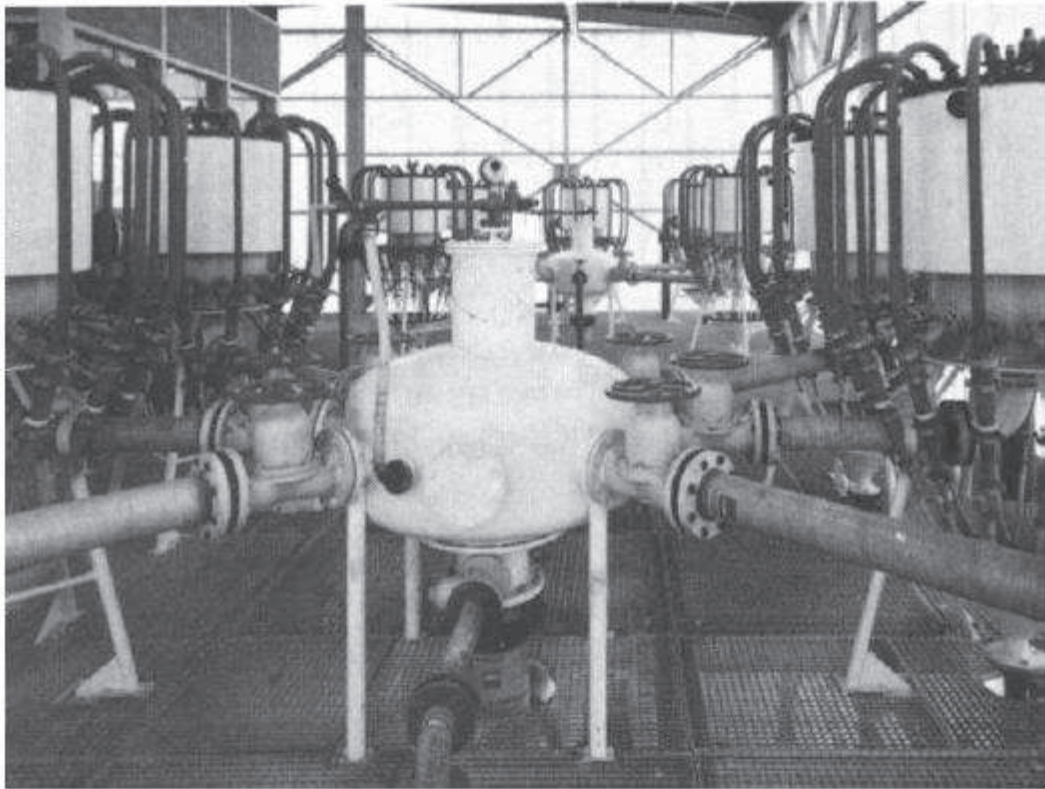


Figura . Instalación de lavado en contracorriente del yeso obtenido como estéril en una planta de producción de ácido fosfórico. (Haarti, 1987)

Esto es aplicable a la lixiviación de sales, y algunos minerales de uranio. La Figura 20 muestra una planta de lavado-lixiviación en contracorriente en 3 etapas, mediante hidrociclones para recuperación de yodo.

La eficiencia de separación o de lavado en circuito de sedimentación es tanto mayor, cuando mayor es la dilución en la alimentación de cada etapa y esta es directamente proporcional a la relación de líquido de lavado empleado frente al sólido.

Lamentablemente, esto tiene una enorme repercusión en los costos de inversión y explotación, pues obliga a mover mayores volúmenes, lo que supone emplear mayor número de hidrociclones, espesadores de gran superficie, bombas de gran potencia, filtros de grandes dimensiones, etc.

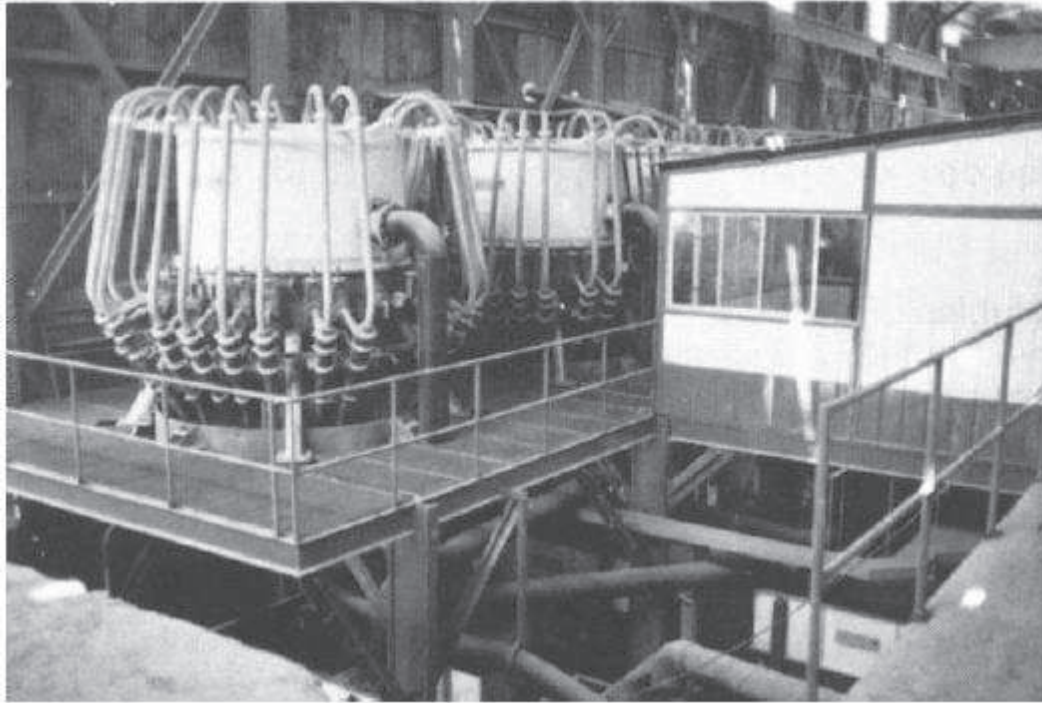


Figura . Planta de lavado-lixiviación en contracorriente en 3 etapas, mediante hidrociclones para recuperación de yodo. (Haarti, 1987)

Resulta importantísimo y necesario evaluar la eficiencia del proceso y compararla con los costos, siguiendo varias alternativas variando el líquido de lavado y el número de etapas. A este respecto, es reconocido que la acción del líquido fresco únicamente en la última etapa, representa la utilización más eficaz.

El cálculo del efecto de lavado es bastante complejo, aun que hoy en día, con el uso de ordenadores puede realizarse con relativa facilidad lo que permite comparar rápidamente diferentes alternativas y poder, así elegir la de mejor relación eficacia/costo.

## CAPÍTULO IV: METODOLOGÍA

El método del trabajo, estará centrado en pruebas metalúrgicas que ayuden a mejorar el actual procesamiento de la planta validando en las modificaciones al actual modelo desarrollado, y además investigar las especies mineralógicas de cada compuesto para elaborar una estrategia de procesamiento de acuerdo a la característica del mineral a procesar, complementaria o suplementaria., además de la evaluación económica.

### Trabajo experimental.

#### 4.1.1 Caracterización del mineral

En las pruebas experimentales se utiliza muestras de mineral de cobre en pulpa provenientes de Minera Barrick Zaldívar.

Se toma una desde la planta de alimentación de finos de 400 litros de pulpa con porcentaje de sólidos de un 23 por ciento donde también se toma una muestra de 100 litros de agua de proceso en la planta, para regular el porcentaje de sólidos óptimo.

Para caracterizar el mineral se realizan los siguientes análisis.

- Análisis Químico
- Densidad por picnometría
- Análisis granulométrico

#### *a) Análisis químico*

El análisis químico de la muestra entrega como resultado una ley media de:

Tabla : Resultado de análisis químico

Ley Muestra (%)		
Cu Total (%)	Cobre Insoluble (%)	Cobre Soluble (%)
1,00	0,42	0,58

**b) Densidad**

La densidad se obtiene por medio de piconetría correspondiendo al tiempo de pruebas con resultado de  $2,6 \text{ g/cm}^3$ .

**c) Análisis granulométrico**

Se realiza un análisis granulométrico en húmedo a la muestra en la Universidad Católica del Norte, obteniendo un 93% bajo 325 mallas Ty ( $45 \mu\text{m}$ ). De acuerdo a esto, se realizó también un análisis granulométrico en un analizador Microtrac. Los resultados obtenidos Microtrac se presentan en la Figura 21 y 22.

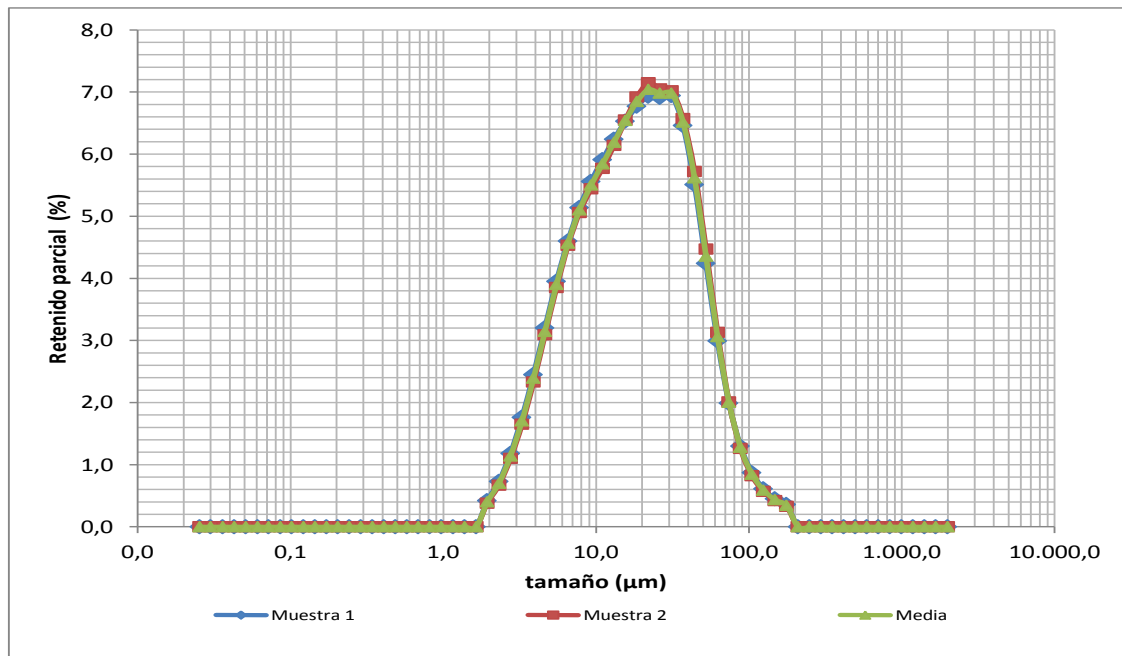


Figura . Análisis granulométrico retenido por mallas (Conejeros, 2013)

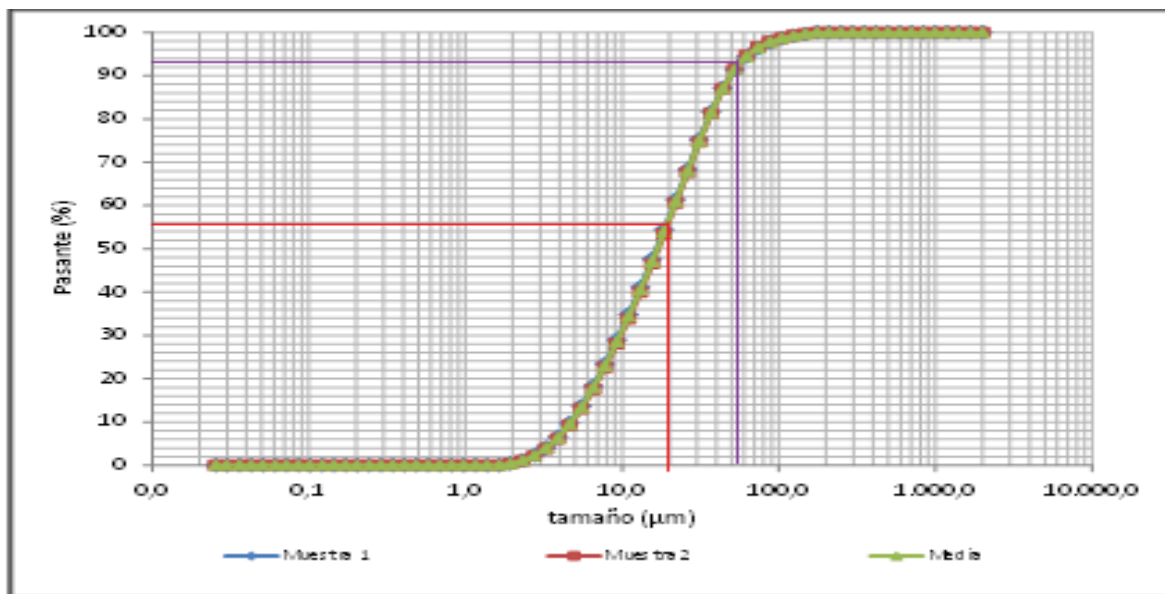


Figura . Análisis granulométrico pasante acumulado por mallas (Conejeros, 2013)

De los resultados obtenidos se aprecia que la muestra tiene un alto porcentaje de finos, esto está cerca de un 55% bajo 20  $\mu\text{m}$  (línea roja en la figura 22). De acuerdo a la granulometría evaluada, puede presentar problemas en la flotación reflejadas en la recuperación. Además se aprecia que el 90% está bajo 50  $\mu\text{m}$ .

## 4.2 Pruebas de flotación

Estas pruebas consistieron en evaluar el comportamiento metalúrgico de la flotación para sulfuros a escala de laboratorio, se realizaron pruebas de estandarización de dosificaciones de SF-113 (Amil Xantato de Potasio), MIBC (Metil Isobutil Carbinol), y se evaluó otros reactivos como Hostafлот E501 y dispersante Prism 9672. Además, se hicieron pruebas con la variación de pH en la celda, velocidad de rotor y flujo de aire, en una celda Denver, con un estanque de 5,5 Litros.

### 4.2.1 Pruebas de estandarización de MIBC y SF-113

Se realizan pruebas de estandarización de 2 reactivos SF-113 y MIBC a condiciones estándares de la planta, los resultados de pruebas se presentan a continuación.

Tabla . Tabla referente a las pruebas de estandarización, mostrando los resultados de las recuperaciones en cada prueba de dosificación de reactivos actualmente utilizados en la planta.

Tipo	Pruebas de estandarización				
	Dosificaciones (g/t)		Recuperación		
	Colector	Espumante	% R global	% R Sul	% R Ox
Prueba E1-1	30	40	10,91	13,23	9,28
Prueba E1-2	40	40	10,91	11,56	0,00
Prueba E1-3	50	40	12,31	0,00	17,41
Prueba E1-4	60	40	13,64	0,00	19,25
Prueba E1-5	70	40	13,64	0,00	19,76
Prueba E1-6	80	40	18,18	0,00	26,24
Prueba E2-1	30	60	9,77	0,00	9,55
Prueba E2-2	40	60	19,82	7,03	26,44
Prueba E2-3	50	60	10,00	51,19	0,00
Prueba E2-4	60	60	17,44	7,03	22,87
Prueba E2-5	70	60	10,00	13,23	0,00
Prueba E2-6	80	60	4,19	8,89	0,00
Prueba E3-1	30	80	9,77	20,63	4,89
Prueba E3-2	40	80	8,13	14,29	0,00
Prueba E3-3	50	80	19,00	8,48	24,57
Prueba E3-4	60	80	13,64	12,70	14,35
Prueba E3-5	70	80	0,00	8,89	5,06
Prueba E3-6	80	80	0,00	0,00	0,00

De acuerdo a esta prueba, se determinó la dosificación estándar para las pruebas siguientes. 40 g/t de SF – 113 y 60 gr/t de MIBC.

#### 4.2.2 Pruebas de variación de pH

Se realizan pruebas a escala de laboratorio sobre la variación de pH para ver qué efecto tiene en la recuperación metalúrgica esta variación.

Tabla . Pruebas de variación de pH e influencia en la recuperación metalúrgica

Tipo	Pruebas de variación de pH		
	Recuperación		
	R%T	R%Sul	R% Óx
Prueba pH 9	22,65	13,23	28,28
Prueba pH 9,5	17,38	6,00	23,52
Prueba pH 10	19,82	7,03	26,44
Prueba pH 10,5	29,47	12,70	41,74

#### 4.2.3 Prueba de cambio de condiciones de velocidad de rotor y flujo de aire.

Esta prueba consiste en que nuevas condiciones, comparadas con condiciones estándares, donde la velocidad del rotor y el flujo de aire juegan un papel importante en la distribución de tamaño de burbujas. En el caso de la velocidad del rotor, para generar burbujas de menor tamaño se debe acelerar la velocidad, para generar una mayor dispersión de aire y generar burbujas más pequeñas, en el caso contrario, a menor velocidad se generan burbujas más grandes. En el caso del flujo de aire, a un menor flujo de aire se generan burbujas más pequeñas porque disminuye el diámetro de la burbuja y en consecuencia su área. En el caso contrario, se crea una mayor área de burbuja.

En el caso de esta planta, la granulometría no es la adecuada para una flotación normal, lo que dificulta en la recuperación. En este caso se hace una prueba donde se acelera la velocidad del rotor de la celda Denver, y se baja el flujo de aire, además se baja el nivel de llenado de la celda a un 70% para evitar rebalses y contaminar el concentrado. Esta prueba es comparada por la flotación estándar a escala de laboratorio lograda por las pruebas de estandarización de reactivos.

A continuación se presenta la tabla comparativa de recuperación en las 2 condiciones; la condición estandarizada y la condición propuesta.

Tabla . Prueba de flotación a escala de laboratorio comparando la condición estandarizada y la nueva condición a través de la recuperación metalúrgica

Tipo	Pruebas de variación de condiciones de la celda					
	Recuperación					
	Velocidad rotor (rpm)	Flujo de aire (scfm)	Nivel de llenado	% R global	% R Sul	% R Ox
Prueba E2-2	1247	280	75%	19,82	7,03	26,44
Prueba Cd 2	1473	200	70%	24,56	26,58	23,20

#### 4.2.4 Prueba con reactivos adicionales

En esta prueba, la intención es disminuir el efecto de las arcillas provenientes del compuesto 6 y aumentar la recuperación mediante las cualidades de los reactivos probados en esta etapa de pruebas y en efecto se verá y se recomendará el reactivo para la utilización de la planta.

Los reactivos utilizados en esta prueba son los siguientes.

- Hostafлот E501: tiene la propiedad de funcionar como un colector selectivo para óxidos de cobre y por tener la propiedad de un espumante fuerte. Este se aplica a 35 g/t
- Prism 9762: es un dispersante para que funciona para disminuir el efecto de las arcillas. Naturaleza: Agua, polímeros de acrilato, Sal inorgánica. Este se aplica a 30 g/t

A continuación se presenta la tabla con las pruebas hechas a la muestra.

Tabla . Prueba de reactivos y la influencia en su recuperación.

Tipo	Pruebas de reactivos Hostafлот E501 y Prism 9672				
	Dosificaciones (g/t)		Recuperación		
	Hostafлот	Dispersante	% R global	% R sul	%R ox
<b>Prueba A</b>	0	30	41,43	9,35	53,84
<b>Prueba B</b>	35	0	32,01	13,83	41,10
<b>Prueba C</b>	35	30	43,02	19,41	52,77
<b>Prueba E2-2</b>	0	0	19,82	7,03	26,44

#### 4.2.5 Prueba con un difusor de micro burbujas

Esta prueba se implementa un difusor independiente de micro burbujas a la celda Denver donde se hacen pruebas a condiciones estandarizadas (Prueba E2-2), y se incorpora por encima del impeler de la celda y el flujo de aire que utiliza es el estándar y proviene del mismo que alimentaba al difusor de la celda.

Este difusor fue hecho con una tubería de goma, con orificios microscópicos en su alrededor.

Los resultados son mostrados en la siguiente tabla.

Tabla . Resultados de las pruebas de micro burbujas

Tipo	Pruebas de micro burbujas		
	Recuperación		
	% R global	% R sul	% R ox
<b>Prueba E2-2</b>	17,38	6,00	23,52
<b>Prueba Mcb</b>	32,08	38,08	27,54

### 4.3 Prueba a escala industrial

#### 4.3.1 Pruebas con Hostafлот

La prueba consiste en adicionar un reactivo que cumple la función de ser un espumante fuerte, y un colector selectivo para óxidos de cobre, que nos ayudará en el problema de arcillas de cobre y recuperar los óxidos recuperables provenientes de la pulpa alimentada, también flotar por arrastre los finos que no son flotables de acuerdo a la granulometría.

##### *Primera etapa:*

- Dosificación de Hostafлот por 6 días a partir del día 3 de Octubre de 2013 hasta el 8 de Octubre de 2013, por un periodo de 24 horas en dosificaciones variables en g/t y fijas en  $\text{cm}^3/\text{min}$  en las celdas primarias 2 y 4 a  $10 \text{ cm}^3/\text{min}$  y  $18 \text{ cc}/\text{min}$  respectivamente.
- Dosificaciones variables de MIBC y SF -113 a convenir con el operador de sala de control, ver el efecto en la pulpa de alimentación y en las celdas con respecto al efecto Hostafлот/MIBC simulando la preparación en conjunto Aceite de pino/MIBC utilizando la propiedad de espumante fuerte del reactivo a evaluar.
- Dosificación variable de NaHS desde la celda primaria 2 hasta la celda 7 a convenir con el operador.
- pH de trabajo: 9 y porcentaje de sólidos 15%.\*

*\*Nota: Se trabaja a este pH para pruebas de variación de pH y el porcentaje de sólidos estandarizado para la planta para generar una concentración pobre en las celdas primarias 6 y 7 para no generar una concentración en la limpieza de óxidos (denominado Scavenger o Barrido en la planta) y no generar concentraciones altas en esta etapa y también no generar una cola alta en esta etapa, para no subir las colas*

finales. También para generar una cola pobre en cobre fino que vaya para tranque de relaves.

A continuación se presenta una tabla diaria de las 6 pruebas con las recuperaciones y leyes correspondientes a ese día.

Tabla : Tablas de leyes y recuperaciones en el periodo de pruebas en la planta

Leyes	Pruebas						Promedio
	Día 1	Día 2	Día 3	Día 4	Día 5	Día 6	
Rec. Total (%)	49,67	17,67	29,98	18,48	11,33	0,00	21,19
Rec. Ox (%)	65,40	21,55	17,20	9,34	16,49	35,66	27,61
Rec. Su (%)	3,31	11,78	36,90	28,95	2,59	0,00	13,92

El promedio de estas pruebas tuvo un resultado cuyo valor es de un 21,19% de recuperación global, para comparar esta prueba utilizaremos una muestra de días, desde el 25 de Septiembre hasta el 02 de Octubre del presente año.

Tabla . Leyes y recuperaciones antes del periodo de pruebas (25/09/2013 - 02/10/13)

Leyes	Pruebas								Promedio
	1	2	3	4	5	6	7	8	
<b>Rec. Total</b>	0,00	18,64	2,38	11,48	37,65	0,00	0,00	17,81	11,00
<b>Rec. Ox</b>	13,31	14,23	0,00	5,65	58,01	0,00	0,00	14,95	13,27
<b>Rec. Su</b>	0,00	24,86	8,09	20,99	0,00	0,00	0,00	20,96	9,36

De acuerdo a estos datos, para evaluar una mejor tendencia estos datos son representados en dos gráficos que reflejan los resultados diarios evaluados por un promedio diario de los turnos día y noche, y unir los días anteriores a la prueba y las pruebas.

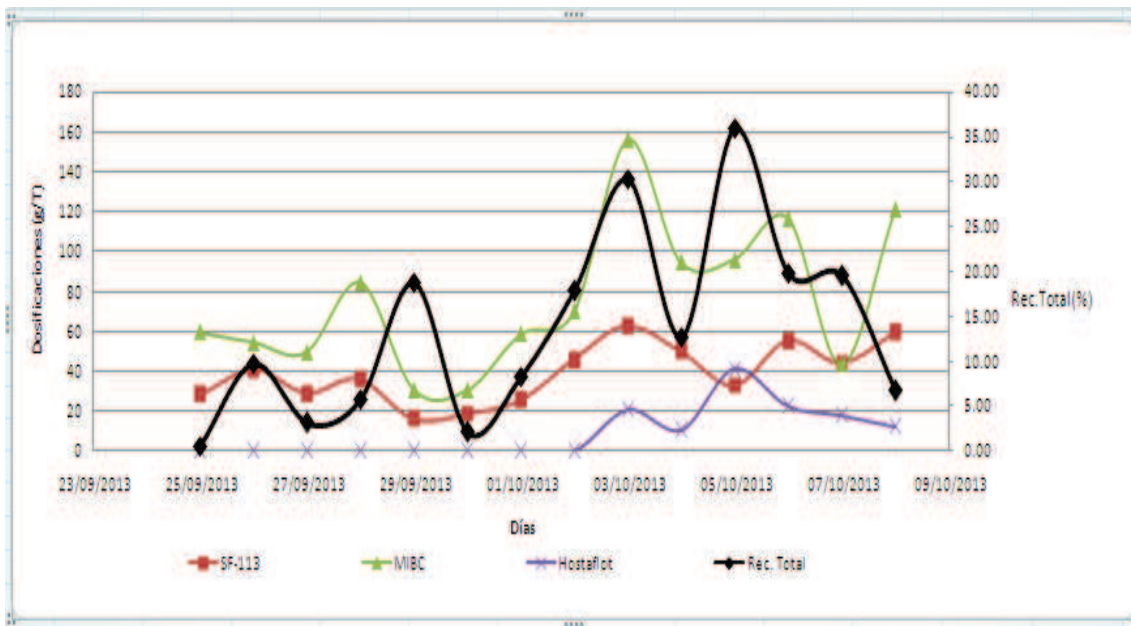


Figura . Comparación de las recuperación total promedio diarias basados en las dosificaciones de MIBC, SF-113 y Hostafлот ( Castro, 2013)

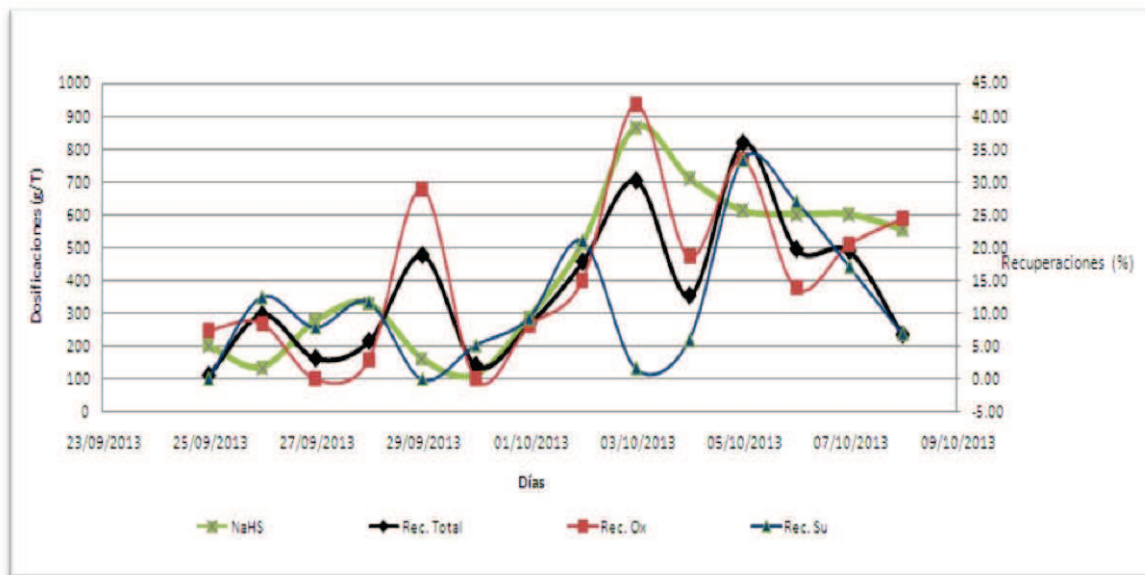


Figura . Comparación de las recuperaciones totales y dosificación de NaHS. (Castro, 2013)

- **Segunda etapa**

- Dosificación de Hostafлот por 5 días a partir del día 11 de Octubre de 2013 hasta el 15 de octubre de 2013 a dosificaciones variables de Hostafлот hasta el día 13 de octubre de 2013 y a partir del día 14 de Octubre de 2013 dosificar a 20 g/t de Hostafлот.
- Dosificación fijas a partir del día 11 de octubre hasta el 15 de Octubre de 2013 de 40 g/t de SF-113 y 60 g/t de MIBC.
- Dosificación variable de NaHS a partir de las celdas primarias 4 hasta la celda 7.
- Rango de pH de trabajo: 9,5 – 10.
- Porcentaje de sólidos 15%, si las celdas no concentran bien, aumentar el porcentaje de sólidos hasta un tope 23% (con ello aumentará el tiempo de residencia) para no dificultar el trabajo del espesador de colas.

Tabla . Protocolo de pruebas segunda etapa

	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Prueba 4	Prueba 5
<b>SF-113 (g/t)</b>	40	40	40	40	40
<b>MIBC (g/t)</b>	60	60	60	60	60
<b>Hostafлот (gr/t)</b>	Variable	Variable	Variable	20	20
<b>pH pulpa en celda (%)</b>	10	10	10	10	10
<b>% sólidos en celda (%)</b>	15	15	15	15	15

Los resultados de esta prueba fueron los siguientes.

Tabla . Leyes y recuperaciones de la segunda prueba

Leyes	Pruebas				
	Día 1	Día 2	Día 3	Día 4	Promedio
<b>Rec. Total (%)</b>	16,70	4,04	7,24	12,30	10,07
<b>Rec. ox (%)</b>	22,70	4,78	9,65	8,23	11,34
<b>Rec. Sul (%)</b>	6,91	2,98	3,44	16,54	7,47

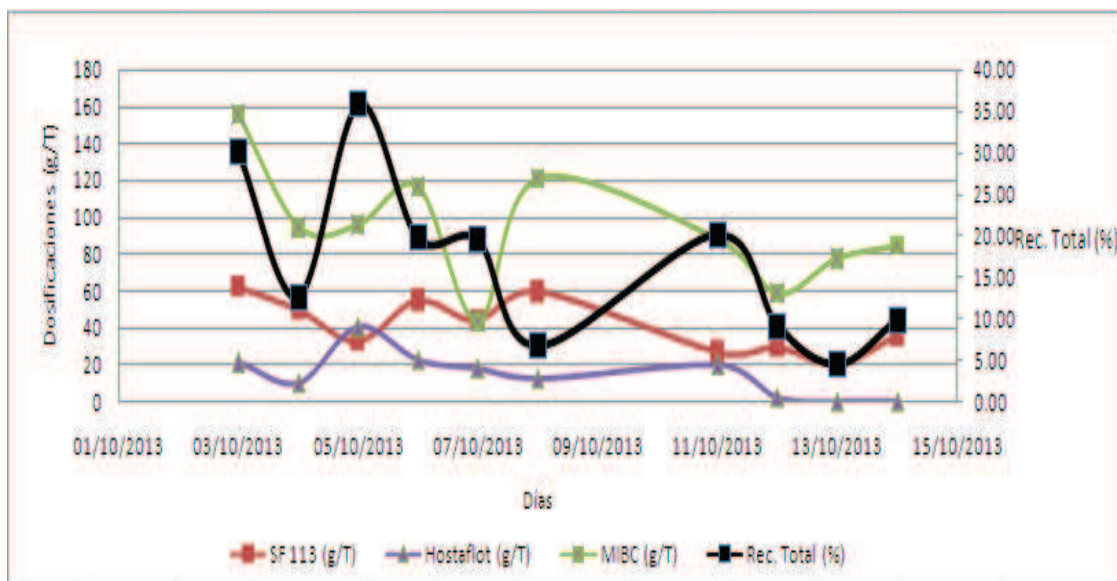


Figura . Comparación de dosificaciones de reactivo y recuperación total (Castro, 2013)

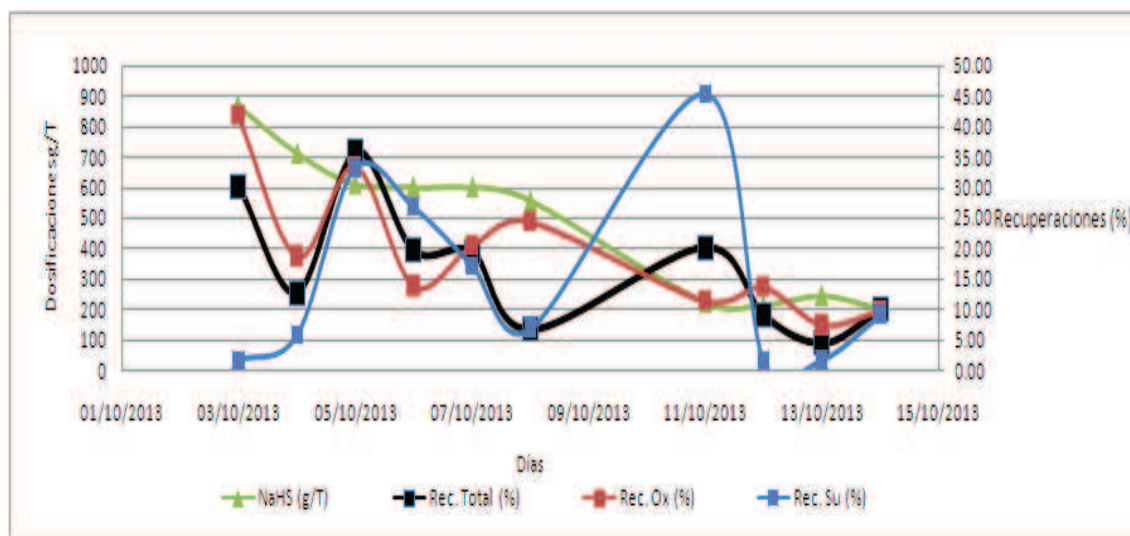


Figura . Comparación de las recuperaciones con respecto a la dosificación de NaHS, Castro, 2013)

#### **4.3.2 Pruebas de reactivos a prueba por parte de metalurgia en la planta y comparación de resultados.**

Se hacen pruebas con reactivos; colector DVS4U019 y espumante Nalflote 9837P. La duración de las pruebas depende de la cantidad de reactivo, a dosificaciones diferentes. Se evalúan en conjunto con los reactivos actuales desde esa fecha (MIBC y SF-113) a partir del 06 de Julio del 2013.

Las pruebas se hacen para turnos de día y noche, cuyos resultados a evaluar son las recuperaciones de cobre total, soluble e insoluble, cabe señalar que las dosificaciones de NaHS varían según la mineralogía y las consideraciones del operador. Se hace una estadística evaluando las condiciones de alimentación, concentrado y colas, y a una PH de 9,5 y concentración en peso de sólidos en la celda a un 17%.

Las descripciones de las pruebas son las siguientes

- **E1:** Solo espumante MIBC y colector SF-113, desde el día 07/07/2013 hasta el 08/07/2013.
- **E2:** Prueba de Colector DVS4U019 y espumante 9837 – P desde el día 09/07/2013 hasta el 11/07/2013
- **E3:** Prueba de colector SF-113 y espumante 9837 – P desde el día 12/07/2013 hasta el 15/07/2013
- **E1-1:** Repetición prueba espumante MIBC y colector SF- 113 desde el día 16/07/2013 hasta el 20/07/2013.
- **E2-1:** Repetición prueba colector SF-113 y espumante 9837 – P desde el día 21/07/2013 hasta el 25/07/2013.
- **E4:** Prueba con Hostaflot E501, SF-113, y espumante MIBC desde el día 26/07/2013 hasta el 30/07/2013.

A continuación se mostraran los resultados de las pruebas en la planta con las dosificaciones de reactivo, los días que se aplicaron y la comparación de estos.

Tabla . Leyes y recuperaciones promedio de las pruebas de flotación en la planta

	Pruebas de flotación											
	Al. CuT	Al CuS	AL ASCu	Co CuT	Co CuS	Co ASCu	Cc CuT	Cc CuS	Cc ASCu	Rec Total	Rec CuS	Rec ASCu
Prueba E1	0.92	0.51	0.41	0.79	0.40	0.38	27.83	3.95	23.87	14.70	25.44	4.86
Prueba E2	0.91	0.45	0.46	0.82	0.39	0.42	24.71	3.12	21.59	10.32	15.24	10.84
Prueba E3	0.79	0.36	0.43	0.70	0.31	0.39	25.46	3.01	22.45	11.35	17.09	10.44
Prueba E1-1	0.71	0.38	0.34	0.64	0.35	0.30	20.28	2.26	18.18	10.78	9.53	11.96
Prueba E2-1	0.71	0.38	0.33	0.67	0.34	0.32	19.72	2.89	16.83	5.86	9.55	3.51
Prueba 4	0.83	0.42	0.40	0.74	0.37	0.37	23.52	6.18	17.34	11.37	13.56	9.54

Las dosificaciones se muestran en el siguiente cuadro.

Tabla . Dosificaciones promedio de reactivos en la planta

	Colector Nalco	9837 - P	SF - 113	MIBC	Hostafлот	NaHS
Prueba E1	0	0	33	63	0	177
Prueba E2	74	62	28	0	0	501
Prueba E3	0	34	31	0	0	383
Prueba E1-1	0	0	33	65	0	325
Prueba E2-1	0	64	28	0	0	426
Prueba 4	0	0	36	42	24	438

Estos resultados serán representados mediante los gráficos siguientes (figuras 27 y 28), donde se pueden observar la recuperación global y la influencia que implica las distintas dosificaciones empleadas.

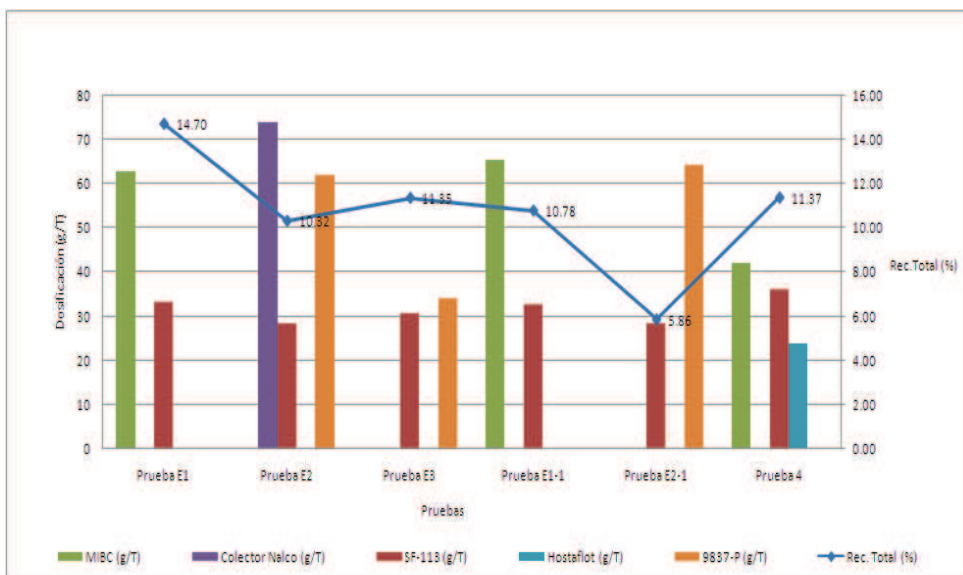


Figura . Representación de la recuperación total e influencia de las dosificaciones de los reactivos en las distintas pruebas de flotación en la planta.

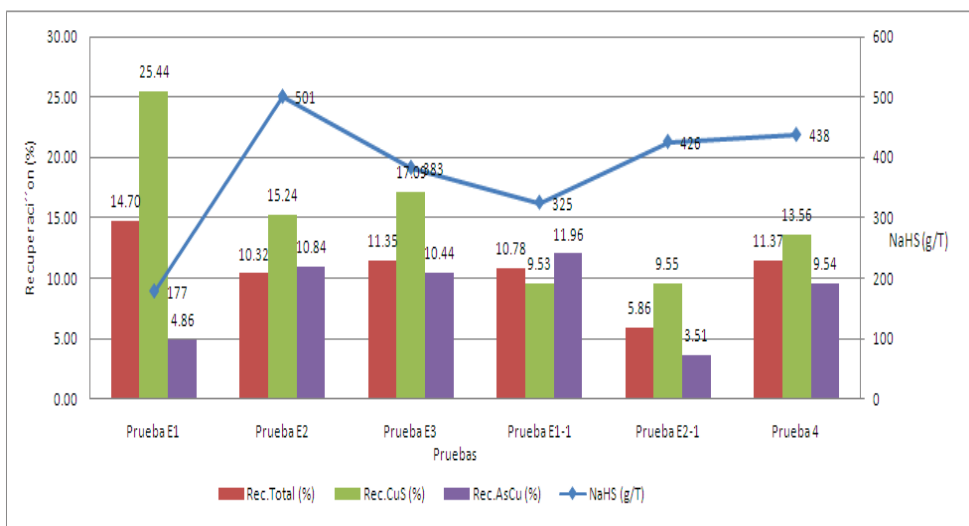


Figura . Representación de la recuperación total e influencia de las dosificaciones de los reactivos en las distintas pruebas de flotación en la planta

#### 4.3.3 Cierre del mes de Octubre 2013.

En este mes se hicieron algunos cambios en cuanto a la dosificación de reactivos, el cierre de mes se evaluara hasta el día 21 de Octubre, y se evaluará la recuperación

global del mes, para aquello se consideran desde el día primero de octubre y se sumarán las pruebas hechas en la planta, donde se evaluarán los beneficios de las pruebas con el reactivo y la tendencia que tienen en la recuperación.

Se presenta una tabla con las leyes y recuperaciones desde el día 17 de Octubre de 2013 hasta el 21 de Octubre de 2013 (ese día solo en la mañana)

Tabla . Recuperaciones y leyes del día 17 de Octubre de 2013 hasta el 21 de Octubre de 2013.

Leyes y recuperaciones 17/10/2013 - 21/10/13 (día)						
Leyes (día)	17/10/2013	18/10/2013	19/10/2013	20/10/2013	21/10/2013	Promedio
Alim. Total (%)	0.87	0.83	0.77	0.74	0.62	0.77
Alim. Ox (%)	0.51	0.54	0.16	0.16	0.2	0.31
Alim. Su (%)	0.36	0.29	0.61	0.58	0.42	0.45
Cola Total (%)	0.44	0.71	0.32	0.3	0.48	0.45
Cola Ox (%)	0.21	0.42	0.1	0.09	0.14	0.19
Cola Su (%)	0.23	0.29	0.22	0.21	0.34	0.26
Conc. Total (%)	38.07	26.55	28.12	28.92	24.29	29.19
Conc. Ox (%)	19.43	11.58	5.06	8.06	8.26	10.48
Conc. Su (%)	18.64	14.97	23.06	20.86	16.03	18.71
Rec. Total (%)	50.00	14.86	59.11	60.08	23.04	41.42
Rec. Ox (%)	59.47	23.06	38.26	44.24	30.52	39.11
Rec. Su (%)	36.56	0.00	64.55	64.44	19.46	37.00
<b>Leyes (Noche)</b>						
	17/10/2013	18/10/2013	19/10/2013	20/10/2013	21/10/2013	
Alim. Total (%)	1.13	0.83	0.95	0.78	0.92	
Alim. Ox (%)	0.74	0.54	0.59	0.41	0.57	
Alim. Su (%)	0.39	0.29	0.36	0.37	0.35	
Cola Total (%)	0.46	0.71	0.55	0.48	0.55	
Cola Ox (%)	0.19	0.42	0.25	0.23	0.27	
Cola Su (%)	0.27	0.29	0.3	0.25	0.28	
Conc. Total (%)	41.67	26.55	37.02	22.68	31.98	
Conc. Ox (%)	10.69	11.58	28.27	8.04	14.65	
Conc. Su (%)	30.98	14.97	8.75	14.64	17.34	
Rec. Total (%)	59.95	14.86	42.74	39.29	39.21	40.31
Rec. Ox (%)	75.67	23.06	58.14	45.20	50.52	44.31
Rec. Su (%)	31.04	0.00	17.26	33.00	20.32	23.46

Las dosificaciones de estas fechas se presentan a continuación (tabla 15)

Tabla . Dosificaciones días 17/10/2013 al 25/10/2013

	Dosificaciones					
Reactivos	17/10/2013	18/10/2013	19/10/2013	20/10/2013	21/10/2013	Promedio final
SF 113 (g/T)	45	56	44	49	44	48
Hostafлот (g/T)						
MIBC (g/T)	103	129	97	106	97	106
NaHS (g/T)	672	740	630	441	629	622
Reactivos	17/10/2013	18/10/2013	19/10/2013	20/10/2013		Promedio final
SF 113 (g/T)	70	44	51	44		52
Hostafлот (g/T)						
MIBC (g/T)	92	348	92	125		164
NaHS (g/T)	642	1216	687	593		784

Para el mes, la recuperación promedio es la siguiente (tabla16).

Tabla . Recuperaciones y dosificaciones promedio del mes de Octubre

Recuperación promedio	Promedio final
Rec. Total (%)	22,81
Rec. Ox (%)	25,40
Rec. Su (%)	18,98
Reactivos	Promedio final
SF 113 (g/t)	43
Hostafлот (g/t)	19
MIBC (g/t)	100
NaHS (g/t)	533

A continuación se observa en la figura 29, los meses que han transcurrido del año y las recuperaciones.

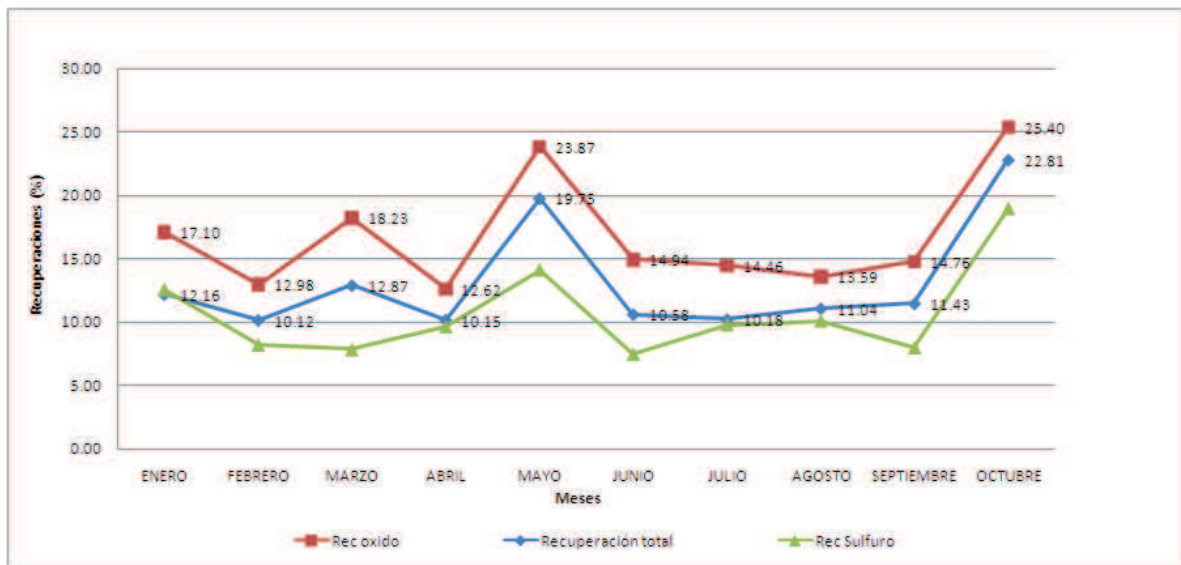


Figura . Gráfico de recuperaciones promedio de los meses transcurridos del año 2013

## CAPÍTULO V: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN

De acuerdo al análisis realizado a planta de flotación se puede determinar tres grupos de discusión, partiendo por la investigación de los compósitos, ya que en este punto se observa una debilidad en Minera Barrick Zaldívar por no estar inserta esta variable en el proceso. Esta condición afecta directamente el punto número 2 ya que el modelo actual requiere de un factor de corrección para poder determinar así los finos de cobre esperados. Finalmente en el punto tres al tener conocimiento de lo expresado anteriormente se traduce en minimizar los costos aplicando un modelo propuesto para el actual proceso de concentración. De este modo profundizará y dará a conocer los tres grupos citados.

### **5.1 Investigación de compósitos.**

La investigación de los compósitos es una etapa muy importante para poder determinar un modelo geometalúrgico o modificar el actual, ya que sin este conocimiento se pueden obtener desviaciones importantes en los resultados si obviamos esta variable.

El comportamiento en las operaciones unitarias puede ser explicado en gran parte por la característica de la mineralogía, ya que hoy los modelos no solo deben asociar la razón de solubilidad o la ley de cobre total, ya que el rango de incertidumbre no permite realizar estimaciones de producción con un rango de confiabilidad del 2%.

De acuerdo a la investigación realizada en Zaldívar por el Departamento de geología, se llegó a concluir que existen 14 tipos de compósitos, en donde se observa que los compósitos 4 – 6 – 9 – 11, son los de mayor importancia en cuanto al volumen y características en las reservas del yacimiento, siendo el de mayor impacto el compósito 6, como se observa en la figura N°23

### **5.2 Modelo**

La modificación o ajuste del modelo actual utilizado por Barrick Zaldívar depende del comportamiento por las características de la pulpa y la mineralogía, ya que

este último, sólo considera las leyes del mineral tanto soluble, como insoluble, dejando fuera del modelo las especies mineralógicas. En el estudio de los resultados se observa que esta variable posee un gran impacto en la confiabilidad de las proyecciones realizadas.

A continuación, se presenta el modelo metalúrgico, con el cual se estima la producción de finos de Zaldivar. Este modelo en el año 2012 tuvo una desviación del 27%.

$$\text{Rec. Flotación} = (10 * (-4,2 + 0,000895 * \text{AsCu}_3 + 493 * \log(\text{SCu}) + 20 * 0,0352) / \text{TCu}$$

% AsCu: cobre soluble.

% SCu: cobre insoluble.

% TCu : cobre Total

El actual modelo, posee la gran debilidad de no asociar la especie mineralógica, ya que en Zaldivar, el mineral alimentado al proceso no está definido como estrategia de procesamiento para una planta concentradora, siendo las especies mineralógicas principales brochantita y crisocola. En la siguiente figura 30 se observa el gran peso del compuesto N°6 en el total del mineral cargado a planta.

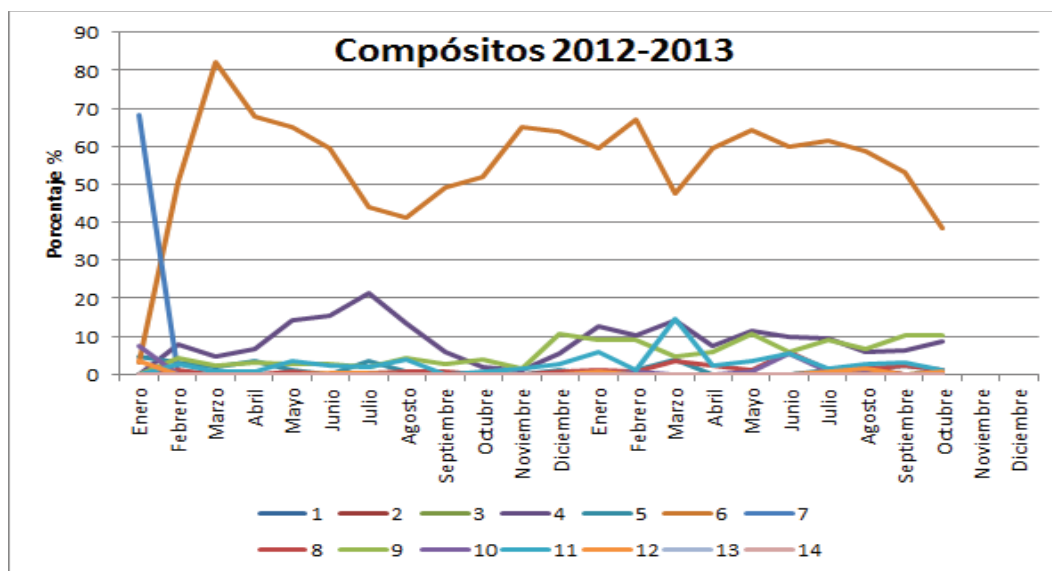


Figura . Porcentaje de compuesto en mineral cargado. (Castro, 2013)

Realizando observaciones entre lo real obtenido en planta versus el proyectado, se logra evidenciar que cuando el compósito 6 supera el 60% y si la suma de aportes entre el compósito 6 y 9 sobre pasa el 65%, la proyección estimada debe castigarse en un 70%.

Entonces el modelo propuesto queda de la siguiente manera:

$$\text{Rec. Flotación} = (10 * (-4,2 + 0,000895 * \text{AsCu3} + 493 * \log(\text{SCu}) + 20 * 0,0352) / \text{TCu} * [\text{Factor de corrección}]$$

Factor de corrección 0,3, para porcentajes de compósito 6 > 60%

Factor de corrección 0,3, para porcentajes de compósitos 6+9 > 65%

Tabla . Control de finos de acuerdo a lo proyectado y la respuesta real versus el modelo corregido durante el año 2012, de acuerdo al porcentaje de los compósitos 6 y 9.

Año 2012	Mineral KTon	TCu %	CuS %	REC FLOT	Produc. Cu Fino	Real	Def	% comp 6	% comp 9	suma	Corrección Mod
						Enero	1.868	0,733	0,489	13,9	51
Feb	1.746	0,711	0,498	4,9	16	25	-9	50,7	4,2	54,9	16
Marz	1.952	0,698	0,473	8,5	31	12	19	82,2	2,3	84,5	9
Abril	1.782	0,715	0,476	12,6	43	37	6	57,8	3,0	60,8	43
May	2.083	0,614	0,379	12,2	42	45	-3	55,2	2,9	58,1	42
Jun	1.549	0,544	0,310	13,3	30	24	6	59,4	5,7	65,1	9
JUL	1.933	0,560	0,323	14,1	41	34	7	44,1	2,1	46,2	41
AGO	1.791	0,566	0,323	16,3	45	43	2	41,2	4,4	45,6	45
SEP	1.877	0,544	0,306	14,8	41	50	-9	49,3	2,8	52,0	41
OCT	1.906	0,627	0,386	14,1	45	35	10	52,0	4,1	56,0	45
NOV	1.870	0,664	0,425	13,1	44	13	31	65,0	1,3	66,3	13
DIC	1.978	0,613	0,378	12,5	41	15	26	64,0	10,6	74,5	12
					472	347					333

En la tabla 17, se pudo observar que al realizar el ajuste del modelo, la estimación alcanza para el año 2012 un acierto del 96% (347 t real v/s 333 corregido), muy por sobre el 73% proyectado por el modelo sin corregir. (347 t real v/s 472 plan).

Para el año 2013, la modificación del actual modelo, logró corregir una sobre estimación de finos a la fecha, producto del ingreso a planta de gran aporte de los compósitos 6 y 9. Este ajuste es de gran ayuda hoy, ya que permite predecir los finos en el futuro con precisión, sin gran variabilidad.

En la tabla 18, se puede observar la gran correlación que existe hoy entre lo proyectado con corrección y la respuesta en planta.

Tabla . Control de finos de acuerdo a lo proyectado y la respuesta real versus el modelo corregido durante el año 2013, de acuerdo al porcentaje de los compósitos 6 y 9.

Plan												
Año 2013	Mineral KTon	TCu %	CuS %	REC FLOT	Produc. Cu Fino	Real	Def	% comp 6	% comp 9	suma	Corrección Mod	
Enero	1.878	0,641	0,378	20,5	67	18	49	59,4	9,0	68,3	20	
Feb	1.801	0,605	0,357	16,7	49	10	39	67,1	9,2	76,3	15	
Marz	1.596	0,720	0,474	14,5	45	8	37	61,6	4,7	66,3	14	
Abril	1.518	0,619	0,368	17,7	45	18	27	59,6	5,9	65,5	13	
May	1.663	0,705	0,419	24,8	79	15	64	64,1	10,8	74,9	24	
Jun	1.814	0,615	0,361	18,4	55	21	35	59,9	6,1	66,0	17	
JUL	1.930	0,569	0,301	24,3	72	25	47	61,6	9,0	70,6	22	
AGO	1.844	0,563	0,300	22,8	64	28	36	58,7	6,8	65,5	19	
SEP	1.893	0,575	0,360	5,5	16	22	-6	53,2	10,2	63,4	16	
OCT	1.512	0,590	0,327	22,1	53	42	11	39	10	48,7	53	
NOV				#NUM!	#NUM!							
DIC				#NUM!	#NUM!							
					545	206					212	

En la tabla 18, se puede observar que al realizar el ajuste del modelo, la estimación alcanza para el año 2013 un acierto del 97% (206 t real v/s 212 corregido), muy por sobre el 38% proyectado por el modelo sin corregir. (206 t real v/s 545 plan).

De acuerdo al complemento, a través de este factor de ajuste, el actual modelo corregido, logra entregar una estimación de recuperación sobre el 95% de certeza, lo que es muy beneficioso desde el punto de estimar producción y además entregar en el LOM de la empresa una mejor estimación de los finos enviados al tranque de relaves, y de esta manera gatillar un complemento a la actual operación, como puede ser una etapa de lixiviación por agitación, la cual se presenta como propuesta en el siguiente capítulo.

### 5.3 Costos.

De acuerdo al estudio interno realizado, y al estudio por parte de la Universidad Católica del Norte (adjunto en anexo), se puede observar que no se logra una recuperación mayor al ingresar el compósito 6 y 9 como analizamos anteriormente. Por este motivo se debe planificar los consumos de la planta, también en relación a estos compósitos para no sobre exigir consumos de reactivos en busca de una mayor recuperación, la cual sólo afectará el costo por libra producida en la planta.



	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
<b>2012</b>												
Concentrado, tons	211	249	166,1	168	159	57	110,8	118,3	159,3	204,1	77,2	84,8
%TCu	19,1	20,2	22,5	17,7	21,3	20,9	21,8	21,3	19,8	17,1	16,9	17,7
%ASCu	13,7	13,4	14,7	10,1	8,7	10,7	3,9	4,4	8,9	3,05	3,9	5,8
Cobre fino Concentrado, tons	40	50	37	30	34	12	24	25	32	35	13	15
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Costo	151529	122795	115337	101852	169588	129697	142677	202958	100311	129768	146105	146408
Libras	33069	55116	26455	81571	99208	52911	74737	93696	110231	76944	28763	33069
Costo (USD/lb)	4,58	2,23	4,36	1,25	1,71	2,45	1,91	2,17	0,91	1,69	5,08	4,43
Valor libra	3,65	3,82	3,84	3,75	3,59	3,37	3,44	3,40	3,66	3,49	3,49	3,61
% Recuperación	4%	5,10%	3,30%	10,80%	13,07%	10,64%	11,20%	13,0%	19,5%	11%	4%	4%
Alimentación Flotación [m]	46.698	38.412	45.862	40.092	51.201	48.427	53158	48365	52553	43115	48614	45495
Alimentación Flotación [d]	1506,4	1324,5	1479,4	1336,4	1651,6	1614,2	1714,8	1560,2	1751,8	1390,8	1620,5	1468
Cobre fino Real Concentrado, tons	15	25	12	37	45	24	34	43	50	35	13	15
Costo (USD/lb)	4,58	2,23	4,36	1,25	1,71	2,45	1,91	2,17	0,91	1,69	5,08	4,43
Costo año	2,17											
Beneficio [lb]	33069	55116	26455	81571	99208	52911	74737	93696	110231	76944	28763	33069
Valor Libra prom. [lb]	3,65	3,82	3,836	3,75	3,59	3,37	3,44	3,40	3,66	3,49	3,49	3,61
Beneficio total [usd]	120703	210541	101483	305606	356156	178082	257281	318427	403423	268164	100384	119380
Costo total [usd]	151529	122795	115337	101852	169588	129697	142677	202958	100311	129768	146105	146408
Delta [usd]	-30826	87746	-13854	203754	186568	48385	114604	115469	303112	138396	-45721	-27028
<b>Revisión a Diciembre</b>												
Beneficio [lb]	765770											
Valor Libra prom. [lb]	3,59											
Beneficio total [usd]	2739630											
Costo total [usd]	1659025											
Delta [usd]	1080605											

Durante el año 2012, de acuerdo a la tabla 20, se pueden apreciar que 4 meses sobre pasa el costo en relación al valor libra, evidenciando que la planta es sensible a las variaciones de producción y gasto de insumos. Además se finaliza el año con costos superiores a 4,4 USD/libra, producto del ingreso del compósito 6, lo cual baja la producción.

Para el presente año, la planta ha sido sometida a varias pruebas, en búsqueda de una mejor respuesta del punto de vista recuperación, lo que afecta directamente los costos, ya que insumos son adicionados en exceso para observar la respuesta de la planta en diferentes condiciones de operación, tanto en porcentaje de sólidos, pH, potencial, entre otras. En la tabla 21, se puede observar la evolución de costos mes a mes y lo incidente del compósito 6 más 9 en el inicio del año, incluso alcanzo el costo en el mes de marzo a 7,38 USD/libra.

Tabla .Análisis de costo planta de flotación año 2013.

2013	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Costo	122326	118378	126369	150085	150793	161700	130973	141550	131922	142987		
Libras	39683	22046	17178	40056	32971	45905	54673	60973	48502	92594	0	
Costo (US\$/Lb)	3,08	5,37	7,36	3,75	4,57	3,52	2,40	2,32	2,72	1,54	#DIV/0!	#DIV/0!
Valor libra	3,65	3,66	3,47	3,28	3,28	3,18	3,13	3,26	3,25	3,26		
% Recuperación	3,13%	2,13%	1,32%	4,10%	2,01%	3,20%	3,47%	4,1%	3,1%	8,1%		
Alimentación Flotación [m]	65.197	53.902	47.752	47.043	58.195	68.914	77218	73762	75723	66457		
Alimentación Flotación [g]	2103,1	1925,1	1540,4	1568,1	1877,3	2297,1	2490,9	2379,4	2524,1	2143,8		
Cobre fino Real Concentrado, tons	18	10	8	18	15	21	25	28	22	42		
<b>Costo (\$/55/Lb)</b>	<b>3,08</b>	<b>5,37</b>	<b>7,36</b>	<b>3,75</b>	<b>4,57</b>	<b>3,52</b>	<b>2,40</b>	<b>2,32</b>	<b>2,72</b>	<b>1,54</b>	<b>#DIV/0!</b>	<b>#DIV/0!</b>
<b>Costo año</b>	<b>3,03</b>											
Beneficio [lb]	39683	22046	17178	40056	32971	45905	54673	60973	48502	92594		
Valor Libra prom. [lb]	3,65	3,66	3,47	3,28	3,28	3,18	3,13	3,26	3,25	3,26		
Beneficio total [usd]	144844	80688	59609	131348	108117	145842	170942	198638	157553	301931		
Costo total [usd]	122326	118378	126369	150085	150793	161700	130973	141550	131922	142987		
Delta [usd]	22518	-37690	-66760	-18737	-42677	-15859	39969	57088	25630	158944		
<b>Revisión a Octubre</b>												
Beneficio [lb]	454583											
Valor Libra prom. [lb]	3,34											
Beneficio total [usd]	1499511											
Costo total [usd]	1377084											
Delta [usd]	122427											

De acuerdo a las pruebas internas y externas, el efecto de la mineralogía incide fuertemente la estimación y se aplica un factor de ajuste de 0,3 con respecto al plan en relación al porcentaje de ingreso a planta. Por esta razón se trabaja en una fórmula de reactivos que debe aplicar operaciones al momento de ingresar estas especies mineralógicas para no afectar los costos y mantener la planta bajo el valor libra.

Tabla . Costo de los reactivos utilizados en planta. (Castro, 2013)

Insumos	Unidad	Precio 2014	Precio 2015
FLOCULANTE	kg	3,38	3,38
ACIDO NITRICO	kg (bidon X 35kg)	1,04	1,04
COLECTOR (AMYL XANTHA POTASSIUM)	kg	2,52	2,52
FLOCULANTE	kg	3,38	3,38
LIME (CAL VIVA)	kg	0,18	0,182
ANTIFOAM (METIL ISOBUTIL CABINOL)	kg	3,89	3,89
SODIUM HYDROSULPHIDE (NASH)	kg	2,23	2,23

Uno de los puntos interesantes en las pruebas externas realizadas por la Universidad Católica del Norte, es que al ingresar las especies mineralógicas asociadas al compósito 6 y 9, el uso del reactivo NaSH, se hace ineficiente y no marca diferencia desde el punto de vista de recuperación. Al observar la tabla 22 y 23, sólo el reactivo NaSH, entre su costo y su consumo, significa un porcentaje cercano al 27% del costo total mes.

Siguiendo el análisis del estudio externo e interno, se determina entregar la siguiente fórmula a operaciones para maximizar el uso de reactivos y la oportunidad de recuperación máxima de acuerdo a la mineralogía. (Ver tabla 23)

Tabla . Consumo sugerido de cada reactivo de acuerdo a especies alimentadas.

	NaSH (g/t)	Colector (g/t)	Espumante (g/t)
Composito 6 >60%	x	40-60	50-70
Composito 6+9 >65%	x	40-60	50-70
Otra mezcla	300-550	40-60	50-70

En la tabla 24, se puede observar que al hacerse ineficiente la operación de la planta, operaciones busca mejorar esta condición, adicionando en exceso algunos reactivos, sin mejora, lo cual está en línea con los resultados obtenidos en las pruebas tanto internas como externas.

Tabla . Consumo de reactivos planta de flotación año 2013

INSUMOS ÁREA SECA 2013														
	UNID	ENER	FEBRE	MARZ	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOST	SEPT	OCTU	NOVIE	DICIE	TOTAL
TOTAL MINERAL APILADO	MES	1848782	1699015	1614320	1341600	1596456	1778508	1898802	1754142	1831608	0	0	0	15363233
COBRE FINO CONCENTRADO.	MES	18	10	8	18	15	21	25	28	22				164
TOTAL MINERAL DE CHANCADO Terciario	ton/MES	1.892.236	1.770.414	1.595.700	1.443.190	1.598.213	1.776.798	1.857.317	1.756.142	1.834.200				15524210
TONELADAS ALIM. FLOTACION	MES	55463	50970	48430	40248	47894	53355	56964	52624	54948				460897
FLOCULANTE Terciario	Kilos	2.250	3.470	3.000	2.916	1.600	2.030	2.960	2.000	3.840				24.066
FLOCULANTE FLOTACION	Kilos	1.500	780	0	684	720	870	740	500	960				6.754
NASH	kilos	0	7.250	10.500	26.229	21.449	15.333	12.000	13.843	17.425				124.029
METIL ISOBUTIL CARBINOL	Kilos	1.920	3.200	1.920	2.560	1.280	5.760	1.240	5.440	6.390				29.710
XANTATO (COLECTOR)	Kilos	1.000	3.000	1.000	2.000	1.000	2.000	2.000	2.000	3.000				17.000
CAL VIVA (LIME)	kilos	29.600	13.450	12.000	20.420	22.920	10.500	21.000	30.680	5.930				166.500
HNO3 (ACIDO NITRICO)	Kilos	0	350	595	770	525	665	70	350	350				3.675
Consumos Especificos por Ton Cu														
	UNID	ENER	FEBRE	MARZ	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOST	SEPT	OCTU	NOVIE	DICIE	Promedio
FLOCULANTE Terciario	kg/Tons	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00				0,002
FLOCULANTE FLOTACION	kg/Tons	0,03	0,02	0,00	0,02	0,02	0,02	0,01	0,01	0,02				0,015
NASH	Kg/Ton	0,00	0,14	0,22	0,65	0,45	0,29	0,21	0,26	0,32				0,282
METIL ISOBUTIL CARBINOL	kg/Tons	0,03	0,06	0,04	0,06	0,03	0,11	0,02	0,10	0,12				0,064
XANTATO (COLECTOR)	kg/Tons	0,02	0,06	0,02	0,05	0,02	0,04	0,04	0,04	0,05				0,037
CAL VIVA (LIME)	Tons/Tons	0,53	0,26	0,25	0,51	0,48	0,20	0,37	0,58	0,11				0,365
HNO3 (ACIDO NITRICO)	kg/Ton	0,00	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,00	0,01	0,01				0,008

En la tabla 25, se puede observar marcado en color rojo, la aplicación en el mes de octubre de la fórmula propuesta, con un consumo de 300 g/t de NaHS, 40 g/t de Colector y 60 g/t de espumante.

Tabla . Costo área flotación año 2013.

Costo 2013	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Elemento de protección personal (EPP)	850	295	844	901	3.173	1.906	1.528	878	877	872	-	-
Energía	86.504	80.993	79.345	69.478	78.242	72.277	81.352	74.594	71.381	70.111	-	-
Acido Nitríco	-	380	648	845	578	718	-	363	-	-	-	-
Colector	2.521	7.562	2.520	5.040	2.520	5.040	5.040	5.040	7.919	5.536	-	-
Floculante	7.681	2.560	-	2.317	3.322	3.322	2.980	2.483	2.483	2.483	-	-
Cal	5.690	2.589	2.306	3.924	4.465	2.046	3.857	5.526	1.068	1.076	-	-
Otros agentes químicos	-	-	-	-	-	6.585	5.042	-	9.909	9.910	-	-
Espumante	6.671	11.134	17.134	8.938	4.806	21.627	2.441	20.748	14.012	12.821	-	-
NaSH	-	16.747	23.402	58.469	47.823	34.193	26.760	30.870	38.858	36.759	-	-
Filtros	-	-	-	-	-	1.654	-	-	-	-	-	-
Otros consumibles	275	-	-	-	287	-	1.894	(1.142)	3.316	3.321	-	-
Servicios y contratos	10.827	-	-	-	-	12.100	-	-	-	-	-	-
Consumibles de oficina	1.308	2.376	170	173	5.578	234	81	2.191	106	98	-	-
<b>Total Gasto</b>	<b>122.326</b>	<b>124.635</b>	<b>126.369</b>	<b>150.085</b>	<b>150.793</b>	<b>161.700</b>	<b>130.973</b>	<b>141.550</b>	<b>149.929</b>	<b>142.987</b>	-	-

#### 5.4 Sensibilización.

Al revisar la tabla 25, podemos observar que para mantener operando la planta de flotación y en presencia de altos contenidos del compuesto 6 y 9, el costo mínimo de operaciones, considerando todos sus ítems es de 103.000 dólares aproximadamente. (ver tabla 26)

De acuerdo al LOM de Barrick Zaldívar, el valor de la libra proyectada es de USD 3,25, lo cual abarca el periodo comprendido entre el año 2014 al 2029.

Tabla . Sensibilidad de costo v/s producción.

USD	T [Cu]	Libras	Costo	USD libra
103000	5	11023	9,3	3,25
110000	15	33069	3,3	3,25
120000	25	55116	2,2	3,25
130000	35	77162	1,7	3,25
140000	45	99208	1,4	3,25
150000	55	121254	1,2	3,25
160000	65	143300	1,1	3,25

Al observar la tabla 26 y la figura 31, se puede identificar que la producción mínima de la planta de flotación es de 15 t y un costo aproximado de USD 115.000.

Se observa en la sensibilización, que sobre las 15 t de producción de cobre fino mes, la planta queda protegida con respecto al costo la libra, bajando rápidamente a valores inferiores a 3,25 USD/libra.

En el LOM de la empresa este dato es relevante, ya que a partir del año 2016, la alimentación a planta mayoritariamente serán sulfuros secundarios, por lo tanto la planta mejorará notablemente su recuperación y los proyectos pasan a ser complementarios y no excluyentes a la planta de flotación.

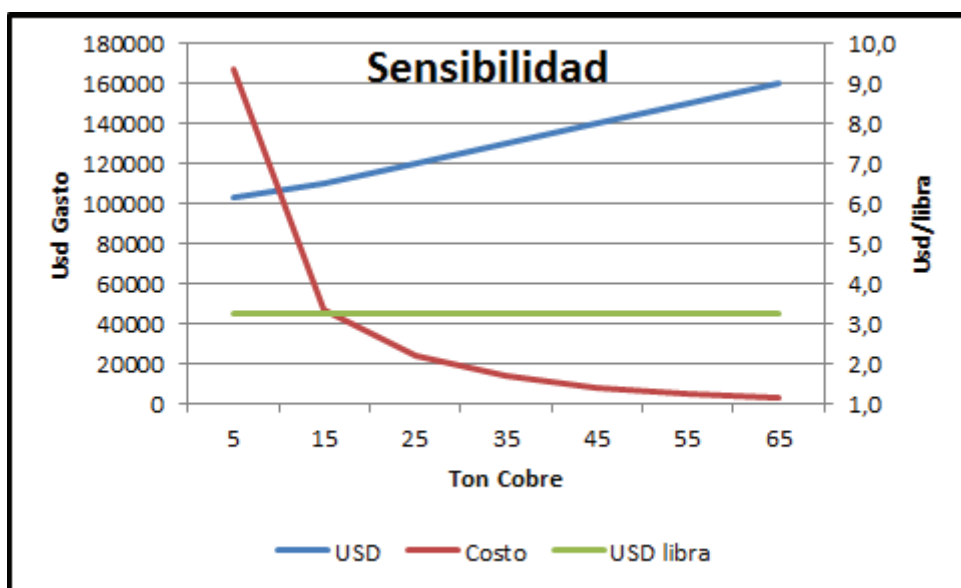


Figura . Sensibilidad de costo v/s producción, Castro. (2013)

## CAPÍTULO VI: PROPUESTA A MEDIANO PLAZO

A partir de esta investigación realizada, surgieron alternativas, en primer lugar eliminar la etapa del proceso (flotación), con implementar tambores aglomeradores y

chancado en seco, por los resultados obtenidos, pero a medida que se ahondó en la problemática y la causalidad, en la cual no estaba incluida la mineralogía, comenzó a observarse la potencialidad que presentan las terrazas y el tranque de relaves de Barrick Zaldívar. El área de terrazas se abandonó en el año 2006, para dar paso a la operación del tranque de relaves, lo cual suma a la fecha cerca de 9,5 millones de toneladas con una ley promedio de 0,71% de cobre total y 0,48 % de cobre soluble.

En el LOM se puede observar que a partir del año 2016, continuará aumentando la relación de sulfuros alimentados a planta por el desarrollo de la mina, por lo que mantener eficientemente la planta, puede ser una oportunidad de negocio.

Por este motivo en este capítulo, tocaremos superficialmente el proyecto que está partiendo conceptualmente, ya posee una carta Gantt por la importancia que tiene como objetivo, y este es, que el primer trimestre del año 2016, comiencen los aportes de finos de cobre, significando un proceso complementario al actual y un aporte entre el 5 y 7% de producción por sobre el planificado en último LOM (2014), de la empresa.

Tabla . Pasos de proyectos y relación entre precisión v/s contingencia.

Project Steps					
	Business Case	Scoping	PreFeasibility	Feasibility	Details
<b>Accuracy</b>	<b>40%</b>	<b>35%</b>	<b>25%</b>	<b>15%</b>	<b>5 - 10%</b>
<b>Contingency</b>	<b>20 - 25%</b>	<b>20 - 25%</b>	<b>15 - 20%</b>	<b>10 - 15%</b>	<b>5 - 10%</b>

En la tabla 27, se puede ver que a medida que el proyecto avanza desde el caso base, hasta el de detalles, la precisión aumenta y la contingencia baja. Con respecto a este proyecto como mejora a mediano plazo, ya se encuentra en etapa de Scoping (determinación del alcance ó estudio), y pasará directo a la etapa de factibilidad, por lo conocido del proceso y su clara oportunidad de negocio.

En la figura 32, se puede observar que el actual proceso de flotación, nace producto de la pulpa enviada desde el chancador terciario, ya que como hemos comentado en este estudio es proveniente de los chancadores en húmedo. Este material es aproximadamente un 3% del material alimentado al chancador primario.

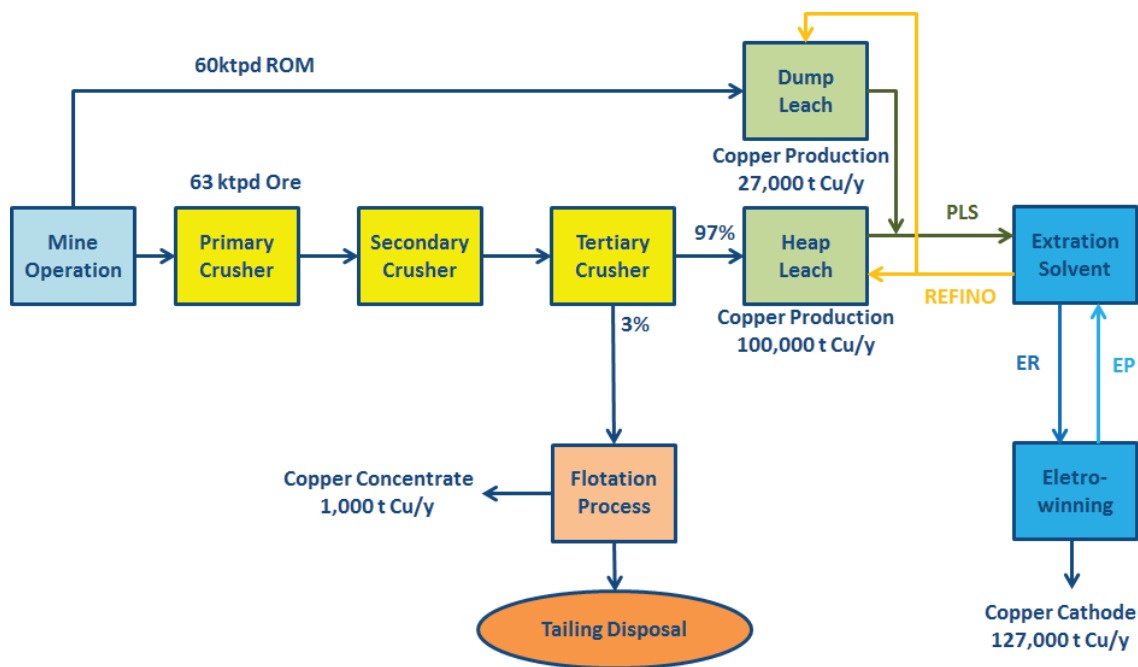


Figura . Actual diagrama de los principales procesos de Barrick Zaldívar

La propuesta complementaria al actual proceso, es instalar una planta de lixiviación por agitación posterior a la planta de flotación, como alimentación fresca, y una carga desde relaves (terrazas/tranque), por un periodo de 12 años, asociado el tiempo a la vida útil de Barick Zaldívar hasta el momento.

En la figura 33, se puede ver la propuesta en el diagrama, en la cual la etapa de lixiviación por agitación, entregará un PLS a la planta de SX y esta etapa, enviará en circuito cerrado un refino.

Además la planta contempla un circuito de espesadores para trabajar en contra corriente (configuración CCD), con el objetivo de concentrar el refino (0,13 g/L de cobre) proveniente de la piscina de refino inferior y llevarlo a una concentración estimada de 7 a 9 g/L de cobre para alimentar la piscina de PLS.

Se están realizando pruebas para espesar hasta valores de 65% de sólidos, para minimizar el recurso hídrico, favorecer etapa posterior y facilitar la aprobación

ambiental del proyecto. Estas pruebas internas, se deberán externalizar para corroborar los resultados, ya que es una de las etapas críticas del proceso.

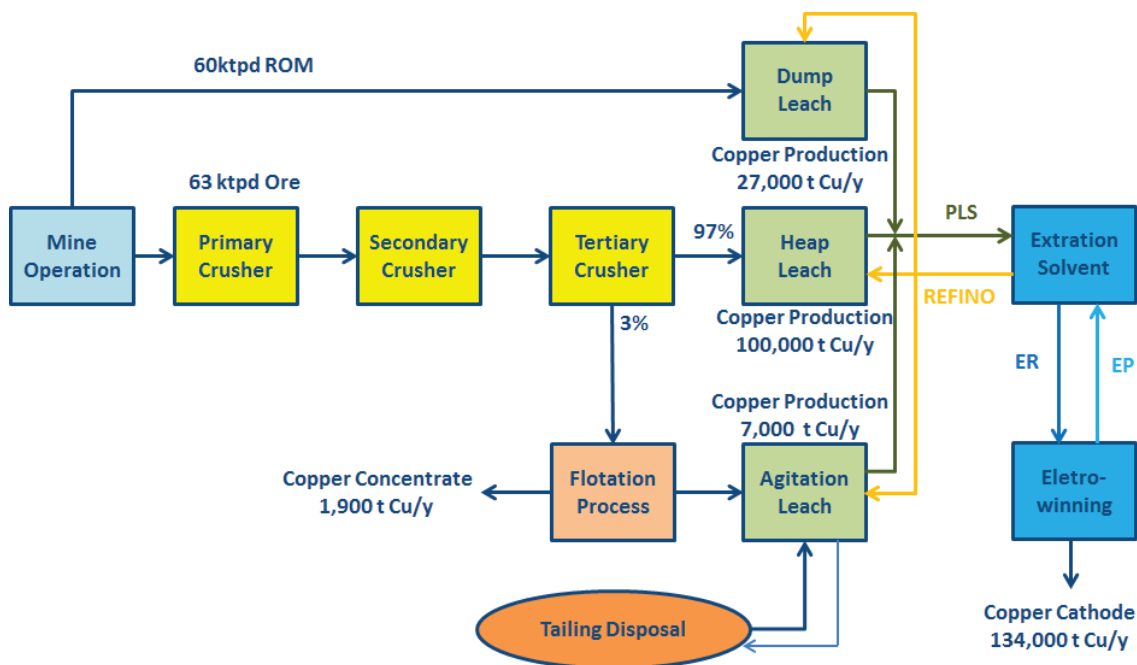


Figura . Diagrama propuesto para el proceso

En la tabla 28, se puede ver un resumen del material en condición de poder ser alimentado a la planta de lixiviación por agitación, la cual a la fecha (diciembre 2015), se estima será de 13,5 millones de toneladas con una ley media de cobre total de 0,71% y un cobre soluble de 0,51%. Esto entrega un fino de cobre por recuperar de 61.653 toneladas.

Por su alto contenido de soluble, en el resumen se puede ver que la recuperación proyectada para el material ya depositado es de 65% y para el nuevo material a tratar, es decir, a partir del año 2016 en un 55% por el incremento de sulfuro en la relación, alcanzando solo 0,15% de cobre soluble.

Al realizar los aportes por periodo, podemos observar que el total proyectado es de USD 605 millones, los cuales principalmente, se encuentran para el material depositado entre los años 1995 al 2015 con USD 442 millones.

Tabla . Resumen de reservas y recursos del proyecto.

RESERVES & RESOURCES	Unit	OLD TAILING (1)	NEW TAILING (2)	TOTAL
<b>Material</b>				
Tonnage	t	13.562.703	8.082.837	21.645.540
Total Copper Grade	% Total Cu	0,71	0,52	0,64
Acid Soluble Copper Grade	% Soluble Cu	0,48	0,15	0,36
Insoluble Copper Grade	% Ins Cu	0,23	0,37	0,28
Contained Total Copper	t Cu	96.295	42.031	138.326
<b>Leaching Recoveries</b>				
<b>Total Copper Recovery</b>	%	65,0	55,0	62,3
<b>CCD Recovery</b>				
<b>Copper Recovery</b>	%	98,5	98,5	98,5
<b>Total Production</b>				
Contained Total Copper	t Cu	61.653	22.770	84.423
Contained Total Copper	Pounds Cu	135.921.613	50.199.619	186.121.232
<b>Total Revenue</b>				
Copper Price	USD/pound Cu	3,25	3,25	3,25
Total Revenue	M USD	442	163	605
<b>Time Project</b>	years	12	12	12
<b>Total Production</b>				
Contained Total Copper	t Cu / year	5.138	1.898	7.035
Contained Total Copper	Lb Cu / year	11.326.801	4.183.302	15.510.103

Notes:

(1) The values Old Tailing were obtained of the historical statistic, Metallurgical balances, from 1995 until October 2013, include Budget 2013, 2014 & 2015

(2) The values New Tailing were obtained of the LOM2014 Production Plan, from January 2016 until 2027

En la tabla 28, se puede ver que la media de producción del proyecto se estima en 7.035 t/año, con un aporte de 15.5 millones de libras/año.

En la figura 34, se puede observar gráficamente el impacto del proyecto en el actual LOM 2014, en donde se muestra cada área aportadora de finos, en donde la más importante es la pila H.L (heap leach), con un 70% generalmente y el nuevo proyecto de lixiviación por agitación con la sigla en inglés ZTL (Zaldivar Tailing Leach).

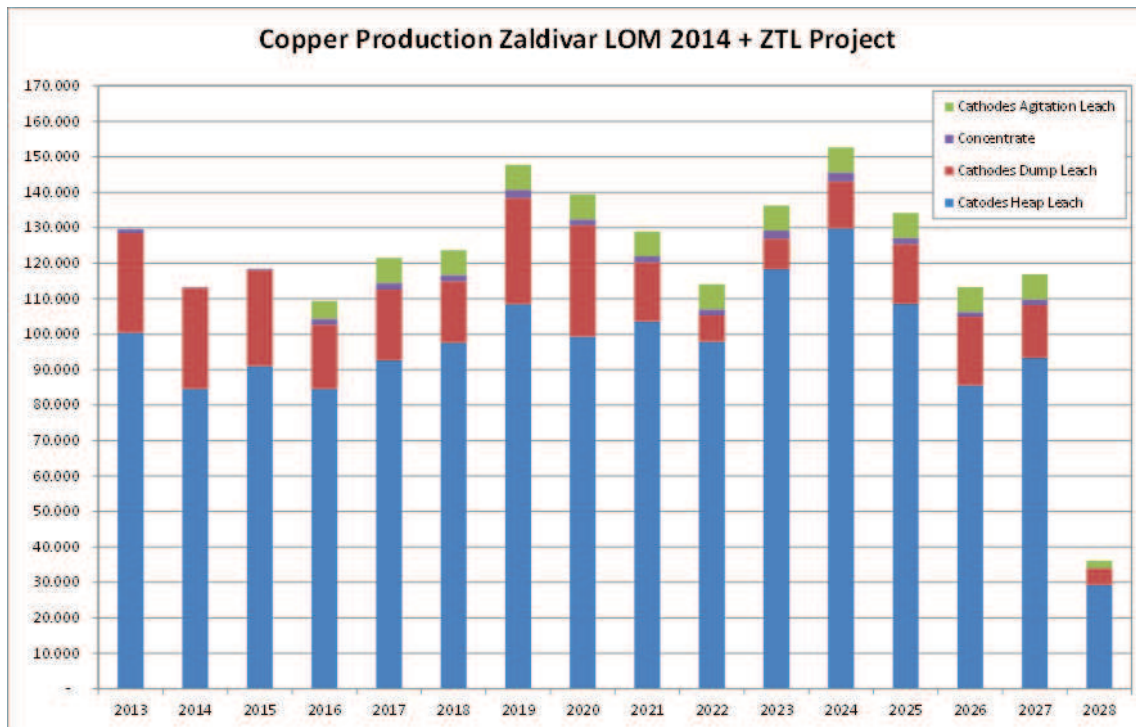


Figura . Aporte de finos del proyecto con respecto al LOM 2014

El proyecto considera, 12 años a partir del año 2016 hasta el año 2027, y consta de 4 operaciones unitarias.

1. Extracción-transporte, re-fluidización de relaves.
2. Lixiviación por agitación.
3. Separación sólido-líquido.
4. Disposición de ripios.

Hoy existen dos propuestas para retirar el relave desde los puntos de depositación, ya que como se observa anteriormente hasta el año 2006, el depósito se realizaba en terrazas, por este motivo el retiro se debe realizar con excavadora y transporte a través de camiones. En la figura 35, se puede observar una lixiviación por agitación y un sistema de CCD, el desafío es espesar hasta un 65% y entregar un caudal de 880 m<sup>3</sup>/h

Como se estima una turbidez superior a 100 ppm en el PLS obtenido en el espesador, se estima además un clarificador para bajar esta turbidez bajo 30 ppm, siendo compatible con el área de SX, para minimizar la formación de borra (crud)

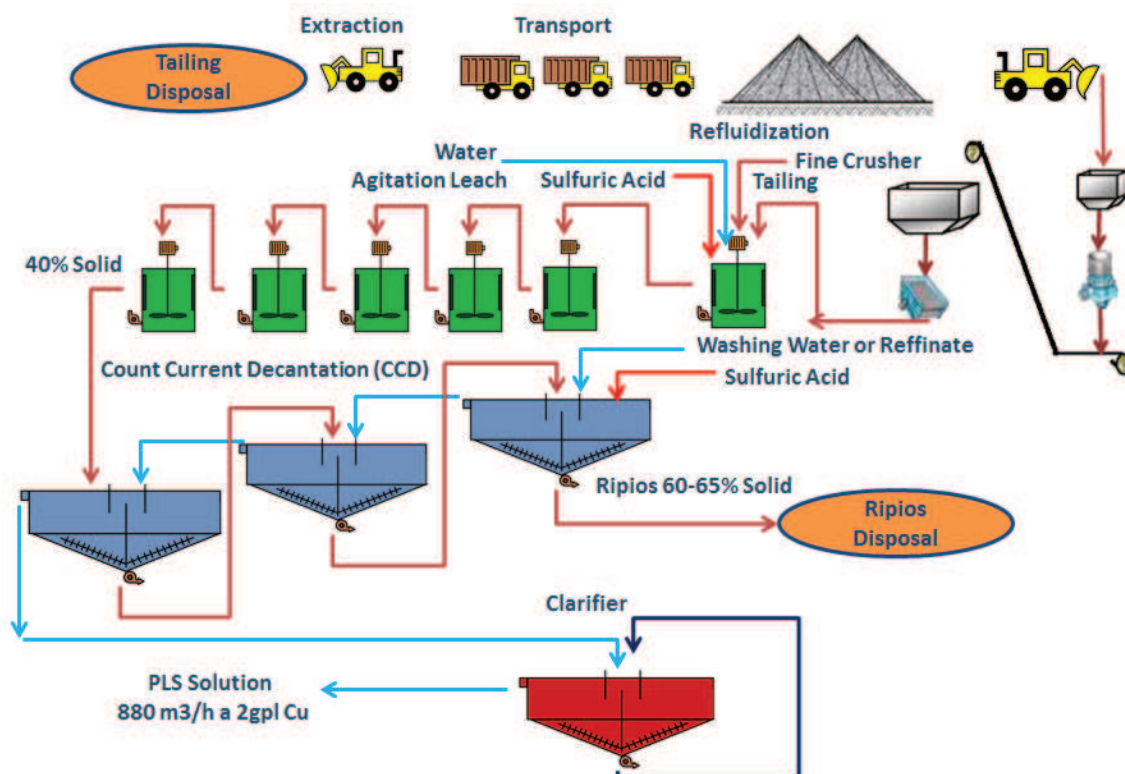


Figura . Diagrama de proceso asociado a retiro desde terrazas.

En ambos diagramas se puede observar el porcentaje de sólidos en lixiviación, que es con la cual viene acondicionada desde el espesador de cola. En la figura 36, se puede observar la forma propuesta de extraer el relave desde el tranque, la cual es a través de agua, a gran presión y posteriormente se impulsa a través de estaciones de bombeo.

La configuración mantiene la idea central de un CCD y posterior clarificación de soluciones. La debilidad de la propuesta para el relave, es el uso de grandes cantidades

de agua, la cual es una limitante para Barrick Zaldívar, ya que se encuentra en un 95% del uso autorizado por la DGA.

Esta debilidad, se puede transformar en una gran oportunidad, ya que hay posibilidad de cubrir las pilas con termo film. En el proceso de lixiviación actual, sólo la pila dinámica, utiliza este sistema y las piscinas tampoco se encuentran cubiertas para minimizar la pérdida de evaporación.

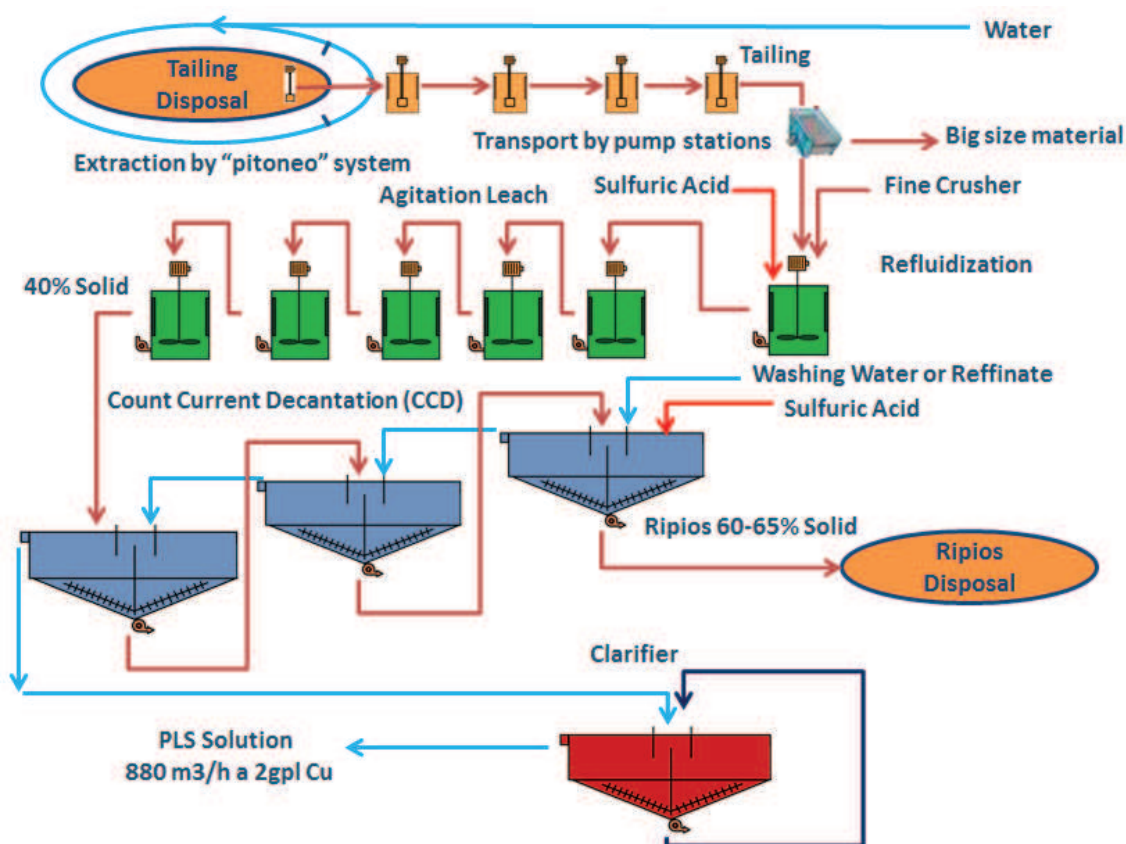


Figura . Diagrama de proceso asociado a retiro desde tranques

De acuerdo a los diagramas se han definido los principales equipos asociados al proyecto, en la tabla 29 podemos ver este detalle, en donde los principales desafíos son lograr filtrar el producto obtenido por el espesador de descarga hacia disposición final,

con los objetivos de minimizar la reposición de agua y además facilitar la deposición final y con ello la aprobación ambiental.

Tabla . Principales equipos asociados al proyecto.

MAIN EQUIPMENTS	CAPACITY	TAKEOFF QUANTITY
<b>Extraction &amp; Transport of Tailing</b>		
Wheel loader, marca Komatsu, modelo WA900	13 m3 and 21, 5 t bucket capacity	2
Trucks, Mercedes Benz, model 4144K	20 m3 and 33 t capacity	3
Buzon Feeder	200 t/h	1
Vibrating Feeder 20" x 60" Cap: 200 t/h Power (kW): 20	200 t/h	1
Crusher HP400 METSO or similar Cap: 200 t/h Power (kW): 315	200 t/h	1
Discharge Belt Conveyor 20"; L40m Cap: 200 t/h Power (kW) 25	200 t/h	1
Screen 1.6m x 6m Cap: 200 t/h Power (kW): 15	200 t/h	1
<b>Re-Fluidization of Tailing</b>		
Agitator Tank for slurry with 30 minutes of residence, 30 kW	200 m3 effective	1
Slurry pump 40% Solid w/w, 130 lps 50 kW .	130 lps slurry solid 40% w/w	1
HDPE piping 10" for slurry	600 m3/h	5000 m
HDPE Piping 8" for industrial water	400 m3/h	5000 m
<b>Agitation Leach of Tailing</b>		
Agitator leach Tank for slurry with 2.5 hours of residence, 30 kW	200 m3 effective	6
Slurry pump 40% Solid w/w, 130 lps 50 kW .	130 lps slurry solid 40% w/w	6
Sulphuric Acid Tank for 2 days of stock	100 m3 effective	2
Sulphuric Acid pump, power 5 kW	1,5 lps Sulphuric Acid	2
<b>CCD Circuit</b>		
Thickener Outokumpu Supaflo Hihg Rate 30 m Dia., 50 kW	470 m3/h with 37% w/w	3
Slurry pump 40% Solid w/w, 130 lps 50 kW .	130 lps slurry solid 40% w/w	3
<b>Clarifier</b>		
Clarifier Hihg Capacity 30 m Dia., 50 kW	900 m3/h	1
Solution pump, 250 lps 50 kW .	900 m3/h	1
<b>Infrastructure</b>		
Control Room		100 m2
Electrical substation		2
Others (dining room, etc.)		100 m2

Revisando el listado de los principales equipos, podemos estimar el costo en capex (gasto de capital) que podemos alcanzar a grandes rasgos, de acuerdo a la experiencia de adquisición de equipos en el interior de Barrick.

En la tabla 30, se puede visualizar un costo estimado de USD 74,9 millones, con un 25% de contingencia, en línea con el nivel de avance que posee el proyecto.

Es importante hacer notar que hoy se están realizando varias pruebas de laboratorio, entre ellas, recuperación de lixiviación, consumo de ácido, sedimentación, reología, eficiencia de lavado, entre otras.

Tabla . Estimación de gasto capital del proyecto.

CAPEX OF UNITARY OPERATIONS & ITEMS	Unit	VALUES
<b>Extraction, Transport &amp; Re-Fluidization of Tailing</b>	M USD	8,8
<b>Agitation Leach of Tailing</b>	M USD	5,1
<b>Separation Solid - Liquid &amp; Ripios Disposal</b>	M USD	21,4
<b>Infrastructure</b>	M USD	5,6
<b>Indirect Cost</b>	M USD	15,4
<b>Engineering &amp; EIA Studies</b>	M USD	3,2
<b>Commissioning</b>	M USD	1,0
<b>Contingency 25%</b>	M USD	14,5
<b>TOTAL</b>	M USD	<b>74,9</b>

Con respecto a los gastos operacionales estimados, esto se puede observar en la tabla 31, en la cual se proyecta un consumo de ácido de 54 K/t, un incremento en dotación de 25 personas, y un gasto anual de USD 13,8 millones.

Tabla . Estimación de gastos operacionales del proyecto.

METALLURGICAL BALANCE & PARAMETERS	Unit	OLD TAILING	NEW TAILING	TOTAL
<b>Treatment Material</b>				
Hourly Treatment	t /hour	157	94	251
Daily Treatment	t /day	3.140	1.871	5.011
Yearly Treatment	t /year	1.130.225	673.570	1.803.795
<b>Copper Production</b>				
Daily Production	t Cu /day	14	5	20
Yearly Producton	t Cu /year	5.138	1.898	7.035
<b>Reagents, Water &amp; Power Consumption</b>				
Sulphuric Acid Fresh Consumption	t /year	60.990	36.348	97.338
Sulphuric Acid Fresh Consumption	Kg/t	54	54	54
Water Industrial Fresh Consumption	lps	1,0	0,0	1,0
Power Consumption	MWh	7.218	4.302	11.520
N° Peoples	N°	16	9	25
<b>OPEX &amp; PRICES</b>	<b>Unit</b>	<b>OPEX</b>	<b>Unit</b>	<b>PRICES</b>
<b>Sulphuric Acid</b>	k USD /year	11.194	USD /t	150
<b>Water</b>	K USD /year	23	USD/m3	0,90
<b>Power</b>	k USD /year	1.440	USD /MWh	130
<b>Labor</b>	k USD /year	1.125		
<b>TOTAL</b>	k USD /year	13.782		

Al poseer los beneficios esperados, la inversión de capital, y una proyección de gastos operacionales, se puede entregar un flujo de caja del proyecto, con la consideración que hoy aún tenemos un 25% de contingencia.

Tabla . Estimación económica del proyecto.

Reserves & Resources	Unit	Tailing	Fine Crusher	Total
Reserves & Resources	t	13.562.703	8.082.837	21.645.540
Total Copper Grade	%	0,71	0,52	0,64
Copper Recovery	%	64,0	54,2	61,3
Treatment per day	tpd	3.140	1.871	5.011
Years of treatments	years	12	12	12
Copper Production per year	tpy	5.138	1.898	7.035
Copper Production per year	poundspy	11.326.801	4.183.302	15.510.103

Finances Indicators	Unit	Value
Inicial Project		2016
Payback		2018
Capital	MUS\$	75
Discount Rate	%	5%
NPV	MUS\$	233
IRR	%	44%
Cu Recovered	MIbs	186

Prices	Unit	Value
Copper	USD/lb Cu	3,25
Sulphuric Acid	USD/t	115
Power	USD/MWh	125
Industrial Water	USD/m3	0,90

En la tabla 32, se puede ver lo atractivo del proyecto, con sus coeficientes financieros del VAN (NPV) con USD 233 millones, y un TIR del 44%, aplicando una tasa de descuento del 5%, tasa exigida por los inversionistas de Barrick.

El proyecto posee además, un payback de 2 años, en línea con lo exigido también, que este por debajo de los 5 años en sus retornos.

Para el desarrollo de los beneficios se utiliza el precio futuro determinado por Barrick para evaluar su proyecto es un valor libra de USD 3,25, y para los principales gastos operacionales, como son ácido sulfúrico, energía y agua, los proyectados en el LOM de la empresa.

En la figura 37, se puede ver que el primer año, el flujo de caja es negativo, por la inversión realizada, pero rápidamente comienza a favorecer el proyecto los finos obtenidos a partir de la implementación.

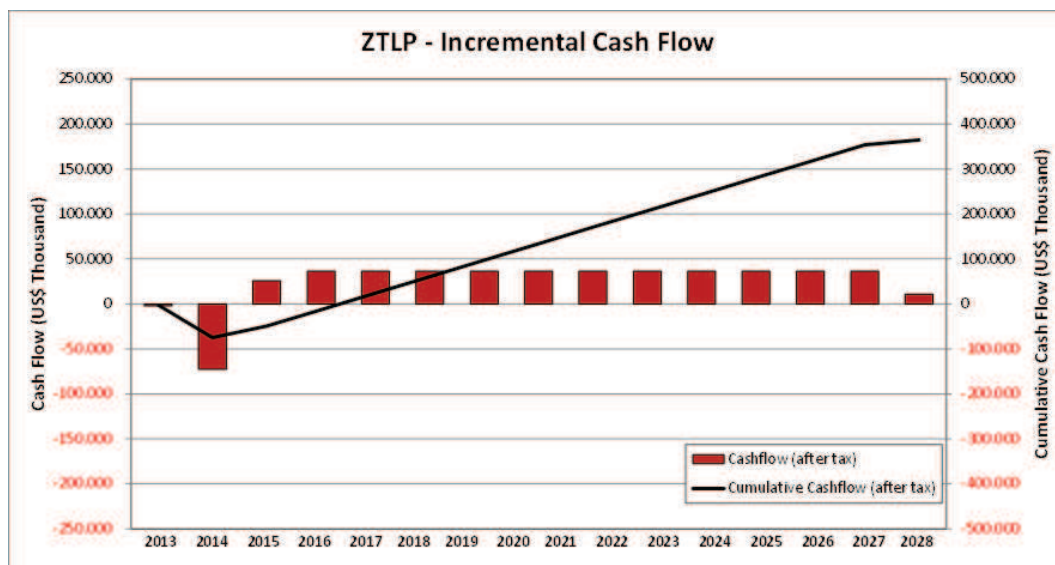


Figura . Incremento del flujo de caja del proyecto en el tiempo

Al realizar la sensibilidad económica del proyecto en un rango +/- 20%, podemos observar en la figura 38 gráficamente, que el principal efecto, lo posee el valor de la libra, sin condicionar el proyecto en este rango.

En la tabla 33, y figura 31, se pueden identificar los siguientes factores que inciden en el proyecto, como son ácido sulfúrico, capex, opex, energía.

Tabla . Sensibilidad económica del proyecto. +/- 20% (tasa de descuento 5%)

Input Variable	Unit	-20%	-15%	-10%	-5%	0%	5%	10%	15%	20%
Copper Price	US\$/lb	2,60	2,76	2,93	3,09	3,25	3,41	3,58	3,74	3,90
Total CAPEX	MUS\$	80%	85%	90%	95%	100%	105%	110%	115%	120%
Total OPEX	MUS\$/year	11,0	11,7	12,4	13,1	13,8	14,5	15,2	15,8	16,5
Energy Price	US\$/MWh	100	106	113	119	125	131	138	144	150
Sulphuric Acid Price	US\$/t	92	98	104	109	115	121	127	132	138
Output	Unit	NPV Sensibility (5% Discount Rate)								
Copper Price	MUS\$	150	170	191	212	233	254	275	296	317
Total CAPEX	MUS\$	248	244	241	237	233	230	226	223	219
Total OPEX	MUS\$	256	251	245	239	233	228	222	216	210
Energy Price	MUS\$	236	235	235	234	233	233	232	232	231
Sulphuric Acid Price	MUS\$	252	247	243	238	233	229	224	219	215



## CONCLUSIONES

- De acuerdo a las pruebas realizadas, se puede observar que las especies mineralógicas poseen gran relevancia en el comportamiento metalúrgico de la planta y por ende en su variabilidad de resultados, entregando resultados hasta 60% bajo el modelo actual, en referencia al año 2013.
- El modelo, al utilizar el factor de ajuste encontrado, como se puede ver para el año 2013, sube su precisión a valores por sobre el 95% desde un 38%, lo cual permite estimar de mejor manera los finos y entregar a comercialización una variable de entrada confiable.
- El apoyo metalúrgico a operaciones ha llevado a entregar respuestas a la variabilidad de la planta, la cual no tenía una explicación clara, con la cual se puede gestionar a partir de hoy en alternativas de mejoras al área. Con respecto a los costos por ejemplo, se entrega una fórmula para utilizar y no sobre pasar estos y en forma importante entender el comportamiento del compuesto 6.
- En el procesamiento del compuesto 6, en la planta de flotación, se deben considerar las proporciones de tratamiento en la planta, sí: compuesto 6 > al 60 % y la suma de los compósitos 6 + 9 > 65 %, se debe usar un factor de 0,3, en el modelo de predicción de finos. Esto también incide en la fórmula de reactivos propuesta
- El análisis de sensibilidad de la planta, señala que se puede observar que a partir de las 15 toneladas de finos de cobre producidos y con un valor libra de USD 3,25 se comienza a percibir utilidades en esta unidad de negocios.
- De acuerdo al estudio de los costos, entre el periodo de los años 2011 al 2013, la planta a entregado utilidades por 4,1 millones de dólares.

- Es importante no descuidar la planta de flotación y mantener esta sinergia, ya que, aunque es bajo su aporte de finos de cobre al global de producción, podría impactar negativamente en sus costos.
- Con respecto a tratar los relaves desde las terrazas y tranques, es una excelente oportunidad desde varios puntos de vista, medio ambiente, producción, personal, desarrollo. Es un proyecto que con la etapa de avance en el estudio, se estima puede alcanzar a los USD 75 millones de inversión, con atractivos coeficientes financieros con un VAN de USD 233 millones y una TIR del 44%. Además, el proyecto busca eliminar los depósitos de relaves, siendo estos sólo residuos con un pH de 5 a 6, con lo cual se ahorra el proyecto de ampliación de relaves que desde el año 2016 a 2027 se proyecta un gasto de USD 40 millones.
- La sensibilidad económica del proyecto de lixiviación por agitación, se realizó con un +/- 20% de contingencia, indica que el factor precio de la libra es su principal amenaza, y aun con un valor libra de USD 2,6, el proyecto continúa con un VAN de USD 150 millones, lo que es un excelente motivador para continuar con el proyecto.
- El proyecto de acuerdo a carta Gantt, debe estar en marcha el primer trimestre del año 2016, en el cual se estima un aumento de fino de cobre en 7.035 t/año, abarcando el periodo 2016-2027.

## BIBLIOGRAFÍA

- 1- Osvaldo Pávez, Apuntes de concentración de minerales I, capítulo 5 “Reactivos de flotación”. Universidad de Atacama, 2004, página 20.
- 2- Osvaldo Pávez, Apuntes de flotación, Universidad de Atacama, 2004, página 5.
- 3- Alexander Sutulov, Flotación de Minerales, capítulo 4 “reactivos de flotación”, 1962, página 68.
- 4- V. Conejeros, M. Bosse, M. Rivas, Optimización del Uso del NaHS en la Flotación de Minerales de Cobre. Página 1.
- 5- Sergio González, Maximización de planta de flotación 1, Minera Zaldívar, planta de flotación, 1999.
- 6- Osvaldo Pávez, Apuntes de concentración de minerales I, Capítulo 6 “Flotación de sulfuros y oximinerales”. Universidad de atacama páginas. 26 -29.
- 7- Alexander Sutulov, Flotación de Minerales, capítulo 9 “Flotación de los no sulfuros metálicos”, 1962, paginas 231-233.
- 8- Osvaldo Pávez, Apuntes de concentración de minerales I, capítulo 9 “alterativas no convencionales para el tratamiento de partículas finas y superfinas”. Universidad de Atacama, 2004, página 63.
- 9- Fernando Barona, Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación para minerales de cobre, Departamento de ingeniería en minas, Universidad de Chile, Páginas 25-29, 2006.
- 10- Claudio Acuña Conversación personal, Antofagasta Julio 2013.
- 11- Roberto Quiroz, Apuntes de concentración de minerales, Unidad 2 “Balance de masa en plantas concentradoras”, Universidad Católica del Norte, 2009, páginas 17–24.
- 12- Fernando Tapia, Control potenciométrico en la flotación de mineral oxidado de cobre, planta sulfuro EMMB, Capítulo 2 “Antecedentes Teóricos”, Departamento de ingeniería metalúrgica, 2009, páginas 20 – 24.
- 13.- Agar, G.E., Stratton-Crawley, R. and Bruce, T.J. Optimizing the Design of Flotation Circuits. CIM Bulletin, dec. 1980, p. 173-180.

14. – Víctor Conejeros, Informe avance 1 “Evaluación metalúrgica de la flotación del compuesto 6, 2013.

15.- Juhani Haarti. Proceso de lavado en una separación sólido-líquido. Rocas y minerales, mayo 1987.

16.-Araya, T. Apuntes de concentración de minerales, Universidad de Concepción, 1972.

## **ANEXOS**

De acuerdo a la investigación, se encuentran dos estudios realizados por el área de geología, estos estudios poseen 2 directrices, la primera es identificar los compósitos y la segunda tiene relación con el análisis de recuperación de los compósitos considerados sulfuros. El tercer anexo tiene relación con un estudio externo que se envió a la Universidad Católica del Norte, con el objetivo de determinar las condiciones en el cual se podría optimizar la recuperación. Este informe es un avance del final, pero ya entrega directrices en la cual está en línea con las pruebas internas realizadas, en donde se observa que no hay aún un método para maximizar su recuperación.



DESCRIPCION COMPOSITOS GEOMETALURGICOS  
GEOLOGIA CORTO PLAZO.

PATRICIO MORALES B.  
CRISTIAN MONROY R.  
DEPTO. GEOLOGIA  
CIA. MINERA ZALDIVAR

## **1.- Compósito – Pórfido Zaldivar Cuarzo-Sericítico**

**Color:** Blanco grisáceo a gris.

**Textura:** Porfídica media, con fenocristales en un 30% de cuarzo y feldespatos en una matriz microcristalina de la misma composición.

Los fenocristales corresponden a cuarzo (13%-17%) de bordes corroídos y tamaños de hasta 4 mm; Plagioclasas tabulares de hasta 2 mm (10%-14%); Feldespato potásico (4%-6%), subhedrales de forma tabulares, tamaños de hasta 3 mm, reemplazados por sericita.

La matriz corresponde a un arreglo recristalizado de cuarzo-feldespato potásico y sericita de grano fino (<0.01 mm).

**Composición:** Riolítica.

**Alteración:** Cuarzo-Sericítica

**Elementos mayores:** Si, Al, K, Fe, Cu.

**Elementos menores:** Ti, S, Mg, Na, Pb.

**Mineralización:** Sulfurada.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente diseminada (70%) y en vetillas (30%).

**Relación mineral-ganga:** Mineral (6%) y ganga (94%).

**Mineralogía:** Pirita (44%) y tamaños entre 0.001 y 2.6 mm.

Calcosina (41%) y tamaños entre 0.001 y 2.2 mm.

Calcopirita (<1%) y tamaños entre 0.002 y 0.004 mm.

Molibdenita (<1%) y tamaños entre 0.003 y 0.03 mm.

Covelina (<1%) y tamaños inferiores a 0.1 mm.

Bornita (trazas) y tamaños inferiores a 0.003 mm.

Brochantita (14%)

**Textura Mineral:** Calcosina reemplazando a pirita y calcopirita.

Calcosina cubriendo a pirita.

Calcopirita reemplazando a pirita.  
 Covelina reemplazando a calcosina y pirita.  
 Calcopirita como exolución en pirita.  
 Brochantita reemplazando a calcosina.

**Paragénesis:** Py + Cc + Cpy – Mo – Cv – Bn.

**Porcentaje del compósito:** 8%

**Dureza relativa:** Semi dura a dura.

**Resistencia a la compresión simple:** 255 a 1020 (Kg/cm<sup>2</sup>).

**Consumo de ácido:** 12.5 (Kg ácido/Tn mineral).

## **2.- Compósito – Pórfido Zaldivar Silicificado**

**Color** Gris blanquecino a gris rosáceo.

**Textura:** Porfídica media. Con un 30% de fenocristales en una masa fundamental microcristalina gruesa. Los fenocristales corresponden a Cuarzo (15%) en cristales subhedrales, de bordes corroídos y tamaños entre 0.8 y 4 mm; Feldespato potásico y Plagioclasas (15%), subhedrales, tamaños entre 0.3 y 1.5 mm y reemplazados por arcillas y sericita. Matriz con arreglo de cuarzo sobrecrecido y feldespato potásico en parte argilizado.

**Composición:** Riolítica.

**Alteración:** Potásica con superposición de silicificación.

**Elementos mayores:** Si, Al, K, Fe, S.

**Elementos menores:** Cu, Ti, Mg, Ca, Na.

**Mineralización:** Sulfurada.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas (60%) y diseminada (40%).

**Relación mineral-ganga:** Mineral (5%) y ganga (95%).

**Mineralogía:** Pirita (64%) y tamaños entre 0.005 y 0.8 mm.

Calcosina (25%) y tamaños entre 0.005 y 1.2 mm.

Calcopirita (<1%) y tamaños entre 0.01 y 0.2 mm.

Covelina (<1%) y tamaños inferiores a 0.01 mm.

Bornita (<1%) y tamaños inferiores a 0.01 mm.

Molibdenita (<1%).

Brochantita (10%).

**Textura Mineral:** Calcosina reemplazando a pirita y calcopirita.

Calcosina cubriendo pirita.

Calcopirita reemplazando a pirita.

Covelina reemplazando a calcosina y pirita.

Calcopirita y bornita como exolución en pirita.

Brochantita reemplazando a calcosina.

**Paragénesis:** Py + Cc + Cpy – Cv – Bn.

**Porcentaje del compuesto:** 21%.

**Dureza Relativa:** Dura a puntualmente muy dura.

**Resistencia a la Compresión Simple:** 510 a 1020 (>1020) (Kg/cm<sup>2</sup>)

**Consumo de ácido:** 12.5 (Kg ácido/Tn mineral).

### 3.- Compósito – Pórfido Llamo Sulfurado

**Color:** Blanco amarillento a gris verdoso.

**Textura:** Porfídica media a gruesa. Con un 45% de fenocristales en una matriz cristalina gruesa.

Los fenocristales corresponden a Plagioclasas y Feldespatos potásicos (35%), subhedrales, tamaños entre 0.2 y 2 mm, argilizados y sericitizados; Cuarzo (1%), anhedral y tamaños entre 0.6 y 0.8 mm;

Ferromagnesianos (Biotita y menor anfíboles) (10%), tabulares, tamaños de hasta 5 mm, cloritizados y sericitizados; Minerales opacos (<1%), diseminados y en vetillas y, tamaños entre 0.01 y 0.3 mm. Masa fundamental, agregado cristalino grueso de plagioclasa, cuarzo y feldespato potásico en parte argilizado, con tamaño promedio de 0.04 mm.

**Composición:** Granodiorítica - dacítica.

**Alteración:** Principalmente Cuarzo-Sericítica y Silíceas. Menos frecuente Argílica.

**Elementos mayores:** Si, Al, K, Fe.

**Elementos menores:** Cu, Ti, Ca, Mg, Na, S.

**Mineralización:** Sulfurada.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas (80%) y diseminada desuniforme (20%).

**Relación mineral-ganga:** Mineral (5%) y Ganga (95%).

**Mineralogía:** Calcosina (31%) y tamaños entre 0.005 y 1.2 mm.

Pirita (55%) y tamaños entre 0.001 y 0.3 mm.

Calcopirita (<1%) y tamaños inferiores a los 0.02 mm.

Molibdenita (trazas) y tamaños medios de 0.04.

Bornita (trazas) y tamaños inferiores a 0.01 mm.

Covelina (<1%).

Brochantita (9%).

Crisocola (4%).

**Textura Mineral:** Calcosina reemplazando a calcopirita y pirita.

Calcosina cubriendo pirita.

Calcopirita reemplazando a pirita.

Molibdenita y bornita diseminadas.  
 Covelina reemplazando a calcosina.  
 Brochantita reemplazando a calcosina.  
 Crisocola cubriendo a brochantita.

**Paragénesis :** Cc + Py + Cpy – Bn – Mo.

**Porcentaje del compósito:** 2%.

**Dureza relativa:** Dura.

**Resistencia a la compresión simple:** 510 a 1020 (Kg/cm<sup>2</sup>).

**Consumo de ácido:** 18.3 (Kg ácido/Tn mineral).

#### **4.- Compósito – Andesita Sulfurada**

**Color:** Gris verdoso a gris oscuro.

**Textura:** Micro porfídica a porfídica fina fluidal, con 28% de fenocristales en una matriz afanítica. Los fenocristales corresponden a Plagioclasas (20%), tabulares orientadas y de formas subhedrales, tamaños entre 0.1 y 1.6 mm; Ferromagnesianos (8%), Piroxenos, tamaños entre 0.1 y 1 mm, reemplazados por biotita. Minerales opacos (<1%). Masa fundamental pilotaxítica orientada con plagioclasas, biotita y magnetita.

**Composición:** Andesita de biotita.

**Alteración:** Principalmente Potásica débil y Clorítica.

**Elementos mayores:** Si, K, Al, Fe, Ca.

**Elementos menores:** Cu, Pb, Ti, S, Mg, Na, Mo, Zn.

**Mineralización:** Sulfurada.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas (75%) y diseminada (25%).

**Relación mineral-ganga:** Mineral (3%) y Ganga (97%).

**Mineralogía:** Pirita (58%) y tamaños entre 0.005 y 2.6 mm.  
Calcosina (25%) y tamaños entre 0.001 y 1.4 mm.  
Covelina (5%).  
Calcopirita (<1%) y tamaños menores a los 0.02 mm.  
Molibdenita (<1%) y tamaños medios de 0.3 mm.  
Crisocola (7%).  
Brochantita (4%).

**Textura Mineral:** Calcosina reemplazando a pirita y calcopirita.  
Calcosina cubriendo a pirita.  
Calcopirita como exolución en pirita.  
Molibdenita diseminada.  
Covelina reemplazando calcosina y calcopirita.  
Brochantita reemplazando a calcosina.  
Crisocola cubriendo a brochantita.

**Paragénesis:** Py + Cc – Cpy – Mo.

**Porcentaje del compósito:** 9%.

**Dureza relativa:** Blanda a Semi dura.

**Resistencia a la compresión simple:** 51 a 510 (Kg/cm<sup>2</sup>).

**Consumo de Acido:** 21.9 (Kg ácido/Tn mineral).

## **5.- Compósito – Pórfidos con Oxidos.**

**Color:** Gris blanquecino a Gris verdoso.

**Textura:** Porfídica media (Pórfido Zaldivar) a gruesa (Pórfido Llamo).

**Composición:** Riolítica a granodiorítica..

**Alteración:** Principalmente Argílica, Sericítica y Potásica. Menos frecuente Cloritización y Silicificación.

**Elementos mayores:** Si, Al, K, Fe.

**Elementos menores:** Cu, Ti, Ca, S, Mg, Na.

**Mineralización:** Oxidada.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas y fracturas (97%) y, en forma secundaria como reemplazo selectivo de feldespatos en el pórfido Llamo (3%).

**Relación mineral-ganga :** Mineral (5%) y ganga (95%).

**Mineralogía:** Brochantita-Antlerita (73%).

Calcosina (4%).

Crisocola (21%).

Cobres negros (1%).

Calcopirita (<1%):

Pirita (<1%).

Cuprita (<1%).

**Textura mineral:** Brochantita-Antlerita en vetillas y fracturas.

Crisocola como relleno de fracturas y cavidades.

Calcosina reemplazando a calcopirita y pirita.

Cobres negros cubriendo brochantita.

Crisocola cubriendo brochantita.

Cuprita reemplazando a calcosina.

Brochantita reemplazando a calcosina.

**Paragénesis:** Br + Cr + Cc – CuNe – Cpy – Py.

**Porcentaje del Compósito:** 10%.

**Dureza relativa:** Dura a semi dura.

**Resistencia a la compresión simple:** 255 a 1020 (Kg/cm<sup>2</sup>).

**Consumo de ácido:** 13.5 (Kg ácido/Tn mineral).

## 6.- Compósito – Andesita con Oxidos

**Color:** Gris verdoso a negro.

**Textura:** Afanítica a porfídica fina, con un 28% de fenocristales en una matriz afanítica.

**Composición:** Andesita de biotita.

**Alteración:** Principalmente Clorítica, Biotítica y menos abundante Argílica.

**Elementos mayores:** Si, K, Al, Fe, Ca.

**Elementos menores:** Cu, Mg, Ti, Na, S.

**Mineralización:** Oxidada.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas, fracturas y relleno de cavidades (98%) y diseminada (2%):

**Relación mineral-ganga :** Mineral (4%) y Ganga (96%).

**Mineralogía:** Brochantita (44%):

Crisocola (43%).

Calcosina (4%).

Cobres negros (6%):

Calcopirita (<1%).

Cuprita (<1%).

Covelina (<1%).

Pirita (<1%).

Arcillas con cobre (<1%).

Fosfatos con cobre (<1%).

**Textura mineral:** Brochantita en vetillas.

Crisocola como relleno de fracturas y cavidades.

Calcosina reemplazando a calcopirita.

Hidróxidos de Fe reemplazando a calcosina y en fracturas.

**Paragénesis:** Br + Cr + Cc - CuNe.

**Porcentaje del Compósito:** 50%

**Dureza relativa:** Blanda a semi dura.

**Resistencia a la compresión simple:** 51 a 510 (Kg/cm<sup>2</sup>).

**Consumo de ácido:** 20.3 (Kg ácido/Tn mineral).

## **7.- Compósito – Pórfidos con mineralización mixta SSE-PRI**

**Color:** Gris a gris verdoso.

**Textura:** Porfídica media (Pórfido Zaldivar) a gruesa (Pórfido Llamo).

**Composición:** Riolítica (Pórfido Zaldivar) y menor granodiorítica (Pórfido Llamo).

**Alteración:** Principalmente Cuarzo-sericítica con clorita sobreimpuesta.

**Elementos mayores:** Si, K, Al, Fe, Ca.

**Elementos menores:** Cu, Ti, Ca, S, Mg, Na.

**Mineralización:** Sulfuros secundarios y sulfuros primarios.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas (60%) y diseminada (40%).

**Relación mineral-ganga:** Mineral (1%) y Ganga (99%).

**Mineralogía:** Pirita (35%) y tamaños entre 0.1 y 0.3 mm.

Calcosina (4%) y tamaños entre 0.05 y 0.10 mm.

Calcopirita (42) y tamaños entre 0.20 y 0.30 mm.

Molibdenita (<1%) y tamaños menores a 0.1 mm.

Covelina (4%) y tamaños entre 0.5 a 0.12 mm.

Bornita (8%) y tamaños menores a 0.005 mm.

Oxidados de cobre (8%) y tamaños menores a 0.02 mm.

**Textura mineral:** Calcopirita entrecrecida con pirita.

Calcopirita como exsolución en bornita.

Bornita en agregados monocristalinos.

Covelina en agregados policristalinos.

Covelina como reemplazo de calcopirita y calcosina.  
 Calcosina hipogena en agregados cristalinos  
 Calcosina como reemplazo de calcopirita, pirita y bornita.  
 Oxidados de cobre como agregados finos y discontinuos  
 Molibdenita como agregados monocristalinos.

**Paragénesis:** Py + Cpy + Bor – Mol – Mag – Hem + Cal + Cov + Oxi. Cu .

**Porcentaje del Compósito:** < 1 %

**Dureza elativa:** Semi dura a dura.

**Resistencia a la compresión simple :** 255 a 1020 (Kg/cm<sup>2</sup>).

**Consumo de ácido:** 12.5 (Kg ácido/Tn mineral).

#### **8.- Compósito – Andesita SSE-PRI**

**Color:** Gris verdoso a negro.

**Textura:** Afanítica a porfídica fina, con un 28% de fenocristales en una matriz afanítica.

**Composición:** Andesita de biotita.

**Alteración:** Principalmente Cuarzo-sericítica con biotita y clorita sobreimpuesta.

**Elementos mayores:** Si, K, Al, Fe, Ca.

**Elementos menores:** Cu, Pb, Ti, S, Mg, Na, Mo, Zn.

**Mineralización:** Sulfuros secundarios y sulfuros primarios.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas (60%) y diseminada (40%).

**Relación mineral-ganga:** Mineral (1%) y Ganga (99%).

**Mineralogía:** Pirita (35%) y tamaños entre 0.1 y 0.3 mm.

Calcosina (4%) y tamaños entre 0.05 y 0.10 mm.

Calcopirita (42) y tamaños entre 0.20 y 0.30 mm.  
 Molibdenita (<1%) y tamaños menores a 0.1 mm.  
 Covelina (4%) y tamaños entre 0.5 a 0.12 mm.  
 Bornita (8%) y tamaños menores a 0.005 mm.  
 Oxidados de cobre (8%) y tamaños menores a 0.02 mm.

**Textura mineral:** Calcopirita entrecrecida con pirita.  
 Calcopirita como exsolución en bornita.  
 Bornita en agregados monocristalinos.  
 Covelina en agregados policristalinos.  
 Covelina como reemplazo de calcopirita y calcosina.  
 Calcosina hipogena en agregados cristalinos  
 Calcosina como reemplazo de calcopirita, pirita y bornita.  
 Oxidados de cobre como agregados finos y discontinuos  
 Molibdenita como agregados monocristalinos.

**Paragénesis:** Py + Cpy + Bor – Mol – Mag – Hem + Cal + Cov + Oxi. Cu .

**Porcentaje del Compósito:** < 1 %

**Dureza relativa:** Blanda a Semi dura.

**Resistencia a la compresión simple:** 51 a 510 (Kg/cm<sup>2</sup>).

**Consumo de ácido:** 21.9 (Kg ácido/Tn mineral).

#### **9.- Compósito – Brecha con Oxidados de Cobre**

**Similar a Compósito-6.**

#### **10.- Compósito – Brecha con Sulfuros Secundarios**

**Similar a Compósitos 1 al 4.**

#### **11.- Compósito – Brecha con Mixtos SSE-PRI**

**Similar a compósitos 7 y 8.**

#### **12.- Compósito – Pórfido Zaldivar Argílico-Clorítico**

**Color:** Gris blanquecino a gris rosáceo.

**Textura:** Porfídica media. Con un 30% de fenocristales en una masa fundamental microcristalina gruesa. Los fenocristales corresponden a Cuarzo (15%) en cristales subhedrales, de bordes corroídos y tamaños entre 0.8 y 4 mm; Feldespato potásico y Plagioclasas (15%), subhedrales, tamaños entre 0.3 y 1.5 mm y reemplazados por arcillas y sericita. Matriz con arreglo de cuarzo sobrecrecido y feldespato potásico en parte argilizado.

**Composición:** Riolítica.

**Alteración:** Argílica sobreimpuesta a cuarzo-sericita, silicificación y potásica.

**Elementos mayores:** Si, Al, K, Fe, S.

**Elementos menores:** Cu, Ti, Mg, Ca, Na.

**Mineralización:** Sulfurada.

**Ocurrencia de la mineralización:** Principalmente en vetillas (60%) y diseminada (40%).

**Relación mineral-ganga:** Mineral (5%) y Ganga (95%).

**Mineralogía:** Pirita (64%) y tamaños entre 0.005 y 0.8 mm.

Calcosina (25%) y tamaños entre 0.005 y 1.2 mm.

Calcopirita (<1%) y tamaños entre 0.01 y 0.2 mm.

Covelina (<1%) y tamaños inferiores a 0.01 mm.

Bornita (<1%) y tamaños inferiores a 0.01 mm.

Molibdenita (<1%).

Brochantita (10%).

**Textura Mineral:** Calcosina reemplazando a pirita y calcopirita.

Calcosina cubriendo pirita.

Calcopirita reemplazando a pirita.

Covelina reemplazando a calcosina y pirita.

Calcopirita y bornita como exolución en pirita.

Brochantita reemplazando a calcosina.

**Paragénesis:** Py + Cc + Cpy – Cv – Bn.

**Porcentaje del compuesto:** <1%.

**Dureza relativa:** Semi dura.

**Resistencia a la compresión simple:** 255 a 510 (Kg/cm<sup>2</sup>)

**Consumo de ácido:** 12.5 (Kg ácido/Tn mineral).



# Análisis de Resultados Estudio Mineralógico Muestras Zaldivar

---

Requerido por Mauricio Rubio  
Barrick Zaldivar  
[10 de Junio de 2010]

## Introducción

A solicitud de Mauricio Rubio, geólogo jefe de Barrick Zaldívar, se realizó un análisis estadístico de muestras geometalúrgicas de mina Zaldívar. A estas muestras (214 en total) se les realizó estudios mineralógicos en el laboratorio de Gabgeo Ltda. en Antofagasta. Para cada una de estas muestras se realizó un informe mineralógico con datos de composición modal global, base mineral, base sulfuros, liberación y tamaños, rango de tamaños, así como también la composición mineralógica de la ganga. Posteriormente se recibieron datos de recuperación metalúrgica correspondientes a pruebas de botella. Los datos de estos informes se vertieron en una planilla global, a la cual posteriormente se le adicionaron los resultados de recuperación de pruebas de botella.

El presente trabajo tiene como objeto analizar las relaciones entre las variables mineralógicas estudiadas y los valores de recuperación de las pruebas.

## Análisis Global

Las muestras fueron separadas por geólogos de Barrick Zaldívar en compósitos de acuerdo a sus características de litología, alteración y zona mineral. La Tabla 1 muestra las características de litología, alteración y zona mineral por compósito, según la información entregada por Zaldívar.

**Tabla . Características de litología, alteración y zona mineral de los compósitos definidos.**

<b>Compósito</b>	<b>Comentario</b>	<b>Litología</b>	<b>Alteración</b>	<b>Zona Mineral</b>
<b>Compósito 1</b>		ZPY	QSE	SSE
<b>Compósito 2</b>		ZPY	SIL	SSE
<b>Compósito 3</b>		LPY	QSE (SIL)	SSE
<b>Compósito 4</b>		AND	CLO (POT)	SSE
<b>Compósito 7</b>		ZPY-LPY	QSE (CLO)	MSP
<b>Compósito 8</b>		AND	QSE-BIO	MSP
<b>Compósito 13</b>	Similar a comp 7-8			
<b>Compósito 14</b>		ZPY	ARG-CLO	SSE

La tabla 2 muestra las estadísticas globales de recuperación de las muestras estudiadas.

Tabla . Estadísticas globales de recuperación de las 212 muestras con datos.

	N	Media	Mínimo	Máximo	Desv. Std.
REC (%)	212	46,99	7,88	82,83	19,33

La figura 1 muestra el histograma de frecuencias de recuperaciones de las muestras estudiadas. Se puede apreciar en esta figura que hay a lo menos dos modas en la distribución de recuperaciones (rangos 30-40 y 60-70).

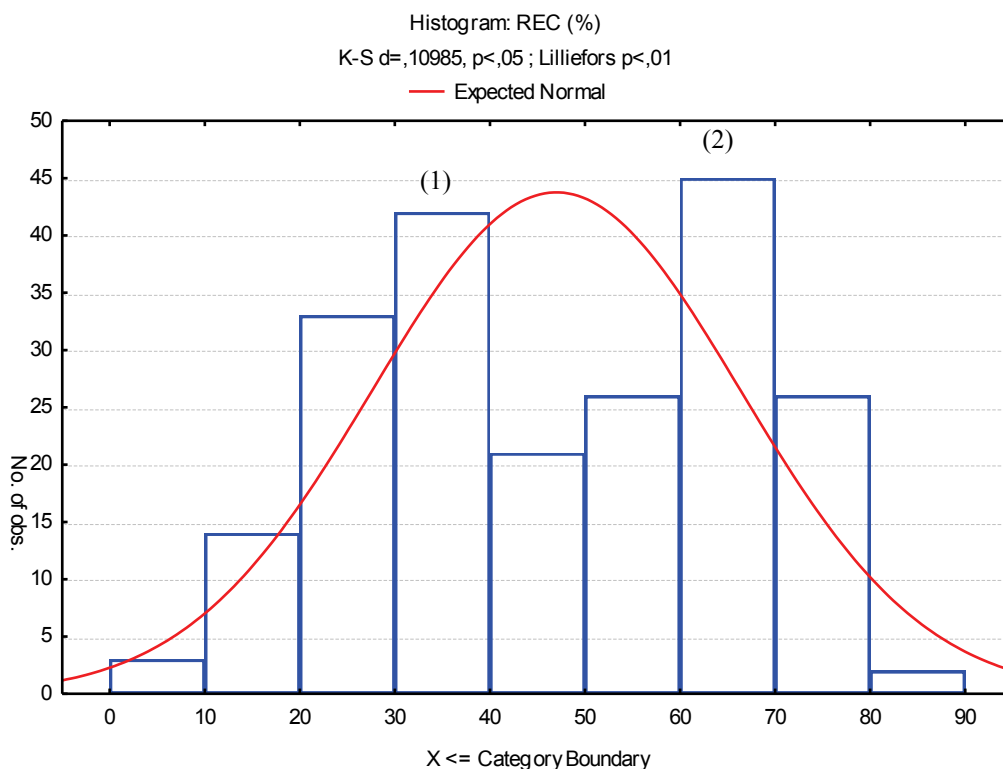
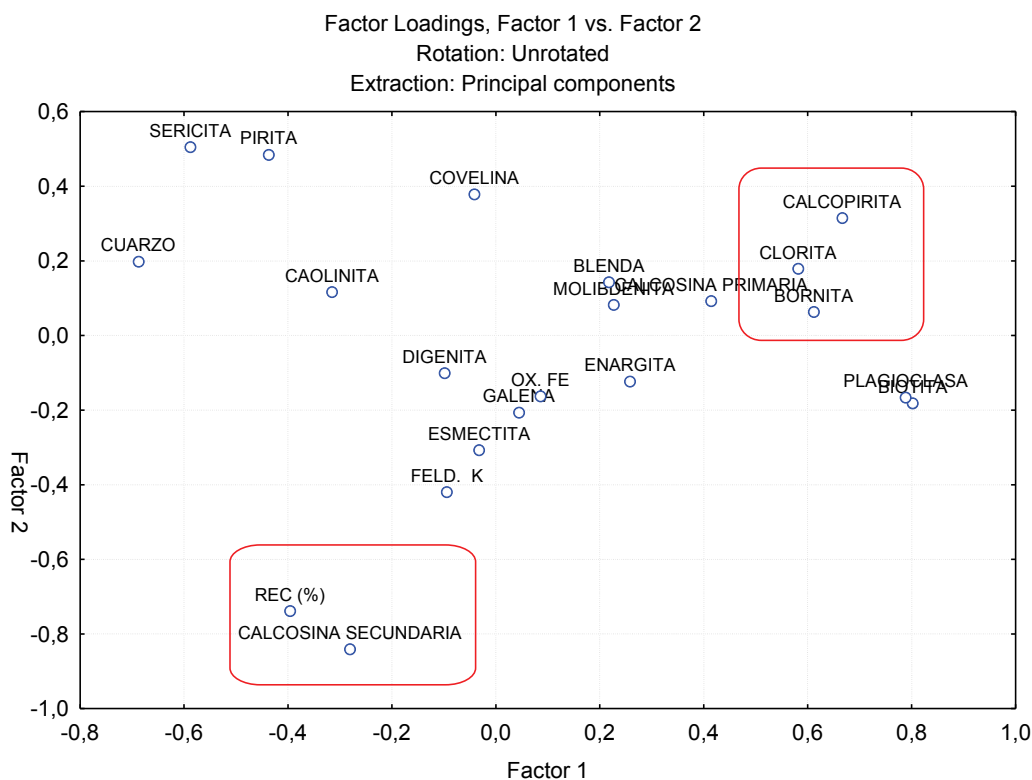


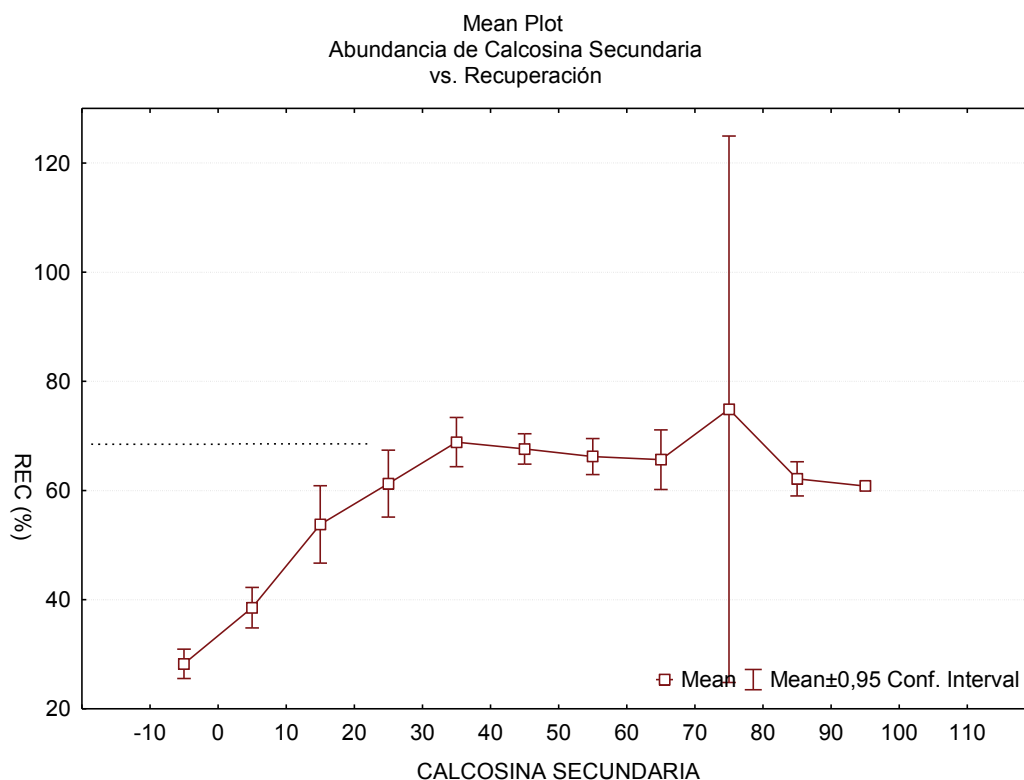
Figura . Histograma de frecuencia con resultados de pruebas de recuperación de cobre. Se observan 2 modas. La moda (1) en el rango de 30-40% de recuperación y la moda (2) en el rango de 60-70%.

La variable mineralógica principal que se encuentra estrechamente relacionada con la recuperación es la abundancia de calcosina secundaria. Se puede observar en la figura 2 los resultados de un análisis factorial de los valores de mineralogía global y recuperación. En la figura se encuentra destacada la estrecha relación entre calcosina secundaria y recuperación.



**Figura . Resultados de un análisis factorial que incluye variables mineralógicas (minerales de mena y ganga) y recuperación. La relación más fuerte observada corresponde a la variable recuperación (REC) con abundancia de calcosina secundaria.**

En la figura 3 se puede observar la relación entre recuperación obtenida y porcentaje global de calcosina. Se observa que en promedio existe un aumento constante de la recuperación en las muestras con mayor volumen de calcosina secundaria. Cuando la proporción de calcosina alcanza un 35% (global), la recuperación tiende a estabilizarse llegando a una meseta de 65-70%. Sobre esta proporción de calcosina, los valores de recuperación tienden a permanecer constantes.



**Figura . Mean Plot Calcosina Secundaria/Recuperación.** En la abscisa se indica la proporción global de calcosina en las muestras y en la ordenada se indican la recuperación promedio de las muestras en el rango correspondiente de abundancia de calcosina. Las barras verticales indican un intervalo de confianza de 95%. Se observa que con abundancias mayores de 35% calcosina global, los valores de recuperación se estabilizan.

### Análisis por Compósito

La tabla 3 muestra las estadísticas de recuperación obtenida por compósito. Al inspeccionar los resultados de esta tabla y la figura 4 se pueden agrupar los compósitos en 3 grandes grupos de recuperación. En términos relativos, se puede separar los compósitos 1 y 2 con valores altos de recuperación (Grupo i, >60% recuperación), los compósitos 3,4 y 14, con valores intermedios (Grupo ii, 40-55% recuperación) y los compósitos 7, 8 y 13 con valores de recuperación bajos (Grupo iii, <35% recuperación).

Tabla . Estadísticas de recuperación por compósito.

Compósito	REC (%)	N	Desv. Std.	Min	Max
1	64,32	30	11,83	35,59	81,17
2	64,55	30	13,41	24,81	74,29
3	41,35	30	13,03	18,69	62,87
4	53,14	28	17,85	17,59	82,83
7	26,15	28	10,74	7,88	46,83
8	30,42	30	6,69	18,99	52,27
13	19,92	7	5,36	11,53	25,01
14	54,59	29	11,88	15,72	65,63
Global	46,99	212	19,33	7,88	82,83

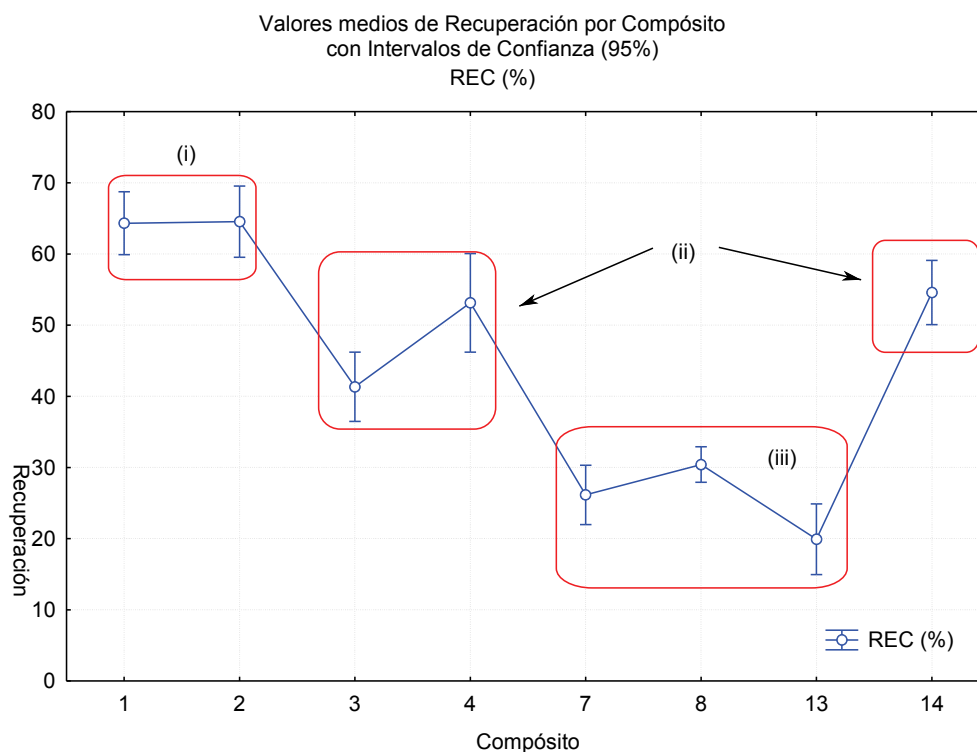


Figura . Se observan graficadas las recuperaciones promedio de los distintos compósitos. Estos se han dividido en 3 grandes grupos, de acuerdo a sus rangos relativos de recuperación. Estos son: (i) Compósitos de alta recuperación (>60%), (ii) Compósitos de recuperación moderada (40-55%) y (iii) Compósitos de baja recuperación (<35%).

Al estudiar la mineralogía de los compósitos se puede establecer la relación fuerte entre la abundancia media de calcosina secundaria y la recuperación (Ver figura 5).

También es posible observar que en los compósitos con recuperaciones más bajas se produce un aumento en la proporción de calcopirita (Figura 6) y también covelina, como se verá más adelante.

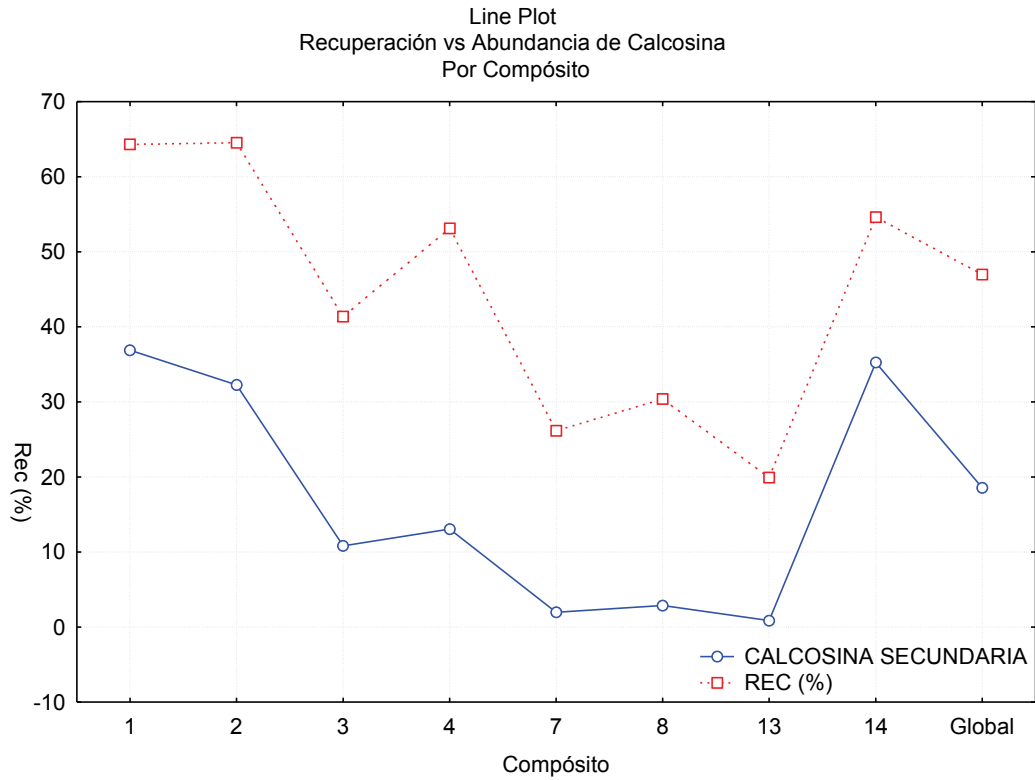
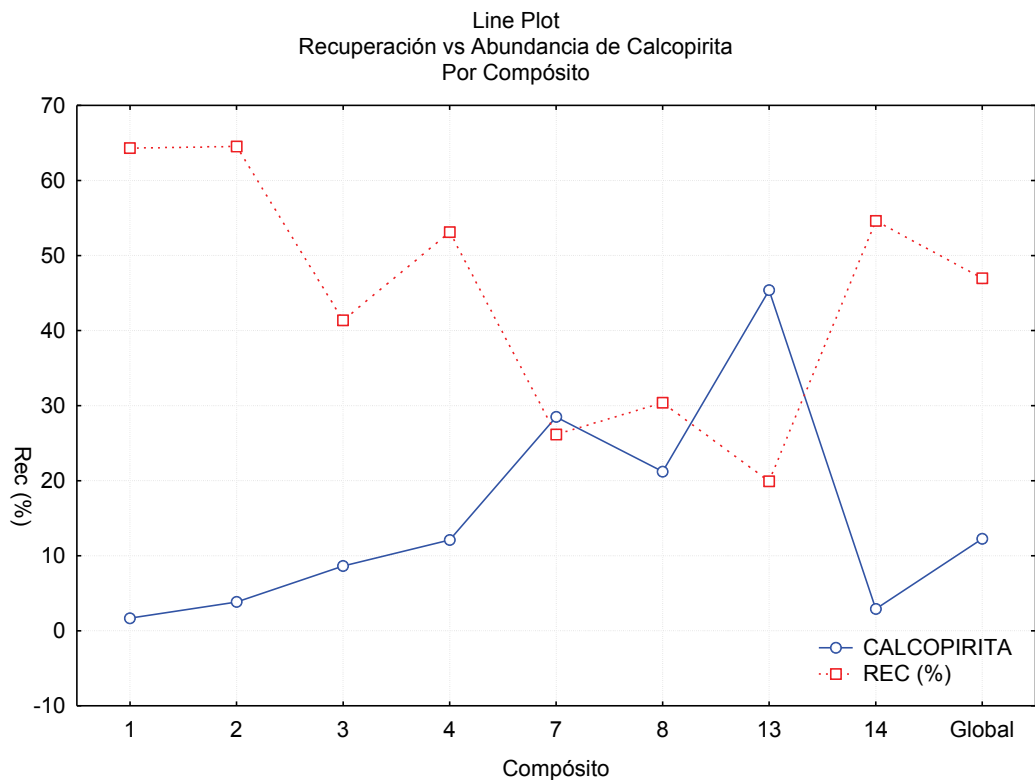


Figura . Gráfico de abundancia relativa de calcosina secundaria y recuperación por compósito. Se puede observar que ambas líneas muestran la misma tendencia.



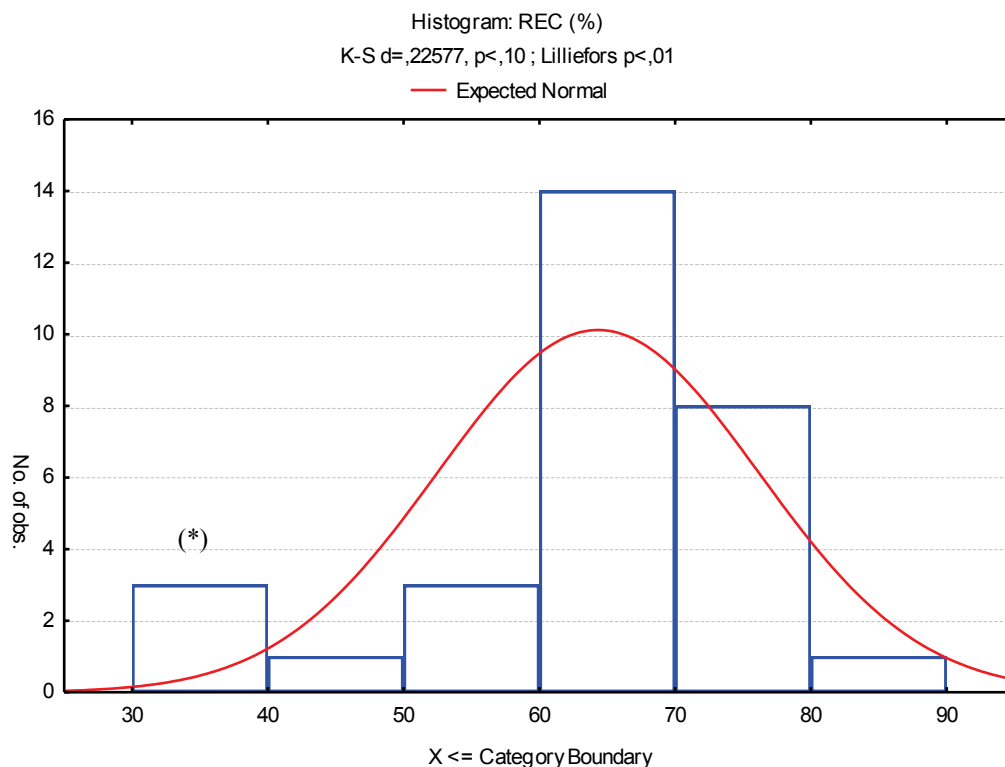
Para el análisis mineralógico detallado de los compósitos representativos de cada uno de los grupos de alta mediana y baja recuperación. Los compósitos elegidos para este propósito son el 1,3 y 7.

### Compósito 1 (Muestras de Alta recuperación)

La tabla 4 muestra las estadísticas de mineralogía global de sulfuros y recuperación obtenida en las muestras del compósito 1. Cabe destacar que la mineralogía de mena más abundante corresponde a pirita y calcosina secundaria, con presencia menor de covelina y escasa presencia de calcopirita, digenita, blenda, galena y molibdenita.

**Tabla . Mineralogía global de sulfuros del compósito 1. Se incluye además la recuperación promedio de las muestras individuales del compósito. No se incluyen minerales de óxido de Fe.**

MINERALOGÍA	N	Media	Min	Max	Desv. Std.
CALCOSINA SECUNDARIA	30	36,90	0,00	89,84	23,09
CALCOSINA PRIMARIA	30	0,00	0,00	0,00	0,00
DIGENITA	30	0,19	0,00	3,71	0,75
COVELINA	30	5,27	0,00	31,91	8,59
CALCOPIRITA	30	1,68	0,00	8,60	2,26
ENARGITA	30	0,00	0,00	0,00	0,00
BORNITA	30	0,00	0,00	0,00	0,00
PIRITA	30	51,88	0,00	87,12	22,17
MOLIBDENITA	30	0,23	0,00	2,71	0,62
BLENDA	30	0,11	0,00	3,23	0,59
GALENA	30	2,93	0,00	87,99	16,07
REC (%)	30	64,32	35,59	81,17	11,83



**Figura . Histograma de distribución de recuperaciones en compósito 1. Se observa una pequeña cola en la distribución con valores de baja recuperación. Las características de este subgrupo se detallan más abajo.**

En la figura 7 se observa el histograma de distribución de recuperaciones de las muestras del compósito 1. En la figura 8 se encuentra dibujados diagramas “pie” con la mineralogía característica de las muestras. Estas muestras presentan mineralización dominante de pirita y calcosina secundaria (Fotomicrografía 1).

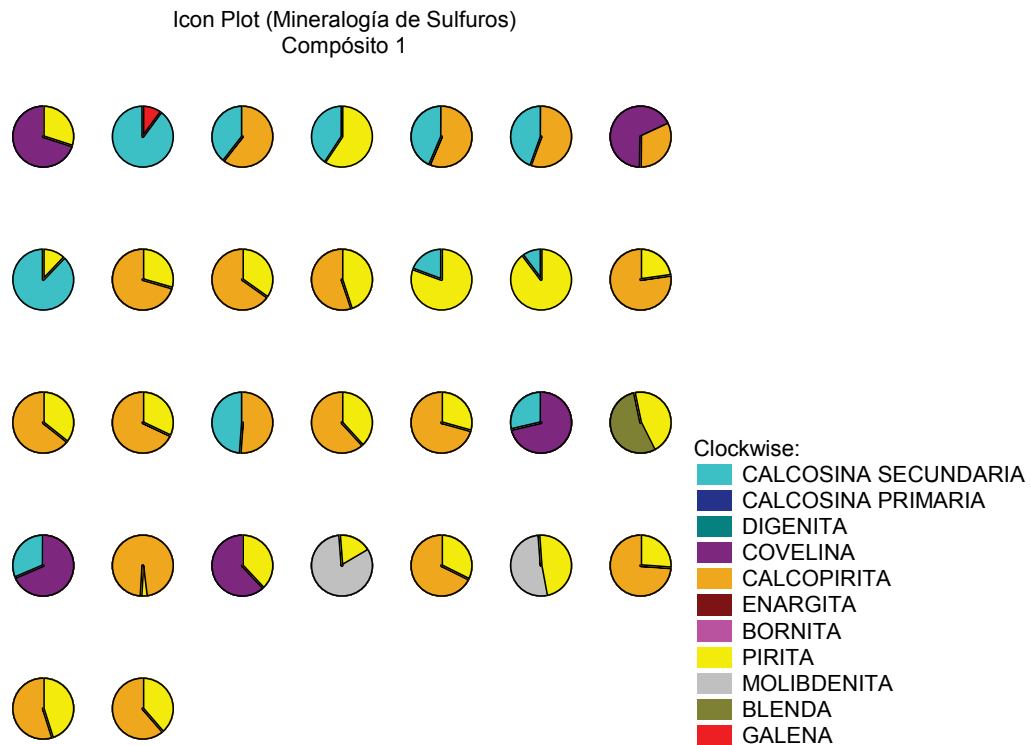
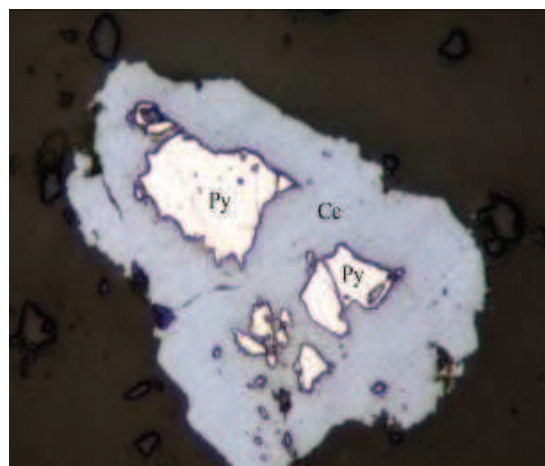


Figura . Diagramas Pie que muestran la mineralogía característica de sulfuros de las 30 muestras del compósito 1. Se puede observar un predominio de calcosina secundaria, como mena de cobre.



Fotomicrografía . Muestra 52881, con reemplazo intenso de calcosina secundaria (Cc) sobre pirita (Py).

*Luz Reflejada. Nícoles Paralelos. 200x.*

Del análisis del histograma de distribución de recuperaciones en las muestras del compósito 1 se desprende que hay una “cola” o subconjunto de muestras que exhiben bajas recuperaciones (<45%). La figura 9 muestra los diagramas Pie con la mineralogía característica de las muestras de este subgrupo. Se puede concluir que estas muestras que presentaron recuperaciones más bajas tienen menor proporción de calcosina secundaria y mayor abundancia de covelina y calcopirita. Geológicamente, esto se puede interpretar como muestras que exhiben una intensidad menor de enriquecimiento secundario (presencia de covelina).



**Figura . Diagramas Pie con la mineralogía de sulfuros de un subgrupo de muestras del compósito 1 que exhibió recuperaciones menores a 45%. Estas muestras presentan menor intensidad de calcosina secundaria y mayor intensidad de covelina y calcopirita.**

La mineralogía de ganga del compósito 1 está compuesta principalmente de cuarzo, sericita (Fotomicrografía 2) y feldespato potásico, con contenidos menores de caolinita y contenidos muy débiles de otras especies (Tabla 5). Gráficamente, la mineralogía de ganga de las muestras de este compósito se muestra en la figura 10.

Al estudiar la mineralogía de ganga de las muestras con recuperaciones menores a 45% se observa que estas presentan ocurrencia débil de clorita (Figura 11), lo que va aparejado de una intensidad menor de enriquecimiento.

Tabla . Estadísticas de mineralogía de ganga correspondientes a muestras del compósito 1.

Mineralogía	Valid N	Mean	Std.Dev.
ANHIDRITA	30	0,46	0,77
CAOLINITA	30	9,16	4,19
ESMECTITA	30	1,82	3,11
VERMICULITA	30	0,19	1,01
ANDALUSITA	30	0,32	0,78
BIOTITA	30	0,82	2,38
CLORITA	30	0,93	1,56
CUARZO	30	36,20	9,45
EPIDOTA	30	0,04	0,13
SIDERITA	30	1,36	7,47
FELD. K	30	18,35	8,25
OX. FE	30	0,93	1,19
PLAGIOCLASA	30	1,75	3,18
SERICITA	30	27,43	6,71
TURMALINA	30	0,02	0,12
YESO	30	0,01	0,05
RUTILIO	30	0,02	0,06
ZIRCON	30	0,20	0,62
REC (%)	30	64,32	11,83

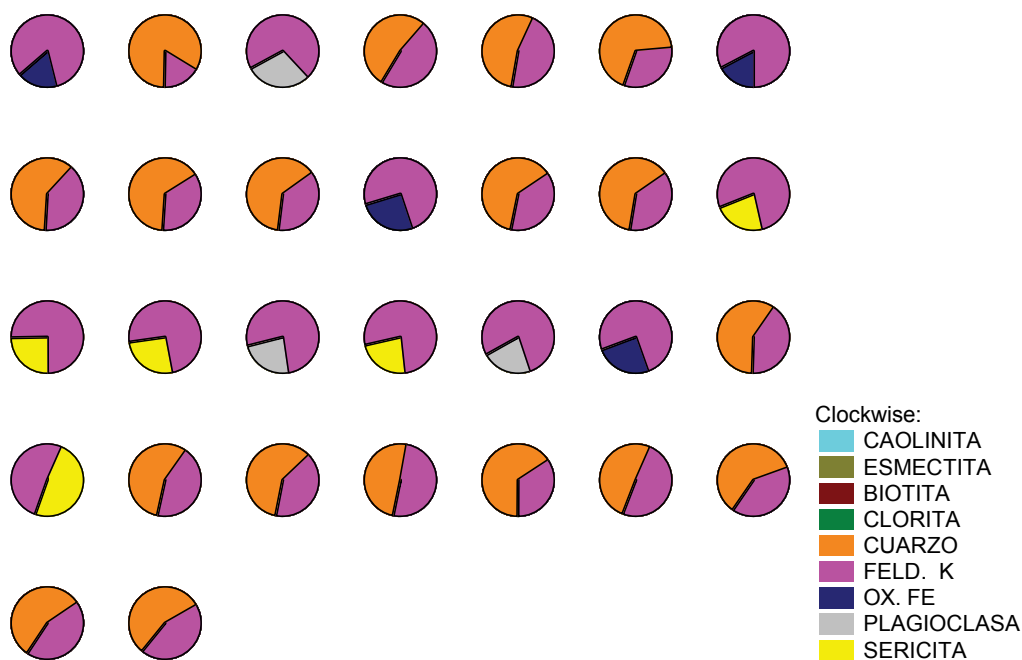
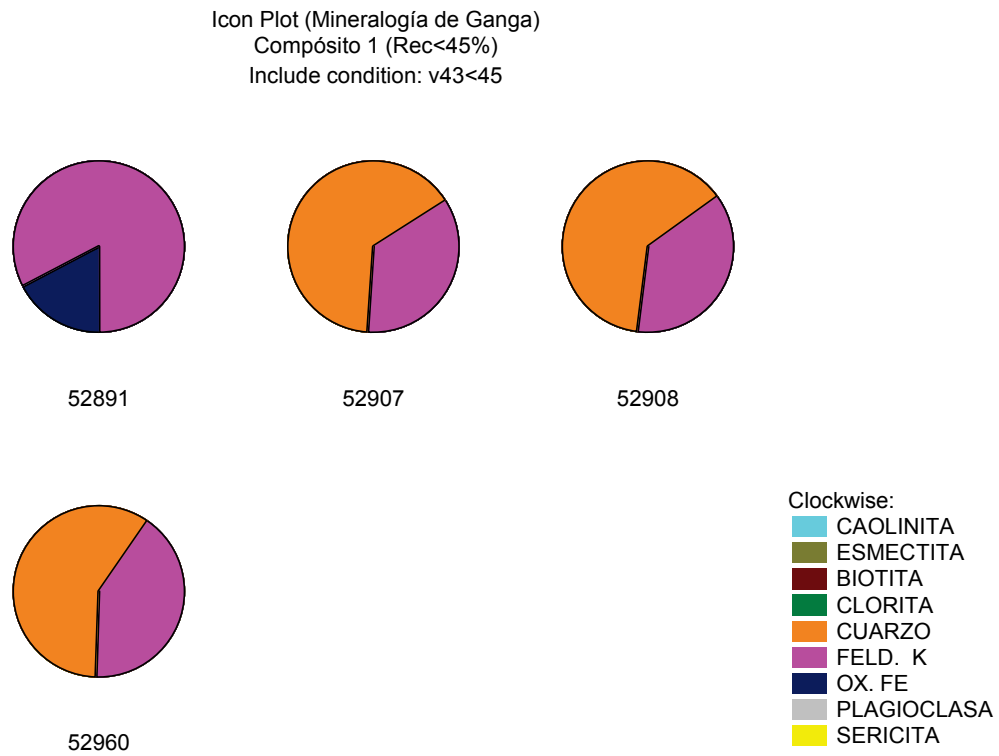
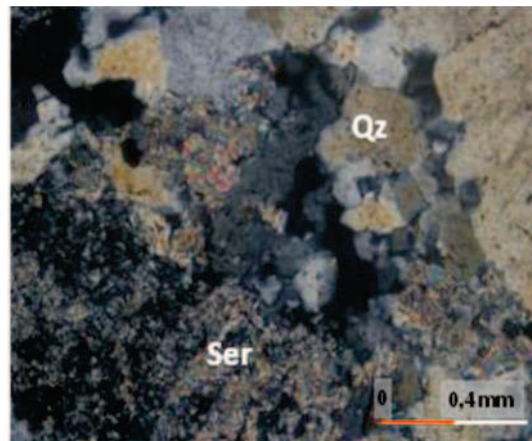
Icon Plot (Mineralogía de Ganga)  
Compósito 1

Figura . Diagramas Pie que muestran la mineralogía de ganga característica de muestras del compósito 1.



**Figura . Diagramas Pie con mineralogía de ganga de subgrupo de muestras del compósito 1 que mostraron recuperaciones menores a 45%. Se observa presencia débil de clorita.**



**Fotomicrografía . Muestra 52887. Mineralogía de ganga típica, con cuarzo (Qz) y sericita (Ser).**

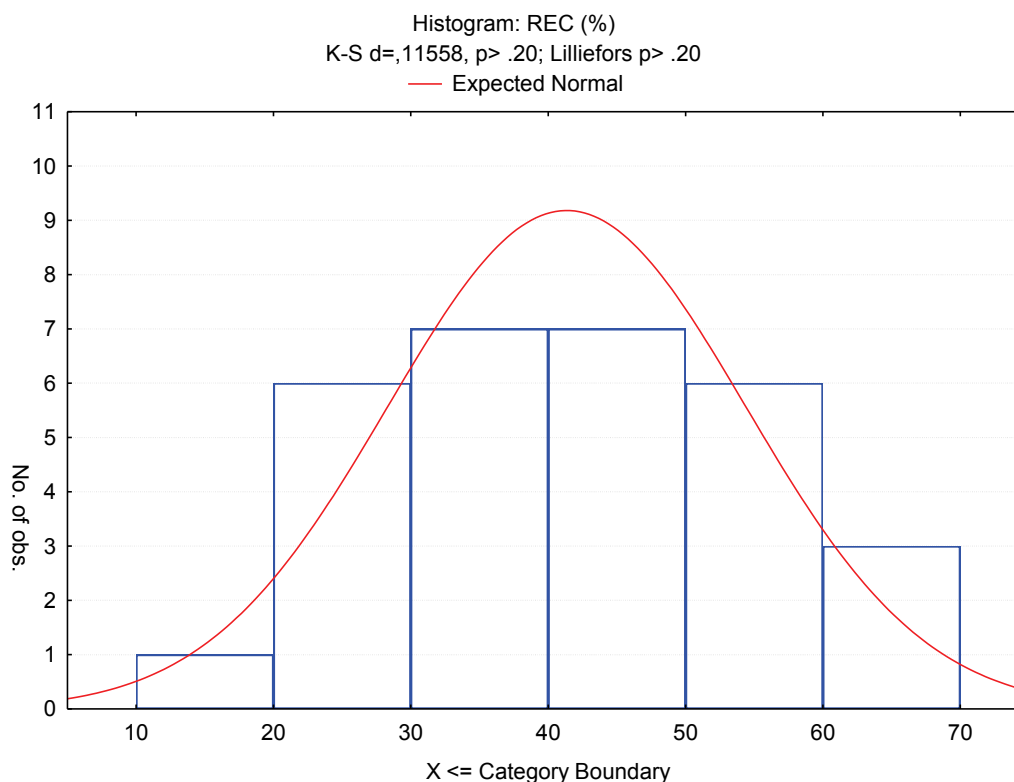
*Luz Transmitida. Nicoles cruzados. 100x.*

### Compósito 3 (Muestras de recuperación Media)

La tabla 6 muestra las estadísticas de mineralogía global de sulfuros y recuperación obtenida en las muestras del compósito 3. Se puede destacar que, en relación con el compósito 1 las muestras de este grupo presentan menor abundancia relativa de calcosina secundaria, y una mayor abundancia de covelina y calcopirita. Asimismo, la recuperación promedio de las muestras de este compósito es de 41,35%, casi 23 puntos más bajo que en el compósito 1.

**Tabla . Mineralogía global de sulfuros del compósito 3. Se incluye además la recuperación promedio de las muestras individuales del compósito. No se incluyen minerales de óxido de Fe.**

Mineralogía	N	Media	Min	Max	Desv. Est.
CALCOSINA SECUNDARIA	30	10,82	0,00	67,24	17,41
CALCOSINA PRIMARIA	30	0,00	0,00	0,00	0,00
DIGENITA	30	0,04	0,00	0,82	0,16
COVELINA	30	10,10	0,51	45,96	11,17
CALCOPIRITA	30	8,64	0,12	35,43	8,07
ENARGITA	30	0,05	0,00	1,44	0,26
BORNITA	30	0,13	0,00	1,49	0,33
PIRITA	30	61,55	5,16	90,28	23,89
MOLIBDENITA	30	0,25	0,00	3,06	0,69
BLENDA	30	0,24	0,00	2,57	0,56
GALENA	30	0,00	0,00	0,00	0,00
REC (%)	30	41,35	18,69	62,87	13,03



**Figura . Histograma de distribución de recuperaciones en compósito 3.**

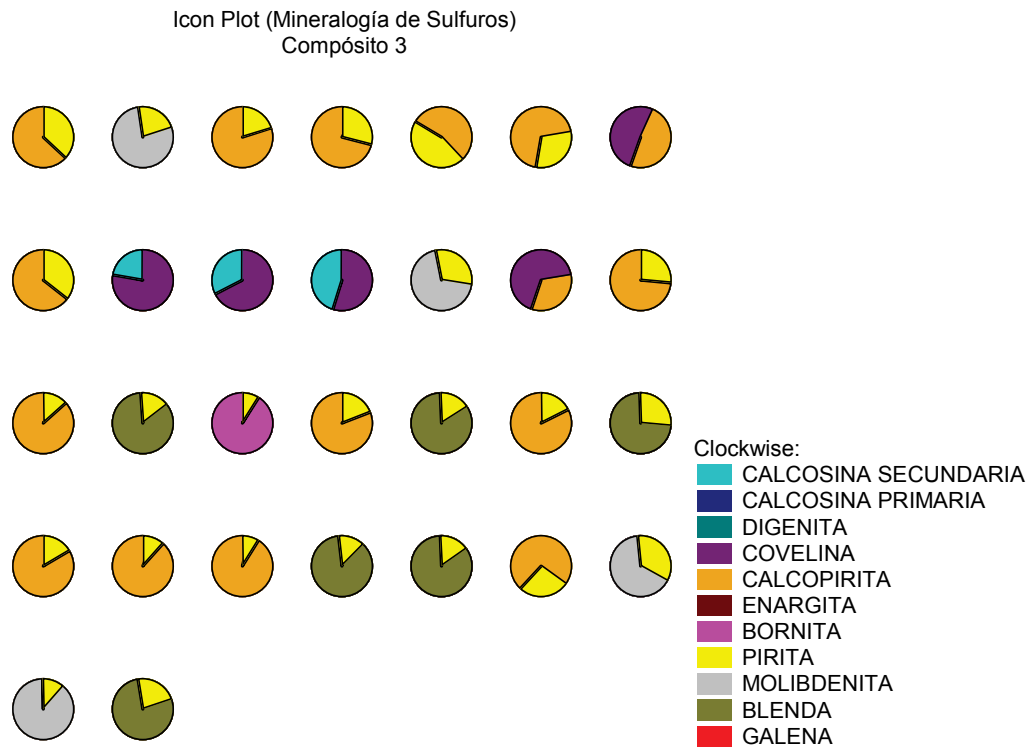
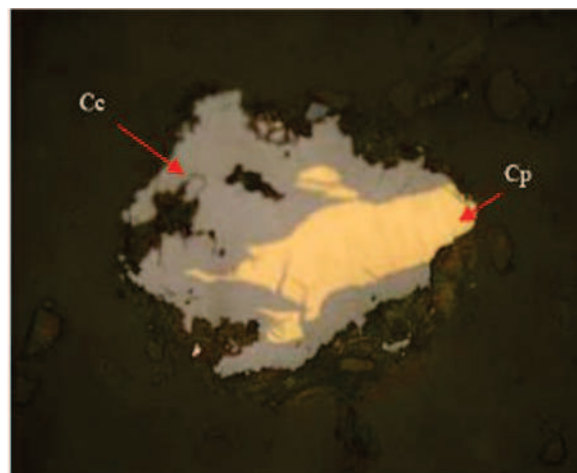
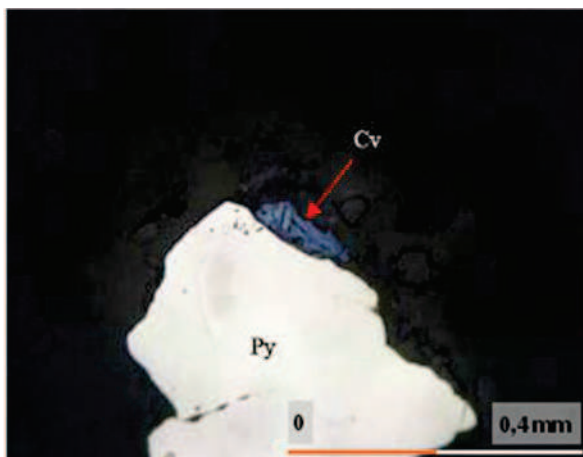


Figura . Diagramas Pie que muestran la mineralogía característica de sulfuros de las 30 muestras del comósito 3. Se puede observar una mayor abundancia de covelina y calcopirita con respecto al comósito 1.



Fotomicrografía . Muestra 52949. Calcopirita (Cp) reemplazada parcialmente por calcosina secundaria (Cc)

*Luz Reflejada. Nicoles Paralelos. 200x.*



**Fotomicrografía . Muestra 52949. Pirita (Py) asociada con covelina (Cv).**

*Luz Reflejada. Nícoles Paralelos. 200x.*

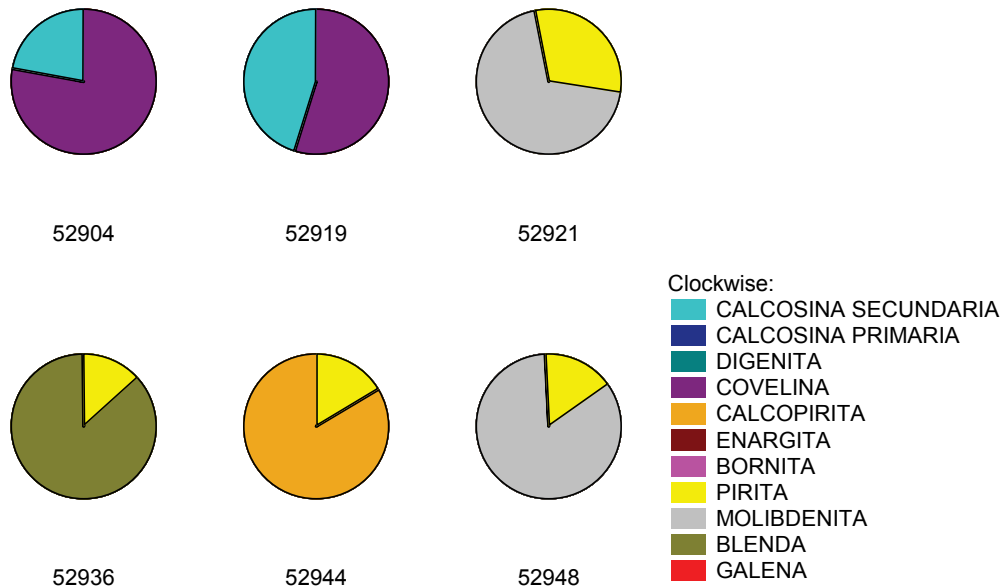
En la figura 13 se encuentran dibujados diagramas “pie” con la mineralogía característica de las muestras. Estas muestras presentan mineralización dominante de pirita, con calcosina secundaria menos intensa y también mayor abundancia de covelina y calcopirita calcosina (Fotomicrografías 3 y 4).

El histograma de la figura 12 muestra la distribución de frecuencias de recuperación del compuesto 3. Si examinamos muestras de los extremos de este histograma, observaremos que en aquellas del extremo superior (recuperación > 55%), la mineralogía predominante es de calcosina secundaria, similar al compuesto 1 (Figura 14), mientras que en el extremo inferior (recuperación < 30%), la presencia de calcosina secundaria es menor y predomina la calcopirita y la covelina.

La mineralogía de ganga del compuesto 3 está compuesta principalmente de cuarzo, sericita y feldespato potásico, con contenidos menores pero importantes de plagioclasa, clorita, biotita y caolinita y contenidos muy débiles de otras especies (Tabla 7). Gráficamente, la mineralogía de ganga de las muestras de este compuesto se muestra en la figura 16.

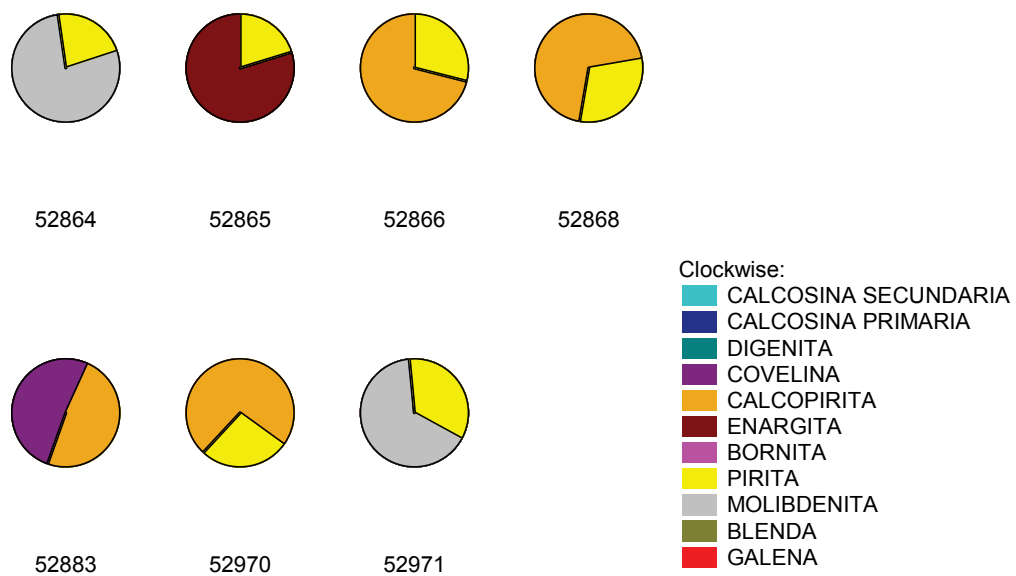
Al estudiar la mineralogía de ganga de las muestras se observa una menor intensidad de alteración sericítica en las rocas. Se pueden observar cristales remanentes de plagioclasa, clorita y biotita (Fotomicrografía 5), mientras que en el compuesto 1, estos minerales se encuentran fuertemente reemplazados por la alteración sericítica.

Icon Plot (Mineralogía de Sulfuros)  
 Composito 3 (Muestras con Rec>55%)  
 Include condition: v22>55



**Figura . Diagramas Pie con la mineralogía de sulfuros de un subgrupo de muestras del compuesto 3 que exhibió recuperaciones mayores a 55% (extremo derecho del histograma). Estas muestras presentan mayor intensidad de calcosina secundaria y menor de covelina y calcopirita.**

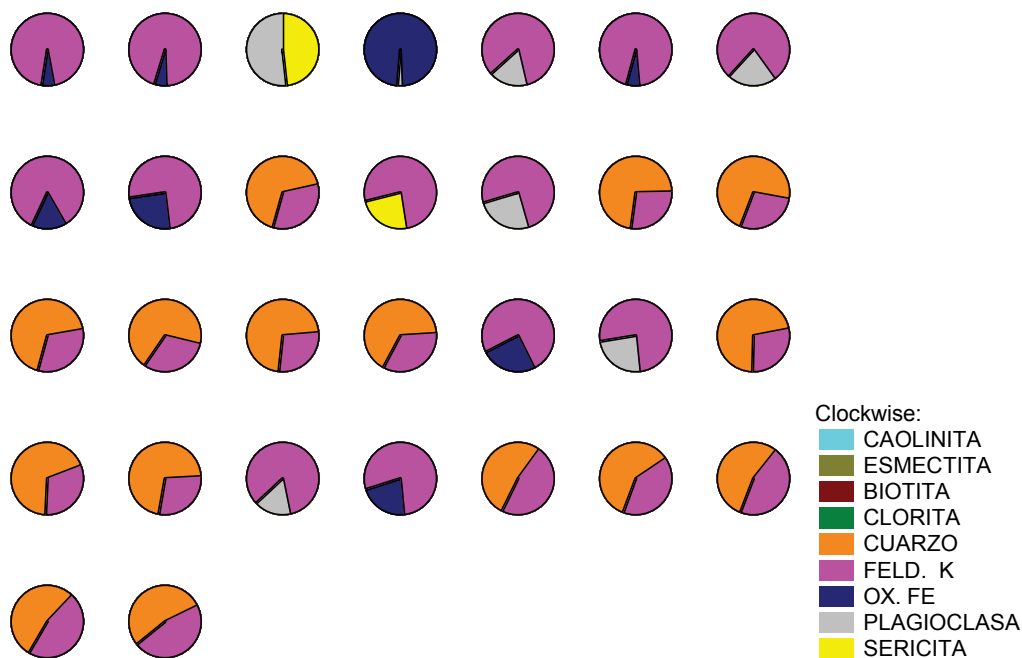
Icon Plot (Mineralogía de Sulfuros)  
 Compósito 3 (Muestras con Rec<30%)  
 Include condition: v22<30



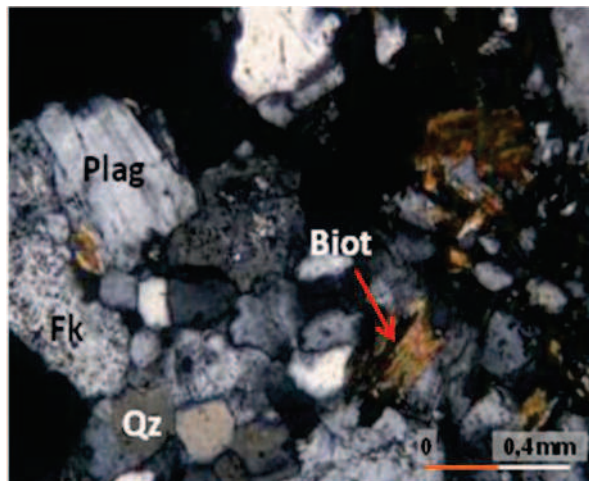
**Tabla . Estadísticas de mineralogía de ganga correspondientes a muestras del compósito 3**  
**Figura . Diagramas Pie con la mineralogía de sulfuros de un subgrupo de muestras del compósito 3 que exhibió recuperaciones menores a 30% (extremo izquierdo del histograma). Estas muestras presentan mayor predominio de covelina y calcopirita.**

CAOLINITA	30	5,87	3,97
ESMECTITA	30	1,00	2,01
ALBITA	30	0,12	0,22
BIOTITA	30	4,74	5,87
CLORITA	30	4,56	3,18
CUARZO	30	34,18	6,31
EPIDOTA	30	0,19	0,31
FELD. K	30	16,98	8,47
OX. FE	30	0,83	1,45
PLAGIOCLASA	30	5,49	4,06
SERICITA	30	25,74	10,48
YESO	30	0,07	0,25
RUTILO	30	0,11	0,30
ZIRCON	30	0,06	0,10
REC (%)	30	41,35	13,03

Icon Plot (Mineralogía de Ganga)  
 Compósito 3



**Figura . Diagramas Pie que muestran la mineralogía de ganga característica de muestras del compósito 3. En general estas muestras presentan un menor grado de alteración sericitica, observándose plagioclasa, clorita y biotita.**



Fotomicrografía . Fragmento de roca formada por cristales de plagioclasa (Plag), feldespato potásico (Fk), cuarzo (Qz) y biotita (Bt).

*Luz Transmitida. Nícoles Cruzados. 100x.*

### Compósito 7 (Muestras con Baja Recuperación)

La tabla 8 muestra las estadísticas de mineralogía global de sulfuros y recuperación obtenida en las muestras del compósito 7. Estas muestras presentan escasa calcosina secundaria, abundante calcopirita y contenidos menores de covelina. Geológicamente, pueden caracterizarse como un primario con enriquecimiento muy débil. La recuperación promedio de las muestras de este compósito es de 26,15%, 15 puntos menos que en el compósito 3.

**Tabla . Mineralogía global de sulfuros del compósito 3. Se incluye además la recuperación promedio de las muestras individuales del compósito. No se incluyen minerales de óxido de Fe.**

Mineralogía	Valid N	Mean	Minimum	Maximum	Std.Dev.
CALCOSINA SECUNDARIA	28	1,97	0,00	25,92	5,14
CALCOSINA PRIMARIA	28	0,05	0,00	1,38	0,26
DIGENITA	28	0,67	0,00	9,36	2,15
COVELINA	28	5,02	0,00	19,52	4,83
CALCOPIRITA	28	28,49	4,24	83,80	20,91
ENARGITA	28	0,47	0,00	9,40	1,80
BORNITA	28	0,99	0,00	7,64	2,09

PIRITA	28	53,10	0,26	93,00	29,67
MOLIBDENITA	28	0,35	0,00	4,48	0,92
BLENDA	28	2,27	0,00	45,53	8,53
GALENA	28	0,00	0,00	0,12	0,02
REC (%)	28	26,15	7,88	46,83	10,74

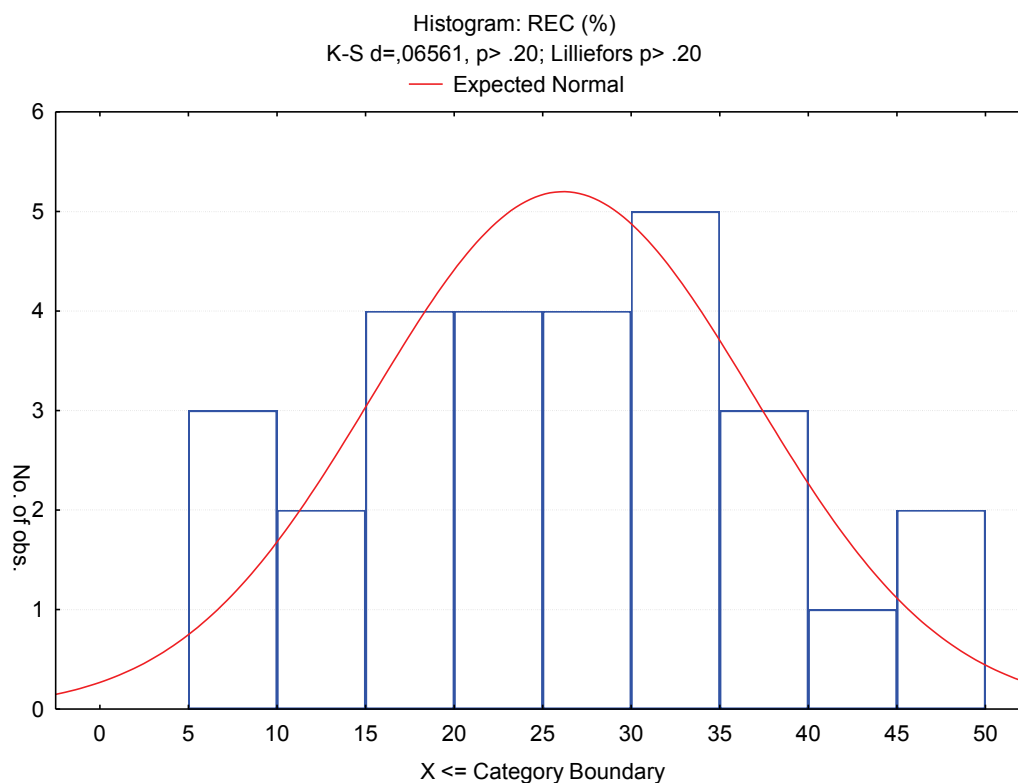


Figura . Histograma de distribución de recuperaciones en compósito 7.

En la figura 18 se encuentran dibujados diagramas “pie” con la mineralogía característica de las muestras. Estas muestras presentan mineralización dominante de pirita y calcopirita, con escasa presencia de calcosina secundaria y covelina (Fotomicrografías 6 y 7).

La mineralogía de ganga del compósito 7 está compuesta principalmente de cuarzo, sericita y feldespato potásico, con contenidos menores de plagioclasa, clorita (Fotomicrografía 8), biotita y caolinita y contenidos muy débiles de otras especies (Tabla 9). Composicionalmente presenta características similares a las del compósito 3. Gráficamente, la mineralogía de ganga de las muestras de este compósito se muestra en la figura 19.

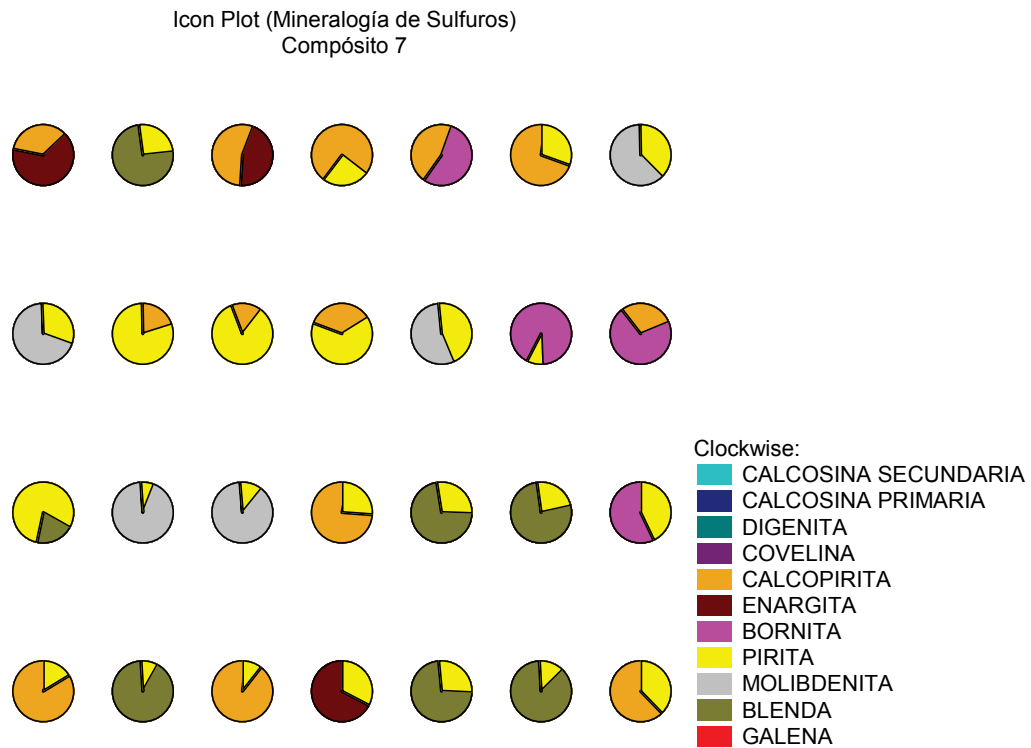
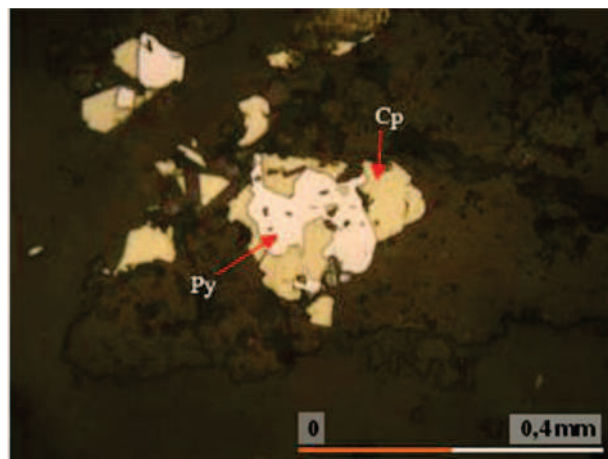


Figura . Diagramas Pie que muestran la mineralogía característica de sulfuros de las 28 muestras del compósito 7. Se puede observar una mayor abundancia de calcopirita con respecto a los compósitos anteriores.



Fotomicrografía . Muestra 52965. Pirita (Py) asociada con calcopirita (Cpy).

*Luz Reflejada. Nícoles Paralelos. 200x.*



Fotomicrografía . Muestra 52967. Calcopirita (Cpy) con reemplazo parcial de covelina (Cv).

*Luz reflejada. Nicoses Paralelos. 200x.*

Tabla . Estadísticas de mineralogía de ganga correspondientes a muestras del compuesto 7.

Mineralogía	N	Media	Desv. Std.
ANHIDRITA	28	0,06	0,17
CAOLINITA	28	5,22	2,71
ESMECTITA	28	0,84	2,13
ALBITA	28	0,07	0,22
ANDALUSITA	28	0,01	0,04
BIOTITA	28	1,69	2,96
CLORITA	28	4,99	9,81
CUARZO	28	39,16	11,78
EPIDOTA	28	0,08	0,24
FELD. K	28	13,16	12,16
OX. FE	28	0,46	0,56
PLAGIOCLASA	28	4,32	5,52
SERICITA	28	29,75	13,06
YESO	28	0,04	0,21
RUTILO	28	0,04	0,14
ZIRCON	28	0,12	0,27
REC (%)	28	26,15	10,74

Icon Plot (Mineralogía de Ganga)  
Compósito 7

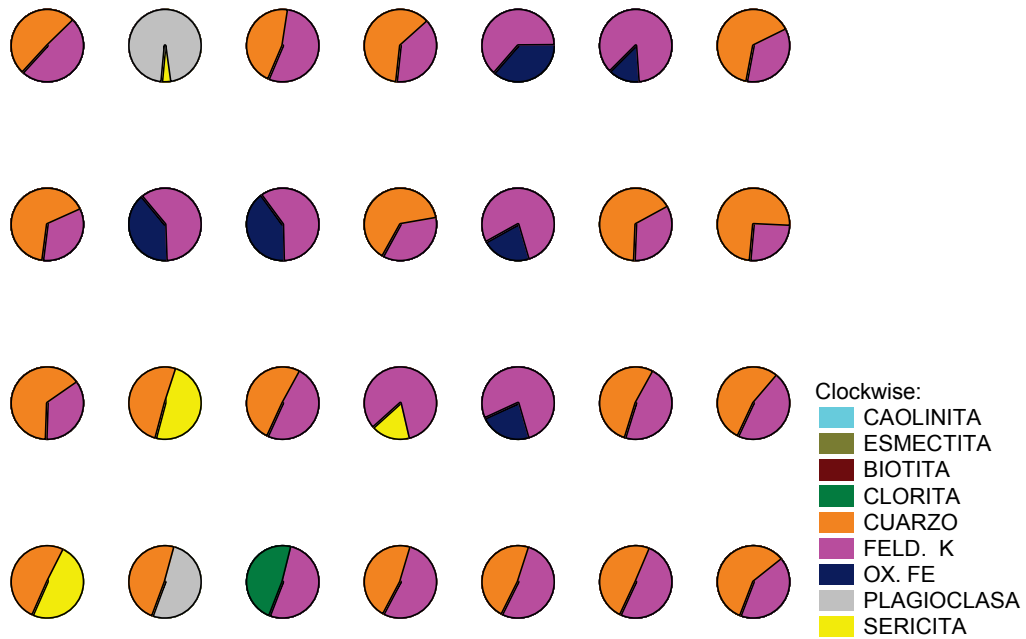
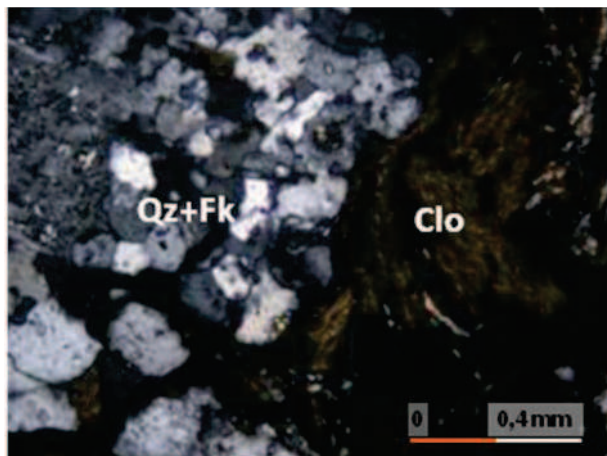


Figura . Diagramas Pie que muestran la mineralogía de ganga característica de muestras del compósito 7.

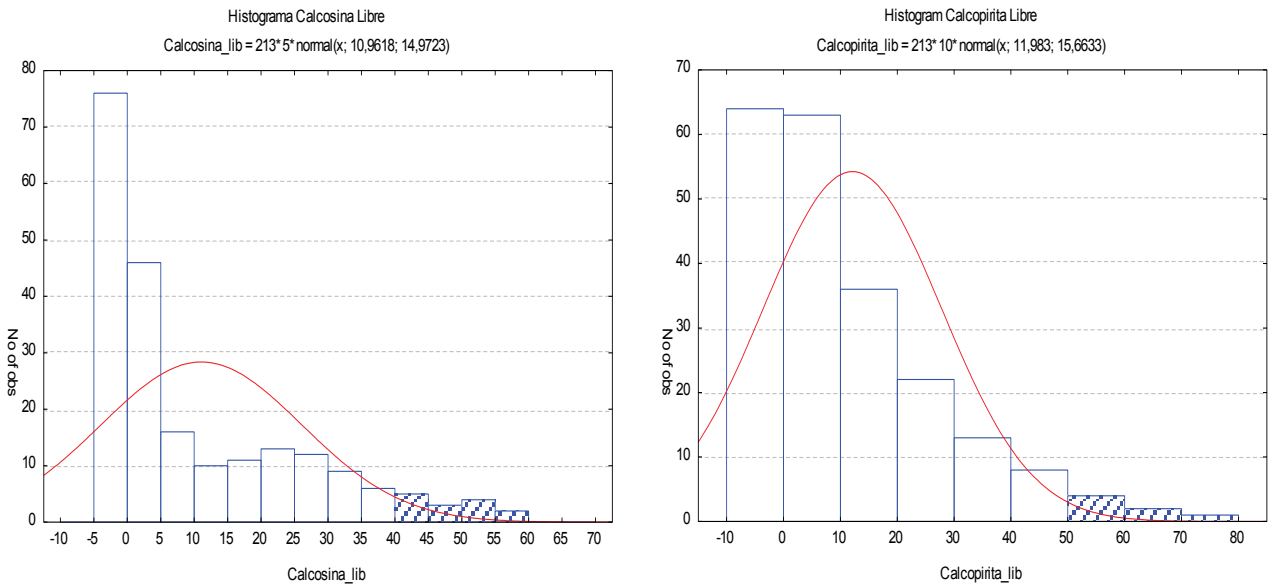


Fotomicrografía . Muestra 52967. Fragmento de roca compuesto de clorita (Clo) y un agregado de cuarzo y feldespato potásico (Qz+Fk).

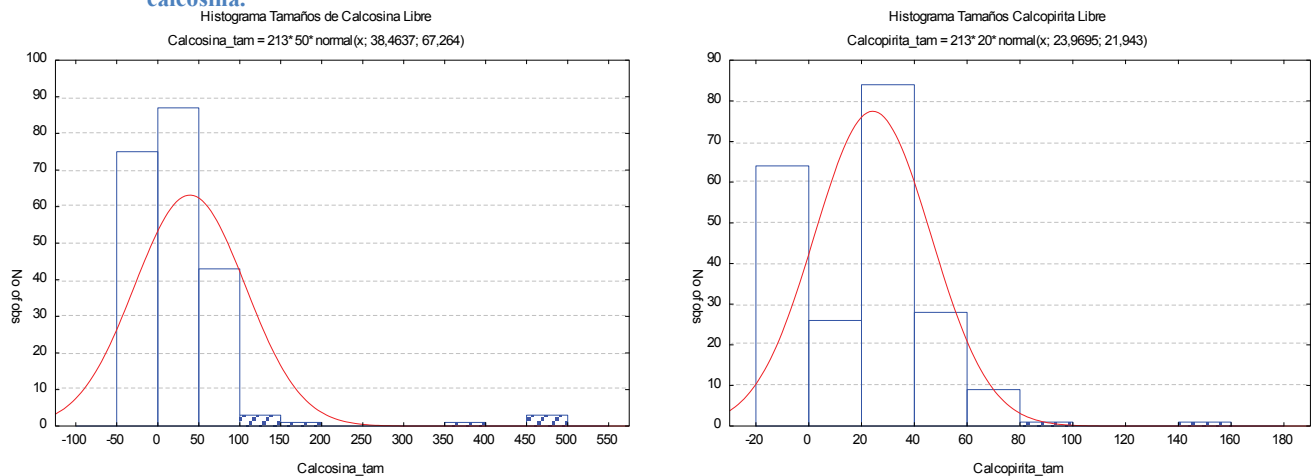
*Luz Transmitida. Nícoles cruzados. 100x.*

## Liberación y Tamaños (Global de muestras)

Los resultados obtenidos indican que el tamaño y liberación global de la mena no son factores preponderantes en los resultados de recuperación, siendo el factor preponderante, como ya se ha dicho, la composición mineralógica. Sin embargo, un análisis más detallado por especie arroja luces sobre los efectos que pueden ejercer los parámetros texturales, en conjunto con la mineralogía sobre la recuperación de estas muestras.



**Figura . Histograma de frecuencia con los porcentajes de liberación de calcosina y calcopirita en las muestras estudiadas. La calcopirita presenta un rango de valores de liberación más amplio que la calcosina.**



**Figura . Histogramas de frecuencia con tamaños de liberación (en micrones) para calcosina y calcopirita en las muestras estudiadas. Se puede observar que la calcosina presenta un rango más amplio de tamaños que la calcopirita.**

Las figuras 20 y 21 muestran histogramas que resumen las características de liberación y tamaño de las poblaciones de calcosina y calcopirita libre de las muestras. Se puede observar que en comparación con la calcosina, la calcopirita presenta un rango mayor de valores de liberación y un menor rango de tamaños.

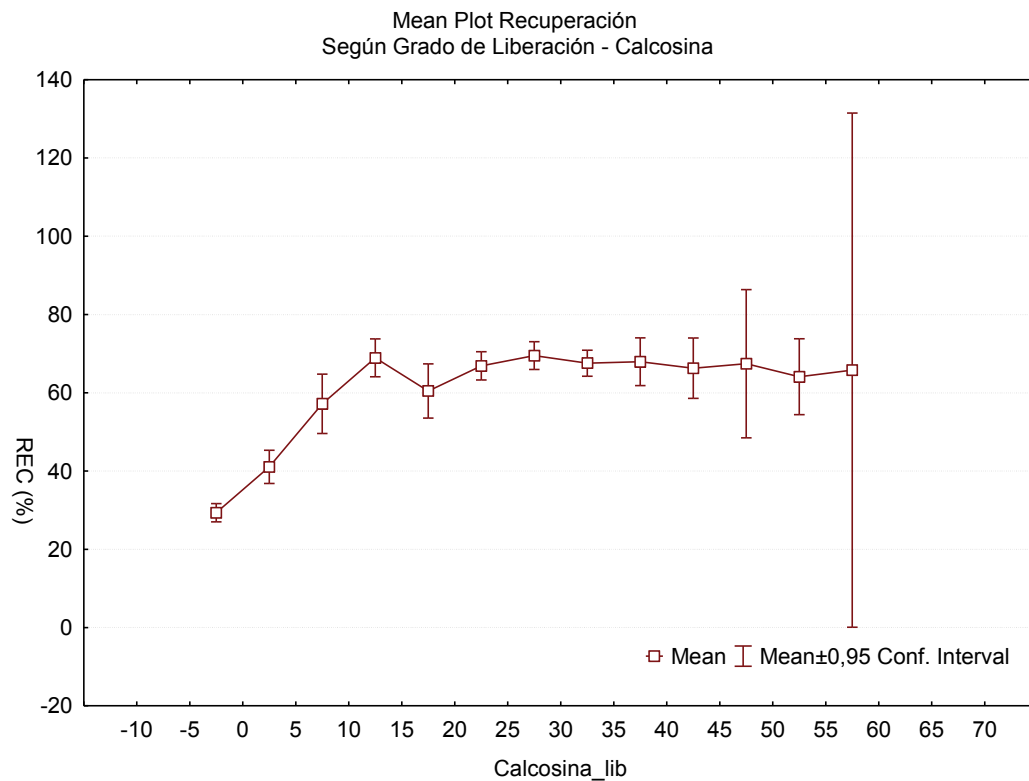
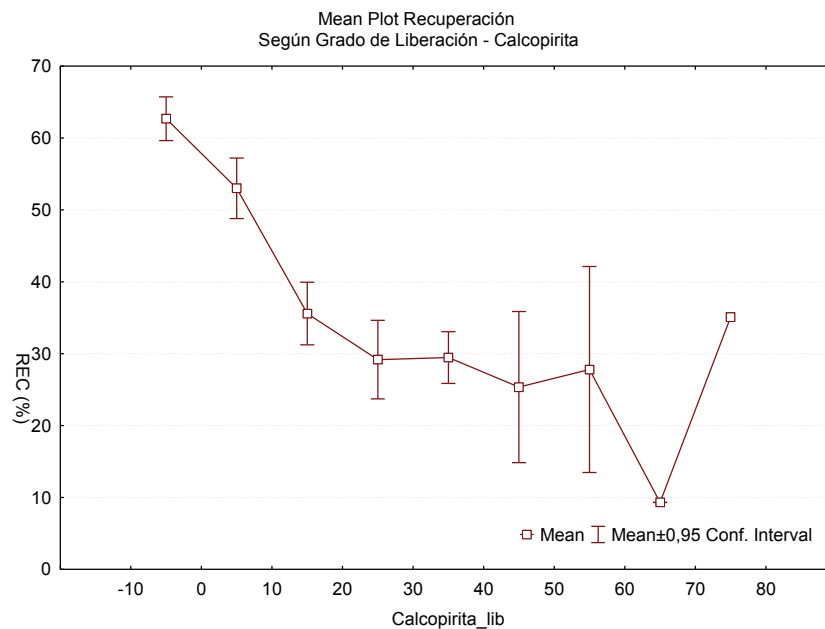
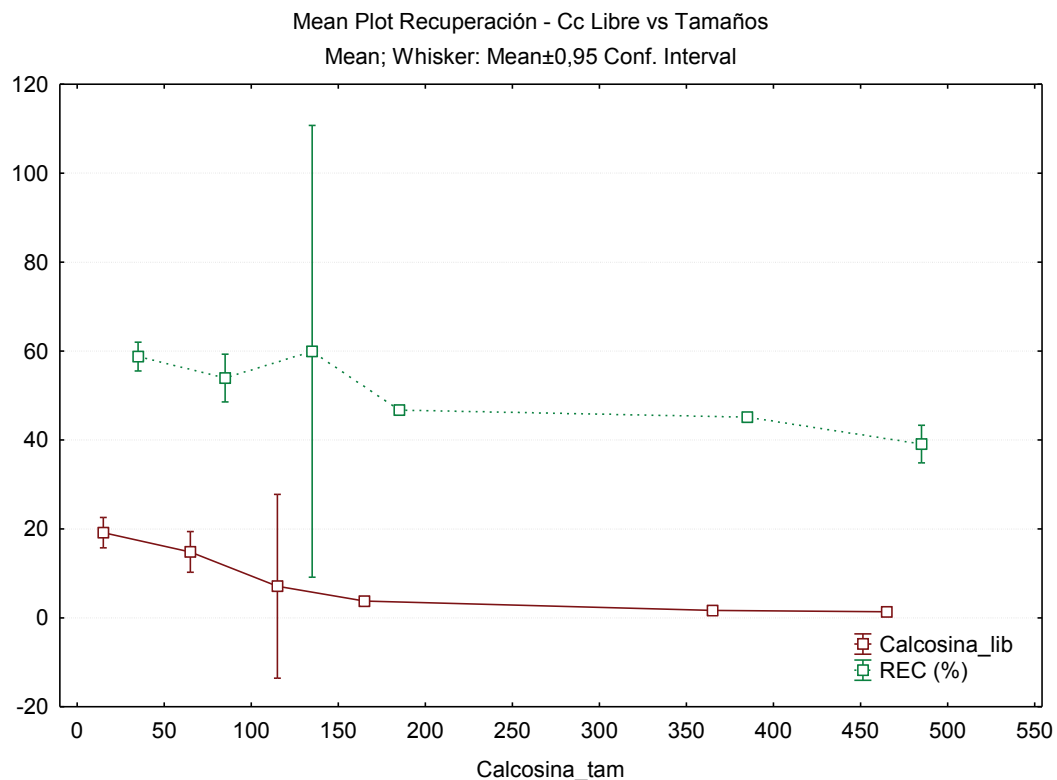


Figura . Mean Plot de recuperación vs. porcentaje de calcosina libre. Se observa el mismo patrón de la figura 3.



Las figuras 22 y 23 muestran las relaciones de recuperación vs. porcentaje de liberación de calcosina y calcopirita respectivamente. Si bien el grado de liberación puede ser un factor que influya en la recuperación, los gráficos mencionados también están marcados fuertemente por la variable de composición mineralógica, es decir la amenabilidad de la mena (calcosina o calcopirita al proceso).

La figura 24 muestra los valores de recuperación de las muestras en conjunto con el grado de liberación de calcosina vs los tamaños medidos. Se puede observar que en los tamaños más finos aumenta el grado de liberación de calcosina y además tiende a aumentar la recuperación. Esto puede deberse a que cuando el tamaño de grano es más fino, el área o superficie total de mineral expuesta es mayor, lo que permitiría una acción más eficiente de las soluciones.



**Figura . Se muestran los valores de recuperación y grado de liberación de calcosina vs. tamaño de liberación.**

## Conclusiones

Los resultados de recuperación están fuertemente relacionados con la mineralogía, en particular con la intensidad de calcosina secundaria de las muestras. La ganga corresponde a sericita intensa. Geológicamente las muestras con mejores resultados de recuperación corresponden a muestras con enriquecimiento secundario fuerte y alteración sericítica intensa. Se observa un aumento constante de la recuperación con el porcentaje modal de calcosina secundaria hasta un umbral (de 35% global de calcosina), después del cual la recuperación alcanza una meseta (~65%) (Ver Figura 3).

Los resultados de recuperación se ven afectados cuando aumentan los contenidos de covelina y calcopirita, observándose en la ganga una menor intensidad de sericita, y proporciones de clorita y biotita.

Los compósitos estudiados se pueden separar en 3 grandes grupos.

1. Compósitos de alta recuperación: Presentan abundante calcosina secundaria, alteración sericítica intensa y recuperaciones mayores a 60%.
2. Compósitos de recuperación media: Presentan calcosina secundaria menos intensa y mayor abundancia de covelina y calcopirita. Presentan menor intensidad de sericita y recuperaciones de 40-55%. Se pueden caracterizar como muestras con enriquecimiento débil.
3. Compósitos de recuperación baja: Presentan calcopirita, menor covelina y escasa calcosina secundaria. Presentan características similares de alteración al compósito 2 y recuperaciones de 20-35%.

De lo expuesto se puede señalar que los valores de recuperación son altamente sensibles a la intensidad de enriquecimiento secundario, por lo que se hace importante caracterizar adecuadamente la mineralogía.

El grado de liberación de calcosina incide en el valor de recuperación, aunque esta variable se encuentra fuertemente interrelacionada con el volumen de mineralización.

El tamaño de la mena de calcosina liberada también ejerce un efecto menor sobre la recuperación, observándose que las muestras con calcosina más fina logran un mayor grado de liberación y valores más altos de recuperación.

# **Informe Final “Evaluación metalúrgica de la flotación del compuesto 6”**

**PROPUESTA  
UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL NORTE/DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA  
METALÚRGICA Y MINAS**

**ANTOFAGASTA, 18 DE DICIEMBRE DE 2.013**

## I. ANTECEDENTES

Se solicitó al Departamento de Ingeniería Metalúrgica y Minas (DIMM) de la Universidad Católica del Norte (UCN), realizar una evaluación metalúrgica de flotación del compósito 6 de CMZ, a través del señor Cristian Castro, metalurgista de CMZ.

El trabajo se realizó en los Laboratorios del DIMM, a cargo de los académicos señores Víctor Conejeros T. y Hugo Cárcamo G.

## II. PREPARACIÓN Y CARACTERIZACIÓN DE MUESTRA

### 1. Recepción y preparación de muestras.

La toma y envío de las muestras fue de responsabilidad de la empresa, y esta correspondió a un compósito de la unidad geológica denominada N6.

Las muestras se recibieron como pulpa, y fueron filtradas, secadas y almacenadas, en ambiente frío y seco, con el fin de impedir el envejecimiento de las mismas. Además, se colectó el agua, contenidas en la pulpa, para utilizarla en las pruebas metalúrgicas.

El total de la muestra recibida fue de aproximadamente 300 kg de mineral.

### 2. Caracterización de las muestras.

La densidad del sólido fue de 2,5 g/mL.

Se realizó un análisis granulométrico en húmedo a la muestra, obteniendo un 93 % - 325 Mallas Ty (45  $\mu\text{m}$ ). De acuerdo a esto, se realizó también un análisis granulométrico empleando Microtrac. Los resultados obtenidos se presentan en las Figura 1 y 2.

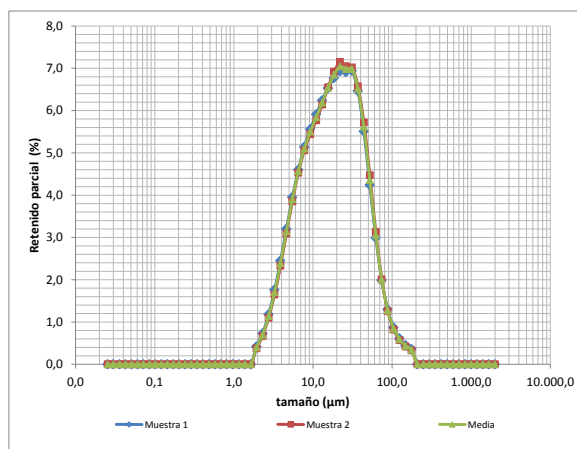


Figura 1: Análisis

granulométrico de la muestra. Porcentaje retenido parcial en la malla.

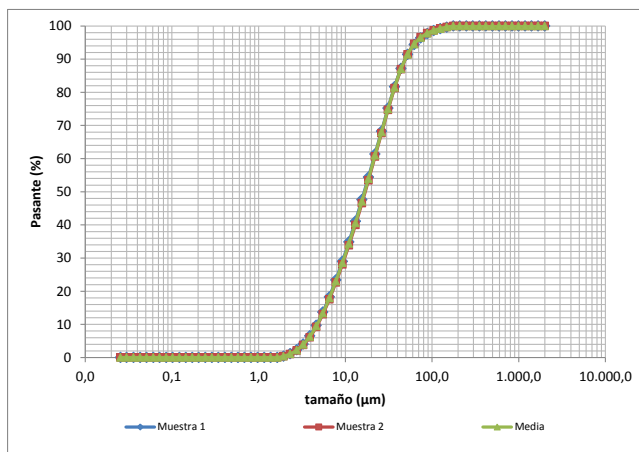


Figura 2: Análisis granulométrico de la muestra. Porcentaje pasante acumulado en la malla.

De los resultados obtenidos se aprecia que la muestra posee un alto porcentaje de finos, esto es cerca de un 55 % menos 20  $\mu\text{m}$ , lo cual puede presentar problemas en las pruebas de flotación.

El análisis químico de la muestra de alimentación es:

Cu Total %	Cu Sol %
0,72	0,35

La caracterización mineralógica (microscopía óptica) muestra, a nivel de trazas, la presencia de minerales metálicos y que, las especies más abundantes, corresponden a óxidos de hierro. Los óxidos, a este nivel, y con esta técnica, no son detectados. Para todas las especies mineralógicas encontradas, los tamaños medios de grano son del orden de los 10  $\mu\text{m}$ , y por extrapolación, el resto de las especies minerales, deberían estar en este mismo orden de tamaño. En Anexo se encuentra el Informe de caracterización mineralógica.

### III. RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN.

Todas las experiencias se realizaron en duplicado, y los resultados se presentan en las tablas y figuras siguientes.

#### i. Flotación estándar del compuesto N6.

Se estableció un estándar de flotación del compósito N6. Estas condiciones son:

- Flotación de sulfuros:
  - 25 % de sólidos en peso.
  - pH 10.
  - Tiempo de acondicionamiento: 5 minutos.
  - Tiempo de flotación: 12 minutos.
  - Reactivos: indicados en cada prueba.
- Flotación óxidos:
  - 25 % de sólidos en peso.
  - pH 10.
  - Tiempo de acondicionamiento: 2 minutos.
  - Tiempo de flotación: 12 minutos.
  - Reactivos: indicados en cada prueba.
  - En el caso de NaHS: Adición en tres parcialidades, a los 0, 4 y 8 minutos, considerando 1 minuto de acondicionamiento adicional cada vez.
  - Durante la flotación de óxidos se realiza medición y control del potencial de pulpa, en los casos que se indica.

Los resultados obtenidos, bajo este estándar, se muestran en la Tabla 1. Se debe destacar que las recuperaciones, en el caso de la etapa de flotación de óxidos, se entregan en base a la alimentación a dicha etapa (y no en base a la alimentación fresca), de modo de visualizar el efecto de las condiciones aplicadas a dicha etapa. La recuperación global considera el cobre recuperado en base a la alimentación inicial.

Tabla 1: Resultados de flotación de estándar propuesto.

	CONDICIONES			RECUPERACIONES (%)			
	SULFUROS			Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso
PRUEBA 1 y 10	XANTATO C3430	18	g/t	7,89	7,95	7,83	6,35
	AERO 7156	60	g/t				
	AEROFROTH 70	48	g/t				
	ÓXIDOS			9,78	9,33	10,20	8,19
	XANTATO C3430	18	g/t				
	NaSH	500	g/t				
			GLOBAL	16,88	16,52	17,22	14,54

## ii. Flotación con reactivos específicos.

En esta etapa se evaluó el efecto de reactivos específicos de flotación de óxidos, manteniendo la fórmula de reactivos para la etapa de flotación de sulfuros.

Las primeras pruebas consisten en reemplazar el NaHS por un reactivo específico de flotación de óxidos como el hidroxamato. Se dispuso de dos muestras identificadas como 1 y 2, cuyos resultados se presentan en las tablas 2 y 3.

Tabla 2. Flotación con hidroxamato 1

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 2 y 11	XANTATO C3430	18	g/t	9,01	8,76	9,24	7,51	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	48	g/t					
	ÓXIDOS				9,58	9,45	9,70	8,14
	XANTATO C3430	18	g/t					
	HIDROXAMATO 1	18	g/t					
			g/t					
GLOBAL				17,73	17,38	18,04	15,65	

Tabla 3. Flotación con hidroxamato 2

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 3 y 12	XANTATO C3430	18	g/t	9,13	8,97	9,27	7,52	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	48	g/t					
	ÓXIDOS				9,71	9,66	9,75	8,21
	XANTATO C3430	18	g/t					
	HIDROXAMATO 2	18	g/t					
			g/t					
GLOBAL				17,95	17,76	18,12	15,73	

De acuerdo a estos resultados, no se detecta diferencia entre ambas muestras y se continua trabajando con la muestra hidroxamato 1.

Se evaluó el efecto de usar otro reactivo específico para óxidos, reemplazando el Xantato C3430 de esta etapa por el reactivo MX-7017, manteniendo el NaHS en las dosificaciones de 500 y 250 g/t. Los resultados se muestran en las Tablas 4 y 5.

Tabla 4. Flotación reemplazando Xantato C3430 por MX-7017 (18 g/t) en flotación de óxidos.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 4 y 13	XANTATO C3430	18	g/t	8,83	8,51	9,13	7,14	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	48	g/t					
	ÓXIDOS				10,14	10,41	9,89	8,57
	MX-7017	18	g/t					
	NaSH	500	g/t					
GLOBAL				18,07	18,03	18,12	15,71	

Tabla 5. Flotación reemplazando Xantato C3430 por MX-7017 (36 g/t) en flotación de óxidos.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 5 y 14	XANTATO C3430	18	g/t	8,97	8,77	9,14	7,46	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	48	g/t					
	ÓXIDOS				9,91	10,16	9,69	8,44
	MX-7017	36	g/t					
	NaSH	250	g/t					
GLOBAL				17,99	18,05	17,94	15,90	

De estos resultados se observa que las recuperaciones se mantienen sin mayores cambios.

Debido a los resultados obtenidos con hidroxamato, se programó tres pruebas en que se varió su dosificación, con 50, 100 y 150 g/t de este reactivo. Los resultados se observan en las figuras 6, 7 y 8.

Tabla 6. Flotación con hidroxamato a 50 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 6 y 7	XANTATO C3430	18	g/t	9,35	9,05	9,64	7,50	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	48	g/t					
	ÓXIDOS				10,45	10,21	10,67	8,58
	HIDROXAMATO 1	50	g/t					
	0	0	g/t					
GLOBAL				18,82	18,33	19,28	16,08	

Tabla 7. Flotación con hidroxamato a 100 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 8 y 15	XANTATO C3430	18	g/t	8,41	7,99	8,79	6,89	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	48	g/t					
	ÓXIDOS				10,32	10,45	10,19	8,63
	HIDROXAMATO 1	100	g/t					
	0	0	g/t					
		g/t						
GLOBAL				17,86	17,61	18,09	15,52	

Tabla 8. Flotación con hidroxamato a 150 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 9 y 16	XANTATO C3430	18	g/t	8,89	8,89	8,90	7,38	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	48	g/t					
	ÓXIDOS				11,66	11,33	11,98	9,42
	HIDROXAMATO 1	150	g/t					
	0	0	g/t					
		g/t						
GLOBAL				19,51	19,21	19,80	16,81	

De los resultados presentados hasta aquí, se observa que las recuperaciones se encuentran por debajo del 20 %, para todas las pruebas, y que existe un ligero aumento de la recuperación al incrementar la dosificación de hidroxamato.

De este modo se programaron otra serie de pruebas variando tanto el espumante, dado que la espuma obtenida en las pruebas era demasiado efervescente (ver figura 3), como otros reactivos específicos de flotación de óxidos, que se muestran en las tablas siguientes.



Figura 3. Fotografía de espuma de flotación en las pruebas.

Tabla 9. Flotación de óxidos con xantato C3430 a 40 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 17 y 22	XANTATO C3430	18	g/t	8,33	6,54	9,42	7,16	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				10,37	9,28	11,10	8,53
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	500	g/t					
GLOBAL				17,84	15,22	19,48	15,68	

Tabla 10. Flotación de óxidos con Aero 404 a 50 g/t, sin NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 28 y 32	XANTATO C3430	18	g/t	8,24	6,47	9,31	6,86	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				9,90	8,75	10,61	8,36
	AERO 404	50	g/t					
	0	0	g/t					
GLOBAL				17,33	14,66	18,93	15,22	

Tabla 11. Flotación de óxidos con Aero 404 a 50 g/t, con 500 g/t de NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 18 y 23	XANTATO C3430	18	g/t	8,33	6,58	9,44	7,06	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				9,94	8,61	10,81	8,35
	AERO 404	50	g/t					
	NaSH	500	g/t					
			g/t					
GLOBAL				17,45	14,62	19,24	15,40	

Tabla 12. Flotación de óxidos con Aero 3740 a 50 g/t, sin NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 30 y 34	XANTATO C3430	18	g/t	7,02	5,73	7,84	6,41	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				9,87	8,60	10,70	8,55
	AERO 3740	50	g/t					
	0	0	g/t					
			g/t					
GLOBAL				16,20	13,84	17,70	14,96	

Tabla 13. Flotación de óxidos con Aero 3740 a 50 g/t, con 500 g/t de NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 21 y 26	XANTATO C3430	18	g/t	8,30	5,53	10,32	7,10	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				9,97	8,27	11,35	8,51
	MX-3740	50	g/t					
	NaSH	500	g/t					
			g/t					
GLOBAL				17,45	13,34	20,49	15,61	

Tabla 14. Flotación de óxidos con MX 3753 a 50 g/t, con 500 g/t de NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 20 y 25	XANTATO C3430	18	g/t	8,29	6,09	9,62	7,07	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				10,28	9,57	10,72	8,52
	MX-3753	50	g/t					
	NaSH	500	g/t					
			g/t					
GLOBAL				17,72	15,08	19,31	15,59	

Tabla 15. Flotación de óxidos con reemplazo de espumante estándar por espumante Nalco, y Xantato C3430 a 40 g/t, con 500 g/t de NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 27 y 31	XANTATO C3430	18	g/t	8,35	6,21	9,57	6,96	
	AERO 7156	60	g/t					
	ESPUMANTE NALCO	60	g/t					
	ÓXIDOS				9,45	9,06	9,67	8,61
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	500	g/t					
GLOBAL				17,79	15,27	19,24	15,57	

Tabla 16. Flotación de óxidos con MX980 a 50 g/t, sin NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 29 y 33	XANTATO C3430	18	g/t	8,40	6,28	9,71	7,06	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				10,19	9,34	10,73	8,75
	MX-980	50	g/t					
	0	0	g/t					
GLOBAL				17,73	15,04	19,40	15,81	

Tabla 17. Flotación de óxidos con MX980 a 50 g/t, con 500 g/t de NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 19 y 24	XANTATO C3430	18	g/t	7,61	6,25	8,40	6,42	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				10,42	9,31	11,08	8,64
	MX-980	50	g/t					
	NaSH	500	g/t					
GLOBAL				17,24	14,98	18,55	15,05	

Tabla 17. Flotación de óxidos con MX980 a 50 g/t, con 500 g/t de NaHS.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 35 y 36	XANTATO C3430	18	g/t	7,65	6,21	8,45	6,29	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				8,77	6,23	10,19	7,59
	MX-3753	50	g/t					
	NaSH	500	g/t					
Cp	25	%						
GLOBAL				16,43	12,43	18,64	13,88	

Tabla 18. Flotación de óxidos con MX3753 a 50 g/t, con 500 g/t de NaHS y 20 % de sólidos en peso.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 37 y 38	XANTATO C3430	18	g/t	5,33	3,82	6,21	3,92	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				6,11	4,36	7,13	5,21
	MX-3753	50	g/t					
	NaSH	500	g/t					
Cp	20	%						
GLOBAL				11,43	8,18	13,33	9,13	

Tabla 19. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 40 g/t, con 500 g/t de NaHS, 20 % de sólidos en peso y 5 minutos de acondicionamiento.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 39 y 40	XANTATO C3430	18	g/t	5,10	4,29	5,57	3,79	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				6,50	4,98	7,36	5,75
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	500	g/t					
Cp	20	%						
Acond.	5	min						
GLOBAL				11,60	9,27	12,93	9,54	

Tabla 20. Flotación de óxidos con MX3753 a 50 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, y potencial controlado con NaHS a -300 mV.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 41 y 42	XANTATO C3430	18	g/t	7,65	6,05	8,63	6,35	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				8,10	6,44	9,15	7,48
	MX-3753	50	g/t					
	NaSH	-300	mV					
Cp	20	%						
Acond.	8	min						
GLOBAL				15,75	12,49	17,78	13,83	

Tabla 21. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 40 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, y potencial controlado con NaHS a -300 mV.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 43 y 44	XANTATO C3430	18	g/t	8,16	6,22	9,42	6,61	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				7,93	5,85	9,28	7,09
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	CONTROLADO						
		-300	mV					
	Acond.	8	min					
	GLOBAL				16,10	12,06	18,70	13,70

Tabla 22. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 40 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, potencial controlado con NaHS a -300 mV y pH de pulpa igual a 6.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 45 y 46	XANTATO C3430	18	g/t	7,09	5,34	9,00	6,10	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				8,72	7,09	10,50	6,99
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	-300	mV					
	pH	6						
	Cp	20	%					
	Acond (min).	8	min					
GLOBAL				15,81	12,43	19,51	13,09	

Tabla 22. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 40 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, potencial controlado con NaHS a -300 mV y pH de pulpa igual a 5.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 47 y 48	XANTATO C3430	18	g/t	8,44	6,17	11,04	6,88	
	AERO 7156	60	g/t					
	AEROFROTH 70	60	g/t					
	ÓXIDOS				8,51	7,09	10,13	6,61
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	-300	mV					
	pH	5						
	Cp	20	%					
	Acond (min).	8	min					
GLOBAL				16,94	13,26	21,18	13,49	

Tabla 23. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 18 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, potencial controlado con NaHS a -300 mV, pH de pulpa igual a 9,5 y silicato de sodio a 250 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 49 y 50	XANTATO C3430	18	g/t	5,64	4,58	6,15	4,34	
	AERO 7156	60	g/t					
	ESPUMANTE NALCO	60	g/t					
	ÓXIDOS				8,33	8,97	8,03	7,07
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	-300	mV					
	SILICATO DE SODIO	250						
	Cp	20	%					
	Acond (min).	8	min					
GLOBAL				13,50	13,13	13,69	11,40	

Tabla 24. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 18 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, potencial controlado con NaHS a -300 mV, pH de pulpa igual a 9,5 y silicato de sodio a 500 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 51 y 52	XANTATO C3430	18	g/t	5,84	5,01	6,24	4,35	
	AERO 7156	60	g/t					
	ESPUMANTE NALCO	60	g/t					
	ÓXIDOS				7,94	7,75	8,02	6,67
	XANTATO C3430	40	g/t					
	NaSH	-300	mV					
	SILICATO DE SODIO	500						
	Cp	20	%					
	Acond (min).	8	min					
GLOBAL				13,31	12,38	13,76	11,03	

Tabla 25. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 18 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, hidroxamato a 500 g/t, pH de pulpa igual a 9,5 y silicato de sodio a 250 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 53 y 54	XANTATO C3430	18	g/t	5,41	4,84	5,68	4,29	
	AERO 7156	60	g/t					
	ESPUMANTE NALCO	60	g/t					
	ÓXIDOS				11,49	10,40	12,00	8,79
	HIDROXAMATO	500	g/t					
	0	0	mV					
	SILICATO DE SODIO	250						
	Cp	20	%					
	Acond (min).	8	min					
GLOBAL				16,29	14,74	17,00	13,07	

Tabla 26. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 18 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, hidroxamato a 500 g/t, pH de pulpa igual a 9,5 y silicato de sodio a 500 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 55 y 56	XANTATO C3430	18	g/t	6,01	5,73	6,13	4,52	
	AERO 7156	60	g/t					
	ESPUMANTE NALCO	60	g/t					
	ÓXIDOS				12,54	10,87	13,30	9,27
	HIDROXAMATO	500	g/t					
	0	0	mV					
	SILICATO DE SODIO	500						
	Cp	20	%					
	Acond (min).	8	min					
	GLOBAL				17,80	15,98	18,61	13,79

Tabla 27. Flotación de óxidos con Xantato C3430 a 18 g/t, 20 % de sólidos en peso y 8 minutos de acondicionamiento, hidroxamato a 800 g/t, pH de pulpa igual a 9,5 y silicato de sodio a 250 g/t.

CONDICIONES				RECUPERACIONES (%)				
SULFUROS				Cu total	Cu soluble	Cu insoluble	En peso	
PRUEBA 57 y 58	XANTATO C3430	18	g/t	5,58	5,37	5,68	4,21	
	AERO 7156	60	g/t					
	ESPUMANTE NALCO	60	g/t					
	ÓXIDOS				13,07	10,96	14,02	9,96
	HIDROXAMATO	800	g/t					
	0	0	mV					
	SILICATO DE SODIO	250						
	Cp	20	%					
	Acond (min).	8	min					
	GLOBAL				17,92	15,75	18,91	14,18

En las siguientes pruebas, de la N° 59 a la 61, se mantuvo las condiciones de dosificación de reactivos, según tabla 28, como condición base para realizar pruebas de flotación con dosificación de NaHS a potencial controlado, a los valores de -300, -400 y -500 mV, que se encuentran en las tablas 29, 30 y 31, y figuras N° 4, 5 y 6.

Tabla 28. Condiciones base de dosificación de reactivos, para la ejecución de pruebas de flotación de óxidos a potencial controlado.

DOSIFICACIONES					
SULFUROS			ÓXIDOS		
XANTATO C3430	18	g/t	XANTATO C3430	40	g/t
AERO 7156	60	g/t			
ESPUMANTE NALCO	60	g/t			

Tabla 29. Resultados de pruebas de flotación de óxidos a potencial controlado de - 300 mV.

	MASA (g)	CuT (%)	Cu Sol (%)	Cu Insol (%)
ALIMENTACIÓN	691,95	0,69	0,23	0,46
CONCENTRADO SULFURO	38,43	0,88	0,27	0,61
RELAVE INTERMEDIO	653,52	0,68	0,23	0,45
CONCENTRADO ÓXIDO	38,30	0,77	0,23	0,54
RELAVE	615,22	0,67	0,23	0,44

RESULTADOS
------------

RECUPERACIÓN SULFUROS (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	7,14	6,58	7,43

RECUPERACIÓN ÓXIDOS (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	6,69	5,93	7,08

RECUPERACIÓN GLOBAL (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	13,35	12,11	13,98

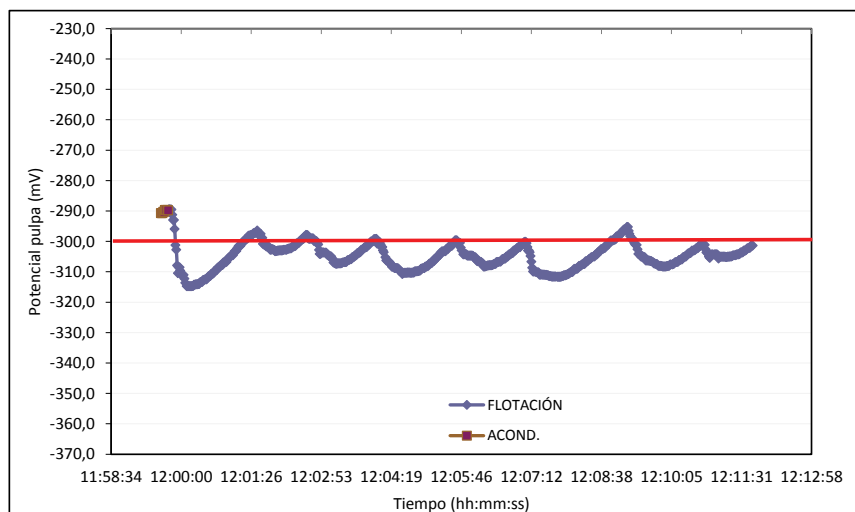


Figura 4: Registro de potencial de pulpa, para la prueba a potencial controlado de – 300 mV.

Tabla 30. Resultados de pruebas de flotación de óxidos a potencial controlado de – 400 mV.

	MASA (g)	CuT (%)	Cu Sol (%)	Cu Insol (%)
ALIMENTACIÓN	689,67	0,71	0,24	0,47
CONCENTRADO SULFURO	34,33	0,89	0,26	0,63
RELAVE INTERMEDIO	655,34	0,70	0,24	0,46
CONCENTRADO ÓXIDO	40,55	0,76	0,25	0,51
RELAVE	614,79	0,69	0,24	0,45

RESULTADOS
------------

RECUPERACIÓN SULFUROS (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	6,26	5,41	6,70

RECUPERACIÓN ÓXIDOS (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	6,73	6,46	6,87

RECUPERACIÓN GLOBAL (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	12,57	11,52	13,11

RECUPERACIÓN EN PESO (%)	
	10,86

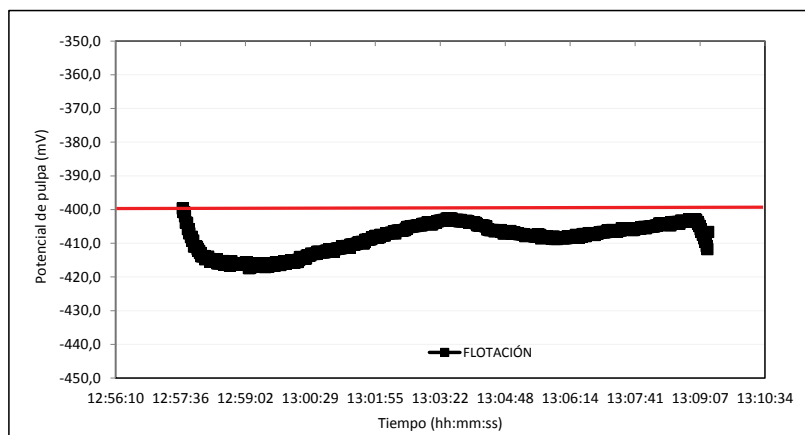


Figura 5: Registro de potencial de pulpa, para la prueba a potencial controlado de  $-400$  mV.

Tabla 31. Resultados de pruebas de flotación de óxidos a potencial controlado de  $-500$  mV.

	MASA (g)	CuT (%)	Cu Sol (%)	Cu Insol (%)
ALIMENTACIÓN	686,00	0,68	0,24	0,44
CONCENTRADO SULFURO	26,46	0,93	0,26	0,67
RELAVE INTERMEDIO	659,54	0,67	0,24	0,43
CONCENTRADO ÓXIDO	45,90	0,80	0,26	0,54
RELAVE	613,65	0,66	0,24	0,42

DATOS METALÚRGICOS
--------------------

RECUPERACIÓN SULFUROS (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	5,26	4,17	5,86

RECUPERACIÓN ÓXIDOS (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	8,28	7,54	8,69

RECUPERACIÓN GLOBAL (%)	Cu Total	Cu Soluble	Cu Insoluble
	13,10	11,39	14,04

RECUPERACIÓN EN PESO (%)	
	10,55

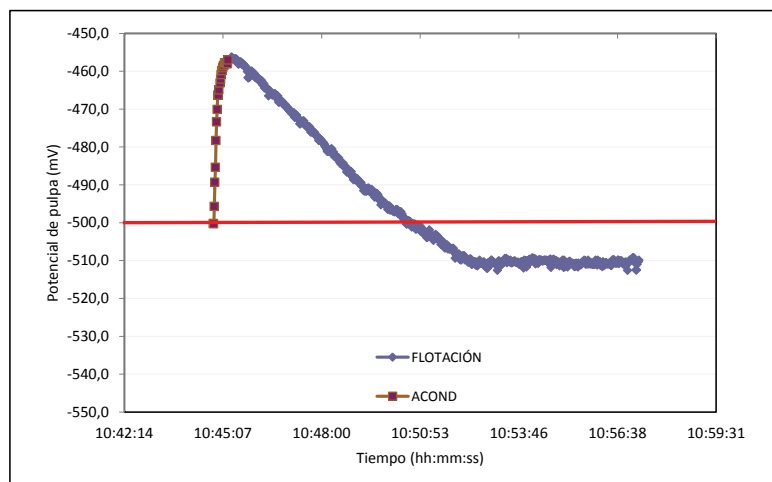


Figura 6: Registro de potencial de pulpa, para la prueba a potencial controlado de  $-500\text{ mV}$ .

Tabla 32. Cinética de flotación primaria de óxidos.

Tiempo (min)	Masa (g)	Leyes Cu %	Masa Ac. (g)	Leyes Ac. (%)	Rec. Ac.(%)
1	8,14	0,79	8,14	0,79	1,47
2	5,1	0,87	13,24	0,82	2,49
4	8,56	0,83	21,8	0,82	4,12
8	11,1	0,83	32,9	0,83	6,23
12	8,11	0,82	41,01	0,83	7,75
20	11,42	0,83	52,43	0,83	9,92
30	10,14	0,8	62,57	0,82	11,78

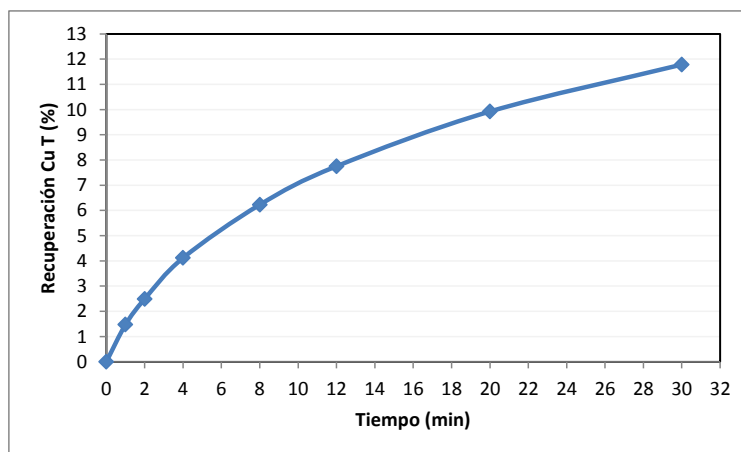


Figura 7: Cinética de flotación primaria de óxidos.

Se programó ejecutar una prueba de circuito abierto, bajo las mejores condiciones obtenidas con las diversas pruebas de flotación realizadas en este trabajo. Se consideró para la flotación de óxidos usar el reactivo C 3430 más NaHS, en vez de hidroxamato, debido que este último reactivo tiene un costo mucho mayor que el C 3430. Las principales condiciones de operación fueron: pH 9,5 velocidad de agitación a 1.000 rpm, se agregó espumante y xantato en cantidades estimando la masa de la pulpa total del concentrado de limpieza (la misma dosificación que flotación primaria óxido) y se aumentó el flujo de aire de 3 L/min a 4 L/min, y el potencial de trabajo se ajustó a -300 mV. Los resultados del circuito abierto, se presentan en la figura 8.

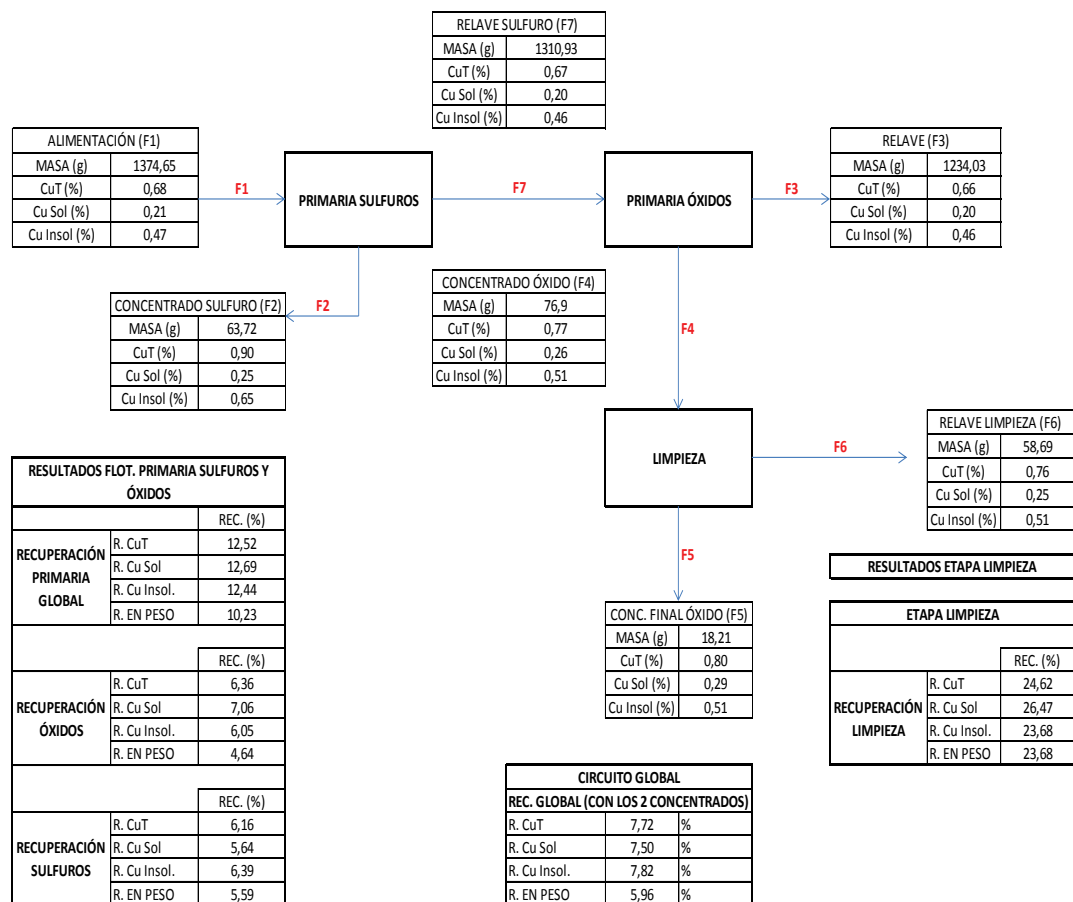


Figura 8: Balance global de flotación bajo mejores condiciones.

#### IV. COMENTARIOS.

La caracterización física de la muestra indica que la granulometría es muy fina, con un p80 del orden de 30  $\mu\text{m}$ , y que el 55% de ella está bajo 20  $\mu\text{m}$ .

El análisis químico indica un 0,72 % de cobre total y un 0,35 % de Cu soluble.

De acuerdo a este resultado, la razón Cu soluble/Cu total es de 0,49, lo que indica que hay un contenido similar entre cobre soluble e insoluble, y, para este último, su presencia está confirmada, en la muestra, por medio del análisis mineralógico, que detecta especies como calcopirita, calcosina y covelina a nivel de trazas.

Con relación a las pruebas de flotación, se realizó, en todas ellas, en primer lugar la flotación de los sulfuros de cobre, como una etapa primaria (rougher), y posteriormente la flotación de óxidos. En el caso del tratamiento de los óxidos, primero se efectuó la flotación primaria, buscando las mejores condiciones de operación y posteriormente, la de limpieza.

De todas las pruebas ejecutadas, en particular, para la flotación de óxidos, se obtienen mejores resultados con la aplicación del colector hidroxamato, alcanzando recuperaciones del orden de 20 % de CuT, con una dosificación de 150 g/t, y leyes de concentrado primario de 0,76 % en CuT. Otro reactivo, que logró recuperaciones del orden de 18 % en CuT, fue el reactivo colector C 3430, que también resultó ser el mejor para la flotación de los sulfuros de cobre.

En flotación de los óxidos de cobre, se utilizaron diversos reactivos específicos (colectores), tales como: MX 7017, MX980, MX 3753, MX 3740, AERO 404 y AERO 3740, con y sin NaHS, los cuales fueron proporcionados por empresas relacionadas con los reactivos de flotación.

Otros reactivos empleados, en el desarrollo de este trabajo, fue un espumante alternativo al estándar de flotación, denominado espumante Nalco, y silicato de sodio, como dispersante de lamas, ya que se contaba con un material de granulometría muy fina y de acuerdo al aspecto visual de las pruebas, ver figura 3, de carácter arcilloso.

Con la aplicación tanto de los reactivos específicos como de los otros reactivos mencionados, no lograron superar los resultados obtenidos con el hidroxamato.

El agente activante de la flotación de minerales oxidados de cobre, sulfhidrato de sodio (NaHS), fue utilizado, en las diversas pruebas realizadas en este trabajo, con variados reactivos colectores, espumantes y dispersantes, mostró un efecto, con la muestra problema, poco significativo en la recuperación de las especies de interés.

Cabe mencionar, que el reactivo NaHS se utilizó en dos formas, a una dosificación controlada y adicionado en forma parcelada en la flotación, la otra bajo la condición de potencial de pulpa controlado empleando un electrodo ORP. En el último caso, se debió montar un sistema específico de control de adición de NaHS durante todo el tiempo de flotación, pero tampoco aportó a elevar la recuperación más allá de lo conseguido con el reactivo hidroxamato, se logró una recuperación promedio de 13 % en CuT, además de aumentar el consumo a valores mucho mayores que los empleados a dosificación controlada. Además, a altos potenciales de pulpa de - 500 mV, fue muy difícil realizar el

control de la dosificación de NaHS, lo que se reflejó en la gráfica de potencial vs tiempo en la figura 6, en cambio, para las dosificaciones de -300 y -400 mV, esto no ocurrió.

En cuanto a la prueba cinética de flotación primaria de óxidos, se observa que se alcanza una recuperación del cobre total, del orden de 12 %, para un tiempo de 30 minutos, aun cuando se observa en la figura 7, una tendencia a alcanzar mayores valores de recuperación, pero se estima que este no debiera sobrepasar del 14 a 15 % en recuperación. Se debe tener en cuenta, que se utilizó un tiempo de flotación de 30 minutos, valor bastante elevado, y que si se estima un tiempo de flotación a escala industrial, con un factor de 2, se obtendría como mínimo un tiempo de 60 minutos.

En la prueba a circuito abierto de flotación, no logra los resultados esperados, ya que se obtiene una recuperación global de un 8 % en cobre total, considerando la etapa primaria y limpieza de óxidos.

A modo de resumen, se puede plantear que se trabajó con una muestra compleja, compuesto N6, del punto de vista mineralógico, y que para el conjunto de pruebas realizadas, se logra una recuperación máxima en cobre total del orden de 20 %.

ANEXO



Universidad Católica del Norte

ver más allá

DEPARTAMENTO DE CIENCIAS GEOLÓGICAS

### Estudio calcográfico muestras CMZ, BR-01, MVC-1. Prof. Hugo Cárcamo.

Se presenta el resultado del reconocimiento de la mineralogía metálica de las muestras indicadas: Con el propósito de cumplir con el objetivo de caracterizar los componentes metálicos contenidos en el material proporcionado, fue necesario en primer lugar confeccionar briquetas con resina Epoxica las que fueron pulidas en una de sus caras y posteriormente analizadas mediante la técnica de microscopia de luz reflejada, diseñada exclusivamente para el reconocimiento de minerales opacos.

La abundancia relativa de los minerales metálicos se expresa en términos de % en volumen según Tabla Elsevier de minerales y rocas, 1982.

#### MUESTRA CMZ

Los minerales metálicos en la muestra son muy escasos y representan a nivel de trazas. Dentro de los opacos hematita es la especie dominante, magnetita, pirita y calcopirita se reconocen de manera escasa, mientras que covelina y calcosina se presentan a nivel de trazas.

La abundancia relativa de los minerales opacos presentes y sus características relevantes se describen a continuación.

#### a) Abundancia relativa de especies metálicas (base total metálicos)

Mineral	% Volumen	
Hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )	93	
Magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ )	5	
Pirita ( $\text{FeS}_2$ )	1	
Calcopirita ( $\text{FeCuS}_2$ )	1	
Covelina ( $\text{CuS}$ )	Tr	
Calcosina ( $\text{Cu}_2\text{S}$ )	Tr	

#### Tr. Trazas

#### b) Tamaño Granulométrico ( $\mu\text{m}$ )

Tamaño Hematita	Media	10 $\mu\text{m}$
	Máximo	150 $\mu\text{m}$



Universidad Católica del Norte  
**ver más allá**

DEPARTAMENTO DE CIENCIAS GEOLÓGICAS

Tamaño Magnetita	Media	10 $\mu\text{m}$
	Máximo	50 $\mu\text{m}$
Tamaño Pirita	Media	10 $\mu\text{m}$
	Máximo	20 $\mu\text{m}$
Tamaño Calcopirita	Media	10 $\mu\text{m}$
	Máximo	50 $\mu\text{m}$
Tamaño Covelina	Media	
	Máximo	10 $\mu\text{m}$
Tamaño Calcosina	Media	
	Máximo	50 $\mu\text{m}$

c) **Descripción de especies minerales**

**Hematita:** Es lejos el metálico más abundante en la muestra, presenta una abundancia relativa que bordea el 93 % (base total metálicos), y un tamaño medio de cristales de aproximadamente 10  $\mu\text{m}$ , pudiendo alcanzar como máximo 150  $\mu\text{m}$ . La hematita mayoritariamente se observa como finas diseminaciones en fragmentos líticos con menos de un 30 de los granos totalmente liberados. Con frecuencia la hematita se observa reemplazando de manera intensa a cristales de magnetita y con frecuencia, estrechamente asociada a limonitas.

**Magnetita:** La abundancia relativa de la magnetita en la muestra no superan el 5 % (base total metálicos), se reconocen en cristales cuyo tamaño máximo no bordea los 50  $\mu\text{m}$ , la mayoría de los cuales se presentan reemplazados intensamente por hematita. La magnetita se reconoce exclusivamente como finas diseminaciones en fragmentos líticos.

**Pirita:** Presenta una abundancia relativa cercana al 1 % y se reconoce en cristales con un tamaño medio de 10  $\mu\text{m}$ , mientras que los granos más grandes pueden alcanzar los 20  $\mu\text{m}$ . Este sulfuro se presenta exclusivamente como granos totalmente liberados, y sin mostrar contacto con alguna de las otras facies metálicas recocidas en la muestra.

**Calcopirita:** Al igual que pirita, la calcopirita es escasa y presenta una abundancia relativa de aproximadamente 1 %. Los granos de calcopirita no superan los 50  $\mu\text{m}$  en tamaño y todos ellos se observan como granos liberados (fotomicrografía 1).



Universidad Católica del Norte

ver más allá

DEPARTAMENTO DE CIENCIAS GEOLÓGICAS

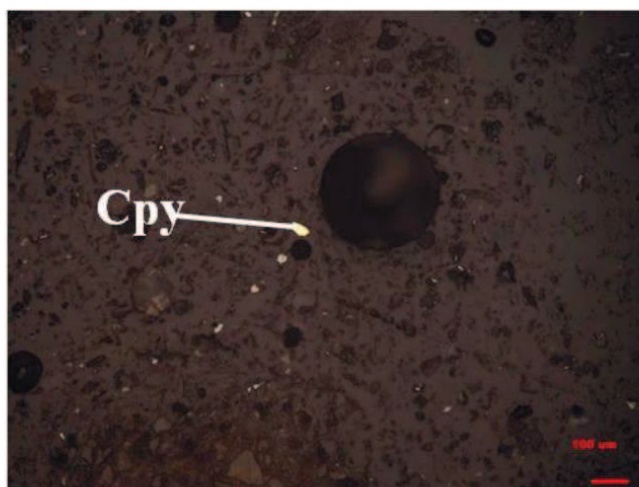
**Covelina:** Se reconocen solo unos pocos granos de este sulfuro de cobre, por lo que se les asigna una abundancia relativa a nivel de trazas. Los cristales presentan un tamaño medio no superior a  $10 \mu\text{m}$ , los cuales normalmente conforman cúmulos que pueden llegar a medir hasta  $30 \mu\text{m}$  como máximo (fotomicrografía 2). La mayoría de los granos de covelina se presentan liberados.

**Calcosina:** Se han reconocido solo un par de granos de calcosina en la muestra, el mayor de los cuales supera los  $50 \mu\text{m}$  en tamaño y en general son menores a  $20 \mu\text{m}$ . Por lo general la calcosina se presenta como granos totalmente liberados.

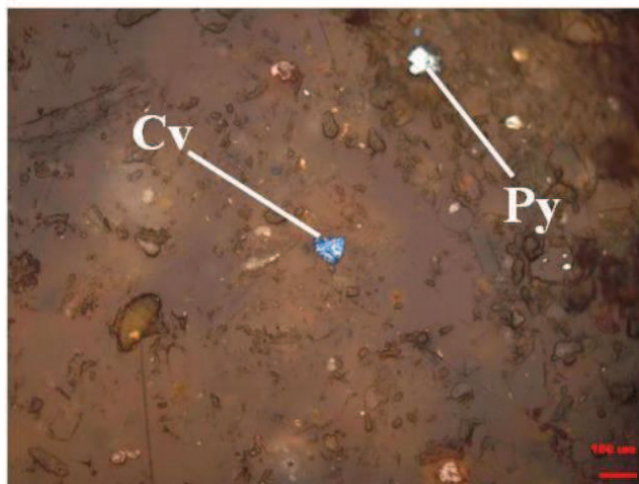


Universidad Católica del Norte  
ver más allá

DEPARTAMENTO DE CIENCIAS GEOLÓGICAS



Fotomicrografía 1. Grano de calcopirita (Cpy) totalmente liberado.



Fotomicrografía 2. Cúmulo de granos de covelina (Cv) y grano liberado de pirita (Py).

